



Universidad de Holguín  
"Oscar Lucero Moya"  
Facultad de Ingeniería  
Departamento de Ingeniería Mecánica  
Empresa de Fundiciones Acero-Hierro.



Sustitución del ferrosilicio por fragmentos de vidrio en el proceso  
de fusión de metales ferrosos.

Trabajo presentado en opción al Título de Ingeniero Mecánico

Autor: Alexeis Corbal Lorenzo.

Tutor: Msc. Rigoberto Pastor Sánchez Figueredo.

Curso 2009-2010

Holguín

## **Resumen**

La presente investigación muestra la solución al problema existente en el país sobre la necesidad de aumentar el rendimiento tecnológico general en el proceso de manufactura por fundición con un trabajo encaminado a producir a menor costo y con mayor calidad con la utilización de materias primas y materiales bajo las condiciones actuales en la industria sideromecánica cubana, garantizan productividad, eficacia y competitividad en la producción a escala industrial. La investigación se realiza un estudio de los antecedentes principales, características y el estado actual de la utilización de los materiales para la fusión de metales ferrosos y desarrollada por diferentes autores. Se expone en detalles todos los elementos que componen la metodología de fusión utilizando fragmentos de vidrio como sustituto del ferrosilicio en la fusión de metales ferrosos. Se describe la concepción de la metodología seguida con el fin de demostrar y comprobar la hipótesis planteada. Se analizan casos reales utilizando los fragmentos de vidrio como sustituto del ferrosilicio en la fusión de metales ferrosos y da una valoración socio económica con un análisis del costo y el tiempo empleando ferrosilicio comparándolo con el costo de la fusión con fragmentos de vidrio, demostrando la competitividad, sostenibilidad y la sustentabilidad con el empleo de este material que contribuye de forma determinante en el aumento del rendimiento tecnológico general de la fábrica.

## **Summary**

The present investigation shows the solution to the existent problem in the country about the necessity of increasing the general technological yield in the factory process for foundry with a work guided to take place at smaller cost and with more quality with the use of prime matters and cheaper and more efficient materials in the preparation of the molding mixtures under the current conditions in the Cuban sideromecánica industry, they guarantee productivity, effectiveness and competitiveness in the production to industrial scale. The investigation carries out a study of the antecedents, main characteristic and the current state of the use of the materials for the coalition of ferrous and not ferrous metals developed by different authors. It is exposed in details all the elements that compose the coalition methodology using glass fragments as substitute of the FerroSilicon in the coalition of ferrous metals. The conception of the followed methodology is described with the purpose to demonstrate and to check the outlined hypothesis. Real cases are analyzed using the glass fragments as substitute of the Ferro Silicon in the fission of ferrous metals and gives an socio-economic valuation with an analysis of the cost and the time using Ferro Silicon comparing it with the cost of the fission with glass fragments, demonstrating the competitiveness, sostenibility and the sustentability with the employment of this material that contributes in a decisive way in the increase of the General Theoretical Efficiency of the factory.

## Índice

Introducción.....	5
Capítulo 1	
1.1 Características de las ferroaleaciones.....	15
1.2 Fusión de hierro en horno de arco eléctrico básico .....	16
1.2.1 Preparación de los materiales para la fusión.....	17
1.2.2 Tecnología del proceso de fusión.....	18
1.2.3 Período de reducción en la fusión.....	21
1.3 Fusión en horno eléctrico ácido.....	23
1.4 Hornos de inducción y la fusión de ellos.....	24
1.4.1 Tecnologías del proceso de fusión en hornos de inducción.....	25
1.5 Producción de hierro sintético en hornos de inducción.....	26
1.6 Vidrio.....	30
1.6.1 Características de la producción de vidrio.....	30
1.6.2 Proceso de fabricación .....	31
1.6.3 Resistencia.....	31
1.6.4 Propiedades del vidrio.....	32
1.6.5 Envases de vidrio y el medio ambiente.....	32
1.6.6 Utilización actual de los fragmentos de vidrio.....	33
Capítulo 2	
2.1 Fundamentos metalúrgicos de la fusión en cubilotes.....	34
2.1.1 Procesos que ocurren en las distintas zonas del cubilote.....	35

2.1.2	Procedimientos para eliminar el azufre de la fundición.....	39
2.2	Cálculo de las cargas en el horno cubilote.....	41
2.3	Desarrollo del cálculo.....	42
2.3.1	Cálculo de la cantidad de Mn en el retorno.....	44
2.3.2	Cálculo de la cantidad de Si en el retorno.....	44
2.3.3	Cálculo de la cantidad de C en el retorno.....	45
2.3.4	Cálculo de la cantidad de Mn en la chatarra de Fe.....	45
2.3.5	Cálculo de la cantidad de Si en la chatarra de Fe.....	45
2.3.6	Cálculo de la cantidad de C en la chatarra de Fe.....	46
2.3.7	Cálculo de la cantidad de Mn en la chatarra de acero.....	46
2.3.8	Cálculo de la cantidad de Si en la chatarra de acero.....	46
2.3.9	Cálculo de la cantidad de C en la chatarra de acero.....	47
2.3.10	Para el cálculo del fósforo (P) y el azufre (S) .....	47
2.3.11	Cálculo del P en la carga.....	47
2.3.12	Cálculo del S en la carga.....	48
2.3.13	Cálculo de la cantidad de fragmentos de vidrio que se necesitan para adicionar el silicio.....	48
2.3.14	Cálculo de la cantidad de FeMn que se necesita adicionar.....	49
2.3.15	Cálculo de la adición del carbono.....	50
2.3.16	Cálculo de la carga para 1 t.....	51
2.3.17	Instrucciones Tecnológicas.....	53

2.4 Valoración socio económica.....	71
Conclusiones.....	73
Recomendaciones.....	74
Bibliografías.....	75
Anexos	

## **Agradecimientos**

Quisiera agradecerle a toda mi familia por el apoyo que siempre he recibido de ellos, a mis amigos, a mis profesores a lo largo de toda mi carrera y en especial a mi tutor por su tiempo, dedicación y enseñanzas.

## **Dedicatoria**

Tengo la dicha de tener a mis padres siempre a mi lado, contar con su ayuda y especial ejemplo en la vida. Todo homenaje de mi parte, será siempre poco. Para ellos dedico este trabajo.



## **Introducción**

Para la fundición de hierro o acero revisten especial interés las ferroaleaciones en forma de briquetas, estas proporcionan un medio cómodo y eficaz de agregar las cantidades exactas de ferroaleaciones en el horno, para obtener una composición determinada de hierro o acero. La ferroaleación puede ser definida como un hierro que, además de carbono, tiene un elevado % de un elemento determinado, y es empleado como medio para agregar este elemento en la fundición del hierro o acero, entre las ferroaleaciones más utilizadas se encuentra el ferrosilicio, por su alto valor desoxidante y que en la actualidad se encuentra restringido, lo que ha afectado las producciones de hierro y acero, ya que al no utilizarse durante la fusión, se obtiene un alto nivel de rechazo.

La Empresa Fundición de Hierro y Acero (EFHA), es una de las entidades que tiene dentro de sus planes de desarrollo la implementación de materiales alternativos para la producción de metales ferrosos y no ferrosos, la misma está ubicada en la carretera de San Germán Km 3 ½, Holguín, fue fundada en julio de 1980 y redimensionada en el año 2003 y consta de dos talleres fundamentales para su producción.

El taller de producciones ferrosas con un horno de cuba alta discontinuo de 700 mm de diámetro interior. La capacidad calculada del mencionado taller es de 360 toneladas al año. Se producen piezas principalmente para la Industria Mecánica, el MINAZ, el MINTUR, el MINBAS, entre otras. El moldeo se realiza en cajas metálicas de dimensiones 1000 x 800 x 300 mm y 630 x 500 x 250 mm y se utilizan mezclas en verde.

Posee un taller secundario para la elaboración y secado de los machos, estos son elaborados con mezclas de cromita, bentonita, fuel oil y melaza con secados en estufas a temperaturas de 200 – 250° C. Presenta un sistema de moldeo mecanizado con máquinas neumáticas movidas por un compresor que impulsa de forma estable aire comprimido a seis atmósferas.

El taller de fundiciones no ferrosa en su entorno tecnológico cuenta con: horno de crisol para la fusión de bronce, horno Wilkinson para la fusión de cuproaleaciones, horno

tambor para la fusión de aleaciones de aluminio y se moldea con pisones neumáticos y mezclas en verde. La empresa tiene un taller auxiliar de herramental para la construcción de los modelos, accesorios, dispositivos y mantenimiento necesario para la ejecución de la producción. Actualmente, en nuestro país la compra de ferrosilicio para fundición se hace prácticamente imposible, por lo que es necesaria la búsqueda de materiales alternativos para realizar los procesos de fusión en sustitución del FeSi.

Los contenidos de silicio en el vidrios químicamente se asemejan al de las ferroaleaciones y además la Empresa Vidrios de las Tunas “Antonio Maceo Grajales”, fue industrialmente cerrada actuando desfavorablemente en el medio ambiente, debido a que al no tener mercado para los fragmentos y frascos de vidrio recolectados por las Empresas Recuperadoras de Materias Primas, se han acumulado más de 17 000 ton de fragmentos de vidrio en los patios de la UERMP debido a sus características no degradables, lo cual ha generado como **problema**: ¿Como sustituir el ferrosilicio (FeSi) por fragmentos de vidrio en la fusión de hierro bajo las condiciones específicas de la fábrica de acero-hierro de Holguín?.

Por ese motivo surge como **objeto de estudio**, las ferroaleaciones para la producción de hierro y acero y como **campo de acción**, los materiales de fusión.

La investigación plantea como **hipótesis**: Si se utilizan fragmentos de vidrios en sustitución del ferrosilicio en los procesos de fusión, se aumenta la productividad y competitividad en la producción.

A partir de la hipótesis, se plantea como **objetivo general** del trabajo:

Demostrar la factibilidad del empleo de los fragmentos de vidrio en los procesos de fusión.

Como **objetivos específicos** de la investigación se plantean:

- Evaluar los procedimientos existentes, la utilización de las ferroaleaciones y el estado actual de aplicación en la tecnología para la producción de fundidos.

- Determinar las reservas de fragmentos de vidrio que existen en los patios de las entidades de la UERMP del SIME.
- Establecer la metodología adecuada para la sustitución del ferrosilicio FeSi por fragmentos de vidrios en los procesos de fusión de aleaciones ferrosas.

### **Tareas de la Investigación.**

1. Intercambiar con los expertos de la Empresa de Fundiciones Acero-Hierro sobre las particularidades del FeSi en los procesos de fusión.
2. Revisar la documentación tecnológica de fusión de la Empresa de Fundiciones Acero-Hierro.
3. Revisión Bibliográfica especializada.
4. Hacer un estudio sobre las reservas y la utilización actual del vidrio bajo las condiciones específicas de la industria cubana actual.
5. Establecer la tecnología de fusión utilizando fragmentos de vidrios en la fusión de metales ferrosos.

Los **beneficios esperados** de la investigación se expresan en el aumento del rendimiento tecnológico general de las empresas que utilizan los procesos de manufactura por fundición, utilizando el vidrio en calidad del ferrosilicio como material alternativo más barato en la fusión de hierro, adecuado a las condiciones actuales de la industria en Cuba, garantizando de esta forma el aumento de la competitividad de estas producciones.

Los métodos científicos cumplen una función fundamental en el desarrollo de la ciencia, ya que permiten obtener nuevos conocimientos sobre el fenómeno que se estudia y ejercen un papel importante en la construcción y desarrollo de la teoría científica.

En las ciencias se aplican una variedad de métodos teóricos, dentro de ellos están: el método de análisis y la síntesis, el hipotético-deductivo, el análisis histórico y el lógico, el de tránsito de lo abstracto a lo concreto, la modelación y el enfoque de sistema. Cada

uno cumple funciones gnoseológicas determinadas, por lo que en el proceso de realización de una investigación científica se complementan entre sí. A continuación se exponen los **métodos** fundamentales utilizados en la investigación:

- Método histórico-lógico: Este se aplica para establecer el estado del arte del tema de investigación, como marco teórico referencial, permitiendo conocer que se ha investigado sobre el tema objeto de estudio y que leyes o aspectos generales se abordan en el fenómeno que se estudia.
- Método de inducción-deducción: A partir del estudio de diferentes casos particulares se llega a establecer aspectos que son generales y leyes empíricas, que constituyen puntos de partida para inferir o confirmar formulaciones teóricas, de las cuales se deducen nuevas conclusiones lógicas que son sometidas a prueba de acuerdo con las generalizaciones empíricas. Se aplicará para la evaluación de los diferentes criterios que intervienen en la tecnología para la utilización del vidrio en la fusión de hierro.
- Método de análisis y síntesis: Se utiliza para identificar los factores principales y sus características que influyen en el fenómeno que se estudia, así como su interrelación. Se aplica para identificar las etapas que intervienen en la tecnología para la utilización del vidrio en la fusión de hierro.
- Método de modelación: Se crea un modelo científico como instrumento de la investigación de carácter material o teórico, el cual se utiliza para hacer una reproducción simplificada de la realidad; este cumple una función heurística, ya que permite descubrir y estudiar nuevas relaciones y cualidades del objeto de estudio. Se aplica al modelar el proceso de desarrollo de la tecnología para la utilización del vidrio en la fusión de hierro.
- Método computacional: Se utiliza durante la concepción y desarrollo de la aplicación informática para asistir en el cálculo de los parámetros que intervienen en la tecnología para la utilización del vidrio en la fusión de hierro.

Como **novedad**, la investigación logra por primera vez en las condiciones de la industria Metal-Mecánica en Cuba, la utilización del vidrio como material alternativo en la fusión de hierro para fundido de metales ferrosos, logrando el aumento de la competitividad, la sostenibilidad y sustentabilidad de las fundiciones y la búsqueda de un mercado seguro a los fragmentos de vidrios, actuando positivamente en el medioambiente.

La investigación identifica como **aportes**:

- Genera un nuevo material más competitivo, sostenible y sustentable en la obtención de piezas fundidas, aumentando el rendimiento teórico general de los procesos de manufactura por fundición.
- Lograr una aplicación para los fragmentos de vidrios con una influencia positiva en el medio ambiente.

# **CAPITULO 1: CARACTERÍSTICAS DEL FERROSILICIO Y SU INFLUENCIA EN LA FUSIÓN DE METALES FERROSOS EN DIFERENTES TIPOS DE FUSORES.**

## Introducción

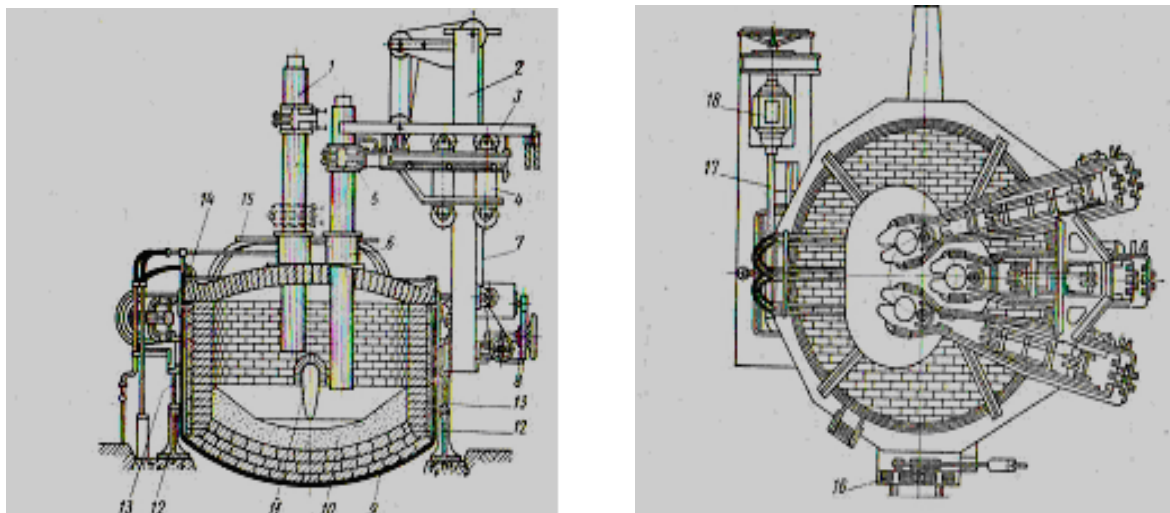
En este capítulo se realiza un estudio de los antecedentes y el estado actual de las ferroaleaciones que se emplean en la tecnología de fusión de metales ferrosos en los diferentes tipos de fusores la utilización de los fragmentos de vidrio.

### **1.1 Características de las ferroaleaciones**

Las ferroaleaciones son fundamentales en los procesos de fusión de las aleaciones ferrosas, entre las más importantes empleadas para tal propósito son las indicadas a continuación: ferrosilicio, ferromanganeso, ferrocromo, ferrovanadio, etc. Algunas de estas ferroaleaciones se obtienen en el alto horno (ferrosilicio, ferromanganeso, ferrocromo). Mediante el agregado de ferroaleaciones en briquetas a la carga del horno, el fundidor puede aumentar o disminuir a voluntad la cantidad de chatarra de acero o hierro y la de los lingotes de hierro, en la carga según la cantidad disponible de estos materiales, obteniendo al mismo tiempo un hierro de calidad superior y más uniforme. En particular pueden obtenerse mejores propiedades mecánicas de las piezas fundidas y una resistencia más elevada a la corrosión. En la fundición de acero se consigue eliminar mediante las ferroaleaciones, las impurezas en la colada y se obtienen una desoxidación y una desgasificación. El ferrosilicio actúa como desoxidante en la fundición de hierro. Además, se emplea esta aleación para aumentar la proporción de silicio al elaborar fundiciones especiales. Se utiliza para hacer adiciones de Si en la cuchara de colada o en el cubilote. Al ferromanganeso se recurre cuando se precisa un efecto desoxidante y de carburación como ocurre en la producción de casi todo tipo de acero. Así mismo, mediante esta ferroaleación se aumenta la resistencia a la tracción y a la vez, al alargamiento. Existen varias clases comerciales de ferromanganeso (normal, de alto contenido de C y de bajo C) y se usan para hacer adiciones de Mn en el horno o en la cuchara de colada. Por medio del ferrocromo se consigue un hierro o acero más resistente a la corrosión y a la oxidación, además de resistencia al calor y al desgaste. [Abramov, 1983]

Existen diversas clases de ferrocromo comerciales (ferrocromo normal, refinado y nitrogenado). El molibdeno en forma de ferromolibdeno, es a menudo agregado para fundiciones especiales de hierro, con el objetivo de aumentar y mejorar las propiedades físicas. Existen ferroaleaciones de combinación, tales como aleaciones de Si-Mn-Zr (con o sin cromo) que se agregan al hierro de fundición en casos especiales, en la cuchara de colada, para aumentar o disminuir el enfriamiento o la fusión, para mejorar las propiedades. Una sustancia aglomerante protege la ferroaleación contra la oxidación al introducirla en la zona de fusión del horno y suelta luego la aleación en forma líquida. Cada briqueta contiene una cantidad exactamente determinada del elemento de aleación, de modo que puede obtenerse sin dificultad la cantidad de materiales de aleación requerida; con solo contar el número de briquetas correspondiente. Sin necesidad de pesarlas se puede cargar el horno con mayor facilidad, y los errores se reducen. Por ejemplo, para obtener un hierro más blando se agregan briquetas de Si. Esta adición produce un hierro fácil de trabajar a máquina y permite al fundidor emplear altos porcentajes de hierro de desecho en la carga. Por el contrario, si las piezas son demasiado blandas, la adición de Cr en briquetas ofrece un método más sencillo para obtener la dureza requerida.

## 1.2 Fusión de hierro en horno de arco eléctrico básico



**Figura 1.** Horno de arco eléctrico

## **Estructura del horno de arco eléctrico**

1 – electrodo; 2 – montante; 3 – barras; 4 – carro; 5 – porta electrodo; 6 – refrigerador; 7 – cuerda de acero; 8 – mecanismo de avance del electrodo; 9 – cubierta de acero; 10 – parte rellena o soldada del revestimiento; 11 – orificio de salida; 12 – apoyo del sector; 13 – sector para inclinar el horno; 14 – armazón 15 – plataforma de servicio; 16 – boca de carga; 17 – husillo del mecanismo de inclinación; 18 – electromotor.

El material principal para la fusión eléctrica es la chatarra de hierro, La chatarra no debe estar muy oxidada, ya que una gran cantidad de herrumbre introduce en el hierro una considerable cantidad de hidrogeno. En dependencia de la composición química, la chatarra se debe clasificar en grupos correspondientes. La cantidad principal de chatarra, destinada para la fusión en hornos eléctricos, debe ser compacta y de gran peso. La masa de los trozos no debe ser mayor que 1/50 de la masa de la carga. Siendo pequeña la masa de relleno de chatarra, toda la porción para la fusión no entra en el horno. Es necesario interrumpir el proceso de fusión y después de una fusión parcial de la carga se introduce el material restante. Ello eleva notablemente la duración del proceso, acarrea un excesivo gasto de energía eléctrica, reduce el rendimiento de los hornos eléctricos. [Batista, 1994]

Los desechos de hierro se acumulan en los talleres de fundición eléctrica, en la sección de desbarbados en formas de virutas, en los talleres de laminados en forma de recortes y desechos, etc.; además, se recibe mucha chatarra aleadas y hierro de las fabricas de construcción de maquinaria. El aprovechamiento de desechos de metales aleados permite economizar valiosos materiales de aleación, elevar la eficacia económica de la fusión eléctrica.

### **1.2.1 Preparación de los materiales para la fusión.**

Todas las adiciones que se introducen en los hornos de arco eléctrico deben ser calcinadas para eliminar los vestigios de aceite y humedad. Las ferroaleaciones se precalientan para acelerar su fusión. La adición en los hornos modernos de desoxidantes y escorificantes en gran parte esta mecanizada y se realiza con ayuda de transportadores, estacadas de tolvas en las cuales tienen lugar el reparto de los materiales en las cajas de carga y su introducción en el horno eléctrico con ayuda de maquinas cargadoras. Los materiales áridos para la formación de escorias se



introducen en el horno eléctrico con ayuda de maquinas lanzadoras. Los materiales de la carga antes de introducirse en el horno se pasan en cubos.

### **1.2.2 Tecnología del proceso de fusión**

La fusión en el horno de arco eléctrico se comienza con la reparación del horno. Las escorias fusibles calientes erosionan intensamente el revestimiento del horno eléctrico. También puede ser dañado el revestimiento del horno durante la operación de la carga. Si la solera del horno no se cubre a tiempo con una capa de metal fundido y escoria, esta puede ser deteriorada por los arcos eléctricos, por ello, antes de comenzar la fusión se realiza la reparación–retoque de la solera. Antes de la reparación de la superficie de la solera se extraen los residuos de escoria y metal. En los lugares dañados de las soleras y los declives, los sitios de transición de la solera a las paredes, se lanza polvo seco de magnesita, y en caso de grandes deterioros, polvos con adición de brea o alquitrán. La reparación se efectúa con máquinas de carga que lanzan a través de la boquilla con aire comprimido los materiales de reparación o que esparcen los materiales por la circunferencia desde un disco de rápida rotación, el cual se introduce en el horno abierto desde arriba.

**Carga del horno.** Par un correcto proceso de fusión tiene gran importancia la correlación de chatarra menuda, la grande y la mediana. La correlación óptima es de 15% de chatarra menuda, 40% de trozos grandes y 45% medianos Esta correlación de la carga de chatarra asegura su compacto apilado en el horno y una utilización más completa del espacio útil. En la parte central del horno próxima a los electrodos se cargan los trozos grandes, cerca de los declives, la chatarra mediana, sobre la solera y la parte superior de la carga, la chatarra menuda. Los trozos pequeños deben llenar los espacios entre los trozos grandes.

**Período de fusión.** La fusión de la carga en el horno ocupa en el tiempo principal del proceso. Actualmente se nota la tendencia de realizar las operaciones de aleación y desoxidación del metal en la cuchara. Por ello la duración de la fusión de la carga determina básicamente el rendimiento del horno. Después de terminar la carga se bajan los electrodos y se conecta a la corriente eléctrica. El metal bajo los electrodos se calienta, se funde y se escurre hacia abajo, acumulándose en la parte central del horno. Los electrodos perforan en la carga pozos, en los cuales se hunden los arcos eléctricos.

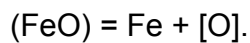
Bajo los electrodos se lanza cal para la formación de escoria, la que cubre el metal fundido, protegiéndolo de la oxidación. Paulatinamente la laguna del metal bajo los electrodos se hace cada vez más grande. Esta funde trozos de carga que caen en el metal fundido y se funden en el mismo. El nivel del metal en el horno poco a poco se eleva y los electrodos, bajo la acción del regulador automático, se elevan. La duración del período de fusión del metal es de 1 a 3 horas en dependencia de las dimensiones del horno y la potencia del transformador empleado. En el período de la fusión el transformador funciona a plena carga e incluso con la sobrecarga de un 15%, admitida por el certificado técnico para el escalón de tensión más alto. En este período los potentes arcos eléctricos no engendran peligro para el revestimiento de la bóveda y las paredes, puesto que están resguardados por la carga. El revestimiento enfriado durante la carga puede recibir una cantidad de calor sin dañarlo por recalentamiento. Para acelerar la fusión de la carga se emplean nuevos métodos. El más eficaz es el de la utilización de transformadores potentes. Así, para hornos de 100 t de capacidad, en otros países se emplean transformadores de 40 MV.A de potencia, para los de 150 t, hasta 60 MV.A y más. La duración de la fusión al utilizarse transformadores potentes se reduce hasta 1 - 1.5 h. Además, para acelerar la fusión se emplean mecheros de combustible, los de mazut o de gas, los cuales se introducen en el horno a través de la boca de carga, o por un dispositivo especial. La utilización de mecheros acelera el calentamiento y la fusión de la carga. El transcurso de la fusión se reduce en 15 - 20 min., disminuyendo el gasto de la energía eléctrica.

Finalmente, un método eficaz es el empleo del oxígeno gaseoso. El oxígeno se suministra al horno tanto a través de tubos de acero revestidos a la boca de la carga, como mediante una tobera, que se introduce en el horno desde arriba a través de un orificio de la bóveda. Como resultado de las reacciones exotérmicas de oxidación de impurezas y hierro se desprende adicionalmente una gran cantidad de calor, el cual calienta la carga, acelera su completa fusión. El empleo de oxígeno disminuye la duración del calentamiento del baño. El período de fusión se reduce en 20...30 min., y el consumo de energía eléctrica, en 60...70 Kwh. por una t de hierro.

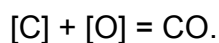
El procedimiento tradicional de la fusión eléctrica de hierro prevé el trabajo en dos variantes: 1) en carga nueva, es decir con oxidación; 2) fusión de desechos. [Malishev, 1991].

Siendo la fusión con oxidación la cantidad excesiva de carbono, de desechos carbono común o chatarra pobre en carbono con adición de carburador, se oxida en el proceso de la fusión. El metal se alea con adiciones de ferroaleaciones para obtener hierro con determinada composición. Al fundirse desechos aleados sin oxidación, la composición del acero es determinada casi por completo por la composición de los desechos y se emplean adiciones de aleación solo para cierta corrección de la composición. La oxidación del carbono no se realiza.

El período de oxidación en la fusión se inicia con la adición de mineral de hierro, el que se da al horno en porciones. Como resultado de la adición de mineral tiene lugar la oxidación del metal por reacción



El óxido de hierro FeO se disuelve en la escoria y satura el metal de oxígeno. El oxígeno disuelto interacciona con el carbono disuelto en el baño de acuerdo con la reacción



Tiene lugar una separación violenta de burbujas de CO, las que espuman la superficie del baño cubierto con escoria. Ya que en el período de oxidación sobre el metal se hace formar escoria de cal con buena fluidez, la escoria se espuma con las burbujas de gas desprendido. El nivel de la escoria llega a ser mas alto que el del umbral de la boca de carga, y la escoria sale del horno.

El escape de la escoria se acelera, inclinando el horno hacia el lado de la boca de la carga a un pequeño ángulo. La escoria cae al colector de escoria, situado bajo la plataforma de trabajo del taller. Durante el período de oxidación se oxida del 0.3 al 0.6% de carbono. Para renovar la composición de la escoria en el horno, simultáneamente con el mineral, se añade cal. La fluidez de la escoria se logra añadiendo pequeñas cantidades de espato de flúor. La velocidad media de quemado del carbono se mantiene en los límites de 0.3 a 0.5%. La continua oxidación del baño y la evacuación de la escoria calina oxidante es la condición imprescindible para disminuir el fósforo del hierro. La reacción del oxidado del fósforo transcurren las condiciones siguientes: alto contenido de oxígeno en el metal y la escoria elevado contenido de cal en la escoria, que es necesario para la formación de la composición estable (CaO .P2O5) y temperatura rebajada. Las condiciones primeras se logran por completo en el horno

eléctrico. El cumplimiento de la última condición se asegura formando una nueva escoria y una nueva constante renovación de la misma, puesto que la escoria saturada de pentóxido de fósforo, se evacúa dentro del horno. Durante la marcha del período de oxidación ocurre la desgasificación del hierro, la expulsión de ella, de hidrógeno y nitrógeno, los que se desprenden las burbujas de CO, que pasan a través del metal. Ya que la presión del hidrógeno y el nitrógeno en las burbujas del CO es igual a cero, los gases del metal deben impulsarse a la atmósfera de las burbujas. [Mannion, 1994]

El desprendimiento de las burbujas de CO también va acompañado de la evacuación del metal de inclusiones no metálicas, las que se expulsan superficie con los flujos del metal o emergen junto con las burbujas de gas. Una buena ebullición del baño también contribuye al mezclado del metal, a la nivelación de la temperatura y composición.

La duración total del período de oxidación consta de 1 a 0.5 h. Par la intensificación del período de oxidación de la fundición, el metal es soplado con oxígeno. Al inyectarse el oxígeno los procesos oxidantes se aceleran bruscamente, y la temperatura del metal se eleva a una velocidad de 8 a 10 °C/min. Para que no se recaliente el metal, a veces se emplean adiciones enfriadoras en formas de desechos de hierro.

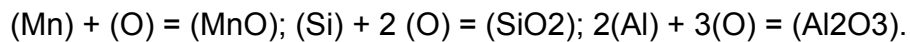
El período de oxidación finaliza cuando el contenido de carbono es tanto inferior al límite prefijado, el contenido de fósforo  $\leq 0.2$  %, la temperatura del metal un tanto mayor que la del hierro, que se descarga del horno. Al término del período de oxidación la escoria se extrae por completo del horno, sacándola de la superficie del metal con ayuda de raspadores de madera. (4)

### **1.2.3 Período de reducción en la fusión**

Después de extraer la escoria de oxidación por bombeado comienza el período de reducción. Las finalidades del período de reducción de la fusión son: desoxidación del metal, disminución del azufre, corrección de la composición química del hierro, regulación de la temperatura del baño; preparación de la escoria fluida bien desoxidada para el tratamiento del metal durante su descarga del horno a la cuchara.

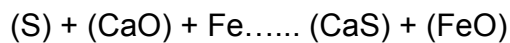
La desoxidación del baño, es decir, la eliminación del oxígeno disuelto en este, se realiza añadiendo desoxidante, al metal sobre la escoria. Al comienzo del período de reducción el metal se cubre con una capa de escoria, para ello en el horno se agregan mezclas escorificantes a base de cal con adiciones de espato de flúor, pedazos de ladrillo de chamota y cuarcita. Generalmente en calidad de desoxidantes se utilizan el

ferromanganeso y el ferrosilicio. Al introducirse los desoxidantes transcurren las reacciones siguientes:



A consecuencia de los procesos de desoxidación gran parte del oxígeno disuelto se enlaza en óxidos y se expulsa del baño en forma de inclusiones no metálicas insolubles en el metal. Este proceso transcurre con bastante rapidez y el lapso del período de reducción se determina principalmente por el tiempo necesario para la formación de una escoria fluida.

En el período de reducción de la fusión, así como también al descargarse el hierro bajo una capa de escoria, cuando ocurre un buen mezclado del metal con la escoria, se efectúa activamente la desulfuración del metal. La reacción de desulfuración



Transcurre activamente con una buena desoxidación del hierro y la escoria, un elevado contenido de CaO en la escoria y alta temperatura que contribuye a la aceleración de los procesos de transporte del azufre del metal a la escoria.

### **Métodos de intensificación del proceso de fusión de aceros en hornos eléctricos.**

Utilización del oxígeno. El empleo del oxígeno gaseoso en los períodos de la fundición y oxidación permite intensificar notablemente los procesos de fusión y oxidación del carbono.

Utilización de escoria sintética. Este método prevé el traslado del afino de metal del horno eléctrico a la cuchara de colada. Para afinar el metal se emplea escoria sintética a base de cal (52...55%) y alúmina (~40%). Esta escoria se funde en horno eléctrico especial con revestimiento de carbono. El horno está dispuesto en el taller de fundición de hierros en hornos eléctricos. Una porción de escoria activa caliente, fluida (de 4 a 5 % de la masa de hierro que se funde en el horno eléctrico) se echa en la cuchara de colada de hierro principal. La cuchara se envía hacia el horno y en esta se descarga el hierro. El chorro de hierro, cayendo de gran altura, choca con la superficie de la escoria fundida, se fragmenta en pequeñas gotas y espuma la escoria. Tiene lugar el mezclado del hierro con la escoria. Ello favorece una marcha activa de los procesos de intercambio entre el metal y la escoria sintética. En primer término transcurren los procesos de disminución del azufre: bajo en contenido de FeO en la escoria y de

oxígeno del metal; elevada concentración de CaO en la escoria; alta temperatura y el mezclado del metal con la escoria. La concentración de azufre puede ser disminuida hasta el 0.02 %. En este caso ocurre una considerable evacuación de inclusiones no metálicas de óxidos del hierro a consecuencia de la asimilación, la absorción de estas inclusiones por la escoria sintética y la redistribución del oxígeno entre el metal y la escoria.

En el chorro de oxígeno al baño se inyectan polvos a base de cal espato de flúor. Para la desoxidación del metal se emplea ferrosilicio en polvo, para la oxidación del baño y para acelerar la expulsión del carbono y fósforo se añaden óxidos de hierro. Los materiales sólidos pulverizados, al penetrar en el baño del metal, tienen una gran superficie de contacto con el metal, superando en varias veces la superficie de contacto del baño por la capa de escoria. Al mismo tiempo ocurre un intensivo mezclado del metal con las partículas sólidas.

La fusión en el horno de arco eléctrico se comienza con la reparación del horno. Las escorias fusibles calientes erosionan intensamente el revestimiento del horno eléctrico. También puede ser dañado el revestimiento del horno durante la operación de la carga. Si la solera del horno no se cubre a tiempo con una capa de metal fundido y escoria, esta puede ser deteriorada por los arcos eléctricos, por ello, antes de comenzar la fusión se realiza la reparación–retoque de la solera. Antes de la reparación de la superficie de la solera se extraen los residuos de escoria y metal. En los lugares dañados de la solera y los declives, los sitios de transición de la solera a las paredes, se lanza polvo seco de magnesita, y en caso de grandes deterioros, polvos con adición de brea o alquitrán. La reparación se efectúa con máquinas de carga que lanzan a través de la boquilla con aire comprimido los materiales de reparación o que esparcen los materiales por la circunferencia desde un disco de rápida rotación, el cual se introduce en el horno abierto desde arriba.

### **1.3 Fusión en horno eléctrico ácido**

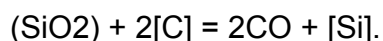
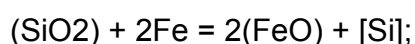
Los hornos eléctricos ácidos se revisten con material refractario a base de sílice. Estos hornos tienen baños más profundos y, como consecuencia, un diámetro menor de la camisa menores pérdidas de calor y consumo de energía eléctrica. La resistencia del revestimiento en la bóveda y las paredes del horno ácido es considerablemente superior de básico. Esto es consecuencia de la pequeña duración del proceso. Los

hornos con revestimiento ácido se emplean en talleres de fundición de hierro y acero. Pueden usarse periódicamente, es decir, trabajar con interrupciones. Se sabe que el revestimiento básico se desgasta rápidamente al enfriarse con frecuencia. El gasto de materiales refractarios por 1 t de hierro es inferior en el horno ácido. Los materiales refractarios ácidos son más baratos que los básicos. En los hornos ácidos el metal se calienta con más rapidez hasta una temperatura elevada, lo que se requiere para la colada.

Las desventajas de los hornos ácidos están relacionadas, en primer lugar con el tipo de escoria. En estos hornos la escoria ácida básicamente se compone de sílice. Por ello esta escoria no permite disminuir del hierro el fósforo y el azufre. Para tener un contenido de estas impurezas en los límites admitidos, se deben elegir materiales de cargas especiales, pobre de fósforo y azufre. Los hornos ácidos tienen una limitada aceptación y pequeña capacidad (de 1 a 3 t).

La tecnología del proceso de fusión en el horno eléctrico ácido tiene las particularidades siguientes. El período de oxidación de la fusión es corto, la ebullición del metal no se intensiva, ya que el sílice enlaza el FeO en la escoria y, como resultado, la velocidad e migración del oxígeno al metal para oxidación del carbono disminuye. La escoria ácida es más viscosa, ella dificulta la ebullición. La escoria se forma adicionando arena, tierra de moldear usada. La cal se agrega hasta un contenido en la escoria de no más de 6 a 8% de CaO.

La desoxidación del hierro se realiza, como regla, añadiendo ferrosilicio en trozos. Parcialmente el hierro se desoxida con silicio, el que se reduce de la escoria o del revestimiento de acuerdo con la reacción:



A diferencia del procedimiento básico con el ácido el ferromanganeso se adiciona al finalizar la fusión en forma machacada a la cuchara. Con este método se asimila hasta el 90% de manganeso. La desoxidación final se realiza con aluminio en los hierros sintéticos. [Malishev, 1991]

#### **1.4 Hornos de inducción y la fusión de ellos**

Actualmente los hornos de inducción se utilizan ampliamente en la metalurgia y en la construcción de maquinaria.

En comparación con los hornos de arco eléctricos, los hornos de inducción tienen una serie de ventajas: la ausencia de electrodos y arcos eléctricos. La fusión se caracteriza por el pequeño quemado de los elementos de aleación, elevado rendimiento de energía eléctrica, una exacta regulación de la temperatura del metal.

Las desventajas de los hornos son: escorias frías, mal mezcladas, lo que no permite realizar los procesos de afinado con la misma intensidad que en los hornos de arco eléctrico.

La estabilidad del revestimiento en los hornos no es elevada. En los laboratorios se emplean hornos de alta frecuencia con una capacidad de varios gramos hasta 100 kg; en talleres de fundición hornos de baja y mediana frecuencia hasta 2 a 6 t; los hornos más grandes tienen una capacidad de 60 t. En tipo principal de hornos modernos de alta frecuencia o de inducción son los hornos sin núcleo. Este horno consta del inductor-bobina, arrollado de un tubo de cobre con enfriamiento por agua. Dentro del inductor se dispone un crisol cilíndrico: o se apisona de materiales refractarios en polvo dentro del inductor, o bien se usa ya elaborado. Al superponerse sobre el inductor corriente alterna de 50 a 4000 Hz de frecuencia, se crea un campo de fuerza magnético alternativo, el que penetra en el espacio dentro del inductor. Este campo magnético provoca la inducción de corriente en torbellino a la carga metálica en el plano de las espiras del inductor. La densidad máxima de la corriente se consigue en la capa superficial precisamente en esta capa se desprende el calor fundamental, gracias al cual tiene lugar la fusión de la carga.

#### **1.4.1 Tecnologías del proceso de fusión en hornos de inducción**

La fusión se realiza con chatarra de hierro. Los trozos grandes y pequeños se colocan en el crisol o el cubo, con el cual se cargan los hornos grandes de tal manera que el material llena compactamente el volumen del crisol. Las ferroaleaciones de alta temperatura de fusión se sitúan en el fondo del crisol, después de cargarse el horno se conectan la corriente a la potencia total. A medida de la fusión y descenso de la chatarra en el crisol se introduce la carga que no entro en un principio. Cuando los últimos trozos de la carga se sumergen en el metal fundido, sobre la superficie del metal se echan materiales escorificantes. La escoria protege el metal del contacto con la atmósfera y evita las grandes pérdidas de calor. Las mezclas escorificantes se componen de cal, polvo de magnesita y espato de flúor. Durante la fusión la escoria se



desoxida con adición de coque molido y ferrosilicio en polvo. El metal se desoxida con ferroaleaciones en trozos y al finalizar la fusión con aluminio para los hierros sintéticos. Durante el transcurso de la fusión se añaden las ligas. Puesto que las adiciones de aleación prácticamente no se queman, en los hornos de inducción es posible fundir aleaciones de complejas composición. Se debe subrayar que en los hornos de inducción los procesos de eliminación de azufre y fósforo del metal tienen resultados limitados, por ello se requiere seleccionar minuciosamente la carga, la cual debe ser exenta de impureza nociva.

### **1.5 Producción de hierro sintético en hornos de inducción**

Son diversos los investigadores que han abordado la obtención de Hierro Sintético Gris Perlítico con grafito laminar en hornos de inducción. Con la finalidad de producir en Cuba hierro sintético los ingenieros Ronda Oro y Díaz Gijón presentaron en Metánica 2000 un trabajo científicos donde se muestran dos experimentos para la obtención de dicho hierro, con altas propiedades y el menor costo posible.

En los experimentos realizados por Ronda y Díaz [Ronda, Díaz, 2000] se llegan a conclusiones importantes. Logran de forma práctica obtener hierro sintético con un 40% de chatarra de acero.

El trabajo consiste en estabilizar la tecnología de fusión de un hierro sintético gris en hornos de inducción. El método utilizado es el calculo de carga de las materias primas y materiales y ferroaleaciones existentes en la empresa Fundición de Acero-Hierro de Holguín por sus siglas FAH; como la chatarra de acero 20, 35 y 45; ferrosilicio 75 o 45%; ferromanganeso 80% o silicomanganeso 25 y 26% además del coque utilizado en la recarburación.

En la tecnología se define el método de adición de los elementos de carga, toma de muestras, así como la comparación de los resultados con la bibliografía consultada. El análisis metalográfico corrobora la existencia de matriz con perlita aproximadamente igual al 94 hasta 96% y ferrita igual 4 a 6% en las muestras. Dureza Brinell igual 230-241 HB y una distribución uniforme del grafito con un tamaño de la inclusión de 60 a 120Mm según norma GOST. El análisis químico nos da detalles sobre las pequeñas desviaciones respecto a las marcas de aleación según el espesor de las piezas a fundir. Han utilizado este hierro sintético para fundir piezas que funcionan a altas presiones de líquidos y medios gaseosos como botellón de calderas, piezas que trabajan a elevados

esfuerzos como chumaceras de reductor de aleación GG25 norma UNI y otros que su función es de gran responsabilidad (hermeticidad en la termoeléctrica de Felton) y bombas multietapas.

Esta tecnología surge a raíz del déficit de arrabio en la fundición y la carencia en el país de chatarra de hierro en elevadas cantidades y certificamos que se puede obtener en todas las fundiciones del país que posean hornos de inducción, un hierro sintético gris con matriz perlítica y grafito laminar de mejores propiedades mecánicas y utilización. [Ronda, 2000]

La no existencia de arrabios para fundición y chatarras de hierro en la empresa FAH se propusieron confeccionar Hierro Gris G20 a base de chatarras de aceros y ferroaleaciones para continuar produciendo piezas de Combinadas Cañeras, Implementos Agrícolas y nomenclaturas de otras empresas contratadas con los clientes.

Para realizar los experimentos hicieron un cálculo de carga para obtener la composición química según los espesores de cada una de las piezas a fundir (10-35).

### **Experimento No. 1**

Materiales utilizados.

G 20 (remanente dentro del Horno de Inducción).

Chatarra de acero 20.

FeSi 45%.

SiMn 25-26%.

Coque.

Adición de elementos de carga.

Enviamos una muestra al laboratorio para conocer la composición química del metal base (remanente) dentro del horno.

C: 3.45 - 3.55%      P+=0.2%

Si: 2.1 – 2.3%      S +=0.15%

Mn: 0.55 – 0.7%

Se procede al aforado del metal dentro del horno de inducción (4000 kg).

Tecnología de la fusión.

Adicionar  $\frac{3}{4}$  partes del peso total de Coque (66.66 kg) en el espejo de metal con tamaño de

2 –10 mm.

Añadir chatarra de acero 20 (1832.24 kg) con tamaño máximo de 300x300x300 mm.

Una vez líquido el metal se suministra  $\frac{1}{4}$  parte del peso total de coque restante (22.22 kg).

Se elimina la escoria y adiciona el FeSi 45 (65kg).

Luego se calienta el metal a una temperatura de 1380 – 1390 C y se agrégale SiMn (13.88kg) y el aluminio en panes (4.8 kg).

Se toma una muestra y se procede a realizar las correcciones si es necesario.

Por ultimo se vierte el metal en la cazuela precalentada y en cada uno de los moldes.

De forma similar ocurrió cuando se propusieron obtener piezas de mayor responsabilidad para un cliente italiano (tapa lateral del reductor); la cual presenta espesores de 8 – 10 mm y sus exigencias técnicas combinaban gran tenacidad con resistencia con una fácil elaboración con arranque de virutas. En ella el cliente exigía una matriz metálica de Perlita 95% y Ferrita 5%.

Con estas características fundieron otras nomenclaturas, en las cuales el rango de espesores (8-10 mm) y las propiedades exigidas (Hermeticidad y Resistencias a elevadas presiones hasta 10 atmósferas) permitieron que se realizaran los cálculos y se produjeran simultáneamente con materiales existentes en estos momentos en nuestra empresa, como al tapa para la termoeléctrica de Felton y el botellón de calderas, esta pieza que utilizan las calderas modernas de ALASTOR en todo el país.

La aleación fundamental con la cual se produjeron estas piezas es de GG25 y se auxiliaron de las normas UNI italiana.

## **Experimento No. 2**

Materiales utilizados.

FG18 – 36; 4000 kg (Remanente dentro del horno de Inducción).

Chatarra de acero 45.

Ferrosilicio 75%

Ferromanganeso 80%

Coque

Toma de muestra de la aleación base (Remanente) del metal dentro de l horno de inducción.

C 3.4 – 3.5%

P += 0.2%

Si 2.0 – 2.2%                      S +=0.15%

Mn 0.55 – 0.7%

Se procede al aforado del metal dentro del horno de inducción (4000 kg).

Tecnología de la fusión.

Adicionar  $\frac{3}{4}$  partes del peso total del Coque (53.17 kg) en el espejo del metal con tamaño de 2 – 10mm.

Añadir al Chatarra de acero 45 (1860kg) con tamaño máximo de 300x300x300 mm.

Una vez líquido el metal se suministra  $\frac{1}{4}$  parte del peso total de Coque restante (17.73kg).

Se elimina la escoria y se adiciona el FeSi 75 (45 Kg).

Luego se calienta el metal a una temperatura de 1380 – 1390 °C y se agrega el FeMn 80 (24.09kg) y el Aluminio en panes (4.8kg).

Se toma una muestra y se procede a realizar las correcciones si es necesario.

Por ultimo se vierte el metal en la cazuela precalentada y en cada uno de los moldes.

Para la determinación de los análisis químicos fue utilizado un molde metálico cilíndrico de cobre con requisitos de matriz metálica cementítica para los análisis realizados en cuantómetros de 15 elementos. Para los análisis de las propiedades metálicas y las metalográficas se fundieron probetas (diámetro 25x300) en taldes de arena (Seco).

El análisis químico nos da al idea de la existencia de perlita en elevados por ciento según los espesores predominantes en las piezas fundidas, pero el análisis metalográfico demuestra que en una de las piezas confecciones irregulares (11mm, 18 mm y 34mm) se obtuvo perlita 85 – 87%, no así en las demás nomenclaturas que se obtuvo hierro gris con grafito laminar en forma encorvada de dimensiones aproximadas de 60 a 120  $\mu$ m con distribución uniforme y cantidad de grafito de 10 a 12% con matriz de perlita de 94 a 96% y ferrita de 4 – 6 % sin resto de cementita.

En la muestra 2 el aforado del metal dentro del horno no fue mas exacto por tener desgaste el revestimiento de cuarcita lo que trajo consigo una desviación de la composición química, no afectando las propiedades mecánicas y estructura debido a la presencia del cromo níquel.

## **1.6 Vidrio.**

Se denominan vidrios ciertas sustancias duras, frágiles y generalmente transparentes o translúcidas, formadas por soluciones sólidas de silicatos, resultantes de la solidificación progresiva y sin trazas de cristalización, de mezclas homogéneas de sílice ( $\text{SiO}_2$ ), que actúa como ácido y óxidos que actúan como bases. El carácter más notable de los vidrios es su total ausencia de cristalización.

Es una disolución sólida de varios silicatos (sodio, potasio, calcio, plomo, etc.) obtenido por fusión a elevada temperatura, y una vez enfriada la masa adquiere el estado amorfo; es dura, transparente o translúcida, frágil y con buenas resistencias mecánicas y químicas.

La composición de los vidrios se expresa indicando los porcentajes en peso del óxido de sílice (50 al 100 %) y del anhídrido bórico (hasta 20 %) que son los agentes vitrificantes por excelencia, ya que comunican sus propiedades de solidificar en estado "vidrioso", a sus sales y mezclas. En la obtención del vidrio se emplean además, elementos fundentes: óxido de sodio ( $\text{Na}_2\text{O}$ ) y óxido de potasio ( $\text{K}_2\text{O}$ ) en un 13 a 15 % y también elementos estabilizantes como el óxido de calcio ( $\text{CaO}$ ) en un 8 a 13 %.

### **1.6.1 Características de la producción del vidrio.**

El vidrio fue líder sólido, sin rival, para los alimentos y productos químicos y para almacenaje en general, hasta el siglo XVIII cuando se inventó el bote de hojalata. Se han encontrado restos de vidrio desde 7000 a.c. y la primera fábrica en el 1500 a.c. en Egipto. La razón porque los antiguos podían hacer fácilmente el vidrio residía en que los materiales que necesitaban (caliza, carbonato sódico y sílice o arena) los tenían en abundancia. Juntándolos se lograba un vidrio claro, fácil de moldear en caliente.

Es ideal para ser reutilizado pues resiste temperaturas de hasta  $150^\circ\text{C}$ , lo que facilita el lavado y la esterilización. Justamente el grosor de las botellas retornables de vidrio se justifica por la necesidad de que resista mejor el lavado, el rellenado, y el retapado, alargando la vida útil del envase.

Es 100 % reciclable, no perdiéndose material ni propiedades en este proceso y posibilitando un importante ahorro de energía con relación a la producción

Cada tonelada de vidrio reciclado deja de usar aproximadamente 1,2 toneladas de materia prima virgen.

Hoy en día es uno de los materiales más costosos dentro de los usados para envases. Se ha tornado caro tanto en su producción, distribución y recuperación. En el proceso de producción los envases de vidrio utilizan mucha energía. En la fase de distribución los envases de vidrio tiene un alto costo energético de transporte, pues estos envases son de los más pesados, demandando una importante fuerza motriz, en general muy contaminante al usar combustibles derivados del petróleo. Su manipulación acarrea cierta peligrosidad porque se corren riesgos de rotura que pueden generar cortes y lastimaduras a distintas personas a los largo del ciclo del vida del envase. En particular los funcionarios municipales encargados de la recolección de basura padecen estos accidentes cotidianamente, generando además del problema sanitario un importante incremento en el costo laboral de la intendencia. Se estima que una botella de vidrio demora cientos de años en ser depurada por la naturaleza. En la medida que los envases de vidrio eran casi todos retornables, su inalterabilidad al paso del tiempo era una virtud. Pero si el envase es descartable, y además no se recupera, entonces esto sí es un problema.

### **1.6.2 Procesos de fabricación**

Materia Prima: arena, sosa, caliza, componentes secundarios y, cada vez en mayor medida, casco de vidrio procedente de los envases de vidrio reciclados. Se funden a 1500°C. El vidrio obtenido, aún en estado fluido y a una temperatura de unos 900°C, es distribuido a los moldes donde obtienen su forma definitiva. Posteriormente, se traslada a un arca de recocido en la que, mediante un tratamiento térmico, se eliminan tensiones internas y el envase de vidrio adquiere su grado definitivo de resistencia.

### **1.6.3 Resistencia**

La resistencia de los envases de vidrio es realmente sorprendente en algunos casos. Está determinada por los siguientes puntos: forma del envase, distribución de vidrio y grado de recocido. Al tener algún defecto en su resistencia, pueden ocurrir distintos tipos de fractura: por impacto, por choque térmico o por presión interna; todas ellas originadas por una descompensación en las fuerzas de tensión interna.

Las imperfecciones en los envases de vidrio no sólo provocan rupturas, sino muchas otras consecuencias, como defectos en las máquinas que las manejan, defectos de apariencia o reacción en el contenido.

#### **1.6.4 Propiedades del vidrio**

Las más importantes desde el punto de vista mecánicos están muy influenciadas por su fragilidad que constituye su defecto más pronunciado. Esta fragilidad se debe a que el vidrio no tiene zona plástica de deformación y cuando rebaza su límite elástico se rompe.

Entre las propiedades químicas del vidrio se pueden señalar su estabilidad y resistencia a la mayor parte de los compuestos químicos. De los ácidos el único que los ataca es el fluorhídrico. Los agentes atmosféricos atacan al vidrio pero muy lentamente.

En cuanto a sus propiedades físicas la más notable y apreciada es su transparencia debido a que transmiten a su través, el espectro visible.

La densidad del vidrio es del orden de  $2,5 \text{ kg/dm}^3$ . Su dureza entre 6 y 7 en la escala de Mohs. Su módulo de elasticidad para el vidrio plano  $E = 7,3 \times 10^6 \text{ kp/cm}^2$

#### **1.6.5 Envases de vidrio y el medio ambiente**

A lo largo de su historia, el vidrio ha demostrado ser uno de los envases más respetuosos con el medio ambiente. No sólo por el hecho de ser 100% reciclable un número indeterminado de veces. Surge de materias primas abundantes en la naturaleza, mediante un proceso de extracción sencillo y no contaminante.

Posee unas características físico-químicas que le hacen no interferir con las propiedades de los productos que contiene. Por otra parte, su degradación química y su erosión física son muy lentas, no liberando sustancia alguna que pueda resultar perjudicial para el entorno. Además, para su fusión, se puede emplear cualquier tipo de energía. Por todo ello, el vidrio es el envase ecológico por naturaleza.

Reciclaje: en esta industria del reciclaje cuenta mucho, puede reducir en forma espectacular su factura energética y la preocupación por el medio ambiente que le da competencia sobre el ambiente del embalaje de plástico. Actualmente el uso de envases retornables hace considerar su aplicación ecológica, pues éstos deben ser capaces de soportar el repetido uso sin dañarse. Así el costo por viaje tienda-hogar debe ser poco estos se pueden usar hasta 30 veces teniendo un costo muy pequeño, la

alternativa es reducir el peso y resistencia de la botella al mínimo requerido para un viaje. Por lo tanto, los envases no retornables tienen dos tercios de la resistencia del retornable. [Villegas. 2000]

#### **1.6.6 Utilización actual de los fragmentos de vidrio.**

El destino fundamental de los fragmentos de vidrios reciclados por las Entidades de la UERMP de las provincias orientales era como materia prima en la producción de artículos de vidrio en la Fábrica Antonio Maceo Grajales de la provincia de las Tunas. Debido al redimensionamiento de esta industria en Cuba se decidió en cierre de esta empresa, lo que ha provocado una acumulación de fragmentos de vidrios superior a las 17000 ton, las cuales se encuentran ocupando los patios de recuperación de las bases de las entidades de la UERMP, entorpeciendo de esta manera la recuperación de otras materias primas y materiales con una influencia negativa al medioambiente, sin haber encontrado aun la explotación en la industria de estos desechos.

#### **Conclusiones**

Las consultas con expertos y las búsquedas bibliográficas realizadas han demostrado que no existe una metodología con basamento científico que utilice los fragmentos de vidrios como agente portador de silicio en los procesos de fusión de metales ferrosos en los hornos de cubilote, arco eléctrico y de inducción tanto de revestimiento básico como ácido.



## **CAPÍTULO II: METODOLOGÍA DE UTILIZACIÓN DE LOS FRAGMENTOS DE VIDRIO COMO SUSTITUTO DEL FERROSILICIO EN LA FUSIÓN DE METALES FERROSOS.**

### **Introducción**

En este capítulo se expone en detalles todos los elementos que componen la metodología de utilización de los fragmentos de vidrio, como sustituto del ferrosilicio. Así como la concepción de la tecnología de fusión y una valoración socioeconómica de esta investigación.

Esta metodología utiliza por primera vez los fragmentos de vidrio como componentes alternativos de aporte de silicio en la fusión de metales ferrosos.

Para la utilización de los fragmentos de vidrio como componentes alternativos de aporte de silicio en la fusión de metales ferrosos. Los fundidos obtenidos con esta mezcla son más competitivos, sostenibles y sustentables.

Los objetivos de la presente invención es la obtención de fundidos más competitivos, sostenibles y sustentables, a partir de la sustitución de los fragmentos de vidrio como componentes alternativos en la fusión de metales ferrosos e influir positivamente en el medioambiente al darle un destino industrial a la gran cantidad de fragmentos de vidrios que se acumula por día en los patios de las entidades de la UERMP

A continuación desarrollamos los procesos tecnológicos de fusión utilizando el vidrio como material de aporte de silicio en los procesos de fusión en hornos de cubilotes, arco eléctrico, básico, ácido, e inducción básica y ácido.

### **2.1 Fundamentos metalúrgicos de la fusión en cubilotes.**

Durante la fusión en cubilote los materiales de carga y los gases avanzan unos al encuentro de otros. Los materiales de carga descienden y se calientan con los gases que ascienden desde el nivel de las toberas transmitiendo su calor a los materiales de la carga. Además de la transmisión del calor en el cubilote transcurre una gran cantidad de procesos químicos.

El cubilote por su altura se puede dividir por cinco zonas: I – cuba del cubilote; II – zona de fusión; III – zona de reducción de la carga de solo coque; IV – zona de oxígeno de la carga de solo coque; V – crisol del cubilote.

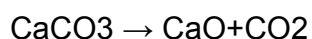
### 2.1.1 Procesos que ocurren en las distintas zonas del cubilote.

**Cuba del cubilote.** En esta zona el metal sólido que se calienta entra en reacciones químicas solamente con la fase gaseosa. El hierro combinándose con los gases, forma  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  y  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , y también puede carbonizarse. En este caso Tiene lugar la disolución del carbono en la fase metálica. La solubilidad del carbono en  $\gamma - \text{Fe}$  varía de 0.8% a  $723^\circ\text{C}$  hasta el 2% a  $1130^\circ\text{C}$ . El exceso de carbono se halla en forma de grafito o en forma de carburo.

La creación de estas dos fases transcurre por la reacción



Como resultado de la oxidación se crean productos gaseosos que se desprenden de la superficie del metal, en la superficie del metal, en la superficie del metal se oxida el silicio y el manganeso, creando las composiciones  $\text{SiO}_2$  y  $\text{MnO}$ , las cuales junto con el  $\text{FeO}$  forman en la superficie del metal una capa de óxido. Además, tiene lugar la saturación de la superficie del metal con azufre. No obstante, la película de óxidos en la superficie del metal sólido dificulta la saturación del metal con azufre y su oxidación. El combustible en la primera zona, calentándose hasta  $100^\circ\text{C}$ , se pierde la humedad que contiene y luego las sustancias volátiles, se hace amorfo y poroso y adquiere un elevado poder reaccional. Por eso el combustible para cubilotes debe tener el mínimo de sustancias volátiles. La caliza en la primera zona debe calentarse hasta la temperatura necesaria para su disociación completa, por la reacción.



Los trozos grandes de caliza se calientan mal y se disocian con dificultad.

**Zona de fusión.** En esta zona los trozos de metal, calentándose, comienzan a fundirse. Si la carga está bien elaborada, la fusión de todos los trozos finaliza en la zona III-de oxidación débil, que no contiene oxígeno, como resultado de lo cual el metal no se oxida. Los trozos de metal de mayor masa pueden no fundirse en la zona III y descender hasta la zona IV, o sea hasta la zona del oxígeno, lo que puede provocar una fuerte oxidación del metal. Si la carga metálica se funde en los límites de la zona III, que no contiene oxígeno, los procesos metalúrgicos que transcurren en la zona II son idénticos a los procesos que tienen lugar en la zona I.

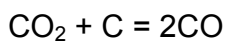
En el período de fusión es posible la absorción del azufre por el metal conforme a la reacción  $3\text{Fe} + \text{SO}_2 = \text{FeS} + 2\text{FeO}$

Con más intensidad que en las capas superiores de la cuba del cubilote.

En esta zona los gases no varían su composición, pero se enfrían considerablemente, puesto que seden el calor para el calentamiento y la fusión del metal.

**Zona de reducción.** En esta zona las gotas del metal se recalientan a cuenta de la alta temperatura de la fase gaseosa y, principalmente, a cuenta del coque ardiente. La atmósfera en la zona, como en las primeras dos zonas, es débilmente oxidante. Los óxidos de hierro creado en la superficie de la gota del metal se disuelven en la misma gota y transmiten el oxígeno a las impurezas de la fundición, que tienen más afinidad con el oxígeno que el hierro, a saber el silicio, manganeso y parcialmente el carbono. Al mismo tiempo las gotas del metal, al hacer contacto con el combustible disuelven el carbono y el azufre del combustible.

Entre el gas y el combustible transcurre la reacción

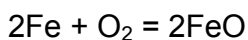


En esta zona también ocurre la escorificación de la cal sólida CaO con sílice líquido SiO<sub>2</sub> creando la escoria.

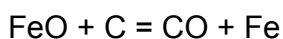
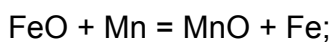
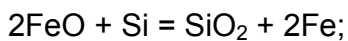
**Zona de oxígeno.** La atmósfera en la zona IV es mas oxidante que en la zona III, ya que en esta hay oxígeno libre. Las gotas de metal se recalientan a cuenta del calor de los gases y el coque y, a causa de la oxidación de las impurezas de la fundición en la fase gaseosa. Al pasar por el flujo de aire frío junto a las toberas, las gotas de escoria se enfrían y, las gotas de fundición se recalientan a cuenta de calor de oxidación de las impurezas.

En la zona de recalentamiento la temperatura máxima, 1600-1650 °C.

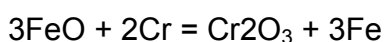
El hierro se oxida por la reacción



Luego el oxígeno entra en combinación con los siguientes elementos:



Si en la fundición hay cromo, este también se oxida



Con un fuerte recalentamiento de la fundición la combustión del silicio, manganeso y el cromo puede interrumpirse. Cuanto mayor es el recalentamiento de la fundición tanto

mas intensiva es la combustión del carbono con la simultánea saturación de la fundición líquida con carbono del coque. En la zona IV del cubilote el azufre del coque se quema fundamentalmente en  $\text{SO}_2$ .

**Crisol del cubilote.** La atmósfera del crisol en la parte superior es oxidante, en la parte media débilmente oxidante y junto a la solera es inoxidante. En la zona V el metal y la escoria se enfrían a cuenta de las pérdidas de calor a través de las paredes y el fondo del crisol.

La influencia de la fase gaseosa depende del nivel del metal y la escoria que se acumula en el crisol del cubilote. Si el nivel de la escoria en el cubilote, sin antecrisol, se eleva hasta las toberas o cerca de ellas ocurre la oxidación del metal a través de la escoria a cuenta del oxígeno del aire. Cuanto menor es el nivel de la escoria, tanto menos oxidante será la atmósfera en el crisol del cubilote. Cuanto mayor es la profundidad del crisol, tanto más lejos de las toberas se halla el nivel de la escoria y menor es la oxidación del metal en el crisol y viceversa: cuanto menor es la profundidad del crisol, tanto mas cerca de las toberas se halla el nivel de la escoria y mayor es la oxidación del metal en el crisol. Cuanto más gruesa es la capa de la escoria, tanto más lentamente transcurre el proceso de transmisión del oxígeno al metal y tanto menor es su oxidación.

Si el cubilote tiene antecrisol, la oxidación del metal al pasar a través del crisol será mínima. En el crisol continúa el proceso de disolución del carbono en la fundición líquida, si esta disolución no alcanzó el límite de saturación en las zonas III y IV dispuestas mas arriba. Como limite de saturación se puede considerar el contenido de carbono correspondiente a la composición eutéctica.

En las primeras porciones de fundición se disuelve el azufre de las capas superficiales de los trozos de coque, dispuestos en el crisol del cubilote. Fundiéndose, el metal descende al crisol en gotas separadas y chorros, sin mezclarse entre sí, por eso en los cubilotes sin antecrisol no ocurre el mezclado completo en la fundición.

**Antecrisol.** La fundición chorrea de la solera del crisol a través del canal de unión al antecrisol donde tiene lugar el mezclado de la fundición y, a consecuencia de la difusión, su composición se iguala. El antecrisol con el oxígeno del óxido ferroso se oxidan el silicio y el manganeso, puesto que ellos tienen una gran afinidad con el oxígeno. Los productos de oxidación emergen a la escoria.

La fundición en el antecrisol se enfría como resultado de la pérdida de calor a través de las paredes del antecrisol.

Como resultado del paso del metal a través de todas las zonas del cubilote tiene lugar la oxidación de aquellos elementos que tienen mayor afinidad con el oxígeno que el hierro. En la práctica la oxidación del silicio constituye 20 – 25% y, en ocasiones la del manganeso en un 25-30%; el cromo en un 20 – 25 %. El níquel, el cobalto y el cobre no se oxidan. El carbono se oxida pero, simultáneamente tiene lugar la saturación de la fundición con carbono, por lo que al final de cuentas la fundición se satura hasta la composición eutéctica.

En algunos casos es imprescindible obtener en los cubilotes fundiciones pobres en carbono. Para ello, a la carga se añade chatarra de acero y las toberas se disponen a pequeña altura de la solera (250 -300 mm), para reducir la carburación del hierro colado y su saturación con azufre. En este caso se puede obtener fundición con un contenido de 2.7 a 2.8 % de Carbono.

Fundiciones pobres en carbono pueden obtenerse en cubilotes con cargas de solo coque y silicato, para ello parte de la carga de solo coque, más debajo de las toberas, se sustituye por ladrillos de chamotas colocados en forma de jaula. Esta parte de la carga previamente se calienta mucho, para disminuir el enfriamiento de la fundición. Al añadir la carga cerca del 35 % de chatarra de acero en los cubilotes con carga de silicato se pueden obtener fundición con un contenido de 2.2 – 2.3 % de carbono.

**Escorias en el proceso del cubilote.** La escoria del cubilote influye en el carácter de la fusión y las propiedades de la fundición. La cantidad y composición de la fundición del cubilote depende del régimen de fusión, la cantidad de los materiales iniciales y fundentes, como también de la estructura del cubilote. En el proceso de fusión, como fuentes de la creación de escorias sirven la ceniza del combustible que pasa a la escoria; la oxidación de los elementos Si, Mn, Fe; la fusión de parte de revestimiento; la arena y los óxidos que penetran en el cubilote junto con la carga; los fundentes que se añaden para reducir la viscosidad de la escoria. En total la escoria formada en el proceso de fusión constituye de un 3 – 4 % de la masa del metal.

La escoria consta de sílice, óxido de calcio y alúmina, cuyo contenido total alcanza un 80 – 90 % de toda la masa de la escoria. Las composiciones tipo  $K_2O$  y  $Na_2O$  se encuentran en la escoria en pequeñas cantidades (0.2 - 0.5 %); el fósforo, entre los

límites de 0.1 - 0.5 %; el azufre de 0.2 – 0.8 %, el resto son óxidos de metales. En la escoria se halla una pequeña cantidad de fundición (0.2 - 0.5 % de la carga).

La escoria de cubilote debe tener baja temperatura de fusión y buena fluidez (baja viscosidad). Un elevado contenido de óxidos de hierro en la escoria empeora las propiedades mecánicas de la fundición, contribuye a la formación de porosidades en las molduras, reduce la estabilidad del revestimiento y aumenta la oxidación de los elementos en el cubilote. Los óxidos de manganeso MnO elevan las propiedades mecánicas de la fundición como resultado de la aleación con el manganeso, pero al aumentar el contenido de manganeso se reduce la resistencia del revestimiento. Los óxidos de magnesio (hasta un 10 % de MgO) en la escoria elevan la resistencia de la fundición. Los óxidos como CaO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> y SiO<sub>2</sub>, en límites admitidos no influyen en las propiedades mecánicas de la fundición. Las escorias, pobres en óxidos, no modifican la forma del grafito y la estructura de la masa metálica básica. Las escorias destruyen el revestimiento, por eso los hornos con revestimiento ácido no se pueden utilizar escorias básicas y viceversa.

Para los cubilotes, revestidos con ladrillos de chamota, es preferible tener escorias de la siguiente composición, en %: 42 – 48 de SiO<sub>2</sub>; 10 – 15 de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 25 – 30 de CaO, < 8 FeO; 2 – 5 MnO y 3 – 5Mgo. En el cubilote es posible enriquecer la fundición con fósforo, manganeso, níquel y otros elementos. Para ello debe aumentarse la cantidad de óxidos de los elementos indicados en la escoria. Para introducir el fósforo en la fundición es necesario utilizar la mena apatito-nefelínica, para introducir el manganeso, la mena de manganeso, escoria de horno Martin-Siemens.

**2.1.2 Procedimientos para eliminar el azufre de la fundición.** Al fundir hierro colado en cubilotes comunes de escorias ácidas el contenido de azufre depende del contenido de azufre en las cargas y el combustible. Se a establecido que pasara al metal tanto menos azufre cuanto menos azufre haya en el coque utilizado, puesto que el coque es la fuente principal para la saturación de la fundición con azufre. Una cantidad mínima de coque en la carga y sus trozos grandes disminuyen el contenido de azufre, puesto que en este caso el área de contacto del metal con coque es menor.

El contenido de azufre en la fundición depende de la altura de la carga de solo coque (cuanto mas baja es la carga de solo coque, tanto menos azufre contiene).El suministro

de aire al cubilote contribuye a la expulsión del azufre a la atmósfera con los gases (SO<sub>2</sub>).

Para eliminar el azufre de la fundición se emplea el tratamiento de la fundición de cubilote con sosa calcinada y carburo de calcio. La fundición líquida es tratada con sosa calcinada de la siguiente manera: En la cuchara o en antecrisol se vierte la fundición líquida, y luego se introduce el aditivo de sosa. En este caso en presencia de carbono, que actúa como desoxidante, tendrá lugar la reacción



Para que el azufre no se reduzca y no pase a la fundición es necesario aplicar sobre la superficie polvo de cal, y luego eliminar la escoria de la superficie de la fundición con un limpiador. El gasto de sosa calcinada por 1 ton de fundición líquida forma 1 – 1.5 kg., en este caso la cantidad de azufre en la fundición se reduce en un 30 – 40 % de su cantidad total en el metal líquido.

Con el objetivo de disminuir el contenido de azufre y fósforo la fundición se funde en cubilotes con revestimiento básico. En calidad de material refractario para el revestimiento del cubilote se emplea el ladrillo de magnesita, de dolomita y de cromomagnesita. Esto permite emplear las escorias básicas y reducir bruscamente (en un 40 – 60 %) el contenido de azufre en la fundición. La basicidad de la escoria del cubilote se determina por la relación de los óxidos básicos en la escoria a los ácidos

$$\frac{\% \text{CaO} + \% \text{MgO} + \% \text{MnO} + \% \text{FeO}}$$

$$\% \text{SiO}_2 + \% (\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2) + \% \text{TiO}_2 + \text{P}_2\text{O}_5$$

Con una basicidad de hasta 0.8 la escoria se considera ácida, con una basicidad de 0.8 a 1.2 neutral y mayor de 1.2 básica. Las escorias básicas se dividen en escorias de basicidad reducida (1.3 – 1.5), media (1.8 – 2.25) y elevada (>2.5).

Para obtener en el cubilote con revestimiento básico una fundición con bajo contenido de fósforo es necesario tener en la escoria una elevada concentración de CaO y FeO.

Se logran buenos resultados con la introducción simultánea de la caliza y batidoras de hierro o mineral de hierro en el cubilote en calida de fundente. En este caso se debe tener una basicidad de la escoria entre los límites de 1.8 a 1.9. Cuanto mayor es el contenido de FeO en la escoria tanto con más rapidez transcurrir el proceso de desfosforación en la fundición. [Batista<sup>a</sup>, 1999]

## 2.2 Cálculo de las cargas en el horno cubilote

Para entender los cálculos decidimos hacer un índice de colores como se muestra a continuación:

**Tabla 2.1** Índice de colores.

ÍNDICE DE COLORES	
Colores	Descripción
	Datos obtenidos de los parámetros del horno cubilote
	Resultado final de los cálculos
	Datos obtenidos del libro de Información Técnica
	Datos de la composición química de la materia prima
	Datos del desglose en % de la materia prima
	Variación de las pérdidas

Para realizar los cálculos de las cargas es necesario conocer las altas y las bajas que se producen en cada uno de los agregados metalúrgicos que se utilizan en la fundición de hierro.

En la tabla siguiente se plantean las altas y bajas de los elementos en los hornos cubilotes, según Navas. [Navas 1990].



**Tabla 2.2** Altas y bajas de los elementos en los hornos cubilotes.

Elementos	Pérdidas	Aumentos
Si	15....30	
Mn	15....25	
S		40....60
C		10....20
P		

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

### 2.3 Desarrollo del cálculo

Se debe calcular la carga metálica para obtener hierro gris marca C420 en horno cubilote. El rendimiento es de 64 % y hay 30 % de carga de retorno.

La composición química del hierro según norma GOST 1412-79 es la siguiente:

**Tabla 2.3** Norma GOST 1412-79.

HIERRO GRIS (GREY CAST IRON)								
GOST 1412-79								
MARCA	CONTENIDO QUÍMICO					PROPIEDADES MECÁNICAS		
	C	Si	Mn	S	P	σt	σf	HB
	%	%	%	%	%	N/mm <sup>2</sup>	N/mm <sup>2</sup>	
C420	3.3 a	1.4 a	0.7 a			196	392	170 a
	3.5	2.2	1.0	< 0.15	< 0.2	(20)	(40)	241

El aprovechamiento de los elementos se calcula teniendo presente las pérdidas; por la fórmula:

$$X = \frac{100 - P}{100}$$

Para el Manganeso:

$$X = (100-20)/100 = \mathbf{0.80}$$

Para el Silicio:

$$X = (100-20)/100 = \mathbf{0.80}$$

Para el Azufre:

$$X = (100+50)/100 = \mathbf{1.50}$$

Para el carbono:

$$X = (100+20)/100 = \mathbf{1.20}$$

**Tabla 2.4** Por ciento de aprovechamiento.

<b>Aprovechamiento</b>	
Para el Si	0,80
Para el Mn	0,80
Para el S	1,50
Para el C	1,20

Para hacer los cálculos seleccionamos el 20 % del retorno, el 20 % de chatarra de hierro y el 60 % de chatarra de acero de 248 Kg. que es la carga total seleccionada de los parámetros del cubilote.

**Tabla 2.5** Datos de los parámetros del horno cubilote.

<b>DATOS DE LOS PARAMETROS DEL HORNO CUBILOTE</b>			
<b>Carga de Coque (kg)</b>	<b>Relación</b>	<b>Carga Metálica (kg.)</b>	<b>Para 60 % Ac se dism. un 20 % de 310.00 kg</b>
31,00	1 a 10	310,00	248

**Tabla 2.6** Resultados de la cantidad de carbono, silicio y manganeso.

Materia Prima	Cant. kg	C		Si		Mn	
		%	kg	%	kg	%	kg
Retorno	49,600	3,600	2,143	2,150	0,853	0,700	0,278
Chat. Fe	49,600	3,300	1,964	2,100	0,833	0,600	0,238
Chat. Ac	148,800	0,450	0,804	0,350	0,417	0,530	0,631
Sub Total	248,000		4,910		2,103		1,147
FrgVr 75 %	3,935	0,200	0,008	75,000	2,951		
FeMn 80%	1,502	8,000	0,120	1,500	0,023	80,000	1,202
Total	253,437	1,988	5,038	2,003	5,077	0,927	2,348

### 2.3.1 Cálculo de la cantidad de Mn en el retorno:

Por la siguiente relación:

49,6 kg – 100%

X -- 0,7 %

$$X = (49,6 * 0,7 * 0.80) / 100 = 0.278 \text{ kg}$$

Donde:

- 0,7 % de Mn en la composición química del retorno.
- 0.80 % aprovechamiento del Mn.
- 49,6 kg cantidad total de materia prima de retorno.

### 2.3.2 Cálculo de la cantidad de Si en el retorno:

Por la siguiente relación:

49,6 kg – 100%

X -- 2,15%

$$X = (49,6 * 2,15 * 0.80) / 100 = 0.853 \text{ kg}$$

Donde:

- 2,15% de Si en la composición química del retorno.
- 0.80 % aprovechamiento del Si.
- 49,6 kg cantidad total de materia prima de retorno.

### 2.3.3 Cálculo de la cantidad de C en el retorno;

Por la siguiente relación:

49,6 kg – 100%

X -- 3,6%

$$X = (49,6 * 3,6 * 1.2) / 100 = 2.143 \text{ kg}$$

Donde:

- 3,6% de C en la composición química del retorno.
- 1.2 % aprovechamiento del C
- 49,6 kg cantidad total de materia prima de retorno.

### 2.3.4 Cálculo de la cantidad de Mn en la chatarra de Fe:

Por la siguiente relación:

49,6 kg – 100 %

X -- 0.6 %

$$X = (49,6 * 0,6 * 0.80) / 100 = 0.238 \text{ kg}$$

Donde:

- 0,6% de Mn en la composición química de la chatarra de Fe:
- 0.80 % aprovechamiento del Mn.
- 49,6 kg cantidad total de materia prima de la chatarra de Fe:

### 2.3.5 Cálculo de la cantidad de Si en la chatarra de Fe:

Por la siguiente relación:

49,6 kg – 100 %

X -- 2,1%

$$X = (49,6 * 2,1 * 0.85) / 100 = 0.833 \text{ kg}$$

Donde:

- 2,1% de Si en la composición química de la chatarra de Fe:

- 0.80 % aprovechamiento del Si.
- 49,6 kg cantidad total de materia prima de la chatarra de Fe:

### 2.3.6 Cálculo de la cantidad de C en la chatarra de Fe:

Por la siguiente relación:

49,6 kg – 100 %

X -- 3.3 %

$$X = (49,6 * 3.3 * 1.2) / 100 = 1.964 \text{ kg}$$

Donde:

- 3,3 % de C en la composición química de la chatarra de Fe.
- 1.2 % aprovechamiento del C
- 49,6 kg cantidad total de materia prima de la chatarra de Fe.

### 2.3.7 Cálculo de la cantidad de Mn en la chatarra de Ac:

Por la siguiente relación:

148.8 kg – 100 %

X -- 0.53 %

$$X = (148,8 * 0.53 * 0.80) / 100 = 0.631 \text{ kg}$$

Donde:

- 0.53 % de Mn en la composición química de la chatarra de Ac.
- 0.85 % aprovechamiento del Mn.
- 148,8 kg cantidad total de materia prima de la chatarra de Ac.

### 2.3.8 Cálculo de la cantidad de Si en la chatarra de Ac:

Por la siguiente relación:

148.8 kg – 100 %

X -- 0.35 %

$$X = (148,8 * 0.35 * 0.80) / 100 = 0.417 \text{ kg}$$

Donde:

- 0.35 % de Si en la composición química de la chatarra de Ac.
- 0.80 % aprovechamiento del Si.

- 148,8 kg cantidad total de materia prima de la chatarra de Ac.

### 2.3.9 Cálculo de la cantidad de C en la chatarra de Ac:

Por la siguiente relación:

$$148.8 \text{ kg} - 100 \%$$

$$X \quad -- \quad 0.45 \%$$

$$X = (148,8 * 0.45 * 1.2) / 100 = 0,804 \text{ kg}$$

Donde:

- 0.45 % de C en la composición química de la chatarra de Ac.
- 1.2 % aprovechamiento del C.
- 148,8 kg cantidad total de materia prima de la chatarra de Ac.

2.3.10 Para el cálculo del fósforo (P) y el azufre (S) se procede de la siguiente forma:

Tabla 2.7 Resultados de la cantidad del azufre y el fósforo.

Materia Prima	Cant. Kg	S		P	
		%	kg	%	kg
Retorno	49,600	0,050	0,037	0,200	0,099
Chat. Fe	49,600	0,080	0,060	0,700	0,347
Chat. Ac	148,800	0,035	0,078	0,035	0,052
Sub Total	248,000		0,175		0,498

### 2.3.11 Cálculo del P en la carga:

El fósforo no varía durante la fusión.

- En el retorno:

$$49,6 \text{ kg} - 100 \%$$

$$X \quad -- \quad 0.2 \%$$

$$X = (49,6 * 0.2) / 100 = 0.099 \text{ kg}$$

- En la chatarra. de Fe:

$$49,6 \text{ kg} - 100 \%$$

$$X \quad -- \quad 0.7 \%$$

$$X = (49,6 * 0.7) / 100 = 0.347 \text{ kg}$$

- En el Ac:

$$49,6 \text{ kg} - 100 \%$$

$$X \quad -- \quad 0.035 \%$$

$$X = (49,6 * 0.035) / 100 = 0.052 \text{ kg}$$

### 2.3.12 Cálculo del S en la carga:

- En el retorno:

Por la siguiente relación:

$$49,6 \text{ kg} - 100 \%$$

$$X \quad -- \quad 0.05 \%$$

$$X = (49,6 * 0.05 * 1.5) / 100 = 0.037 \text{ kg}$$

- En la chatarra de Fe:

Por la siguiente relación:

$$49,6 \text{ kg} - 100 \%$$

$$X \quad -- \quad 0.08 \%$$

$$X = (49,6 * 0.08 * 1.5) / 100 = 0.06 \text{ kg}$$

- En la chatarra de acero:

Por la siguiente relación:

$$148.8 \text{ kg} - 100 \%$$

$$X \quad -- \quad 0.035 \%$$

$$X = (148.8 * 0.035 * 1.2) / 100 = 0.078 \text{ kg}$$

### 2.3.13 Cálculo de la cantidad de Fragmentos de vidrio que se necesitan para adicionar el silicio:

$$X = (4,464 - 2.103) * 100 / 0.80 * 75 = 3,935 \text{ kg}$$

Donde:

- 4,464- cantidad necesaria de Si
- 2.103- cantidad de Si en la carga
- 0.80- aprovechamiento

- 75 %- de Si en el **Fragmento de vidrio**

### 2.3.14 Cálculo de la cantidad de FeMn que se necesita adicionar:

$$X = (2,108-1,147)100/0.80*80 = 1.502 \text{ kg}$$

Donde:

- 2,108- cantidad necesaria de Mn
- 1,147- cantidad de Mn en la carga
- 0.80- aprovechamiento
- 80 %- de Mn en el FeMn

**Tabla 2.8** Conjunto de resultados de la tabla 10 y 11.

Materia Prima	Cant. Kg	C		Si		Mn		S		P	
		%	kg	%	kg	%	kg	%	kg	%	kg
Retorno	49,600	3,600	2,143	2,150	0,853	0,700	0,278	0,050	0,037	0,200	0,099
Chat. Fe	49,600	3,300	1,964	2,100	0,833	0,600	0,238	0,080	0,060	0,700	0,347
Chat. Ac	148,800	0,450	0,804	0,350	0,417	0,530	0,631	0,035	0,078	0,035	0,052
Sub Total	248,000		4,910		2,103		1,147		0,175		0,498
FrgVid											
75 %	3,935	0,200	0,008	75,000	2,951			0,040	0,0016	0,040	0,0016
FeMn 80%	1,502	8,000	0,120	1,500	0,023	80,000	1,202	0,030	0,0005	0,300	0,005
Total	253,437	1,988	5,038	2,003	5,077	0,927	2,348	0,070	0,177	0,199	0,505

Debemos señalar que el por ciento de azufre y fósforo aumenta con el ferrosilicio y el ferromanganeso por la composición química de estos aunque no se pasa de los límites establecidos en la norma.



**Tabla 2.9** Comparación de los resultados obtenidos con los de la norma GOST.

<b>HIERRO GRIS (GREY CAST IRON)</b>								
<b>GOST 1412-79</b>								
<b>MARCA</b>	<b>CONTENIDO QUIMICO</b>					<b>PROPIEDADES MECANICAS</b>		
	<b>C</b>	<b>Si</b>	<b>Mn</b>	<b>S</b>	<b>P</b>	<b>σt</b>	<b>σf</b>	<b>HB</b>
	<b>%</b>	<b>%</b>	<b>%</b>	<b>%</b>	<b>%</b>	<b>N/mm<sup>2</sup></b>	<b>N/mm<sup>2</sup></b>	
<b>C420</b>	3.3 a 3.5	1.4 a 2.2	0.7 a 1.0	< 0.15	< 0.2	196 (20)	392 (40)	170 a 241
Media en %	3,4	1,8	0,85					
Media en kg	8,617	4,464	2,108					
Resultado en %	3,352	2,003	0,927	0,120	0,199			
Resultado en kg	8,617	5,077	2,348	0,308	0,505			

### 2.3.15 Cálculo de la adición del carbono:

Como el carbono no llega a los límites señalado en la norma, debemos aumentarlo en la piqueta del horno con grafito recarburante que tiene la siguiente composición química:

**Tabla 2.10** Datos del Grafito Recarburante

<b>Grafito Recarburante</b>	
<b>C %</b>	<b>S %</b>
98,00	0,25

$$A_{carb} = 8,617 - 5,038 = 3.553 \text{ kg}$$

Donde:

8.617 kg es la cantidad de carbono necesario

5.038 kg es la cantidad de carbono en la carga

**Tabla 2.11** Adición del Grafito Recarburante.

Materia Prima	Cant. Kg	C		Si		Mn		S		P	
		%	kg	%	kg	%	kg	%	kg	%	kg
Retorno	49,600	3,600	2,143	2,150	0,853	0,700	0,278	0,050	0,037	0,200	0,099
Chat. Fe	49,600	3,300	1,964	2,100	0,833	0,600	0,238	0,080	0,060	0,700	0,347
Chat. Ac	148,800	0,450	0,804	0,350	0,417	0,530	0,631	0,035	0,078	0,035	0,052
Sub Total	248,000		4,910		2,103		1,147		0,175		0,498
FrgVid 75 %	3,935	0,200	0,009	75,000	2,361			0,040	0,0024	0,040	0,0016
FeMn 80%	1,502	8,000	0,144	1,500	0,018	80,000	0,961	0,030	0,0007	0,300	0,005
Total	253,437	1,998	5,064	1,768	4,482	0,832	2,108	0,070	0,178	0,199	0,505
Adiciones	3,553	98,000	3,482					0,250	0,1237		
Total con adiciones	256,990	3,325	8,546					0,117	0,3016		

**2.3.16 Cálculo de la carga para 1 t:**

**Tabla 2.12** Cantidad de carga para 1 t.

Cant. de carga para 1 t		
1000	253,437	3,946

**Tabla 2.13** Consumo para 1 t.


<b>Materia Prima</b>	<b>Cant. Kg</b>	<b>Consumo para 1 t</b>
Retorno	49,600	305,796
Chat. Fe	49,600	305,796
Chat. Ac	148,800	917,388
Sub Total	248,000	1528,980
FrgVr 75 %	3,935	24,260
FeMn 80%	1,502	9,260
Total	253,437	1562,500
Adiciones	3,553	21,905
Total con adic.	256,990	1584,405

Hay que tener en cuenta las ferroaleaciones añadidas y la adición de carbono en la piquera del horno.

- Retorno  
 $49,6/0.64*3,946 = 305,796 \text{ kg}$
- Chatarra de Fe  
 $49,6/0.64*3,946 = 305,796 \text{ kg}$
- Chatarra de Ac  
 $148,8/0.64*3,946 = 917,388 \text{ kg}$
- Fragmento de Vidrio  
 $3,935/0.64*3,946 = 24,260 \text{ kg}$
- FeMn  
 $1,502/0.64*3,946 = 9,260 \text{ kg}$
- Grafito Recarburante  
 $3,553/0.64*3,946 = 21,905 \text{ kg}$
- Total  
 $256,990/0.64*3.946=1584,405 \text{ kg}$

### **2.3.17 Instrucciones Tecnológicas:**

Para la fusión de metales ferrosos, establecemos las instrucciones tecnológicas de fusión y vertido las cuales se muestran a continuación.

	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 7.5.1- 10</b> <b>Revisión: 00</b> <b>Fecha: 15/05/2010</b> <b>Página: 1 de 7</b>
	<b>1 FUSIÓN EN HORNO DE CUBILOTE</b>	


## **INDICE**

- 1.0 Objetivo...0 Alcance.
- 3.0 Definiciones.
- 4.0 Referencias.
- 5.0 Desarrollo.
  - 5.1 Materiales a utilizar y su preparación.
  - 5.2 Preparación para comenzar la actividad.
  - 5.3 Secuencia de las operaciones a realizar.
- 6.0 Registros

## **Anexo:**

- I. Formulario “Control de fusión y vertido”.

Elaborado por: Alexeis Corbal Lorenzo Diplomante.	Revisado por: MSc. Rigoberto Pastor Sánchez Figueredo. Tutor de la Tesis de Pregrado	Aprobado por: Ing. Alexis Ronda Oro. Oponente de la Tesis de Pregrado
---	---	--

	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 7.5.1- 10</b> <b>Revisión: 00</b> <b>Fecha: 15/05/2010</b> <b>Página: 2 de 7</b>
	<b>2 FUSIÓN EN HORNO DE CUBILOTE</b>	

#### 1. OBJETIVO

Establecer la metodología para la fusión de hierro gris.

#### 2. ALCANCE

Es aplicable al horno de cubilote.

#### 3. DEFINICIONES

No se aplica.

#### 4. REFERENCIAS

E 7.5.1- "Revestimiento refractario del horno de cubilote".

#### 5. DESARROLLO

##### 5.1 Materiales a utilizar y su preparación.

##### 5.1.1 Materiales.

##### a) Carga metálica:

Lingotes de hierro

Chatarra de hierro)

Desechos metálicos del proceso productivo (tragaderos, vientos, sist. de alimentación, respiradero, mazarota, etc.)

##### b) Carga no metálica:

Fragmentos de Vidrio (75 %)

Ferromanganeso (75 %)


##### c) Fundentes:

Piedra caliza (Ca CO<sub>3</sub> de 98% de pureza y 25-75 mm)

Fluoruro de calcio en piedras (Ca F<sub>2</sub> de 20-50 mm)

Oxido de calcio en piedras (Ca O de 25-75 mm)

Piedra caliza Gravilla de Construcción (Ca CO<sub>3</sub> de 98 % de pureza y 10 – 75 mm).

	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 7.5.1- 10</b> <b>Revisión: 00</b> <b>Fecha: 15/05/2010</b> <b>Página: 3 de 7</b>
	<b>3 FUSIÓN EN HORNO DE CUBILOTE</b>	

d) Combustible:

Coque.

Especificaciones de calidad del coque:

Tamaño: 73 - 120 mm

Carbón fijo mayor del 86%

Ceniza menor del 12%

Materiales volátiles menores del 2%

Azufre menor del 0,8%

#### 5.1.2 Preparación de los materiales.

La chatarra de hierro se clasifica de acuerdo a su calidad y composición química, se parte en pedazos con mandarrias (manualmente) o con pera de 500-800 kg.

Los desechos de la propia producción se parten con mandarria o pera. No deben contener excesiva cantidad de arena sílice ni machos.

El tamaño de la carga metálica no debe exceder de 1/3 del diámetro interior del horno, o sea, 250 x 250 x 100 mm y un peso no mayor de 35 kg.

#### 5.2 Preparación para comenzar la actividad.

##### 5.2.1 Preparación del cubilote para la fusión.

a) Se limpia de residuos metálicos de hierro, coque y residuos de escorias de la canal de descarga y del escoriador, para ello se utilizan: barreta, mandarria, pala y rastrillo


b) Limpiar el fondo del horno de los restos de la fusión anterior, utilizando martillo, cincel, barreta, pala, rastrillo y la grúa. Esto se efectúa con golpes fuertes. Se separan el coque y los restos de carga metálica sobrantes para utilizarlos en la próxima fundición. Se separan los restos de escoria y arena para eliminarlos del proceso.

c) Limpiar las paredes del interior del horno de los restos de la fusión anterior, utilizando un martillo y un cincel. Esto se efectúa con golpes fuertes y cortos para proteger el revestimiento de las sacudidas y conservar la superficie de la capa cristalina del mismo.

d) Reparar los sitios dañados de la cuba, humedeciendo con agua de arcilla refractaria o mezcla refractaria de empaque preparada para ello según E 7.5.1- “Revestimiento refractario del horno de cubilote” y luego se aplica una capa de derretido refractario de un espesor no mayor de 20 a 25 mm, las partes más profundas se tapan con mezcla en la cual se introducen ladrillos refractarios. Se repara con especial cuidado la zona de fusión, a una altura de 700 a 1200 mm sobre las toberas.

e) Reparar con mezcla refractaria y trozos de ladrillos la zona de las toberas.



	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 7.5.1- 10</b> <b>Revisión: 00</b> <b>Fecha: 15/05/2010</b> <b>Página: 4 de 7</b>
	<b>4 FUSIÓN EN HORNO DE CUBILOTE</b>	

f) Piso o solera:

Se cierra la tapa inferior o compuerta, fijándola con un puntal y tornillos de fijación.

Las rendijas entre la compuerta y la solera se tapan con pedazos de ladrillo recto

R-32.

Para rellenar el piso o solera se utiliza mezcla de moldeo con las siguientes propiedades: resistencia en verde mayor de 0,40 Kg /cm<sup>2</sup>, humedad 3 a 6 %.

La mezcla se apisona por capas de 50 a 60 mm dejando la superficie plana con una pendiente hacia el centro y en dirección al paso del metal al canal de descarga, de 6 a 10 grados.

Se limpia el ladrillo de la piqueta y el canal. Si no está en buenas condiciones se cambia y se revisten con mezcla refractaria al igual que todos los ladrillos del canal.

Secuencia de las operaciones a realizar.

#### 5.3.1 Encendido:

Introducir por la boca de carga dos carros de leña (35 Kg.), se humedece con petróleo o mazut y se coloca un saco humedecido en petróleo por la puerta trabajo y se enciende.

Se abren las toberas y se deja la puerta de trabajo con una abertura de aprox 400 x 230 mm para aprovechar el tiro de aire natural en el encendido de la leña y adicionar aire comprimido por la piqueta.

Cuando la leña esté encendida se adiciona el primer carro de coque (120 Kg.), cuando éste esté bien encendido (emite una llama amarilla sin humo) se adicionan 130 Kg. de

coque y luego otro carro de coque (120 Kg.) y cuando se encienda todo se cierra la puerta de trabajo con derretido refractario y ladrillos.

Cerrar las toberas después de darle un calentamiento de aprox. 2 horas.

Conectar el ventilador de 10 a 20 segundos para eliminar algunas cenizas.


Medir la cama de coque utilizando una barra o tubo de acero en forma de Z. La cama debe tener 1200 mm por encima del nivel de las toberas después de haber baqueteado a través de las toberas para facilitar el descenso y acomodamiento del coque. Dejar las toberas abiertas.

Retirar el aire comprimido de la piquera.

### 5.3.2 Carga del horno y fusión.

Se procede a cargar el horno con 8 cargas hasta llegar a la boca de carga alternando coque, metal y fundente. En el cesto de carga se echa primero el fundente, luego el metal y por último el coque.

Se esperan 20 minutos para el calentamiento de la carga y luego cerrar las toberas y el escoreador con un tapón de arcilla.

	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 7.5.1- 10</b> <b>Revisión: 00</b> <b>Fecha: 15/05/2010</b> <b>Página:5 de 7</b>
	<b>5 FUSIÓN EN HORNO DE CUBILOTE</b>	

Conectar el ventilador. El primer hierro fundido debe correr por la piqueta y el canal de descarga en un tiempo de 8 a 10 minutos.

Se dejan correr de 15 a 25 Kg. de hierro fundido por el canal y se cierra la piqueta con un tapón de arcilla refractario con la tapera.

Limpiar el canal de restos de metal y otros elementos.

Colocar una de las cazuelas de más de 1.2 ton de capacidad sobre el soporte del carro y trasladarla hasta la parte inferior del canal de descarga mediante rieles.

Todas las cazuelas que son utilizadas en la fundición tienen que estar secas y con temperatura superior a los 200 ° c.

Cuando el metal líquido comienza a derramarse por la bigotera de escoria indica que el crisol del horno está lleno y se procede a picar o romper el tapón de arcilla con una barreta puntiaguda.

Una vez que comienza a salir la escoria por el orificio de descarga se procede a tapan el mismo con un tapón de arcilla utilizando para ello la barra de ataque o tapera.

El horno se carga cada 5 ó 7 minutos y se mantiene lleno hasta la parte inferior del umbral de la boca de carga.

Reforzar la cama de coque con una carga de sólo coque y fundente cada 8 cargas (o sea la carga 8, 16, 24, etc.).

Limpiar las toberas cada 30 min. La presión y el flujo del aire son constantes durante toda la fusión.

Las 2 últimas cargas son de metal solamente.

En la fase final de la fundición se abre la válvula de escape de la caja de aire para disminuir la presión de aire en unos 200 a 300 mm de la columna de agua.

### 5.3.3 Final de la fusión.

Desconectar el ventilador, abrir las toberas y extraer todo el metal líquido que queda dentro del horno.

Aflojar los tornillos de sujeción del fondo del horno.


Liberar el pestillo tirando de un cable de acero con una longitud no menor de 6 m.


Los restos del metal no fundido, combustible, fundente, escoria, etc. caen sobre una cama de arena con el fin de evitar accidentes.

Extinguir los restos antes mencionados, utilizando una cortina de agua.

## 6. REGISTROS

6.1 R 8.2.4- 06 "Control de fusión y vertido".

	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 7.5.1- 10</b> <b>Revisión: 00</b> <b>Fecha: 15/05/2010</b> <b>Página: 6 de 7</b>
	<b>6 FUSIÓN EN HORNO DE CUBILOTE</b>	


	<b>REGISTRO DE LA CALIDAD</b>	<b>Código: R 8.2.4- 06</b> <b>Revisión: 00</b> <b>Fecha: 15/05/2010</b>
	<b>CONTROL DE FUSIÓN Y VERTIDO</b>	

FECHA: \_\_\_\_\_ TALLER: \_\_\_\_\_ METAL: \_\_\_\_\_ COLADA N<sup>o</sup>: \_\_\_\_\_

Mat. o Mat. Prima	Carga	Toneladas	Observaciones

<b>VERTIDO</b>				
Hora de arrancada del horno:				
Cazuela	Hora	Código	Temperatura	Incidencias

Elaborado por:  
Nombre: Alexeis Corbal  
Cargo: Diplomante.  
Firma:

	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 7.5.1- 10</b> <b>Revisión: 00</b> <b>Fecha: 15/05/2010</b> <b>Página: 7 de 7</b>
	<b>7 FUSIÓN EN HORNO DE CUBILOTE</b>	

### 7.1 Estado de revisión

Página	Revisión	Fecha
1	00	15/05/2010
2	00	15/05/2010
3	00	15/05/2010
4	00	15/05/2010
5	00	15/05/2010
6	00	15/05/2010
7	00	15/05/2010

Elaborado por: Alexeis Corbal Lorenzo


Firma:

Revisado por: MSc. Rigoberto Pastor Sánchez Figueredo

Firma:

Aprobado por: Ing. Alexis Ronda Oro

Firma:

	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 4.5.1-10</b> <b>Revisión: 01</b> <b>Fecha: 20/05/2010</b> <b>Página: 1 de 7</b>
	<b>8 VERTIDO DEL HIERRO FUNDIDO EN LOS MOLDES.</b>	


## INDICE

- 1.0 Objetivo.
- 2.0 Alcance.
- 3.0 Definiciones.
- 4.0 Responsabilidades.
- 5.0 Referencias.
- 6.0 Desarrollo.
- 7.0 Registros

## Anexos:

- I. Modelo "Control del Vertido".

<b>Elaborado por:</b> <b>Alexeis Corbal Lorenzo.</b> <b>Diplomante.</b>	<b>Revisado por:</b> <b>MSc. Rigoberto Pastor</b> <b>Sanchez Figueredo.</b> <b>Tutor de la Tesis.</b>	<b>Aprobado por:</b> <b>Ing. Alexis Ronda Oro.</b> <b>Especialista en fundición</b> <b>Oponente de la Tesis.</b>
---	--	---

	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 4.5.1-10</b> <b>Revisión: 01</b> <b>Fecha: 20/05/2010</b> <b>Página: 2 de 7</b>
	<b>9 VERTIDO DEI HIERRO FUNDIDO EN LOS MOLDES.</b>	

#### 1. OBJETIVO.

Describir los pasos a seguir para el vertido del hierro líquido en los moldes.

#### 2. ALCANCE.

La presente Instrucción es aplicable al vertido del hierro fundido con el horno de cubilote.

#### 3. DEFINICIONES.

No se aplica.

#### 4. RESPONSABILIDADES.

4.1 El Jefe de brigada de fusión tiene la responsabilidad de que se cumpla estrictamente lo descrito en esta instrucción.

4.2 El controlador de la calidad tiene la responsabilidad de:

- Velar por que se cumpla lo descrito en esta instrucción.
- Medir la temperatura del metal.
- Llevar la probeta para ensayos al laboratorio.

4.3 El resto de las responsabilidades se encuentran descritas en el acápite **DESARROLLO**.

#### 5. REFERENCIAS.

No se aplica.


#### 6. DESARROLLO.

##### 6.1 Generalidades.

6.1.1 Antes del vertido de los moldes el Jefe de Brigada de Fusión debe conocer:

- El número, el peso, la cantidad y el tipo de piezas que se van a verter.
- La composición química de la aleación a verter, la temperatura de vertido del molde, peso de metal en el mismo, tiempo de mantenimiento del metal líquido en el molde hasta desmoldeo y la situación de los pesos para la carga de los moldes.



	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 4.5.1-10</b> <b>Revisión: 01</b> <b>Fecha: 20/05/2010</b> <b>Página: 3 de 7</b>
	<b>10 VERTIDO DEI HIERRO FUNDIDO EN LOS MOLDES.</b>	

6.2 Lugar de trabajo y equipamiento de los vertedores. El área o lugar de trabajo de los vertedores incluye:

6.2.1 El área de toma del metal líquido de los hornos, el área de colada de la granallera y las áreas de vertidos en las cuales están situadas los moldes que se van a verter.

6.2.2 En la colada se utilizan los equipos y herramientas siguientes:

- Cubos de vertido de 2 t; 1.2 t; 0,3 t y 0,08 t.
- Grúa puente.
- Mecanismo de vertido.
- Carro para transportar las cazuelas.
- Herramientas: Palancas, limpiadores, tubo de acero de Ø 14mm.
- Balón de oxígeno.

6.3 El Jefe de Brigada de Fusión debe revisar el estado técnico de las grúas viajeras y la posibilidad de ejecutar todos los mandos correctamente.

6.4 Los vertedores están obligados a:

6.4.1 Revisar el buen estado del revestimiento refractario de los cubos de vertido a utilizar así como el funcionamiento y centrado del seguro.

6.4.2 Revisar el estado del mecanismo de inclinación e izaje de los cubos de vertido.

6.4.3 Revisar que todas las herramientas necesarias se encuentren en el área.

6.4.4 Retirar todo tipo de objetos y materiales que no se necesitan y que pueden provocar accidentes.


6.4.5 Preparar la cantidad de ferro aleaciones y fragmentos de vidrios necesarios para modificar la aleación a obtener y su colocación en los cubos antes de la colada.

6.5 Secuencia de actividades para el vertido:


(La colada sólo se realizará después de la preparación del lugar de trabajo, herramientas y los equipos según las responsabilidades de los implicados).

6.5.1 Preparar los moldes para verter la probeta tecnológica para ensayos en presencia del Controlador de la Calidad y del Jefe de Brigada de Fusión.

6.5.2 En el caso que corresponda se colocarán las adiciones y fragmentos de vidrios en el fondo del cubo previamente calentado.

	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 4.5.1-10</b> <b>Revisión: 01</b> <b>Fecha: 20/05/2010</b> <b>Página: 4 de 7</b>
	<b>11 VERTIDO DEI HIERRO FUNDIDO EN LOS MOLDES.</b>	

- 6.5.3 Vertido del metal al cubo.
- 6.5.4 Limpiar la escoria si fuera necesario. Adicionar 2 palas de coque caliente al espejo del metal.
- 6.5.5 Medir la temperatura del metal dentro de las cazuelas según la tecnología.
- 6.5.6 Efectuar el vertido de la probeta para ensayos, en presencia del controlador de la calidad y el jefe de brigada.
- 6.5.7 Transportar el cubo por medio del carro hasta el área de vertido correspondiente. Adicionar al espejo del metal un ladrillo refractario de desecho previamente calentado, colocándolo de forma tal que obstruya el paso de la escoria a través del labio de la cazuela.
- 6.5.8 Transportar el cubo por medio de la grúa hasta el molde.
- 6.5.9 Bajar el cubo hacia el tragadero del molde, siendo la altura o distancia del flujo líquido no mayor de 150 – 200 mm.
- 6.5.10 Realizar el vertido con un flujo líquido continuo en el comienzo hasta llenar el sistema de alimentación y lento al final del vertido, de forma tal que no se derrame el metal del molde.
- 6.5.11 Evitar que el metal líquido se derrame por la parte superior de las mazarotas y respiraderos del molde.
- 6.5.12 Si durante el vertido el molde hierve, se producen explosiones o se escapa el metal por el (los) plano divisorio el vertido se interrumpe.
- 6.5.13 El metal que sobra en los cubos se vierte en las lingoteras.
- 6.5.14 Después de terminado el vertido se procede a la limpieza del cubo, utilizando para ello los tubos de acero Ø 14mm y el balón de Oxígeno, hasta eliminar el metal incrustado. Además deben limpiar y reparar las herramientas que han sido utilizadas.
- 6.6 Protección e higiene del trabajo.
- 6.6.1 Los vertedores deben ser instruidos respecto a las técnicas de seguridad, protección e higiene del trabajo y a lo establecido en la presente instrucción.

	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 4.5.1-10</b> <b>Revisión: 01</b> <b>Fecha: 20/05/2010</b> <b>Página: 5 de 7</b>
	<b>12 VERTIDO DEI HIERRO FUNDIDO EN LOS MOLDES.</b>	

6.6.2 Está prohibido:

- Utilizar cubos de fundición húmedos, mal secados o que no han sido calentados hasta el rojo la primera vez que se han utilizado.
- Utilizar cubos de fundición con partes exteriores locales rojas.
- Utilizar herramientas húmedas y defectuosas.
- Verter el metal en el piso. Verter la escoria en otro lugar que no sean los preparados para ello (Palets).
- Pasar y permanecer debajo del cubo de vertido.
- Transportación de cubos de fundición que no estén protegidos al giro contrario o con el mecanismo de seguridad defectuoso.
- Trabajar con grúas defectuosas.
- Trabajar con el mecanismo de vertido de monorraíl defectuoso.
- Utilizar la grúa por personas que no posean la calificación correspondiente.


6.7 Frecuencia de cumplimiento:

Durante la jornada de la fusión en los hornos de cubilote.


## 7. REGISTROS.

7.1 R 4.5.1-xx “Control del Vertido”.

7.2 Los registros se controlan según lo establecido en el PG 1.2.4-04 “Control de los Registros de la Calidad”.

	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 4.5.1-10</b> <b>Revisión: 01</b> <b>Fecha: 20/05/2010</b> <b>Página: 6 de 7</b>
	<b>13 VERTIDO DEI HIERRO FUNDIDO EN LOS MOLDES.</b>	

**Anexo I.**


	<b>INSTRUCCIÓN</b>	<b>Código: IT 4.5.1-10</b> <b>Revisión: 01</b> <b>Fecha: 20/05/2010</b> <b>Página: 7 de 7</b>
	<b>14 VERTIDO DEI HIERRO FUNDIDO EN LOS MOLDES.</b>	

#### 14.1 Estado de revisión

Página	Revisión	Fecha
1	01	20/05/2010
2	01	20/05/2010
3	01	20/05/2010
4	01	20/05/2010
5	01	20/05/2010
6	01	20/05/2010
7	01	20/05/2010

Elaborado                      por:                      Alexéis                      Corbal                      Lorenzo  
Firma:

Revisado                      por:                      MSc.                      Rigoberto                      Pastor                      Sánchez                      Figueredo  
Firma:

Aprobado                      por:                      Ing.                      Alexis                      Ronda                      Oro.  
Firma:

## 2.4. Valoración socio económica:

Por primera vez se establece en el País una tecnología con basamento científico adecuado a las condiciones de la industria cubana capaz de utilizar los fragmentos de vidrio como material de aporte del silicio en los procesos e fusión de metales ferrosos.

La valoración económica se hace teniendo en cuenta los costos de producción antes y después de aplicada la innovación.

$$Ee = [(G_a - G_p) \times e] Q$$

Donde:

**Ee**-Efecto económico anual,

**G<sub>a</sub>**-Costo de producción con FeSi. \$ 1848,91

**G<sub>p</sub>**- Gasto de producción con Frg.Vidrio, \$ 1828,12

**e**-coeficiente normativa de efectividad = 0,15 (para la rama metalúrgica).

**Q**-Volumen de producción por jornada 35 T /día

Sustituyendo:

$$Ee = [(\$1848,91 - 1828,12) \times 0,15] 35 \text{ ton.}$$

$$Ee = (\$ 20,79) \times 0,15] 35$$

$$\mathbf{Ee = 109,15 \$ / Ton.}$$

Con la aplicación de esta tecnología se genera un ahorro por jornada de 109,15 \$ / días, este taller moldea de lunes a jueves y funde los viernes es decir realizan 4 fundiciones mensuales con un ahorro de \$ 436,59, lo que constituye un ahorro de \$ 5239,08 anuales.

Tomando como base comparativa el comportamiento del rendimiento tecnológico general con la utilización de FeSi y los resultados obtenidos utilizando fragmentos de vidrios, nos permite hacer medibles la eficacia y la eficiencia por separado de los factores que determinan el costo de la producción, la productividad y competitividad del semiproducto fundido de hierro utilizando en los procesos de derretido y desoxidación con los fragmentos de vidrios”, como son el rendimiento metálico (Rm), índice de rechazo (Ir) y la pérdida metálica los cuales se incorporan a la Tabla 2.12

**Tabla 2.14 Comparación del comportamiento de los Índices Tecnológicos.**

No	Parámetros	Metodología de Calculo		Eficiencia	
		FESi	FrVdr	unidades	(%)
1	Rendimiento Metálico (%)	94,44	94,44	-	-
2	Índice de Rechazo (%)	1,0	1,0	-	-
3	Pérdida Metálica (%)	3,0	3,0	-	-
4	Rendimiento Tecnológico General I (%)	91,52	91,52	-	-
5	Costo ( \$/Ton)	1848,91	1828,13	20,78	1,08
6	Precio ( \$/Ton)	2051,64	2030,85	20,79	1,02

El comportamiento del rendimiento metálico, el índice de rechazo y la pérdida metálica, obteniéndose un rendimiento tecnológico general son similares, pero disminuye los costos de producción y el precio saliendo al mercado con un producto con \$ 20,79 más barato y genera ganancias económicas que posibilitan la producción a escala industrial de fundidos de hierro bajo las condiciones específicas de la industria cubana, de una forma eficiente y competitiva.

## **CONCLUSIONES**

A partir de los resultados obtenidos se arriba a las siguientes conclusiones:

- La metodología alternativa expuesta permite la utilización de fragmentos de vidrio como sustituto del ferrosilicio en la fusión de hierro para las condiciones cubanas de una forma alternativa, sostenible y sustentable.
- Tiene un impacto medioambiental positivo al darle uso a 17 000 Ton de vidrios acumuladas en las bases de la UERMP del País.
- Genera un ahorro de \$109.15 por jornada de fundición, lo que equivale a \$ 436,60 mensuales, lo que constituye un ahorro de \$ 5239,20 anuales.



## **RECOMENDACIONES**

A partir de los resultados obtenidos, se arriba a las siguientes recomendaciones:

- Generalizar esta metodología en el resto de las fundiciones del país, con el objetivo de acometer a escala industrial, la utilización los fragmentos de vidrio en la fusión de metales ferrosos, como sustituto del ferrosilicio.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. [Abramov, 1983] Abramov. A. "Manual del joven fundidor". Editorial Alta Escuela. Moscú. 1983. 203 p.
2. [Alexandor, 1998] Alexandor, N. H. Control del estado del metal Líquido para la obtención de hierro con grafito esferoidal. *Liteinoe Proistbostba*. N. 3. 1998.
3. [Batista, 1990] Batista Cabrera. A; Navas Medina, E. "Cálculo de Mazarotas para Piezas de Acero". Construcción de maquinarias. 1990.
4. [Batista, 1994] Batista Cabrera, A.; *et al.* "Propiedades de Fundición de los Metales y Aleaciones". Monografía, Universidad de Holguín. 1994
5. [Batista<sup>a</sup>, 1999] Batista Cabrera, A. "Tecnología de desulfuración en Cazuela con el fin de obtener Hierro con grafito Esferoidal". *Ingeniería Mecánica*. N. 3. 1999.
6. [Batista<sup>b</sup>, 1999] Batista Cabrera. A. "Utilización del Magnesio como Desulfurante y su influencia en las propiedades del HGE obtenida por el método "In-mold". *Mundo Mecánico*. N. 2. 1999.
7. [Batista<sup>c</sup>, 1999] Batista Cabrera. A. "Influencia del Azufre en el rendimiento de las piezas de hierro nodular obtenida por el método "Ind- Mold"". *Mundo Mecánico* N. 6. 2000.
8. [Batista<sup>a</sup>, 2003] Batista Cabrera. A; Ordóñez, U. "Selección de un nodulizante y forma y posición de una cámara de reacción para su aplicación para la obtención de hierro con grafito esferoidal por el método "In-mold"". *Ingeniería Mecánica*. N. 3. 2003.
9. [Batista<sup>b</sup>, 2003] Batista Cabrera, A; Ordóñez, U. "Determinación de la granulometría del NODULANT II y el parámetro de la cámara más adecuados para la obtención del hierro con grafito esferoidal por el método "In-mold"". *Ingeniería Mecánica*. N. 3. 2003.
10. [Batista<sup>c</sup>, 2003] Batista Cabrera, A. "Análisis y procedimientos para la obtención de hierro con grafito esferoidal por el método "In Mold" bajo las condiciones específicas de la Industria en Cuba". *Tesis Doctoral*, Departamento de Ingeniería

- Mecánica, Universidad de Holguín. 2003.
- 11.[Boletín, 2001] Boletín Técnico MI SR - ÑMI SR-2. 2001.
  - 12.[Castledine, 1998] Castledine, T. J. "Experiences in the Application of the INMOLD Process to the vertically Jointed DISAMATIC Moulding System". DISA Convention. 1998.
  - 13.[Chaikin, 1994] Chaikin A. A. Refinado del HGE modificado en el molde por medio De filtros Cerámicos. Liteinoe Proistbosta. N. 4 Año 1994.
  - 14.[Dunks, 1976] Dunks, C.M. "Mold Nodulizing and Continuous Stream Treatment Techniques as Operated in Europe". *Foundry Trade Journal*. 1976. N. 234.
  - 15.[Girchovib, 1982] Girchovib, N. G. Método de investigación para determinar la formación del hierro con grafito esferoidal y su valoración. Edit. Masgish. 1982. 45p.
  - 16.[Gorshkob, 1978] Gorshkob, A. A. Acerca de la formación del grafito esferoidal en las Burbujas Microscópicas durante la cristalización. Edit. Bishaia Scuola.1978.123 p.
  - 17.[Genderevich, 1999] Genderevich N. A. "Elección del modificador para la obtención de piezas de hierro de alta resistencia modificado en el molde". *Liteinoe Proistbostba*. N. 2. 1999. pág16-17.
  - 18.[Goyos, 1991] Goyos Pérez, L.; Martínez Reina, Elio. "Tecnología de fundición II". Editorial ISPJAE. Ciudad de la Habana.1991. 243 p.
  - 19.[Karsay, 1992] Karsay, S. Producción de Hierro Nodular, 2da Edición. Edit. Titanic Inc. Comp. 1992.
  - 20.[Mannion, 1994] Mannion, G. "Experiences with the production of meehanite Nodular iron casting with the inmold process. *Foundry Trade Journal*. Vol 137. pp. 139-147. Aug. 1994.
  - 21.[Material, 1995] Material Didáctico sin valor comercial. FES-CAUTIPLAN. UNIVERSIDAD AUTONOMA DE MEXICO. 1995
  - 22.[Machikin,1981] Machikin. B. I Aumento de la calidad de las aleaciones ferrosas Edit.Kiev.1981
  - 23.[Malishev, 1991] Malishev. A. Influencia del Silicio sobre las propiedades del HGE. Liteinoe Proistbostba No 9 Año 1991
  - 24.[May, 1998] Mayk. C .N .Sistema de Alimentación para modificación en el molde. Liteinoe Proistbostba No 11 Año1998

25. [Sánchez F. R., 2002] Perfil Fundición de Acero-Hierro de Holguín. Convención Internacional de la Industria Metalmeccánica METANICA. . CD-ISSN 1607-6261
26. [Sánchez F. R., 2007] El Rendimiento Tecnológico General como Regulador del costo de las piezas fundidas de hierro nodular. Resumen III Conferencia Internacional. Ingeniería. 2007
27. [Sánchez F. R., 2007] El Rendimiento Tecnológico General como Regulador del costo de las piezas fundidas de metales ferrosos y no ferrosos. Convención Internacional de la Industria Metalmeccánica. METANICA. CD-ISSN 1607-6261
28. [Sánchez F. R., 2007] Horno Multipropósito. Convención Internacional de la Industria Metalmeccánica. METANICA. CD-ISSN 1607-6261
29. [Sánchez F. R., 2007] Sistema de trabajo 20 X 10. Convención Internacional de la Industria Metalmeccánica. METANICA. CD-ISSN 1607-6261
30. [Sánchez F. R., 2008] Entorno tecnológico alternativo para la producción competitiva, sostenible y sustentable de fundidos de cuproaleaciones densos. Jornada Científica. Facing – CEDEMA. 2008
31. [Sánchez F. R., 2009] Tecnología para la manufactura competitiva de fundidos de aleaciones de Cobre. IV Conferencia Científica CD – ROOM-ISSN – 978-959-16-1010-2. 2009
32. [Sánchez F. R., 2009] Cálculo Competitivo del Costo y Precio de los fundidos de bronces y Latones. IV Conferencia Científica CD – ROOM-ISSN – 978-959-16-1010-2. 2009
33. [Sánchez F. R., 2010] Ahorro de portadores energéticos en la obtención de fundidos no ferrosos bajo las condiciones específicas de la industria metalúrgica cubana. \_Memorias del 6to. Taller Internacional de Energía y Medio Ambiente CD – ROOM-ISBN: 978- 959- 257- 231- 7
34. [Villegas. 2000] Propiedades ópticas de los vidrios en la construcción. Instituto de Cerámica y Vidrio. CSIC. Madrid España.
35. [Hench Larry. 2001] Materials perspective biomedical materials for new millennium. Perspective on the future. Materials Science and technology.

## ANEXOS

### Anexo I

#### Tabla A.1 Reporte de Colada

Empresa Fundiciones Acero Hierro. Holguín

#### REPORTE DE COLADA

Taller:

Estado del Tiempo:

Fecha	No de Colada	Aleación:	Peso de la colada (Kg).
			1000,00

<b>Rendimiento Tecnológico General (%)</b>			<b>91,52</b>
<b>Rendimiento Metálico (%)</b>			<b>94,44</b>
		Peso bruto del fundido (Kg)	900
		Peso neto del fundido (Kg)	850
<b>Índice de Rechazo (%)</b>			<b>0,1</b>
		Peso total del rechazo (Kg)	1,0
<b>Perdida Metálica (%)</b>			<b>3,0</b>
		Peso del metal derramado en la zona de fusión (Kg)	5,00
		Peso del metal derramado en la zona de moldeo (Kg)	5,00
		Peso del metal Lingoteado (Kg)	20,00

Elaboró: 

Alexeis Corbal Lorenzo
------------------------

  
Estudiante

Aprobó: 

Ing. Antonio Mateo Rodríguez Guerra
-------------------------------------

  
Jefe aseguramiento de la calidad

Anexo II

Tabla A.2 Norma de consumo para una tonelada de hierro con grafito esferoidal

Empresa Fundiciones Acero Hierro. Holguín

**NORMA DE CONSUMO PARA 1 TONELADA DE HIERRO CON GRAFITO ESFEROIDAL.**

Revisión 04/05/07

Norma de consumo basada en el Rendimiento Tecnológico General como regulador de los costos de obtención del hierro con grafito esferoidal por el método In Mold y fusión en cubilote.

Rendimiento Metálico: 94,44

Índice de Rechazo: 0,10

Pérdidas Metálicas: 3,00

Rendimiento Tecnológico General: **91,52**

PRODUCCION DE HIERRO EN HORNO DE CUBILOTE DE 700 mm.				
Nº	DENOMINACIÓN	U/M	NORMA NETA	NORMA DE CONSUMO
1	ENERGIA ELECTRICA	KWH	252,0000	275,3512
2	FUEL OIL	T	0,0150	0,0164
3	COMBUSTIBLE DIESEL	L	0,0000	0,0000
4	COMBUSTIBLE GASOLINA	L	0,7273	0,7947
5	CHATARRA DE HIERRO	T	1,0000	1,0927
6	FRAGMENTO DE VIDRIOS	T	0,0090	0,0098
7	FERROMANGANESO AL 75 %	T	0,0060	0,0066
8	CARBON COQUE	T	0,2900	0,3169
9	NODULAN IV	T	0,0000	0,0000
10	PIEDRA CALIZA (GRAVILLA)	T	0,0405	0,0443
11	CARTON AMIANTO 3 MM (MEJANITA)	KGS	0,0001	0,0001
12	SILICATO METALURGICO	T	0,0110	0,0120
13	GRAFITO EN POLVO	T	0,0600	0,0656
14	GRAFITO EN ESCAMA	T	0,0064	0,0070
15	ALCOHOL NATURAL	L	1,0000	1,0927
16	BENTONITA NATURAL	T	0,1500	0,1639
17	MIEL FINAL	T	0,0450	0,0492
18	ARENA DE CROMITA LAVADA	T	2,0000	2,1853
19	LEÑA P/COMBUSTIBLE	M 3	0,0400	0,0437
20	ALAMBRE P/HERRAJE	T	0,1494	0,1633
21	MUELA PLANA 600	U	0,1200	0,1311
22	MUELA PLANA 400	U	0,1500	0,1639
23	DISCO DE FIBRAS	U	0,1600	0,1748
24	CEPILLO CIRCULAR DE ACERO	U	0,0727	0,0795
25	GRANALLA	T	0,1000	0,1093

26	LAD. ARCH 55 - L (H. de Cubilote y Cazuela)	T	0,0200	0,0219
27	LAD. ARCH 45 - L (H. de Cubilote y Cazuela)	T	0,0180	0,0197
28	LAD. ARCH. R - 64 (H. de Cubilote y Cazuela)	T	0,0015	0,0016
29	LAD. ARCH. R - 32 (H. de Cubilote)	T	0,0210	0,0229
30	MORTERO (ARCILLA)	T	0,0900	0,0983
31	AGUA ( GRANALLA, MEZCLA Y FUSIÓN )	M <sup>3</sup>	2,0000	2,1853
32	OXÍGENO INDUSTRIAL	M <sup>3</sup>	0,2000	0,2185
33	TUBO DE ACERO DIAM. 14 mm	T	0,0030	0,0033
34	HORMIGON	T	0,0163	0,0178
35	BARRO REFRACTARIO	T	0,0327	0,0357
36	CEPILLO ACERO MANUAL	U	0,7273	0,7947

ELABORÓ: Ing. Rigoberto Pastor Sánchez  
Figueredo

Especialista en Fundición

Firma:

APROBÓ: Ing. Antonio Mateo Rodríguez  
Guerra

Director Ingeniería

Firma: