

2
2oj.



Universidad Nacional Autónoma
de México

FACULTAD DE QUIMICA

Diseño y Construcción de un Horno de Cabilote
a Nivel Planta Piloto

T E S I S

Que, para Obtener el Título de
INGENIERO QUIMICO METALURGICO
P R E S E N T A N :

José Gabriel Bautista Avila
Jesús Antonio Sandoval Frías



MEXICO, D. F.

1992

FALLA DE CRIGEN



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas Tesis Digitales Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS © PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

INDICE

INDICE

| | | |
|---------|--|----|
| I | INTRODUCCION | 1 |
| II | OBJETIVO | 5 |
| III | GENERALIDADES. | 6 |
| III.1 | EL CUBILOTE CONVENCIONAL | 6 |
| III.1.1 | LA CORAZA. | 6 |
| III.1.2 | LAS TOBERAS. | 10 |
| III.1.3 | PICOS PARA SANGRADO. | 12 |
| III.1.4 | ABERTURA DE ADMISION DE LA CARGA | 13 |
| III.1.5 | SUPRESOR DE CHISPAS. | 14 |
| III.1.6 | ERECCION DEL CUBILOTE. | 15 |
| III.2 | EQUIPO DE SOPLADO Y SU CONTROL | 17 |
| III.2.1 | ANALISIS DE LOS REQUERIMIENTOS | 17 |
| III.2.2 | TIPOS DE VENTILADORES PARA CUBILOTE. | 18 |
| III.2.3 | DUCTOS DE AIRE | 19 |
| III.2.4 | EQUIPO DE CONTROL DE AIRE. | 21 |
| III.3 | REVESTIMIENTO REFRACTARIO. | 22 |
| III.3.1 | CLASIFICACION. | 23 |
| III.3.2 | PROPIEDADES FISICAS DE LOS REFRACTARIOS. | 25 |
| III.3.3 | PAPEL DE LOS REFRACTARIOS EN EL CUBILOTE | 29 |
| IV | EQUILIBRIO TERMICO EN LA OPERACION DEL CUBILOTE. | 34 |
| V | COMBUSTION EN EL CUBILOTE. | 50 |
| VI | DISEÑO | 58 |
| VII | CONSTRUCCION DEL HORNO | 69 |
| VIII | ARRANQUE Y OPERACION | 74 |
| VIII.1 | PREPARACION DE LOS MATERIALES DE CARGA | 74 |
| VIII.2 | CAMA DE ARENA (PREPARACION Y COLOCACION) | 79 |
| VIII.3 | MORTERO (PREPARACION Y COLOCACION) | 80 |
| VIII.4 | CAMA DE CHOQUE | 82 |

| | | |
|--------|---|-----|
| VIII.5 | ENCENDIDO (CARGA DE LOS MATERIALES DE FUSION). | 83 |
| VIII.6 | COLADA (LLENADO DEL CRISOL Y TAPONAMIENTO DESPUES DEL LIENADO. | 85 |
| I7 | DISCUSION Y CONCLUSIONES | 87 |
| | APENDICE; FIGURAS Y TABLAS | 92 |
| | BIBLIOGRAFIA | 105 |

I. INTRODUCCION

I. INTRODUCCION

Comenzaremos por mencionar que el cubilote moderno está comunmente asociado con el nombre de Jhon Wilkinson, cuya fecha de su patente fué en junio 2 de 1794. Realmente fué ideado como una mejora de la vieja forja usada durante siglos como un horno de beneficio, pero convertido para ser una unidad de fusión y desarrollo bajo esos lineamientos.

Lo conocemos como una unidad extremadamente flexible ya que no solamente funde, sino también es un precalentador, un cambiador de calor, una cámara de combustión y un reactor químico. El cubilote ha demostrado su valor práctico como un producto eficiente de hierros grises, blancos y dúctiles, de buena calidad y en altos volúmenes, aún en operaciones que carecen de algunas herramientas modernas y sofisticados métodos de laboratorio. Sin embargo, desde la reciente introducción de los hornos eléctricos de arco y de inducción en la industria de la fundición del hierro, existe una tendencia a comparar estos sistemas de fusión más complejos con el cubilote convencional construido alrededor de los años sesentas.

El hecho que algunos de ellos estén aun en operación.

Enfatiza la robustez del sistema del horno de cubilote.

Cabe mencionar que estos no necesariamente representan a los cubilotes de moderno diseño, con mejores características de operación y las eficiencias de fusión, que ahora se tienen en grandes y pequeñas fundiciones.

Siendo menos complicado en su operación que los hornos eléctricos, el cubilote de nuestros días, ofrece numerosos atractivos a los fundidores en sus esfuerzos de lograr productos de buena calidad metalúrgica a bajo costo. Es conveniente mencionar también algunas

de las inovaciones efectuadas al horno de cubilote tales como:
Enriquecimiento con oxigeno para lograr mayor producción, altas temperaturas y mejor control químico.

Inyección de gas natural arriba de las toberas para incrementar la producción de metal, ahorrar coque y disminuir la contaminación.

Alta temperatura del soplo, mediante calentamiento externo o recuperación del calor, lo cual incrementa sustancialmente la producción por hora, permite el uso de metales más impuros, reduce las pérdidas de silicio y ahorra tiempo. En adición al ahorro de coque. Con esta técnica se obtienen mayores temperaturas.

El cubilote con refractario, permite operar con escoria básica, ácida o neutra.

Sistemas de carga nuevos, utilizando alimentadores vibratorios.

Nuevos diseños de toberas y sistemas de enfriamiento.

Reducción del tamaño de las puertas de carga para restringir la infiltración del aire.

Y por supuesto, en fundiciones de altos volúmenes, el uso de computadoras para los sistemas de carga y de control químico.

Lo anterior es sólo parte del cuadro, ya que aún se están teniendo diseños más revolucionarios. Por ejemplo, el llamado "cubilote invertido", en el cual el aire se sopla cerca de la base de la chimenea y se saca por el fondo, con el metal caliente.

Aún considerando que los hierros de alta calidad pueden ser elaborados en los hornos eléctricos, el cubilote de coque continuará en un papel sobresaliente durante muchos años más. Es natural la competencia entre el cubilote y los hornos eléctricos la cual se resolverá por el lado económico, y se considera que el cubilote tiene grandes argumentos a su favor.

En contraparte, el cubilote ha sido cuestionado en lo concerniente

a la contaminación, punto que tocaremos más adelante. Dicho punto de vista es adoptado por los partidarios de los hornos eléctricos que piensan que el cubilote moderno está fuera de época y que pertenece al pasado como máquina de vapor, lo cual no es cierto, ya que por capacidad de fusión, el cubilote sigue presentando un gran interés y la razón principal para esto es su habilidad para dirigir cargas metálicas variables dependiendo de la disponibilidad local y del costo de las mismas.

Para aclarar un poco más la controversia entre el CUBILOTE y el HORNO ELECTRICO, es necesario aclarar un punto. Cada pieza colada de hierro tiene un rango comercial de aceptabilidad en el análisis químico. Aún cuando el cubilote es capaz de producir hierros dentro de análisis químicos especificados, admitimos que el horno eléctrico puede producir hierros dentro de especificaciones más cerradas.

Mediante el uso de un ante-crisol y horno de mantenimiento, esas mismas tolerancias en los análisis químicos pueden efectuarse con el cubilote. De ésta manera la controversia se convierte en una comparación económica de la fusión continua en altos volúmenes.

Es un hecho que los hornos eléctricos han tenido un gran progreso en el campo de la fusión de hierro durante los últimos años. Es difícil determinar con exactitud cuánta capacidad de fusión de cubilote ha sido reemplazada por hornos eléctricos ya que la capacidad de éstos hornos se menciona en términos de capacidad unitaria, (10 toneladas).

La capacidad del cubilote se menciona en términos de capacidad por hora como 10 Ton/hora, además una gran cantidad de hornos eléctricos no se usan para fundición partiendo de carga fría sino para mantenimiento y método duplex.

No debe malinterpretarse todo lo antes mencionado, el propósito de ésta exposición no es atacar a los hornos eléctricos, sino puntualizar que el cubilote no es o representa el modelo pasado de moda que algunas personas piensan.

Nosotros consideramos que hay un lugar definitivo para ambos tipos de equipo de fusión. Admitimos el hecho de que el cubilote es la más eficiente unidad de fusión al menor costo, pero no es el más eficiente equipo de sobrecalentamiento.

En lo que se refiere a la contaminación del aire, el cubilote ha sido el principal causante de quejas en contra de la industria de la fundición, pero el horno de arco no está exento de culpa, ya que por ejemplo, todos los reglamentos en E.E.U.U., requieren la instalación de sistemas de control de polvos para hornos de arco y cubilotes.

Debido al tamaño de las partículas descargadas por los hornos de arco son necesarios sistemas de "alta eficiencia" al igual que para cubilotes de alta capacidad; pero en cubilotes de mediana capacidad se aceptan sistemas de "mediana eficiencia" los cuales son menos costosos por no tener filtros tan caros.

Con respecto a los hornos de inducción, lo que menciona la A.F.S. es lo siguiente:

"La emisión promedio de 8 libras por tonelada fundida no es aceptable ni aun en los E.E.U.U., teniendo los fundidores que utilizar sistemas "ULTRA EFICIENTES" debido al tamaño ultrafino de sus emisiones de polvos.

Todo lo antes mencionado no es sino una explicación del porque de éste trabajo de tesis, y la necesidad de conocerlo, así como de contar con un sistema de este tipo dentro de las instalaciones de la facultad de Química.

II. OBJETIVO

II. OBJETIVO

El objetivo principal de éste proyecto de tesis es proporcionarle a la Facultad de Química un sistema de fusión de amplio uso y bajo costo de operación, con el cual no se contaba hasta la fecha.

Así mismo, el contar con un sistema de éste tipo permitirá complementar de una manera práctica los conocimientos teóricos recibidos durante la formación profesional de los ingenieros metalurgistas en el área de fundición.

Por lo tanto dentro del diseño del horno de cubilote se consideraron los siguientes puntos:

- 1.- Bajos volúmenes de materiales de carga para su operación.
- 2.- Mínimo consumo de materiales refractarios en reparaciones posteriores.
- 3.- Así como su característica desmontable que facilitará su mantenimiento incluso en reparaciones mayores.

Los puntos antes mencionados abarcan de una forma concreta el objetivo a cubrir en éste trabajo de tesis.

Por otra parte éste trabajo servirá de plataforma para desarrollar otros proyectos de investigación en fundiciones grises, blancas y nodulares.

III. GENERALIDADES

III. GENERALIDADES

III.1 EL CUBILOTE CONVENCIONAL.

El cubilote es un tipo de horno de torre vertical, que consiste de una coraza cilíndrica de acero revestida con materiales refractarios y equipada con una caja de viento y toberas para la admisión de aire.

En un nivel superior tiene una puerta de carga para la introducción de materiales de fundición y de combustible. Cerca del fondo tiene orificios y picos o canalillas para sacar el metal fundido y la escoria. fig. 1.

Una de las características notable de tal horno de torre vertical es que los gases que ascienden entran en contacto íntimo con los materiales de fusión que descienden, y tiene lugar un cambio de calor directo y eficiente de los gases calientes a los materiales de fusión. El combustible que desciende reemplaza al que es quemado de la cama original de coque, y mantiene la altura de ésta cama.

Con objeto de cubrir los diversos requerimientos, el cubilote convencional se fabrica en tamaños standard que se muestra en la tabla 1. Con producciones que son promedio generalmente conservadoras, de prácticas norteamericanas. Pueden encontrarse algunas variaciones en plantas que operen bajo condiciones especiales en cuanto a metal o técnicas.

III.1.1. LA CORAZA.

La torre o coraza del cubilote es, fundamentalmente una caja de acero que contiene y soporta el revestimiento de refractario, caja de viento y de toberas, toberas, campana del tejado y supresor de chispas. fig. 1.

La coraza consiste de placas de acero gruesas, roladas en la forma de secciones cilíndricas y remachadas, atornilladas y soldadas unas a otras, con juntas de traslape hacia abajo, para protección contra el clima. La parte superior de la torre está reforzada con un anillo de ángulo de hierro, remachado contra la coraza de tal manera que proporcione una protección contra la salpicadura de la lluvia entre revestimiento y la coraza fig. 1.

La parte baja, o cuerpo está construida substancialmente para soportar la carga de las secciones superiores. En el interior de la coraza, y a intervalos regularmente espaciados, están atornillados unos segmentos en forma de repisa, para soportar el revestimiento. La torre del cubilote se extiende a través del techo con la altura suficiente para cumplir con los reglamentos de incendio locales, normalmente un mínimo de 3.28 m arriba del techo o alturas adyacentes.

En ocasiones la altura es aun mayor, para tener mayor tiro natural en la abertura de carga, o para proporcionar un espacio adicional para permitir la combustión completa de los gases arriba de la columna cargada.

Si los gases del cubilote son traídos al interior del edificio de la fundición, ello es debido a un vacío parcial en tal edificio, causado por un sistema de extracción de gases. Esta condición deberá ser corregida, revelando el vacío parcial en el lugar de tratar de contrarrestarlo con una torre de cubilote de altura irrazonable.

Deberá construirse una cimentación conveniente para el cubilote y el peso de la carga. Generalmente el fabricante proporciona un diagrama que da las dimensiones de la parte superior de la cimentación. Sin embargo, la zapata o la profundidad dependerá de

las condiciones del suelo.

La parte superior de la cimentación deberá quedar unos 15 cm abajo del nivel del piso de la fundición, de manera que se pueda llenar con arena u otro material aislante del calor, para protección de la zapata de concreto. En la fig. 2 se muestra un diagrama representativo con una carta de dimensiones para cimentación.

La sección del cuerpo consiste de las columnas o patas de soporte, estructura de la base y placa de fondo, puertas del fondo, y sección de caja de viento de la torre, como se muestra (fig. 3).

La placa del fondo es de acero grueso, con una abertura circular de un tamaño que está de acuerdo con las dimensiones del revestimiento. La placa del fondo está substancialmente reforzada con viguetas pesadas, ángulos y placas esquineras de ensamble.

También incluye unos ángulos para embisagrar las puertas del fondo.

Las patas del cubilote están hechas a modo de columnas de acero, y deben ser rellenas con concreto reforzado. Estas patas están atornilladas al lado de bajo de las gruesas viguetas de la estructura de la base. Las patas del cubilote varían en altura de acuerdo con las necesidades locales, pero la altura mínima deberá permitir el libre juego de las puertas del fondo, y facilidad de retirar la descarga del cubilote.

El tipo de puerta abatible en el fondo fué la primera mejora americana al cubilote original de fondo sólido. Las puertas del fondo son de forma semicircular, hechas de hierro fundido con gruesas costillas, y perforadas para permitir el escape de gases. Una de las puertas tiene un borde que forma un soporte para la otra puerta, cuando ambas están apuntaladas en la posición de operación. Los puntales de las puertas deberán ser barras sólidas

de acero, o una combinación de dos puntales con dispositivos de tornillo y puntal formado por una barra sólida. Deberá colocarse una base sólida apropiada para los puntales. La cual tiene unos encajes alineados con la unión de las puertas. Los encajes colocan los puntales de tornillo de tal manera que pueden estar aplomados y sean más efectivos para soportar la carga que gravita sobre las puertas del fondo. Bajo el puntal sólido se coloca una cuña larga y suavemente achaflanada.

Una rastra de cubilote, proporciona un medio muy conveniente para retirar la descarga del cubilote. Con tal rastra puede ser retirada la descarga de abajo del cubilote inmediatamente después que se ha tirado el fondo.

La parte inferior, o primera sección de la torre del cubilote está rigidamente soldada, interior y exteriormente, a la placa del fondo.

La caja de viento, y picos de escoriado y sangrado, están unidos a esta sección. Esta caja es de sección transversal amplia, y está fuertemente soldada a la sección del cuerpo, para eliminar fugas de aire, lo que sucedía anteriormente cuando ésta caja era de construcción remachada. La parte superior es de forma cónica para evitar la acumulación y la corrosión debidas a las cenizas del cubilote.

En el diseño de la caja de viento se incorpora una conexión para el ducto de aire de soplado, que se localiza cerca de la parte superior. Puede ser una sola, tangencial o radial, puede ser doble. Si los ductos de soplado son de diseño sencillo, cuando ocurra una falla será fácil y poco costoso su reemplazo. El reemplazo de un sistema de ductos de soplado muy elaborado es, en ocasiones, demorado, a causa de los gastos que origina, y el

control operacional del cubilote sufre durante el periodo de servicio del ducto defectuoso.

El nivel del fondo de la caja de viento está arriba del nivel de las toberas y, por ende, evita la acumulación de hierro y escoria, como era el caso en los primeros diseños, en que la caja de viento descansaba sobre la placa del fondo.

Este nivel es también más conveniente para instalar portillas para encendido de la cama por medio de mecheros, toberas para encendido y picos para la escoria y sangrado.

Las cajas o codos para las toberas conectan la cámara de la caja de viento a las aberturas de las toberas en la coraza.

Los codos para las toberas están convenientemente equipados con grandes orificios para la mano y para mirillas, tapas con juntas esmeriladas, y dispositivos de cierre que permiten que las cubiertas sean abiertas y cerradas rápidamente, y completamente estancadas a las fugas de aire del soplado.

III.1.2 TOBERAS.

El cubilote convencional se suministra con un sistema de toberas lo suficientemente grande para proporcionar un paso fácil del aire de combustión a la cama de coque. La "relación de toberas" es un término empleado comunmente para denotar la relación de suma del área de las toberas (en su área transversal menor) al área de la sección transversal del cubilote.

Esta relación está, generalmente, dentro del orden de 1 a 4, o 25% (referencia 1). Las toberas y el área de las mismas son quizá el sujeto de mayor controversia en las discusiones sobre cubilotes.

En la operación real, puede encontrarse que las toberas varían entre $1/10$ y $1/3$ del área del cubilote. Pueden ser redondas, cuadradas o rectangulares, y del tipo de caja individual o continuas. Sin embargo, el área efectiva que es inherente al interior del cubilote, y determina cual será la presión del horno. Además, en un cubilote que tenga un área de toberas de $1/6$ del área del cubilote, el área de toberas es aún aproximadamente 10 veces más grande que el cuello de botella en el interior del cubilote.

El tamaño y diseño de las toberas es exagerado con frecuencia, y realmente se tendrán más beneficios si se corrige una práctica defectuosa que si se cambia el diseño o tamaño de las toberas. Una distribución correcta del material cargado evitará muchas de las dificultades atribuidas a las toberas.

Las toberas más sencillas con buena práctica producirán buenos resultados y por esa razón la mayoría de los fabricantes abastecen toberas de diseño sencillo.

Las toberas mostradas en la fig. 4, consisten de placas de hierro fundido en el fondo, espaciadores y cubiertas también de hierro fundido. Las placas del fondo y de las cubiertas están hechas en segmentos de círculo, para facilidad de manejo. Las cubiertas están también hechas en dos anillos, uno de ellos exterior y otro, más pequeño interior, que pueden ser fácilmente reemplazados sin tocar el anillo exterior y el revestimiento sobre él. El objeto de este diseño es proporcionar toberas que sean ampliamente grandes para cada cubilote en particular, y proveer la mayor facilidad en su instalación y reemplazo.

Las toberas superiores (o secundarias) son otro adelanto americano, y ayudan a mantener condiciones de limpieza en la

operación para una fusión rápida en hornadas largas. Han demostrado tener cierta ventaja cuando el combustible y el material de carga son de baja calidad.

Cuando menos una de las toberas debiera ser del tipo de seguridad, provista de una pequeña canal de 38 a 51 mm más abajo del nivel normal de toberas. La canal de ésta tobera de seguridad, fig. 4 está provista con una placa fácilmente fusible que se funda totalmente en caso de que la escoria y el hierro llegaran hasta un nivel peligroso.

Las toberas se colocan lo suficientemente altas como para proporcionar una amplia capacidad en el crisol. También estarán de 10 a 15 cm arriba del orificio de escoriado, para que la escoria no sea obligada a subir hasta las zonas de congelamiento inmediatamente adyacentes a las toberas. Esta altura de toberas debe ser de unos 51 cm arriba de la placa del fondo, en cubilotes pequeños y hasta 71 cm o más para cubilotes grandes (ref. 2).

La capacidad de retención del crisol puede ser estimada a partir de los datos proporcionados en la tabla 2. Estos datos están basados en la desición de que el 46% del espacio disponible en el crisol sea ocupado por hierro fundido.

III.1.3 PICOS PARA SANGRADO Y ESCORIADO.

La porción del cubilote que está ocupada por el crisol se encuentra equipada con picos para la escoria y el sangrado, como se muestra en la fig. 1. Esta es una disposición sencilla de los picos para sangrado continuo.

El sangrado continuo puede también ser conseguido por medio de una canal de escoriado frontal de acuerdo a las dimensiones de la canal para diferentes presiones de operación del cubilote.

La fig. 5, es un dibujo de otro tipo de pico para sangrado continuo y escoriado por atrás. Es similar en teoría a la canal de escoriado frontal, excepto que en este caso, el vertedero deberá estar lo suficientemente alto como para prevenir que el escoriado se efectuó a través del orificio de sangrado, y que no se necesita ningún dique para la escoria. Este tipo de pico puede ser apropiado para operación con escorias básicas ya que el volumen de escoria contenido en el crisol variará en razón directa con la presión de operación y el régimen de fusión.

III.1.4 ABERTURAS DE ADMISION DE LA CARGA.

El cubilote convencional está provisto de una abertura para la admisión de la carga. En los cubilotes cargados a mano, éstas aberturas están relativamente bajas, para concordar con los pisos de carga existentes. Con frecuencia esta altura es solamente de unos 4.27 m. desde la placa del fondo hasta el antepecho o umbral de la puerta de carga, y se desperdicia mucho calor sensible, que escapa a la atmósfera.

Para cargar a mano, puede haber una o más de estas aberturas, y sólo lo suficientemente grandes como para permitir la introducción de los materiales de carga. Estas pequeñas aberturas están provistas de puertas de hierro fundido diseñadas para contener un revestimiento de refractario.

Para carga mecánica, la abertura de carga está colocada generalmente aún nivel más alto, para permitir una absorción más eficiente del calor de los gases de escape que ascienden.

La altura efectiva del cubilote es realmente la altura desde la parte de arriba de las toberas a la parte superior de la columna cargada.

Sin embargo, puesto que las alturas de las toberas no varían grandemente, ha sido más común referirse a la altura efectiva de un cubilote como la altura desde la placa del fondo al umbral de la puerta de carga. Esta altura puede variar desde 4.57 m. en un cubilote de diámetro menor hasta de 7.62 m. en los cubilotes de mayor diámetro. Un promedio generalmente aceptado es el de 6.40 m. y a ésta altura se desperdicia poco calor sensible.

En cubilotes cargados mecánicamente, la abertura de carga es más grande, enmarcados con marcos de hierro colado, y la torre convenientemente reforzada con vigas estructurales. Solamente en casos especiales están equipados con puertas.

III.1.5 SUPRESOR DE CHISPAS.

Cuando la chimenea del cubilote pasa a través del techo del edificio, deberá dejarse un espacio entre la chimenea y la estructura del techo, por razones de protección contra incendios. Este espacio deberá estar cubierto con un capuchón de techo fig. 1 para protección contra las inclemencias del tiempo.

El cubilote convencional está también equipado con un supresor de chispas, un dispositivo de doble cono formado de placa de acero gruesa y perforada, soportada por patas de hierro colado.

Este supresor de chispas reduce el peligro de incendio a causa de las chispas del cubilote, pero no evita que las brasas y las cenizas se acumulen en los techos adyacentes, ni elimina ninguna condición indeseable de los gases de escape.

Se dispone de equipos convenientes para la limpieza de los gases de escape del cubilote, pero no como equipo standard del cubilote convencional.

Un indicador de presión en la caja de viento forma parte del equipo standard del cubilote convencional y para éste objeto se dispone de una conexión de tubería conveniente en la parte de arriba de la caja de viento.

III.1.6 ERECCION DEL CUBILOTE.

El cubilote convencional se enmarca, usualmente, con la sección del cuerpo formando una sola pieza, pero las patas deben ser ensambladas en el lugar. El resto de la torre y chimenea del cubilote se construye en secciones de unos 3,28 m. de tal manera que formen juntas traslapadas hacia abajo, como una protección contra el clima. La erección del cubilote es un trabajo sencillo, que algunos fundidores prefieren hacer con las disponibilidades propias de la planta.

La erección puede ser efectuada empleando dos o tres malacates de cadena suspendidos del piso de carga, de marcos en forma de (A) (tijeras), o de postes de grua (plumas), en caso de que sean levantados en el exterior de edificios. Las secciones de la torre vienen numeradas para objeto de erección, y para confrontarlas.

Los numeros de carga comienzan en la parte superior del cubilote. La parte de arriba, o sección número uno, del cubilote es colocada en posición y elevada lo suficiente para poder colocar abajo la siguiente sección de la torre. Unas hojas de muelle del tipo empleado en automoviles y procedentes de deshechos, son de gran ayuda para encajar una sección de chimenea en otra. El supresor de chispas es colocado sobre el techo, y deberá ser atornillado sobre el cubilote según emerge de la abertura en el techo.

La sección dos encaja dentro de la sección uno. Ahora la sección uno deberá ser remachada o atornillada a la sección dos. Los orificos están todos ellos troquelados con plantillas uniformes,

para facilitar el ensamble. Todas las secciones deberán ser remachadas o atornilladas. Si se emplean tornillos, deberán ser colocados con las cabezas hacia dentro, y entrar bien ajustados. El cuerpo, o sección de la caja de viento, encaja por afuera de la sección inmediata de la coraza. Obsérvese la colocación del pico de la tobera de seguridad, para estar seguro de su colocación apropiada con respecto a seguridad del personal y equipo accesorio.

La abertura de carga puede estar localizada en cualquier punto deseado, dando vuelta a la sección de la chimenea, hasta que se obtenga la posición deseada.

III.2 EQUIPO DE SOPLADO Y SU CONTROL.

La sección del equipo apropiado para suministrar el "soplo" de aire a un cubilote de fundición es de la mayor importancia para cualquier fundidor. A causa de que su abastecimiento es limitado, hay una tendencia a creer que el aire no es un factor de importancia en el costo. No obstante, si se piensa que el peso de aire necesario en la operación del cubilote es del mismo orden que el peso de las cargas de hierro, es aparente que debe dársele una muy cuidadosa consideración, no sólo a la cantidad de aire, si no también a los medios de entrada al cubilote y al método de controlar su abastecimiento.

III.2.1 ANALISIS DE LOS REQUERIMIENTOS.

Antes de intentar la sección del equipo de soplado apropiado para servicio del cubilote, debe hacerse un amplio estudio de las condiciones locales de operación. Cada instalación de cubilote tiene sus propias características distintivas y, por lo tanto, éstas deberán ser analizadas independientemente para llegar a la mejor selección en cuanto al tipo y tamaño del equipo. En diferentes casos, la sección puede quizás ser diferente, aún cuando el tamaño del cubilote y el régimen de fusión sean los mismos.

Además, al hacer el análisis deberán de tenerse en cuenta los siguientes factores:

- 1) Tipo y tamaño del cubilote.
- 2) Régimen de fusión (normal y máximo).
- 3) Relación del hierro al coque en las cargas (afectado apreciablemente por el precalentamiento del aire y por su contenido en humedad).
- 4) Tipo de hierro deseado.

- 5) Temperatura del hierro en el piso.
- 6) Altura de la cama de coque y de las cargas arriba de las toberas.
- 7) Tamaño y calidad del coque.

Factores que definen la selección de la máquina soplante.

- 1) Volúmen y presión máximos para condiciones de fusión máximas.
- 2) Costo inicial y de operación.
- 3) Localización del soplador con referencia al cubilote.
- 4) Temperatura máxima del aire a la entrada del soplador.
- 5) Método de impulsión.
- 6) Altitud de la instalación.

III.2.2 TIPOS DE SOPLADORES PARA CUBILOTES.

Los sopladores empleados generalmente en servicio de cubilotes de fusión son de tres tipos: 1) Desplazamiento positivo o soplador "lobular"; 2) el soplador centrífugo o "turbosoplador"; 3) el soplador ventilador, similarmente diseñado, para condiciones de baja presión y hornadas cortas.

"Sopladores de desplazamiento positivo".

El soplador de desplazamiento positivo entrega un volúmen definido de aire en cada revolución de sus paletas o "lobulos", a cualquier presión requerida y contra cualquier resistencia que hubiese en el interior del cubilote, dentro de las limitaciones del diseño del soplador y de su motor. A velocidad constante, entrega un volúmen esencialmente constante a presiones variables. El consumo de fuerza, cuando el soplador esté operando a velocidad constante, varía directamente con la presión de descarga del soplador, independientemente del volúmen de aire realmente entregado al cubilote.

"Sopladores centrífugos".

El soplador centrífugo entrega aire a la presión de diseño por la acción centrífuga de uno o más impulsores de velocidad relativamente alta, actuando de una manera muy parecida a una bomba centrífuga. La acción no es "positiva", puesto que en cada momento hay una trayectoria abierta desde la descarga hasta la succión. A velocidad constante, el soplador centrífugo entregará su presión de diseño esencialmente constante con volúmenes variables, y el consumo de fuerza variará directamente con el volumen standard de aire entregado.

"Sopladores de tipo ventilador".

El soplador-ventilador opera de acuerdo con el mismo principio que el soplador centrífugo, pero es de un diseño menos complicado, y su eficiencia es más baja.

Los sopladores de desplazamiento positivo y los centrífugos tienen sus ventajas para condiciones específicas de operación, y la elección entre los dos tipos pueden depender de las circunstancias que intervienen en una instalación en particular tanto como de los didácticos de la experiencia. Para ayudar a su elección, se presentará en el capítulo VI la secuencia de cálculo para determinar la capacidad de un equipo de soplado.

III.2.3 DUCTOS DE AIRE.

Después de haber seleccionado el soplador, deberá darse una cuidadosa consideración a la disposición de los ductos. Para obtener las mejores características en cuanto a flujo, y para mantener la fricción dentro de un mínimo, la tubería de aire debe ser t+n derecha y corta como sea posible entre el soplador y el cubilote, y contener un número mínimo de codos o vueltas. También

es esencial que la tubería y todas las conexiones sean tan exactas como se pueda, ya que un sistema de ductos con pérdidas o fugas disminuirá la eficiencia, al menos en parte, con las ventajas obtenidas por la más cuidadosa selección del equipo de soplado.

Los ductos redondos son preferibles a los cuadrados o rectangulares, especialmente con sopladores de desplazamiento positivo, ya que las pulsaciones tienden a causar la rotura o hundimiento en las esquinas, lo cual resultará en fugas.

De vez en cuando se proponen ideas para el control de la insuflación de aire en el cubilote. Algunas de éstas ideas implican el uso de toberas diseñadas especialmente; otras se relacionan con el diseño de la caja de viento.

Realmente, si se piensa un poco en el problema será evidente que el flujo de aire seguirá la trayectoria de menor resistencia, y puesto que la menor resistencia al soplado la ofrece la cama de coque y las capas alternadas de metal y coque, se deduce que la distribución apropiada de estos materiales en el interior del cubilote, ofreciendo una resistencia uniforme, dará por resultado la mejor distribución del aire soplado y el régimen de fusión más uniforme en toda la sección transversal del cubilote.

Por distribución apropiada de los materiales se entiende la concentración uniforme de los materiales menos permeables en la periferia del cubilote junto al revestimiento, quedando el material más liviano y ralo al centro. El objeto de esto es inducir una mejor penetración del aire y prevenir el acanalamiento junto al revestimiento, al mismo tiempo que se tiene un flujo más uniforme del aire y los gases calientes en toda la sección del cubilote.

Los operadores de altos hornos han reconocido éste hecho durante años, y estiman que, para obtener éste flujo o distribución uniforme de los gases calientes, deban cargar sus hornos uniformemente junto a las paredes del horno (o revestimiento), aumentando así la permeabilidad hacia el centro de la torra. De aquí el empleo casi universal del tragante rotatorio en los altos hornos.

La distribución apropiada de los materiales cargados en un cubilote puede llevarse a cabo por procedimientos mecánicos. Deberá hacerse un estudio cuidadoso y plena consideración a la selección del equipo de preparación y carga con el fin de obtener los mejores resultados.

III.2.4 EQUIPO DE CONTROL DE SOPLADO.

Hasta el segundo cuarto del siglo XX, el control del aire de combustión suministrado al cubilote era manual, y no se empleaban indicadores de presión. Las presiones en la caja de viento se tomaban generalmente como una indicación de la cantidad de aire que estaba siendo suministrada al cubilote. Muchas funciones tenían una rutina más constante en cuanto al producto y programas, en relación a las cuales se establecían presiones normales de operación para las diversas cargas y condiciones de operación. Generalmente se colocaba un indicador de presión de aire en la caja de viento, de manera que el operador del cubilote pudiese leer la escala o la carta. Se han empleado muchos tipos de indicadores para medir las presiones en la caja de viento. El más común y confiable fué el tipo de columna de mercurio. También se empleó el indicador de tipo de carátula que está construido para cubrir la gama de presiones que pueden existir en el cubilote. Este indicador es del tipo de diafragma.

Los operadores de altos hornos han reconocido éste hecho durante años, y estiman que, para obtener éste flujo o distribución uniforme de los gases calientes, deben cargar sus hornos uniformemente junto a las paredes del horno (o revestimiento), aumentando así la permeabilidad hacia el centro de la torre. De aquí el empleo casi universal del tragante rotatorio en los altos hornos.

La distribución apropiada de los materiales cargados en un cubilote puede llevarse a cabo por procedimientos mecánicos. Deberá hacerse un estudio cuidadoso y plena consideración a la selección del equipo de preparación y carga con el fin de obtener los mejores resultados.

III.2.4 EQUIPO DE CONTROL DE SOPLADO.

Hasta el segundo cuarto del siglo XX, el control del aire de combustión suministrado al cubilote era manual, y no se empleaban indicadores de presión. Las presiones en la caja de viento se tomaban generalmente como una indicación de la cantidad de aire que estaba siendo suministrada al cubilote. Muchas funciones tenían una rutina más constante en cuanto al producto y programas, en relación a las cuales se establecían presiones normales de operación para las diversas cargas y condiciones de operación.

Generalmente se colocaba un indicador de presión de aire en la caja de viento, de manera que el operador del cubilote pudiese leer la escala o la carta. Se han empleado muchos tipos de indicadores para medir las presiones en la caja de viento. El más común y confiable fué el tipo de columna de mercurio.

También se empleó el indicador de tipo de carátula que está construido para cubrir la gama de presiones que pueden existir en el cubilote. Este indicador es del tipo de diafragma.

Con el advenimiento de la producción en masa y su demanda de toneladas adicionales y diversos tipos de hierro en el cubilote con una composición más uniforme, se hizo imperativo que el control de la operación del cubilote fuese grandemente mejorado. Al tenerse que la cantidad de aire necesario para la operación del cubilote es igual al peso del hierro cargado, el primer paso para controlar la operación fué el control del aire suministrado al cubilote por su volúmen, en lugar de su presión en la caja de viento.

III.3 REVESTIMIENTO REFRACTARIO.

Los refractarios son definidos a menudo como materiales estructurales no-metálicos que tienen la propiedad de resistir las fuerzas destructivas de las temperaturas elevadas. Estas fuerzas pueden ser la abrasión, la escoria destructiva o el ataque químico, pero siempre la temperatura será el común denominador en la mayoría de las aplicaciones de los refractarios, puesto que las fuerzas destructivas varían, a menudo directamente con la temperatura.

No existe un refractario perfecto. Se producen veintenas de productos refractarios, diferenciándose unos de otros en aspectos esenciales, para cumplir la diversidad de fuerzas destructivas impuestas por la moderna tecnología de los hornos.

El éxito y la economía en el uso de los refractarios se consigue a través del conocimiento de sus propiedades físicas, químicas y mineralógicas, así como su comportamiento bajo una amplia variedad de fuerzas destructivas, y la tecnología de su aplicación.

III.3.1 CLASIFICACION.

Con objeto de estudiar los materiales refractarios con efectividad es necesario llegar a algún método de clasificación.

Se han empleado muchos métodos; sin embargo, los siguientes puntos son esenciales para cualquier clasificación científica:

(ref N° 7).

- a) Comportamiento químico o metalúrgico.
- b) Constitución mineralógica.
- c) Forma física.

"COMPORTAMIENTO QUIMICO O METALURGICO"

Un ácido metalúrgico es definido como el óxido de un metaloide.

Los principales ácidos son la sílice (SiO_2) y el pentóxido de fósforo (P_2O_5). Una base metalúrgica es definida como el óxido de un metal. Las bases importantes son la cal (CaO), la magnesia (MgO), y los diversos óxidos de hierro, los refractarios neutros como grafito, óxidos de cromo y alúmina. Al igual que los ácidos y bases en química húmeda reaccionan para formar sales, así los refractarios de naturaleza ácida y básica, reaccionan para formar compuestos, llamados escorias:



Resulta aparentemente a primera vista que la palabra refractario se refiere al uso o aplicación tanto como al material. El medio ambiente define, entonces un refractario. La sílice, la alúmina y la magnesia son excelentes refractarios. Pero en otros ambientes pueden actuar como fundentes potentes.

La dolomita es empleada como fundente en los altos hornos y como refractario en hornos de hogar abierto. De la misma manera, la dolomita se emplea como un fundente en el cubilote convencional,

pero como un refractario en el cubilote de revestimiento básico que ha venido recibiendo mucha atención recientemente.

Al emplear ésta clasificación química no somos inconscientes de los recientes desarrollos que tienden hacer académicas éstas distinciones. Nos referimos al uso y comportamiento de la familia de las espinelas, particularmente de aquellas que contienen magnesita y cromo y la aún más reciente aplicación de refractarios ácidos y básicos en combinación (construcción "CEBPA") en los arcos de los hornos de hogar abierto empleados en la industria del acero (Tabla 3).

"CONSTITUCION MINERALOGICA"

La composición mineralógica está basada en el constituyente esencial de la materia prima de la cual se fabrica el refractario. Tal constituyente puede ser un elemento químico (carbón), un compuesto (carburo de silicio), un óxido (silice), o una combinación de óxidos (zirconio o forsterita).

La composición química es de valor limitado en la determinación de la utilidad comercial de los refractarios. Refractarios de composición casi idéntica pueden diferir ampliamente en comportamiento. Los análisis químicos son de valor en el control de las materias primas, sirve como una base para clasificación, y dan una indicación del comportamiento en la fusión. Los procedimientos normales para hacer análisis químicos han sido propuestos por la America Society Testing Materials.

Muchos refractarios son óxidos o una mezcla de óxidos, junto con materiales accesorios o impurezas. Su comportamiento básico es una función de los constituyentes minerales, y el comportamiento fundamental está basado en una relación:

Termo-químico-mineralógica.

Aproximadamente la mitad de todos los refractarios usados pertenecen al grupo de las arcillas, que son, esencialmente, una mezcla de óxidos de silicio (SiO_2) y de aluminio (Al_2O_3).

"FORMA FISICA"

La forma física está generalmente estandarizada por los diferentes fabricantes de refractarios. Para darnos una idea más clara de las formas y dimensiones podemos ver la Tabla 1.

III.3.2 PROPIEDADES FISICAS DE LOS REFRACTARIOS.

Se emplean muchas pruebas de norma para determinar las propiedades físicas de los refractarios. La normalización de las pruebas se deben en su mayor parte al trabajo del Comité C-8 de la American Society for Testing Materials, el cual consiste de representantes calificados de la producción, consumo, y grupos de interés general. Este comité está formulado y revisando constantemente especificaciones de norma y tentativas, clasificaciones, métodos de prueba y definiciones pertenecientes a los refractarios.

Algunas de estas pruebas se describen a continuación brevemente.

"CONO PIROMETRICO EQUIVALENTE (C.P.E)"

Los refractarios de arcilla no tienen un punto de fusión verdadero, sino que se ablandan en una amplia zona de temperaturas. El cono pirométrico equivalente standard (C.P.E) es un método para determinar el comportamiento en el reblandecimiento. Este reblandecimiento es una función del tiempo y la temperatura.

El método standard para la determinación C.P.E. se describe con detalle en el Método ASTM C-24. (referencia 8).

Consiste esencialmente en moldear un pequeño cono de prueba del refractario, montado sobre una placa de cerámica con una serie de conos pirométricos standard y calentar la placa de una manera definida, hasta que los conos se hablandan y doblan. El número del cono standard que muestra el mismo grado de deformación es reportado como el C.P.E.

Este C.P.E. indica la característica de reblandecimiento. Tal característica, determinada de ésta manera, es una función de tiempo y temperatura. El C.P.E. no especifica una temperatura de servicio a la cual puede ser empleado un refractario.

Simplemente indica las características de reblandecimiento, la cual es una guía valiosa en la selección de un refractario.

Esta deformación ocurrirá a una temperatura determinada, puesto que estas pruebas se hacen siempre bajo condiciones standard.

Estos C.P.E. estan tabulados en la tabla 4.

"EXPANSION TERMICA"

Expansión térmica es el término empleado para describir la propiedad de expansión bajo calentamiento, y contracción bajo enfriamiento. Si este calentamiento no es llevado hasta el punto en que ocurren los cambios permanentes de volúmen a altas temperaturas el refractario retornará a su dimensión original.

Esta propiedad es designada como "expansión térmica reversible".

Se emplea un número de métodos para determinar el coeficiente de expansión térmica de los refractarios.

La expansión térmica reversible esta indicada como una función de cambio dimensional bajo temperatura. Este cambio puede ser expresado como un porcentaje o en cm/m, mm/m, etc.

"RECALENTAMIENTO"

La propiedad que tiene un refractario para mostrar cambios de volúmen a altas temperaturas es llamada "comportamiento". Un refractario puede exhibir estabilidad de volúmen y no mostrar cambio permanente alguno, o puede exhibir contracción permanente bajo recalentamiento, o una expansión bajo las mismas condiciones. El procedimiento standard para determinar el "recalentamiento" es el método ASTM C-113 (referencia 8).

Las pruebas standard para determinar el comportamiento al recalentamiento de refractario a base de arcillas son hechas a 1349° C y a 1399° C.

El valor de recalentamiento se expresa en "porcentaje" de construcción o de expansión.

"PRUEBA BAJO CARGA EN CALIENTE"

Esta prueba describe el comportamiento de un refractario bajo carga a altas temperaturas. La prueba standard para refractarios de arcilla se describe en el método ASTM C-16. (referencia 8).

En ésta prueba es colocado un ladrillo de 229 mm sobre uno de sus extremos en un horno, cargado a razón de 1.758 kg/cm² y calentando a un regimen prescrito y una temperatura dada.

Esta temperatura máxima se mantiene por un tiempo definido y luego se deja que el horno se enfríe.

El resultado es expresado en por ciento, la temperatura empleada generalmente en la prueba de refractario de arcilla es 1349° C y 1449° C. La carga en caliente de un refractario es muy importante en un cubilote, ya que el refractario tiene que soportar su propio peso además de las otras fuerzas que actúen sobre él.

Un buen ejemplo se tiene sobre la prueba de fusión de un cubilote, en donde la superficie del refractario reblandecida es arrastrada por la carga al descender.

"CONDUCCION DE LA PRUEBA DE AGRIETAMIENTO"

Esta prueba se lleva a cabo para determinar la resistencia de refractario de arcilla a los efectos separados y combinados de agrietamiento estructural y térmico bajo condiciones que se estima simulan el mismo tipo de agrietamiento que se encontrarían en el servicio.

El agrietamiento se define como el "desmoronamiento o rotura de una unidad de refractario debido a causas térmicas, mecánicas o estructurales, presentando la masa residual la exposición de nuevas superficies".

El agrietamiento se determina cuantitativamente por medio de una serie de procedimientos de norma descritos en los métodos ASTM C-38, C-107, C-122 y C-180. (referencia 8).

La prueba se lleva a cabo en bastidores móviles de refractario, de unos 45 cm en cuadrado por 114 mm de espesor. Los bastidores están aislados en uno de sus lados, y el otro lado es expuesto a:

- 1) Un tratamiento térmico adecuado de 24 hrs a 1599° C ó 1699° C.
- 2) Un tratamiento de choque térmico que consiste en sujetar la superficie expuesta a un ciclo alternativo de calentamiento y enfriamiento. Los resultados se expresan en por ciento de pérdida de peso del refractario contenido en el bastidor.

"MASA"

Este es el término colectivo empleado algunas veces para resumir las propiedades colectivas de "porosidad aparente", "absorción de agua", "gravedad específica aparente", "densidad de masa",

"gravedad específica real" etc. Se han adoptado los métodos de norma ASTM C-20 (para porosidad aparente y absorción de agua).

C-134 (para densidad de masa). C-135 (para gravedad específica verdadera). (referencia 8).

Específicamente: 1) La porosidad aparente se expresa como un porcentaje: La relación entre el volumen de los poros abiertos y el volumen total.

2) La absorción de agua se expresa como un porcentaje: La relación del peso del agua absorbido y el peso de la muestra seca.

3) La gravedad específica aparente: Es la relación entre el peso de un ladrillo menos el volumen de los espacios abiertos o poros (en cm^3).

4) Densidad en masa: Es la relación entre el peso de un ladrillo y su volumen externo, y se obtiene dividiendo el peso del ladrillo por su volumen.

"RESISTENCIA"

Los refractarios están sujetos a muchos esfuerzos, tales como compresión, tensión, impacto y abrasión que pueden ocurrir durante el manejo, transporte, instalación o en el uso efectivo.

La resistencia al troceado y el módulo de ruptura se determinan a la temperatura ambiente Método ASTM C-133, (referencia 8).

La resistencia al troceado es aquella necesaria para despedazar o cortar por aplicación de fuerza dos superficies opuestas de un ladrillo refractario, o muestra. El módulo de ruptura es una medida de la resistencia a la flexión. Se determina soportando un ladrillo por los dos extremos como si fuese una viga y aplicando la fuerza o carga en el centro entre los apoyos. La resistencia al troceado y el módulo de ruptura a altas temperaturas son pruebas útiles pero no se ha dictado ninguna norma.

III.3.3 PAPEL DE LOS REFRACTARIOS EN EL CUBILOTE

Para contestar ésta pregunta debemos estudiar el comportamiento de los refractarios. No existe un refractario perfecto. Cada uno reacciona diferentemente a las acciones destructivas impuestas por condiciones industriales de operación.

La elección dependerá de muchos factores y de como se comporta un producto en particular. Las condiciones de operación pueden resumirse como:

- | | |
|------------------------------|--------------------|
| 1) Calentamiento. | 4) Fluidificantes. |
| 2) Esfuerzos de resistencia. | 5) Astillamiento. |
| 3) Fusión. | |

1) CALENTAMIENTO

El calentamiento incorpora una combinación íntimamente relacionada y simultánea de efectos térmicos. La energía generada en forma de calor fluye hacia el refractario. Parte de ésta es conducida a través del refractario y pérdida al ambiente por radiación y convección. Parte de la energía calorífica es conservada por el refractario. Parte es radiada nuevamente hacia el interior del cubilote. El calor conducido a través de las paredes es una función de la conductividad térmica del refractario, la conductividad térmica es expresada en $\text{kcal/m}^2 \text{ hr } ^\circ\text{C}$, así también por centímetro de espesor, llamado generalmente factor "K". La conductividad térmica varía con la naturaleza del material de que está hecho el refractario, el método de fabricación, estructura física (porosidad) y temperatura. El calor conservado en el refractario está basado en el peso, calor específico medio y cambio de temperatura

2) ESFUERZOS DE RESISTENCIA

Los refractarios se expanden al ser calentados y, cuando se enfrían se contraen. Este efecto se conoce como expansión térmica reversible. Ello introduce esfuerzos en la estructura del refractario.

Estos esfuerzos deben ser evitados en un cubilote. Ha habido casos en que la coraza del cubilote se revienta a causa de bloques colocados demasiado próximos a ella.

En adición a estos esfuerzos, pueden ocurrir cambios dimensionales permanentes a altas temperaturas, como se indica en el comportamiento al recalentado, descrito más adelante en este capítulo.

3) FUSION

El comportamiento a la fusión de refractarios de arcilla puede predecirse en base de las relaciones de equilibrio térmico de la sílice y la alúmina ya descrita. El valor C.P.E (cono pirométrico equivalente) indica el comportamiento a la fusión.

Al conocer los refractarios de arcilla se forma en ellos una cierta cantidad de vidrio. A bajas temperaturas este vidrio sirve como aglomerante. Este vidrio conserva su rigidez hasta temperaturas de unos 1100° C, después de la cual el vidrio pierde un tanto su rigidez y comienza a actuar como un líquido viscoso.

Este cambio es lento sin embargo, y en una amplia zona de temperaturas, la viscosidad del vidrio es tan alta que, para todo objeto práctico, actúa como si fuese un sólido. Dentro de ésta zona, el refractario se deformará solamente si está sujeto a esfuerzos. Esta fase particular del calentamiento se estudia por medio de pruebas bajo carga en caliente.

Con un calentamiento más alto el vidrio se vuelve más fluido y el ladrillo se abate. Con más calor aún el vidrio disuelve la porción sólida o cristalina restante, hasta que se completa su fusión.

La fusión de refractarios en el cubilote se debe en parte a las temperaturas elevadas. Como sucede en otras fallas del refractario, la temperatura es solamente una parte de las causas de falla.

4) FLUIDIFICANTES

La acción de los fluidificantes esta íntimamente asociada con el comportamiento a la fusión. La acción mutua de los componentes minerales vítreos de los refractarios de arcilla podría ser llamada fluidificación por sí. Sin embargo, y en general, la acción fluidificante se refiere a la reacción química entre el refractario y sustancias extrañas a él, líquidas o sólidas. La acción fundente (o el ataque de las escorias) es una función de muchos factores tales como temperaturas, atmósfera del horno, composición química y mineralógica del refractario, estructura física y porosidad del refractario, composición, fluidez y acción de masa del fluidificante, etc.

En el cubilote la acción fundente de la caliza, tierra en los materiales cargados, ceniza en el coque, etc. a las temperaturas existentes es responsable en gran parte de las fallas en la zona de fusión.

La acción del fundente es, a menudo, la causa primaria de la destrucción del refractario, en forma de agrietamiento, astillamiento o desmoronamiento. En estos casos la reacción entre el fundente y el refractario puede ser tal que altere grandemente la capa del refractario en la superficie del revestimiento, causando que ésta capa alterada se desplome.

5) AGRIETAMIENTO

El agrietamiento se define como "la rotura o desmoronamiento de una unidad refractaria debido a causas térmicas, mecánicas o estructurales, presentando nuevas superficies expuestas de la masa residual". Esta definición enumera los tres tipos generales de agrietamiento, los que, requieren definición.

El agrietamiento térmico tiene lugar cuando los refractarios no son capaces de resistir los esfuerzos inducidos por expansión o contracción desiguales, generalmente asociados con cambios rápidos de temperatura. La resistencia al agrietamiento térmico está relacionada con la expansión térmica reversible, transferencia de calor, elasticidad y textura del refractario usado. Esta condición puede ocurrir en la zona de fusión del cubilote, especialmente cuando existen cambios rápidos de temperatura.

El agrietamiento mecánico tiene lugar cuando los refractarios son incapaces de resistir los esfuerzos estructurales. A menudo se le llama agrietamiento por estrujado. Las causas usuales son el estrujado, la inadecuada provisión contra la expansión y el secado inapropiado. La resistencia mecánica, la tenacidad y la uniformidad dimensional del refractario son esenciales. Este inconveniente puede suceder cuando los bloques se colocan muy apretados entre sí. El agrietamiento estructural es el resultado de la alteración en la composición y/o la estructura de una porción del refractario. Esta alteración puede ser inducida por la acción del calor, o la acción de las escorias y los gases. La estructura, naturaleza del aglomerante, grado de exposición al fuego durante el cocido, así como la composición del refractario, son las propiedades esenciales que afectan éste tipo de comportamiento del refractario.

IV. EQUILIBRIO TERMICO EN LA OPERACION DEL CUBILOTE

IV. EQUILIBRIO TERMICO DE LA OPERACION DEL CUBILOTE

Un estudio de las fuentes de calor en un cubilote, y la disposición de éste calor, hace posible mejorar la eficiencia de la operación de fusión y comprenderla mejor.

Un balance térmico de un cubilote es simplemente un estado que revela "de donde viene el calor y a dónde vá". Al igual que en un estado de cuentas financieras, cada unidad de "entradas" debe ser contada como "gasto" de calor. Dependiendo de los propósitos a que se destina el estudio del balance térmico discutido en ésta sección es comparativamente sencillo.

El cálculo de un balance térmico para una operación de cubilote requiere que la información y datos sean razonablemente exactos y medidos con tanto cuidado como sea posible. Los datos deberán recopilarse en un momento durante la hornada en que el cubilote esté razonablemente estable.

Por ejemplo, un balance térmico útil no debe hacerse durante las últimas horas dentro de una hora después de un cambio en el régimen de soplado.

La preparación y estudio de un balance térmico mostrará frecuentemente posibilidades de una operación más económica.

Cualquier mejora en la eficiencia térmica, sin embargo, debe ser considerada en relación a operaciones prácticas de fundición y con la calidad del hierro. Por ejemplo, la eficiencia térmica puede ser aumentada reduciendo el tamaño de la carga de coque o aumentando el régimen de soplado, pero al mismo tiempo puede ser afectado el régimen de fusión y la temperatura de sangrado de tal manera que puede hacerse impráctico el aumento de eficiencia térmica.

En la operación del cúbilote es necesario llegar a un compromiso entre la alta eficiencia térmica deseada y las características de operación y metalúrgicas deseadas que acompañan a una eficiencia térmica más baja. A causa de la necesidad de satisfacer ciertas consideraciones metalúrgicas, la eficiencia térmica no puede ser tomada como un criterio infalible de la operación del cubilote.

El cálculo de un balance térmico para una operación de cubilote requiere conocimientos de las fuentes y disposición de calor. La mayoría del calor es suministrado por la combustión del coque.

Aún cuando el coque suministra mucho calor, solo puede disponerse de una porción del potencial total de calor en el coque. Esta situación es el mayor compromiso requerido por el deseo de una más alta eficiencia térmica y la necesidad de características metalúrgicas deseables.

Si las condiciones en la zona de fusión fuesen tan oxidantes que el coque se quemase completamente a bióxido de carbono de tal manera que se produzca todo el calor potencial en el coque, el hierro, al pasar por ésta zona, sería también quemado u oxidado, y resultaría inadecuado para la mayoría de las piezas vaciadas.

Algún calor es suministrado por oxidación de hierro, silicio y manganeso, en la carga de metal.

En el caso de un cubilote con soplado de aire caliente, el calor es también suministrado por el aire de soplado. Cuando se sumen éstos valores representarán el calor absorbido por la operación (más exactamente, el calor suministrado).

Parte del calor desarrollado en el cubilote es absorbido en la fusión de hierro y en sobrecalentarlo a la temperatura de sangría. El calentamiento, formación y fusión de la escoria requiere calor, como también la eliminación de la humedad de la carga de coque y

la calcinación de la piedra caliza.

Mucho del calor desarrollado en un cubilote pasa a la chimenea en la forma de gases calientes de escape. La temperatura de los gases de escape es una indicación de su calor "sensible". Las temperaturas altas de los gases de escape contribuirán en mucho a un baja eficiencia térmica y a una economía pobre.

Sin embargo, los gases de escape contienen otra muy grande proporción del calor total disponible en el cubilote. Este es el calor "latente" resultante del hecho de que los gases de escape deben contener, por razones metalúrgicas, una cantidad apreciable de gas monóxido de carbono. La gran cantidad de este calor latente en un cubilote es demostrado de manera impresionante por la cantidad de calor desarrollado cuando los gases de escape se incendian en la puerta de carga. Ya sea que los gases se incendien o no ésta misma gran cantidad de calor esta siendo perdida y no es disponible para la fusión. También se necesita algún calor para descomponer la humedad contenida en el aire de soplado, y una gran cantidad de calor es pérdida por radiación del cubilote caliente al medio circundante.

Estos items de entrada y salida de calor pueden resumirse como:

Entrada de calor (o calor absorbido).

- 1.- Calor potencial en el coque (poder calorífico del coque).
- 2.- Oxidación del hierro, silicio y manganeso.
- 3.- Calor sensible en el aire de soplado.

Salida de calor (o calor despreciado).

- 1.- Calentamiento, fusión y sobrecalentamiento del hierro.
- 2.- Calcinación de la piedra caliza.
- 3.- Formación, fusión, y sobrecalentamiento de escoria.
- 4.- Descomposición de humedad en el aire soplado.

- 5.- Calor sensible en los gases de escape.
- 6.- Calor latente en los gases de escape.
- 7.- Pérdidas de radiación del cubilote.

Se usan relaciones para expresar la eficiencia térmica de un cubilote. La primera es llamada "eficiencia de fusión", y está basada en la cantidad de calor potencial de entrada que es recuperado en la forma de hierro caliente.

Por supuesto, es más deseable, y más económico tomar tanto calor como sea posible para obtener esto. Además es deseable mantener la eficiencia de fusión tan alta como sea posible sin poner en riesgo la calidad metalúrgica del hierro.

$$\text{Eficiencia de fusión (\%)} = \frac{\text{Calor presente en el hierro}}{(\text{Calor potencial en el hierro}) + (\text{Calor de oxidación en el hierro, silicio y manganeso}) + (\text{Calor sensible en el aire de soplado})} \times 100$$

La segunda relación que expresa la eficiencia térmica es llamada "eficiencia de combustión", y se refiere solamente a la eficiencia con que es quemado el coque. Ya se ha dicho que solamente puede ser utilizado parte del calor potencial en el coque. El calor latente en los gases de escape nunca es generado como calor útil, y siempre representa una pérdida térmica en el cubilote.

$$\text{Eficiencia de combustión (\%)} = \frac{(\text{Calor latente en los gases de escape})}{(\text{Calor potencial en el coque})} \times 100$$

La eficiencia de fusión de un cubilote es alta comparada con otros hornos de fusión que emplean combustibles. Ello es causado por el hecho de que el metal que va a ser calentado está mezclado con el combustible y está en contacto íntimo con la fuente de calor.

Esta situación produce unas excelentes características de transferencia de calor. La eficiencia de fusión de un cubilote esta usualmente entre 30% y 50%, comparada con 20% - 30% en hornos regenerativos de hogar abierto, en los que el metal es fundido fuera del contacto directo con el combustible.

Por otra parte, la eficiencia de combustión de un cubilote está entre 80% y 70%, más baja que para muchos otros tipos de hornos que emplean combustible porque no puede hacerse pleno uso del contenido del calor del coque sin interferir con los requerimientos metalúrgicos.

"CALCULO DE UN BALANCE TERMICO"

El resto de este capítulo será dedicado a un ejemplo del balance térmico en un cubilote. La tabla indica la información básica necesaria para calcular un balance térmico. Los datos para estas tablas están basados en la operación de un cubilote de 1676 mm fundiendo hierro para ruedas de ferrocarril endurecidas. Se ha supuesto el empleo de aire calentado para ilustrar el método.

DATOS DE OPERACION DE UN CUBILOTE DE 1676 MM (66 plg).

| | |
|---|-----------|
| 1.- Peso de la carga de metal, Kg | 1,200.00 |
| 2.- Peso de la carga de coque, Kg | 125.00 |
| 3.- Peso de la carga de caliza, Kg | 15.00 |
| 4.- Régimen de fusión, toneladas de hierro cargadas por hora | 19.88 |
| 5.- Régimen de consumo del coque, Kg por hora | 2,068.00 |
| 6.- Caliza cargada, Kg por hora | 255.00 |
| 7.- Contenido de CaCO ₃ de la caliza, % | 97.15 |
| 8.- Régimen de soplado, m ³ /minuto | 220.00 |
| 9.- Volúmen de soplado, m ³ /hora | 13,253.00 |

| | |
|--|----------|
| 10.- Temperatura del aire de soplado, °C | 177.00 |
| 11.- Temperatura de bulbo seco, °C | 17.00 |
| 12.- Temperatura de bulbo húmedo, °C | 13.00 |
| 13.- Presión barométrica, mmHg | 749.00 |
| 14.- Temperatura promedio de sangría, °C | 1,488.00 |
| 15.- Contenido de carbono fijo en el coque (por análisis) % | 91.00 |
| 16.- Contenido de carbono en el hierro cargado, % | 2.50 |
| 17.- Contenido de carbono en el hierro sangrado, % | 3.10 |
| 18.- Contenido de silicio en la carga, % | 0.66 |
| 19.- Contenido de silicio en el hierro sangrado, % | 0.58 |
| 20.- Contenido de manganeso en al carga, % | 0.75 |
| 21.- Contenido de manganeso en el hierro sangrado, % . . . | 0.52 |
| 22.- Contenido de CO en el gas de derrame (por análisis) % | 13.00 |
| 23.- Temperatura de los gases de derrame (antes de su incendio), °C | 454.00 |
| 24.- Contenido de CaO en al escoria, % | 20.52 |
| 25.- Contenido de FeO en la escoria, % | 2.00 |

Como en cualquier cálculo es necesario emplear unidades de medición consistentes. Para éste ejemplo, la hora es empleada como unidad de tiempo y se supuso que los datos fueron obtenidos durante un período de tiempo, en que la operación del cubilote era estable y uniforme.

"CALOR SUMINISTRADO"

1) CALOR POTENCIAL EN EL COQUE:

| | |
|--------------------------------------|-------------|
| Peso de coque, Kg por hora | 2.068.00 Kg |
| Carbono fijo en el coque | 91.00 % |

| | |
|--|--------------------|
| Peso del carbono fijo: 2.068×0.91 | 1,882.00 Kg |
| Calor al quemar a CO_2 1 Kg de C | 8,030.00 kcal |
| Calor potencial: $1,882 \times 8030$ | 15,112,480.00 kcal |
| Carga de hierro por hora | |
| 19.88 toneladas métricas | 19,880.00 kg |
| Contenido de carbono del hierro cargado | 2.50 % |
| Contenido de carbono del hierro sangrado | 3.10 % |
| Pérdida de carbono cedido al hierro | |
| o sea $19,880 \times 0.0060 =$ | 119.00 kg |

En éste momento es necesario conocer la cantidad de carbono perdido en la descomposición de humedad. Esto será calculado más tarde, pero puede ser estimado usando la relación de que el porcentaje de carbono perdido es aproximadamente el mismo numéricamente que el número de gramos de agua por pie cúbico.

Pérdida aproximada de carbono en la descomposición de la humedad:

$$(1,882 \text{ Kg} = 4,146 \text{ Lb}) \quad 4,146 \times 0.39 = 162 \text{ Lb}$$

Carbono total perdido ($119 \text{ Kg} = 263 \text{ Lb}$); $263 + 162 = 425 \text{ Lb}$

Carbono potencial de este carbono ($425 \text{ lb} = 193 \text{ Kg}$);

$193 \times 8,030 = 1,550,000 \text{ Kcal}$.

Calor potencial neto $13,570,000 \text{ Kcal}$.

2) OXIDACION DE HIERRO, SILICIO Y MANGANESO:

| | |
|---|-------------|
| Peso de la escoria formada por hora (veasé más adelante) | 676.00 Kg |
| FeO contenidos de la escoria | 2.00 % |
| o sea, $676 \times 0.020 =$ | 13.50 Kg |
| Calor de formación de FeO, por kg | 886.00 Kcal |

Calor producido por oxidación de hierro.

886 x 13.5 = 11,959.00 Kcal

b) Oxidación de silicio

Silicio en la carga 0.66 %

Silicio en el hierro fundido 0.58 %

Silicio oxidado 0.08 %

Hierro cargado por hora 19,880.00 Kg

Silicio oxidado $9,880 \times 0.0008 =$ 16.00 Kg

Calor de formación de SiO_2 , por mol kg 205,100.00 kcal

Calor de formación de SiO_2 , por kg de silicio:

$205,100.00 / 28.09 =$ 7,290.00 Kcal

Calor producido por oxidación de silicio:

$16 \times 7,290 =$ 116,600.00 Kcal

c) Oxidación de manganeso:

Manganeso en la carga 0.75 %

Manganeso en el hierro fundido 0.52 %

Manganeso oxidado 0.23 %

Hierro cargado por hora 9,880.00 Kg

Manganeso oxidado $19,880 \times 0.0023 =$ 46.00 Kg

Calor de formación de MnO , por mol kg 92,000.00 Kcal

Calor de formación de MnO , por kg Mn:

$92,000 / 54.93 =$ 1,675.00 Kcal

Calor producido por oxidación de manganeso

$46 \times 1.675 =$ 77,000.00 Kcal

3) CALOR SENSIBLE EN EL AIRE DE SOPLADO:

Análisis de los gases de escape:

CO_2 13.00 %

CO 13.00 %

N_2 73.80 %

Puesto que volúmenes iguales de gas contienen en el mismo número de moléculas 1 mol de gas de escape contiene:

| | |
|-----------------|-------------|
| CO ₂ | 0.130 moles |
| CO | 0.132 moles |
| N ₂ | 0.738 moles |

1 mol de escape es producido por:

| | |
|--|------------------|
| 0.130 + 0.132 = | 0.262 moles de C |
| o sea, 0.262 x 12 = | 3.14 kg carbono |
| Coque cargado por hora | 2,068.00 Kg |
| Carbono cargado por hora | 1,882.00 Kg |
| Carbono perdido en la descomposición de humedad | 193.00 Kg |
| Carbono quemado por hora | 1,689.00 Kg |
| Moles de gas de escape producidos por hora: | |
| 1,689 / 3.14 = | 538.00 moles |

El gas de escape contiene:

| | | |
|-----------------|---------------|--------------|
| CO ₂ | 538 x 0.130 = | 70.00 moles |
| | o 70 x 44 = | 3,080.00 Kg |
| CO | 538 x 0.132 = | 71.00 moles |
| | o 71 x 28 = | 1,988.00 Kg |
| N ₂ | 538 x 0.738 = | 397.00 moles |
| | o 397 x 28 = | 11,116.00 Kg |

Oxígeno necesario:

| | | |
|----------------------|--------|--------------|
| Para CO ₂ | | 70.00 moles |
| Para CO | 71 / 2 | 35.50 moles |
| Total | | 105.50 moles |

Aire necesario 105.5 / 0.21 = 502.00 moles

que contienen:

| | | |
|-----------------|---------------------------|-------------|
| CO ₂ | 105.5 moles, o 105.5 x 32 | 3,380.00 Kg |
|-----------------|---------------------------|-------------|

| | | |
|--|-----------------------|-------------------|
| N ₂ | 397 moles, o 397 x 28 | 11,116.00 Kg |
| Peso total de aire empleado | | 14,490.00 Kg |
| Peso de la humedad en el aire de soplado (vease más adelante) | | 120.00 Kg |
| Calores específicos medios de 25' a 177' : | | |
| O ₂ | | 0.2230 Kcal/Kg °C |
| N ₂ | | 0.2490 Kcal/Kg °C |
| H ₂ O | | 0.4514 Kcal/Kg °C |

Calor contenido (calor sensible) del aire soplado a 177°C:

| | | |
|------------------|-------------------------|-----------------|
| O ₂ | 3,380 x 0.2230 x 152 = | 115,000.00 Kcal |
| N ₂ | 11,116 x 0.2490 x 152 = | 420,000.00 Kcal |
| H ₂ O | 108 x 0.4514 x 152 = | 7,400.00 Kcal |
| Total | | 542,400.00 Kcal |

4) ENTRADA TOTAL DE CALOR POR HORA:

| | |
|--------------------------------------|--------------------|
| Potencial neto en el coque | 13,570,000.00 Kcal |
| Oxidación de los elementos: | |
| Fe | 11,600.00 Kcal |
| Si | 77,600.00 Kcal |
| Mn | 205,550.00 Kcal |
| Calor sensible en el aire de soplado | 542,400.00 Kcal |
| Entrada total de calor por hora | 14,317,950.00 Kcal |

CALOR GASTADO:

1) Calentamiento, fusión y sobrecalentamiento del hierro:

| | |
|--------------------------------|--------------|
| Hierro cargado por hora | 19,880.00 Kg |
| Peso de FeO en la escoria | 13.50 Kg |
| Peso de Fe oxidado a FeO: | |
| 13.5 x 55.8 x 71.8 = | 10.50 Kg |
| Hierro sangrado | 19,870.00 Kg |
| Temperatura del hierro cargado | 17.00 °C |

| | |
|--|-------------------|
| Temperatura del hierro sangrado | 1,488.00 °C |
| Contenido de carbono del hierro sangrado | 3.10 % |
| Calor específico de 17 a 1,488 °C | 0.2085 Kcal/Kg °C |
| Contenido de calor del hierro a la temperatura de sangría: $1,471 \times 0.2085 \times 19,870 =$ | 6,100,000.00 Kcal |

2) Calcinación de la piedra caliza:

| | |
|---|-----------------|
| Peso de piedra caliza carga por hora | 255.00 Kg |
| Contenido de CaCO_3 de la piedra caliza | 97.15 % |
| Peso de CaCO_3 cargado | 247.00 Kg |
| Calor de descomposición del CaCO_3/Kg | 425.00 Kcal |
| Calor para calcinar la caliza, por hora | 105,000.00 Kcal |

3) Formación, fusión y sobrecalentamiento de la escoria:

| | |
|--|------------|
| a) Peso de CaCO_3 en la caliza | 247.00 Kg |
| Peso de CaCO_3 cargado | |
| (iguales moles de CaO formados) $247/100$ | 2.47 moles |
| Peso de CaCO_3 en la escoria $2.47 \times 56.1 =$ | 139.00 Kg |
| CaO contenido en la escoria | 20.52 % |
| Peso de escoria formada por hora: | |
| $139/0.2052 =$ | 677.00 Kg |

b) Calor de las reacciones en la escoria

Las reacciones de la escoria pueden estar representadas por:

Calores de formación

| CaO | SiO_2 | CaOSiO_2 |
|---|----------------|-------------------|
| 151,900 Kcal | + 205,100 Kcal | + 378,000 Kcal |
| Calor de reacción | | |
| 378,000 | - 357,000 = | 21,000.00 Kcal |
| Peso de CaO necesarios para formar | | |
| 1 mol de CaOSiO_2 | | 100.00 Kg |

Calor de las reacciones de escoriado
por Kg CaCO_3 210.00 Kcal

Calor de las reacciones de la escoria:
 $210 \times 247 =$ 51,870.00 Kcal

c) Calor contenido en la escoria a 1,488 °C:

Calor medio específico de la escoria de
17 °C a 1,488 °C = 0.3209 Kcal/Kg °C

Peso de la escoria formada por hora 677.00 Kg

Contenido de calor de la escoria fundida:
 $677 \times 0.3290 \times 1,471 =$ 319,570.00 Kcal

Calor disponible de las reacciones
de la escoria 51,870.00 Kcal

Calor neto necesario para la escoria 267,700.00 Kcal

4) Descomposición de la humedad en el aire de soplado:

Peso del aire seco empleado 14,490.00 Kg

Temperatura de bulbo seco 17.00 °C

Temperatura de bulbo húmedo 13.00 °C

Presión barométrica 749.00 mmHg

De los cálculos hechos en el párrafo correspondiente a
descomposición de humedad:

Humedad por lb de aire seco:

$53 \times 749 / 760 =$ 52.00 granos

Granos por libra 7,000.00

Humedad total en el aire soplado por hora

(14,490 x 2,205 = 31,920 lb)

$\frac{31,920 \times 52}{7,000} = 237 \text{ lb}$

Puesto que se necesita un mol de carbono (12 lb) para
descomponer un mol de agua (18 lb), el carbono necesario es:

$$\frac{237 \times 12}{18} = 158 \text{ lb}$$

Calor necesario por lb de H₂O 2,898.00 BTU

Calor necesario para descomposición del agua
en el aire de soplado:

$$237 \times 2,898 = 687,000 \text{ BTU} = 173,1000.00 \text{ Kcal}$$

5) Calor sensible en los gases de escape:

El gas de scape contiene:

| | | |
|-----------------|---|--------------|
| CO ₂ | | 3,080.00 Kg |
| CO | | 1,988.00 Kg |
| N ₂ | | 11,116.00 Kg |
| N ₂ | $\frac{237 \times 2}{18} = 26.3 \text{ lb}$ | 12.00 Kg |

Temperatura de los gases de escape 454.00 °C

Calor específico medio de los gases
de 25 a 454 °C:

| | |
|-----------------|-------------------|
| CO ₂ | 0.2408 Kcal/Kg °C |
| CO | 0.2556 Kcal/Kg °C |
| N ₂ | 0.2538 Kcal/Kg °C |
| H ₂ | 3.4630 Kcal/Kg °C |

Contenido de calor de los gases de escape:

| | | |
|-----------------|-------------------------------------|-------------------|
| CO ₂ | $3,080 \times 0.2408 \times 429 =$ | 317,000.00 Kcal |
| CO | $1,988 \times 0.2556 \times 429 =$ | 248,500.00 Kcal |
| N ₂ | $11,116 \times 0.2538 \times 429 =$ | 1,210,000.00 Kcal |
| H ₂ | $12 \times 3,4630 \times 429 =$ | 17,820.00 Kcal |
| Total | | 1,793,320.00 Kcal |

6) Calor latente en los gases de escape:

El CO deberá ser quemado a CO₂ con aire caliente y parte del calor recuperado.

| | |
|-----------------------------------|-------------------|
| Peso de CO en los gases de escape | 1,988.00 Kg |
| Calor de combustión por Kg CO | 2,415.00 Kcal |
| Calor de combustión de CO: | |
| 1,988 x 2,415 = | 4,800,000.00 Kcal |

7) Radiación del cubilote:

| | |
|---|--------------------|
| Desprendimiento total de calor por causa de: | |
| Calentamiento, fusión y sobrecalentamiento del hierro | 6,100,000.00 Kcal |
| Calcinación de la piedra caliza | 105,000.00 Kcal |
| Formación, fusión y sobrecalentamiento de la escoria | 267,700.00 Kcal |
| Descomposición de la humedad del aire del soplado | 173,100.00 Kcal |
| Calor sensible en los gases de escape | 1,793,320.00 Kcal |
| Calor latente en los gases de escape | 4,800,000.00 Kcal |
| Total | 13,239,120.00 Kcal |
| Entrada de calor total por hora | 14,317,950.00 Kcal |
| Perdidas de radiación del cubilote (por diferencia) | 1,078,830.00 Kcal |

RESUMEN

| | |
|--|--------------------|
| Entrada de calor (calor suministrado): | |
| Calor potencial neto en el coque | 13,570,000.00 Kcal |
| Oxidación de elementos: | |
| Fe | 11,950.00 Kcal |
| Si | 116,600.00 Kcal |
| Mn | 77,000.00 Kcal |
| Total | 205,550.00 Kcal |

Calor sensible en el aire de soplado:

| | |
|-----------------------------|--------------------|
| O ₂ | 115,000.00 Kcal |
| N ₂ | 420,000.00 Kcal |
| H ₂ O | 7,400.00 Kcal |
| Total | 542,400.00 Kcal |
| Total de calor suministrado | 14,317,950.00 Kcal |

Salida de calor (calor gastado):

| | |
|---|--------------------|
| Calentamiento, fusión y sobrecalentamiento del hierro | 6,100,000.00 Kcal |
| Calcinación de la piedra caliza | 105,000.00 Kcal |
| Formación, fusión y sobrecalentamiento de la escoria | 267,700.00 Kcal |
| Descomposición de la humedad del aire soplado | 173,100.00 Kcal |
| Calor sensible de los gases de escape: | |
| CO ₂ | 317,000.00 Kcal |
| CO | 248,500.00 Kcal |
| N ₂ | 1,210,000.00 Kcal |
| H ₂ | 17,820.00 Kcal |
| Total | 1,793,320.00 Kcal |
| Calor latente en los gases de escape | 4,800,000.00 Kcal |
| Radiación del cubilote | 1,078,830.00 Kcal |
| Total de calor gastado | 14,317,950.00 Kcal |

Haciendo el resumen se pondrá de manifiesto el error relativo cometido al descuidar cualquiera de los efectos de calor que intervienen. El calor de oxidación del hierro, el calor sensible de agua en el aire soplado, y de hidrógeno en los gases de escape pueden ser despreciados.

Eficiencia:

$$\begin{aligned}
 \text{Eficiencia de Fusión (\%)} &= \frac{\text{Calor presente en el hierro}}{(\text{Calor potencial en el coque}) + (\text{Calor de oxidación de los elementos}) + (\text{Calor sensible en el aire de soplado})} \times 100 \\
 &= \frac{6,100,000}{13,570,000 + 205,550 + 542,400} \times 100 \\
 &= 41.90 \%
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 \text{Eficiencia de combustión (\%)} &= \frac{(\text{Calor potencial en el coque}) - (\text{Calor latente en el gas de escape})}{\text{Calor potencial en el coque}} \times 100 \\
 &= \frac{13,570,000 - 4,800,000}{13,570,000} \times 100 \\
 &= 64.63 \%
 \end{aligned}$$

V. COMBUSTION EN EL CUBILOTE

V. COMBUSTION EN EL CUBILOTE

Los avances en la economía de fundición por el cubilote, en comparación a otras formas de fundición de hierro es costoso debido a la eficiente conversión de energía, bajo costo de operación, bajo costo de inversión en general. La conversión de energía involucra la combustión de coque con el aire y la transferencia de calor con el material de carga, aunque las reacciones químicas involucradas en la combustión del coque, son ahora conocidas, siguen siendo sujetas a investigación y discusión; entendiendo la química básica de reacción podemos llegar a mejorar la eficiencia del cubilote.

El objetivo primario de la operación del horno es producir hierro de composición y temperatura deseados de la forma más económica, los métodos tradicionales han sido mejorados con el avance de la tecnología y las investigaciones, como el control de la humedad, del aire soplado, mejor calidad de coque diferentes tipos de refractarios, inyección de combustible líquido y gaseoso.

"REACCIONES DE COMBUSTION"

Muchas reacciones químicas son involucradas en el cubilote, la mayor reacción exotérmica involucrada es la del carbón contenido en el coque y el oxígeno contenido en el aire, estos reaccionan para formar CO y CO₂.

Das reacciones endotérmicas también ocurren, la reducción del CO₂ y H₂O.

Las reacciones carbón oxígeno son:



Hay desacuerdo entre los investigadores por saber cual de las dos reacciones ocurre primero.

Existe la teoría sobre la formación en primer lugar del CO y su posterior combinación con oxígeno para formar CO₂.

La teoría de gasificación supone primero la formación del CO₂ que al combinarse con carbón forma el CO.

En la zona de combustión del cubilote la presencia de altos niveles de CO₂ y O₂ indican que la reacción (2) es predominante, las otras reacciones que pueden ser consideradas para el sistema carbón oxígeno son:



Nótese que la reacción (2) puede ser considerada como la suma de la reacción (1) y (3), esto lleva a los investigadores a profundizar más sobre el mecanismo fundamental de combustión del coque.

"REACCIONES DEL BIOXIDO DE CARBONO"

La formación del bioxido de carbono puede ocurrir por una vía simple como la representada por la reacción (2).

$\text{C} + \text{O}_2 \longrightarrow \text{CO}_2$ o por la suma de dos reacciones representadas por las ecuaciones (1) y (3),



Desde un análisis de energía los resultados por ambos caminos son similares, usándose por simplicidad la reacción directa.

Los pesos, volúmenes y energía involucrados en la reacción para condiciones de presión y temperatura estandar (cero grados y una atmósfera) para una composición de aire de 21% O₂ y 79% N₂.

| | | | | | |
|---------------------------|---|----|------|------|------|
| Reacción | $\text{C} + \text{O}_2 + 3.76 \text{ N}_2 \longrightarrow \text{CO}_2 + 3.76 \text{ N}_2$ | | | | |
| Kg/lb | 12 | 32 | 106 | 44 | 106 |
| M ³ gas/kg mol | 22.4 | | 84.2 | 22.4 | 84.2 |

Calor de reacción. + 94.05 Kcal/-gm mol de carbón
 + 169.3 BTU/lb mol de carbón
 + 96.85 Kcal/-gm mol de carbón amorfo

El carbón amorfo es el típico encontrado en el coque y como podemos ver proporciona más energía que el carbón normal durante la combustión. Los altos valores positivos indican la gran cantidad de energía liberada durante la formación del CO₂. Es importante notar la alta cantidad de nitrógeno en peso y volumen que tenemos manejar como gas inerte, además de representar la mayor parte de pérdidas por calor sensible en los gases.

La descomposición del CO₂ es extremadamente endotérmica y deberá ser evitada al máximo, no obstante la presencia de grandes cantidades de CO₂ y C a altas temperaturas (900 °C) o más altas nos marca la posibilidad de la siguiente reacción:

| | | | | | | |
|---------------------------|--------------------------------------|-----|-----------------------|---|------|-----------------------|
| Reacción | CO ₂ | + C | + 3.76 N ₂ | → | 2CO | - 3.76 N ₂ |
| Kg/lb | 44 | 12 | 106 | | 56 | 105 |
| M ³ gas/Kg mol | 22.4 | | 84.2 | | 44.8 | 84.2 |
| Calor de reacción | -41.21 KCal/-gm mol de carbón | | | | | |
| | -74.18 BTU/lb mol de carbón | | | | | |
| | -38.41 Kcal/-gm mol de carbón amorfo | | | | | |
| | -69.14 BTU/lb mol de carbón amorfo | | | | | |

El signo negativo indica que el calor es absorbido. Esto no solo son pérdidas de calor (energía), sino también de combustible (carbón).

El volumen de los gases se incrementa al doble, lo que ocasionará mayor pérdida de calor sensible por los gases. El CO es tóxico y puede ser separado del resto de los gases para usarse como combustible en la inyección primaria de aire o quemarse dentro del mismo horno mediante una segunda adición de aire por otra caja de viento

"REACCIONES DEL MONOXIDO DE CARBONO"

El monóxido de carbono puede ser formado por la descomposición del bioxido de carbono o por la reacción directa entre el carbón y oxígeno. La teoría de la transformación primaria del CO y su posterior reacción con el oxígeno para formar en términos estequiométricos y de calor:

| | | | | | |
|---------------------------|---|------|----|------|------|
| Reacción | $C + (\frac{1}{2})O_2 + 1.88 N_2 \longrightarrow CO + 1.88 N_2$ | | | | |
| Kg/lb | 12 | 16 | 53 | 28 | 53 |
| M ³ gas/Kg mol | 11.2 | 42.1 | | 22.4 | 42.1 |
| Calor de reacción | +26.42 Kcal/gm mol de carbón | | | | |
| | +47.56 BTU/lb mol de carbón | | | | |
| | +29.22 Kcal/gm mol de carbón amorfo | | | | |
| | +52.56 BTU/lb mol de carbón amorfo | | | | |

Estos valores indican que la reacción es exotérmica, además del notable incremento en el volumen molar de los gases. La cantidad de calor producida durante la formación del CO₂ a partir de CO aumenta considerablemente, el valor indicado.

| | | | | | |
|---------------------------|--|------|------|------|------|
| Reacción | $CO + (\frac{1}{2})O_2 + 1.88 N_2 \longrightarrow CO_2 + 1.88 N_2$ | | | | |
| Kg/lb | 28 | 16 | 53 | 44 | 53 |
| M ³ gas/Kg mol | 22.4 | 11.2 | 42.1 | 22.4 | 42.1 |
| Calor de reacción | +67.63 Kcal/-gm mol de monóxido de C. | | | | |
| | +121.73 BTU/lb mol de monóxido de C. | | | | |

Esta reacción indica que la cantidad de calor es incrementada.

El volumen del gas no deberá de crecer si la reacción ocurrirá en condiciones Std. De temperatura y presión.

Si tomamos en cuenta la temperatura de entrada del aire y la temperatura de salida del los gases, es probable que ocurra un incremento neto en el volumen de los gases.

"REACCIONES DEL VAPOR DE AGUA"

El agua puede ser introducida en el horno a través de las cargas metálicas, coque y refractario en forma de humedad, pero principalmente como vapor en el aire de soplado. El agua que entra con la carga en el refractario es removida por el calor sensible en forma de vapor al irse calentando el horno cuando se enciende, pero la principal entrada debida al aire de insuflado sufre un calentamiento que lo lleva de vapor a gas para posteriormente ser reducido como lo demuestran las siguientes reacciones:



El cambio del estado del agua es:



Las reacciones 5 y 7 son endotérmicas y la 6 exotérmica.

Un exámen de la reacción nos indica:

| | | | | |
|---------------------------|--|------|------|---|
| Reacción | C + H ₂ O \longrightarrow CO + H ₂ | | | |
| Kg/lb | 12 | 18 | 28 | 2 |
| M ³ gas/Kg mol | 22.4 | 22.4 | 22.4 | |
| Calor de reacción | -31.38 Kcal/gm mol de carbón | | | |
| | -56.48 BTU/lb mol de carbón | | | |
| | -28.58 Kcal/gm mol de carbón amorfo | | | |
| | -51.44 BTU/lb mol de carbón amorfo | | | |

Estos valores indican que una gran cantidad de energía es absorbida, en condiciones Std. el volúmen de los gases deberá ser el doble, la reacción 6 es crítica en el proceso de gasificación y equilibrio de los gases, podemos analizarla de la siguiente forma:

| | | | | |
|------------------------------|--|------|------|---|
| Reacción | CO + H ₂ O \longrightarrow CO ₂ + H ₂ | | | |
| Kg/lb | 28 | 18 | 44 | 2 |
| M ³ gas/Kg mol CO | 22.4 | 22.4 | 22.4 | |

Calor de reacción +9.83 Kcal/gm mol de monóxido de C.
+17.64 BTU/lb mol de monóxido de C.

Las reacciones indican que una pequeña cantidad de calor es producida y el cambio neto de volumen en los gases es cero.

Un análisis de la reacción nos revela la importancia de la energía consumida en el cambio de estado del agua en el horno.

| | | | |
|--|-------------------------------|--------|-------------------------------|
| Reacción | H ₂ O _l | —————> | H ₂ O _g |
| Kg/lb | 18 | | 18 |
| M ³ gas/Kg mol H ₂ O | | | 22.4 |

Calor de reacción -584 Kcal/Kg de agua gasificada
-1050 BTU/lb de agua gasificada

Nótese que si las reacciones 5 y 6 son líquidos en el instante de asumir la fase gaseosa la reacción 5 deberá ser más endotérmica que la 6, esto es la reacción 6 en un momento deberá cambiar de exotérmica a endotérmica. Conclusión: El agua especialmente en su forma líquida es una sustancia que debe ser evitada al máximo en el horno de cubilote.

Los calores de reacción presentados en esta sección están determinados a 25 °C (77 °F) para ajustar estos valores de energía a otras temperaturas deberán calcularse las entalpías de todas las sustancias involucradas en el sistema a la temperatura de trabajo del horno.

ENERGIA LIBRE "CONSIDERACIONES"

La función energía libre (G) es necesaria para determinar si una reacción ocurrirá en un determinado sentido. Si la reacción tiene signo negativo nos indica que el proceso ocurrirá en la dirección escrita, esto es:

Reactivos —————> Productos

Si G es positiva ocurrirá el proceso inverso:



La relación entre la función de energía libre G y su valor Std G° es expresada por:

$$G = G^\circ + RT \ln(K) \quad (8)$$

Donde:

T = Temperatura absoluta ($^\circ K$)

R = Constante universal de los gases (1.987 cal/mol K)

K = Constante de equilibrio de los gases

Las expresiones de energía libre estandard para algunas de las reacciones de combustión se listan en la siguiente tabla:

DATOS TERMODINAMICOS PARA REACCIONES DE COMBUSTION

A. CALORES ESTANDARD DE FORMACION

| Compuestos | Energía Kcal/gm mol |
|----------------------|------------------------|
| CO ₂ | 94.05 |
| CO | 26.42 |
| C (amorfo) | -2.80 |
| H ₂ O (g) | 57.80 |
| H ₂ O (l) | 68.32 |

B. ENERGIA LIBRE ESTANDARD DE FORMACION

$$(G^\circ = a + bt)$$

| Reacción | a | b |
|---|---------|--------|
| C + $\frac{1}{2}$ O ₂ \longrightarrow CO | -26.760 | -20.98 |
| C + O ₂ \longrightarrow CO ₂ | -94.260 | -27.00 |
| H ₂ + $\frac{1}{2}$ O ₂ \longrightarrow H ₂ O(g) | -58.850 | 13.12 |
| CO + H ₂ O \longrightarrow CO ² + H ₂ | - 8.850 | 7.59 |

El diagrama de energía libre para éstas relaciones como una función de la temperatura se muestran en la fig. 8. Para la mayor parte de las aplicaciones, las actividades de los diferentes gases pueden ser representadas por sus presiones parciales. En la fig. 8. estamos asumiendo para todos los gases un valor unitario de la actividad. Como los valores de reacción de energía libre decrecen, los productos formados serán ser más estables. Así, reacciones con pendiente decreciente se vuelve más estable cuando la temperatura se incrementa, mientras que los productos formados por reacciones con pendiente creciente se vuelven más reactivos y menos estables al incrementarse la temperatura.

VI. DISEÑO

VI. DISEÑO

Para poder llevar a cabo el diseño del horno se deben considerar diferentes factores, el primero derivado, de las necesidades de producción, es la capacidad de colado.

El conocimiento de éste dato nos permitirá diseñar los demás elementos del horno adecuado, así como su disposición en el mercado.

Para resolver los problemas de Ingeniería se dispone de varios métodos teóricos y experimentales, en muchos casos éstos problemas requieren la aplicación de ambos, la cantidad relativa que se emplea de cada uno de ellos depende de la naturaleza del problema ya sea como complemento uno del otro o simplemente como forma de comparar resultados.

El ingeniero moderno que asume ésta actitud será en general más eficiente para resolver los problemas que se le presenten que aquel que haga caso omiso de alguno de los dos métodos.

Como se menciona al principio del capítulo la capacidad de colada es el primer elemento a considerar y dependerá exclusivamente de las necesidades de producción. Se pensó primero en una capacidad suficiente para efectuar pruebas como la de el blanqueado de cuña, fluidez, etc. Se consideró también el costo de los materiales de carga y por su puesto que el diseño y la operación fuerán representativos de un horno de producción a nivel industrial de tal manera que el estudiante pueda tener una experiencia real en el manejo del cubilote.

NOTA: Todas las aseveraciones, suposiciones, rangos de trabajo y ecuaciones pueden consultarse en el capítulo de diseño, de la referencia 1.

Abreviaturas usadas:

| | |
|-----|---|
| Af | Area de fusión |
| Att | Area total de toberas |
| Act | Area de cada tobera |
| Acv | Area de la caja de viento |
| Ali | Area libre entre los trozos de coque de la cama |
| Aef | Area proyectada de las esferas de coque |
| a | Ancho de la caja de viento |
| b | Espesor de la caja de viento |
| CC | Capacidad de colada |
| Dci | Diámetro del crisol |
| G | Gasto de aire |
| Hci | Altura del crisol |
| Hto | Altura total del horno |
| Hco | Altura de la cama de coque |
| Hcu | Altura de la cuba |
| h | Presión |
| ht | Presión total |
| P | Potencia |
| V | Velocidad del aire |
| Vci | Volúmen del crisol |
| Vme | Volúmen del metal |
| Vco | Volúmen del coque |
| W | Capacidad de producción |

Para el horno de cubilote que se construyó:

Se consideró una capacidad de colada = 40 Kg.

Para obtener esta capacidad debemos calcular el volúmen que deberá tener el crisol.

El volúmen del crisol lo determinan:

El área de fusión principalmente y la altura que como es lógico debe ser el otro parámetro, sin embargo ésta última tiene una limitante muy fuerte, es decir debe ser de 1.2 a 1.5 veces el diámetro del crisol.

Tratar de dar mayor volúmen al crisol aumentando la altura puede acarrear consecuencias graves como el enfriamiento del metal en su caída desde la zona de fusión hasta la zona de la piquera.

Una relación experimental que enmarca el volúmen que ocupa el coque y el metal líquido en el crisol es de 2/3 para el coque y de 1/3 para el metal.

$$(1) \quad V_{ci} = V_{me} + V_{co}$$

Donde el volúmen del metal es:

$$(2) \quad V_{me} = m / r_e$$

Para $r_e = 7.2 \text{ g/cm}^3$ (fierro colado)

$$m = 40 \text{ Kg}$$

Sustituyendo éste valor (2):

$$V_{me} = 40,000 \text{ (g)} / 7.2 \text{ (g/cm}^3\text{)}$$

$$V_{me} = 5,555.80 \text{ cm}^3$$

De acuerdo a la relación referida para el volúmen de hierro y coque en el crisol:

$$V_{co} = 5,555.8 \text{ (cm}^3\text{)} \times 2$$

$$V_{co} = 11,111.2 \text{ cm}^3$$

Sustituyendo estos valores en la ecuación (1):

$$V_{ci} = 5,555.8 \text{ cm}^3 + 11,111.2 \text{ cm}^3 = 16,666.8 \text{ cm}^3$$

Para conocer el diámetro del crisol consideramos un cilindro perfecto.

$$(3) \quad V_{ci} = \pi / 4 \times (D_{ci})^2 \times H_{ci}$$

Si la relación entre la altura y el diámetro puede variar de 1.2 a 1.5 como se mencionó anteriormente.

$$(4) \quad H_{ci} = 1.2 \times D_{ci}$$

Se escogió este parámetro como medida de aseguramiento para producir hierros a temperaturas altas.

Sustituyendo (4) en la (3):

$$V_{ci} = \pi/4 \times (D_{ci})^2 \times 1.2 D_{ci}$$

$$V_{ci} = 0.942 (D_{ci})^3$$

Despejando al diámetro:

$$D_{ci} = \sqrt[3]{\frac{V_{ci}}{0.942}}$$

Sustituyendo el valor de V_{ci} :

$$D_{ci} = \sqrt[3]{\frac{16,666.6 \text{ cm}^3}{0.942}} \quad D_{ci} = 26.01 \text{ cm}$$

Es importante señalar en este momento que la coraza con el ladrillo refractario no es de existencia comercial para obtener un diámetro de esa dimensión, por lo que se dispuso de una coraza de 50.8 cm.. Si tomamos en cuenta el espesor del refractario que es de 11.43 cm. multiplicado por dos (ya que se trata de un círculo) nos lleva a un diámetro de 22.86 cm + 2.6 cm. (espesor del cemento refractario) y por lo tanto tendremos un diámetro de crisol de 25.36 cm..

Retomando a la inversa la secuencia de éstos cálculos con este diámetro encontramos una capacidad de colada de 36.88 Kg.

Con el valor de Dci podemos calcular la altura del crisol de la ecuación (4).

$$H_{ci} = 1.2 \times (25.36 \text{ cm.})$$

$$H_{ci} = 30.46 \text{ cm.}$$

Para calcular la altura total que debe tener el horno desde la puerta de desfonde hasta la abertura de carga tenemos la siguiente relación:

$$(5) \quad H_{to} = H_{co} + H_{cu}$$

$$\text{Donde } H_{cu} = (3.0 \longrightarrow 4.5)D_{ci}$$

$$(6) \quad H_{cu} = 4.5 D_{ci}$$

Se eligió este valor y por lo general se toma el parámetro superior para asegurar la máxima transferencia de calor de los gases de escape a los materiales de carga.

Sustituyendo el valor de Dci en (6):

$$H_{cu} = 4.5 \times 25.36 \text{ cm.}$$

$$H_{cu} = 114.12 \text{ cm.}$$

La altura de la cama de coque recomendada para un horno de 10" de diámetro (referencia 1) varía de 70 cm a 90 cm. Nuevamente como medida de seguridad para obtener un hierro con buena temperatura elegimos el parámetro superior que es de 90 cm.

Sustituyendo estos valores en la ecuación (5):

$$H_{to} = 114.12 \text{ cm} + 90 \text{ cm.}$$

$$H_{to} = 204.12 \text{ cm.}$$

Para conocer el área de cada una de las toberas debemos calcular primero la suma total de éstas.

$$(7) \quad A_{tt} = (1/8 \longrightarrow 1/8)A_f$$

$$A_f = \pi/4 \times (D_{ci})^2$$

Sustituyendo el valor de Dci:

$$A_f = 0.785 \times (25.36 \text{ cm})^2$$

$$A_f = 508.45 \text{ cm}^2$$

Sustituyendo éste valor en (7) con el parámetro inferior:

$$Att = 1/6 \times (506.45 \text{ cm}^2)$$

$$Att = 84.41 \text{ cm}^2$$

Tomamos el valor de 1/6 para asegurar la máxima presión de entrada de aire por cada tobera.

El número de toberas en un cubilote puede variar de 6 a 8 dependiendo el diámetro del horno.

Por tratarse de un horno muy pequeño se decidió abrir 6 toberas por lo que el área de cada una será de:

$$Act = 84.41 \text{ cm}^2 / 6$$

$$Act = 14.07 \text{ cm}^2$$

Una vez que se conoce el área total de las toberas podemos calcular las dimensiones de la caja de viento (cámara plena).

$$Acv = (2 \text{ —} \rightarrow 2.5) Att$$

Por la razón expuesta anteriormente con respecto a la máxima presión elegimos el parámetro inferior. Sin embargo cabe aclarar que éste calor fué modificado por la disposición del material con el que obtuvimos un área de caja de viento de 180.88 cm². Checándo que éste valor esté dentro del parámetro referido anteriormente tenemos: Valor del parámetro = Acv / Att

Sustituyendo:

$$\text{Valor del parámetro} = 2.14$$

En la práctica y como el lector ya habrá intuido éstos cálculos tuvieron que repetirse varias veces según los materiales disponibles hasta quedar lo más cerca posible del parámetro inferior.

Si consideramos una caja de forma rectangular tenemos:

$$Acv = a \times b$$

$$\text{Donde: } a = 2.5 \times b$$

Sustituyendo este valor:

$$Acv = 2.5 b \times b$$

Despejando b:

$$b = \sqrt{\frac{Acv}{2.5}}$$

Sustituyendo el valor de $Acv = 180.88 \text{ cm}^2$

$$b = 8.5 \text{ cm (espesor de la caja de viento)}$$

Sustituyendo éste valor en:

$$a = 2.5 b$$

Tenemos :

$$a = 21.26 \text{ cm (ancho de la caja de viento)}$$

Cálculo del volúmen de aire requerido para la combustión.

Para poder calcular el volúmen de aire debemos conocer primero la capacidad de producción del horno valiéndonos de la siguiente relación empirico-experimental:

$$(8) \quad W = 6 \times (Dci)^2$$

Donde W = Producción en (ton/hra)

Dci = Diámetro del crisol en (m)

Sustituyendo el valor de $Dci = 0.2538 \text{ m}$ en (8):

$$W = 6 \times (0.2538)^2$$

$$W = 0.386 \text{ ton/hra}$$

Por otra parte la proporción de coque por tonelada de metal usada durante las últimas pruebas de arranque fué de 30%, es decir se requieren de 115.8 Kg de coque por hora, o 1.93 Kg. de coque por minuto.

Como el contenido de carbono que se quema es de 90% (dato aportado en la especificación de compra del material como carbón fijo).

Entonces la cantidad de carbono que se consumirá por minuto es de 1.73 Kg.

Para quemar 1 Kg. de carbobo se necesitan 8.89 m³N de aire. Por lo que el gasto o volúmen necesario será:

$$G = 1.73 \times 8.89$$

$$G = 15.38 \text{ m}^3/\text{min}$$

Cabe señalar que esta cantidad de aire considera que todo el carbono pasa a CO₂ y no toma en cuenta la oxidación de los materiales de la escoria ni del mismo metal. Se requiere de un exceso de aire para estos fines que se considera ser del 50% al 60% adicional. Si tomamos el valor más alto como medida de seguridad tenemos entonces un gasto total de aire de 25 m³/min.

Sin embargo para introducir este volúmen debemos hacerlo a una cierta velocidad que podemos calcular de la siguiente forma:

$$(9) \quad V = G / A_i$$

Donde G = Gasto de aire (m³/seg.)

A = Área libre entre los trozos de coque de la cama (m²)

V = Velocidad del aire (m³/seg)

La velocidad no es la misma de las toberas y dentro del horno (en la cama de coque), y es en ésta última donde debe de calcularse ya que es aquí donde se realiza la combustión. El área efectiva por la que pasará el aire, dependerá de los espacios libres que hay entre los trozos de coque de la cama. Si el área de cada tobera es de 14.07 cm² (calculado anteriormente) y si el área (si consideramos esferas) máxima de los trozos de coque no debe ser mayor al área de la tobera, de otra forma no tendríamos una combustión ni temperatura homogénea y podríamos inclusive tapar alguna de las toberas.

Área promedio de los trozos de coque = 14.07 cm² con un diámetro de 4.23 cm por lo que aproximadamente 33 esferas de coque cubrirán el área de fusión. Es muy importante tener lo más exactamente

posible esta relación para cada diámetro de horno ya que no hay un parámetro proporcional que nos la indique. Una pequeña variación afecta considerablemente la velocidad, presión y potencia.

$$A_{li} = A_f - A_{ef}$$

$$A_{li} = 506.46 \text{ cm}^2 - (14.07 \text{ cm}^2 \times 33)$$

$$A_{li} = 42.15 \text{ cm}^2$$

Lo que representa un 8.3% del área de fusión.

Aplicando todo esto a la ecuación (9):

$$V = 0.42 / 0.0042$$

$$V = 100 \text{ m/seg.}$$

Para conocer la presión con la que debe inyectarse el aire usaremos la siguiente ecuación;

$$(10) \quad V = \sqrt{\frac{2gh}{\rho}}$$

Donde V = Velocidad del aire (m/seg)

g = Aceleración de la gravedad (9.8 m/seg²)

h = Presión (Kg/m²) o (mm de columna de agua)

ρ = Peso específico del aire (1.29 Kg/m³)

Separando h de la ecuación (10):

$$V = \sqrt{\frac{2g}{\rho}} \times \sqrt{h}$$

Sustituyendo los valores anteriores y haciendo la operación con las constantes:

$$V = 3.893 \times (h)^{1/2}$$

Despejando h :

$$h = (V / 3.893)^2$$

Sustituyendo el valor de la velocidad:

$$h = 660 \text{ Kg/m}^2$$

Esta es la presión mínima necesaria en la cama de coque.

Ya que en la conducción de fluidos hay pérdidas de presión debidas a la fricción tomaremos un margen razonable para cubrir las del orden de un 30%, por lo que:

$$ht = 858 \text{ Kg/m}^2$$

Para poder cubrir estas necesidades la potencia del motor del ventilador podemos calcularla de la siguiente forma:

$$(11) \quad P = (G \times ht) / (76.04 \times 0.95)$$

Donde P = Potencia del motor.

G = Gasto de aire ($\text{m}^3/\text{seg.}$)

ht = Presión (Kg/m^2)

0.95 = Eficiencia eléctrica del motor

Aplicando los valores antes calculados en la ecuación (11):

$$P = 4.989 \text{ HP}$$

Considerando una eficiencia volumétrica del 50% (valor promedio para el tipo de ventilador usado)

La potencia real mínima necesaria será de:

$$\text{HP} = 9.978 \text{ HP}$$

Esta potencia se ajusta a la capacidad inmediata superior disponible en el mercado que es de 10 HP.

RESUMEN DE CALCULOS DEL DISEÑO

| | |
|----------------------------|---------------------|
| Capacidad de colada | 36.88 Kg |
| Diámetro del crisol | 25.36 cm |
| Altura del crisol | 30.43 cm |
| Altura de la cama de coque | 90.00 cm |
| Altura total del horno | 204.00 cm |
| Número de toberas | 6.00 toberas |
| Area de cada tobera | 14.07 cm^2 |

Caja de viento:

| | |
|--|------------------------------------|
| Ancho | 21.26 cm |
| Espesor | 8.50 cm |
| Capacidad de producción | 386.00 Kg/h |
| Gasto de aire | 25.00 m³/min. N. |
| Velocidad de aire en la cama de coque | 100.00 m/seg. |
| Presión en la cama de coque | 858.00 Kg/m² |
| Potencia del motor | 10.00 HP |

VII. CONSTRUCCION DEL HORNO

VII. CONSTRUCCION DEL HORNO

La construcción de éste horno fué sujeto en primera instancia a la disponibilidad de materiales con los que se contaba procurando construir un horno de bajos volúmenes de fusión, los cuales pudieran ser costeados sin problema por los usuarios de dicho sistema, pero que a su vez les permitiera conocer los aspectos generales de su operación e investigación básica, guardando dentro de su diseño las partes básicas que comprende un horno de cubilote.

Partimos del hecho de construir un horno de aproximadamente 100 Kg/hora, lo que nos llevó a tener que conseguir una coraza que pudiera alojar dicho volumen de metal incluyéndo el recubrimiento refractario. Considerádo el costo que involucraría el mandar a rolar un tubo de dicho diámetro, se decidió adquirir un tubo de 50 cm. de diámetro, sin costura con un espesor de 1.27 cm y 2.2 m. de longitud el cual utilizaríamos para dicho propósito.

La construcción partio bajo la siguiente secuencia:

- 1.- Los dos tubos de 1.5 m. por 12.7 cm de diámetro fueron cortados para obtener cuatro tramos de 70 cm, los cuales se utilizarían como las patas de la mesa.
- 2.- La placa de 50 cm² por 1.27 cm de espesor fué cortada en 4 partes iguales de 23 cm² aproximadamente, a cada una de éstas placas se les hizo 4 barrenos de 1.29 cm localizados en los vértices.

Con los tubos ya cortados en partes iguales fueron soldados en el centro de cada una de éstas placas para formar las patas. Una vez que se tienen los cuatro pedestales son soldados a la placa de 1 m² por 0.8 cm de espesor para así formar ya la mesa de sustentación.

La base fué llevada al lugar donde quedaría permanentemente para ser fijada al concreto con taquetes de expansión de $2\frac{1}{2}$ " y tornillos de $\frac{3}{8}$ " por $2\frac{1}{2}$ " de largo, cabeza hexagonal y roldanas de presión. Cabe hacer notar que la colocación de la mesa fué al raz de la fosa de arena con la que se cuenta en las instalaciones del Laboratorio de fundición.

Una vez fija la mesa se procede a cortar un orificio sobre la placa que servirá posteriormente para desfondar el horno una vez que se halla terminado la hornada, dicho orificio tiene un diámetro un poco menor al efectivo de fusión (2 cm.) y la diferencia con respecto a la coraza sirve como base para la colocación del ladrillo refractario, la placa redonda que se obtiene del corte se soldó a una solera cuadrada de 0.04 m², que será usada como tapa apuntalada en la base.

Fija y horadada la mesa de sustentación se coloca el primer tubo de 80 cm. de largo sobre la mesa para iniciar la erección, que se realizó con ayuda de una grua mecánica de 1.0 ton. Se centra el tubo sobre la placa con respecto al orificio y se procede a fijarlo mediante un cordón de soldadura.

Debido al diámetro tan reducido fué necesario colocar el refractario conforme se sobreponían los tubos de la coraza. Se inició el recubrimiento refractario colocando un ladrillo de tipo dovela-canto # 2 y dovela-canto # 3 de manera alternativa, lo que resultó en una hilada del diámetro de nuestra coraza (25.4 cm).

La colocación de los ladrillos se hizo con mortero refractario de fraguado al aire para altas temperaturas. La relación de mezcla fué de 20 Kg. de mortero por 10 Kg de agua; de su consistencia original pastosa quedó como un líquido de consistencia similar a un atole.

Los ladrillos se sumergían completamente dentro de éste líquido, y posteriormente se les retiraba el exceso dejándolos escurrir con el objeto de disminuir el área de junta entre cada ladrillo.

Recordemos que el evitar al máximo las juntas nos dará menor probabilidad de escurrimiento del metal fundido hacia la coraza.

Es importante mencionar que el último ladrillo por hilada entró muy forzado asegurando así la condición antes mencionada. Para la colocación se usó un martillo con el cual se golpeaba ligeramente al ladrillo para asegurar una buena adherencia y los excesos se rebajaron con disco abrasivo, así también se acentaron las caras. Las siguientes hiladas se corrían unas con respecto a otras de tal manera que al formar así un traslape se reparten de manera más uniforme las cargas propias de éstos.

Colocado el primer tubo se procedió a presentar con ayuda de la grúa el segundo tubo encima del primero, éste quedó parcialmente suspendido de la grúa mientras se colocaban bridas de amarre para su alineación y fijación posterior mediante tornillos de seguridad de 1/2" x 2" de cabeza hexagonal.

(No se soldaron los tubos para facilitar su posterior reparación al refractario).

El siguiente paso consistió en realizar perforaciones para pico de escoriado, sangrado y para el paso del aire de la caja de viento. Se colocaron las correderas de escurrimiento, se soldo la caja de viento y finalmente se le acopló el conjunto de suministro de aire, mediante un tubo de 12.7 cm. de diámetro y 1.5 cm. de largo (Nota: Se recomienda que éste acoplamiento sea lo más corto posible y con el mínimo de curvas).

MATERIALES:

- 1 Placa de 50 cm² x $\frac{1}{2}$ " de espesor.
- 1 Placa de 1 m² x $\frac{5}{16}$ " de espesor.
- 2 Tubos de 1.5 m de largo x $\frac{1}{4}$ " de espesor y 11.5 cm de diámetro.
- 2 tubos de 70 cm de largo x 1.27 cm de espesor y 50.8 cm de diám.
- 1 Tubo de 80 cm de largo x 1.27 cm de espesor y 50.8 cm de diám.
- 2 Tramos de solera de 25 cm x $\frac{1}{2}$ " de espesor y $2\frac{1}{2}$ " de ancho.
- 1 Angulo de 55 cm de largo x $\frac{3}{16}$ " de espesor y 5" de ancho.
- 1 Tramo de canal de 30 cm de largo x 6" de ancho y 1.5" de alto.
- 1 Tubo de 85 cm de largo x 0.3 cm de espesor y 2" de diámetro.
- 1 Lámina de 1 m de ancho x 2 m de largo y $\frac{1}{4}$ " de espesor.
- 16 Taquetes de expansión de $\frac{1}{2}$ " de diámetro.
- 16 Tornillos de $2\frac{1}{2}$ " de largo x $\frac{3}{8}$ " de diámetro.
- 16 Roldanas de presión.
- 16 Roldanas planas.
- 4 Tornillos de $1\frac{1}{2}$ " de largo x $\frac{1}{2}$ " de diámetro con tuerca y roldana.
- 4 Tornillos de 4" de largo x $\frac{1}{2}$ " de diámetro con tuerca y roldana.
- 120 Ladrillos refractarios DOVELA CANTO N° 2
- 120 Ladrillos refractarios DOVELA CANTO N° 3
ambos de refractarios GRENN.
- 40 kg de mortero refractario de fraguado al aire para altas
temperaturas.
- 40 Ladrillos tipo tabicón.
- 25 Kg de cemento Portland.
- 7 Botes de arena.

EQUIPO:

1 Motor trifásico marca "IEM" de:

| | |
|--------|------|
| HP | 10 |
| R.P.M. | 1740 |
| Volts. | 220 |
| Fases | 3 |
| Amps. | 24 |

1 Ventilador con las siguientes características:

| | |
|----------|---|
| Diámetro | 22" |
| Ancho | 5" |
| Aletas | 8 de 17 cm de largo x 4,5 cm de ancho sin marca o especificaciones. |

1 Quemador marca "GARCON" de 14" de diámetro de 3.5" de ancho equipado con:

1 Motor GENERAL ELECTRIC

| | |
|--------|------|
| H.P | 0.5 |
| R.P.M. | 2850 |
| Volts | 220 |
| Fases | 3 |

VIII. ARRANQUE Y OPERACION

VIII. ARRANQUE Y OPERACION

La operación de una fundición es un proceso delicado que requiere de una planeación cuidadosa.

Sin profundizar queremos asentar las siguientes observaciones que consideramos mínimas, pero esenciales en la práctica.

Previo al arranque del horno los materiales de carga deben ser seleccionados cuidadosamente, preparados y colocados al alcance de los operadores.

El proceso de carga y encendido deberá ser supervisado siempre por personal calificado para evitar errores costosos y/o accidentes durante la misma.

La operación, considerando que tiene el más alto riesgo deberá llevarse a cabo bajo las más estrictas normas de seguridad industrial.

El cumplimiento de estas observaciones nos asegurará una operación exitosa.

VIII.1 PREPARACION DE LOS MATERIALES DE CARGA

CARGA METALICA:

Tanto la pedacería de hierro como la de acero son componentes importantes de la mayoría de las mezclas de metal fundidas en el cubilote. Hay muchas razones metalúrgicas y económicas para éste amplio uso de materiales en pedacería.

La pedacería empleada puede ser clasificada en tres formas.

1) Chatarra de fábrica o coladas.

En ésta parte encontramos principalmente piezas defectuosas que provienen de la misma fábrica así como sistemas de colada y alimentación. El rendimiento de piezas buenas en una fundición puede variar desde el 50% al 90% del metal fundido, lo demás como se dijo anteriormente es regresado para ser usado de nuevo como

material de carga. Esto aunque sea extraño es el mejor material para cargar el horno por tratarse de un metal de composición igual a la que será usada en las piezas finales.

2) Pedacería de hierro colado.

La pedacería de hierro colado disponible para compra consiste de piezas que han cumplido su vida útil como parte de maquinaria, vehículos, equipo de calefacción, sistemas de distribución de agua, etc. Como se podrá observar la pedacería comprada puede variar ampliamente. Por ésta razón la pedacería comprada es muy diferente tanto en composición química como en tamaño.

Estos materiales están contaminados generalmente con otros metales que pueden haber formado parte de la estructura original como ejes de acero, metales de cojinetes y otros no ferrosos que incluyen diversas aleaciones.

3) Pedacería de acero.

La pedacería de acero es ampliamente usada en la fundición y en las acerías como material de fusión de bajo contenido de carbono.

Al igual que la chatarra de colado la pedacería de acero es de composición y tamaño variables, puede contener aleaciones o accesorios no ferrosos muy perjudiciales para la fundición.

Por ésta razón se emplean generalmente de un 20% hasta un 25% de acero.

CARGA DE COQUE:

El coque es el residuo celular, que se obtiene cuando se calienta ciertos carbones bituminosos fuera del contacto con el aire, arriba de las temperaturas a las que ocurren la descomposición térmica activa. Cuando otros materiales bituminosos como residuos de petróleo y alquitrán de hulla son calentados en forma similar, se forma también un coque pero con características muy diferentes

a las del primero. Para fundición en cubilote se recomienda el coque derivado de residuos celulares.

PROPIEDADES Y PRUEBAS FÍSICAS

- . Tamaño
- . Resistencia
- . Dureza
- . Peso volumétrico

Tamaño:

El tamaño y distribución del coque que entra al cubilote es uno de los mayores factores que afectan a la eficiencia durante la operación. La caída de presión a través de la cama de coque y las reacciones químicas que ocurren en las diversas zonas dependen del volumen vacío y de la superficie expuesta. El tamaño apropiado para la operación es aún cuestión de debate, ya que cada fundición tiene diferentes requerimientos, sin embargo y en general los mejores resultados se obtienen cuando el tamaño em promedio oscila entre 1/12 y 1/10 del diámetro inferior del cubilote. BAJO NINGUNA CIRCUNSTANCIA DEBERA ENTRAR A LA CARGA COQUE DE TAMAÑO MENOR A 25 MM Y MAYOR A 200 MM. Esto obviamente dependerá del tamaño del cubilote (referencia 1).

Resistencia:

El criterio práctico de la resistencia es la propiedad que se le confiere al coque para guardar su tamaño original con el que ha sido fabricado. (Resistencia a la carga y al impacto).

Dureza:

La dureza es la propiedad que se relaciona a la abrasión y al impacto ya que el coque durante la operación es sometido a fuertes impactos y cargas por lo que ésta propiedad y la anterior deden ser tomadas muy en cuenta.

Peso volumétrico:

El peso por m^3 es una relación importante especialmente cuando se calcula el volumen efectivo del crisol y el espacio para las bodegas de almacenamiento ya que puede tener variaciones muy importantes que van desde 350 hasta 450 Kg m^3 . Pero lo más importante es la relación que guarda ésta propiedad con el porcentaje del carbón fijo en el coque y ésta a su vez con el calor generado.

PROPIEDADES Y PRUEBAS QUIMICAS:

Las determinaciones químicas incluyeron generalmente:

- . Humedad.
- . Materia Volátil.
- . Carbón fijo.
- . Cenizas.
- . Azufre y fosforo.

Humedad:

La humedad es una contaminante física del coque que reduce el poder calorífico en relación directa con la cantidad en el combustible. Por esta razón debe darse una tolerancia aun cuando ello tenga poco o ningún efecto metalúrgico a causa de que desaparece rápidamente durante la primera fase de operación. El contenido de humedad depende de su exposición a la lluvia y al tamaño del coque y en menor grado a la estructura celular.

La cantidad de humedad absorbida generalmente es de un 1% y para efectos lógicos de eficiencia POR NINGUNA RAZON DEBERA SOBREPASAR AL 3%. Los efectos contables fueron citados en detalle en el capítulo V.

Material volátil:

Para una eficiencia aceptable en la operación, el coque para fundición en el cubilote debe tener de 0.73% a 1.25% de materia volátil.

Cenizas:

El contenido de ceniza es la proporción no combustible del coque, como resultado de las materias minerales presentes en el carbón. Varía tanto en cantidad como en composición y tiene gran influencia en la combustibilidad del coque. La ceniza es una de las fuentes más importantes de la escoria y por tanto tiene una gran influencia sobre la cantidad de fundentes que deben ser añadidos a la carga. El contenido de ceniza en los grados comerciales de coque varía normalmente del 8% al 12%.

Carbón fijo:

El porcentaje de carbón fijo en el coque seco es por definición (referencia 1), la diferencia entre el 100% y la suma de los contenidos de ceniza y materia volátil.

$$\% \text{ Carbono fijo} = 100 - (\% \text{ Materias volátiles} + \% \text{ Cenizas})$$

Así pues cualquier error en las otras determinaciones afectará este cálculo. El valor mínimo aceptable de un coque para fundición en cubilote debe ser del 90% (referencia 1).

Fósforo y azufre:

Estos dos elementos son absorbidos por el hierro durante la fusión en hornos ácidos confiriendo generalmente propiedades físicas indeseables al material de colada. El valor normal de fósforo es de 0.01% en peso y el azufre del 0.08%.

CARGA DE FUNDENTES:

La adición de fundentes o agentes fluidificantes son necesarios para un funcionamiento continuo y eficiente. Un fundente es un

compuesto que baja el punto de fusión de la carga metálica y mejora la fluidéz de la escoria. Los compuestos básicos usados como fundentes y sus fuentes de origen son:

Cal (óxido de calcio, CaO) y de piedra caliza (carbonato de calcio, CaCO_3).

Magnesia (óxido de magnesio, MgO) de la dolomita (MgCO_3 y CaCO_3)

La mayoría de los cubilotes pueden ser escoriados con fundentes como los mencionados anteriormente variando la cantidad de peso del 2% al 7% con relación a la carga metálica. Esta variación dependerá de la limpieza del coque y del régimen de fusión con que se esté operando.

VIII.2. CAMA DE ARENA

Casi todos los cubilotes americanos dejan caer el fondo abriendo puertas embisagradas en la parte inferior del cubilote al final de cada hornada, o cuando se requiere la reparación o parchado del refractario. Este principio requiere un fondo refractario de suficiente resistencia como para soportar y contener el metal fundido, pero lo suficiente débil como para permitir que caiga al final de cada horneada. Generalmente se emplean unos cuantos centímetros de espesor de arena de moldeo. La operación es realmente sencilla, pero el descuido de ciertos principios fundamentales puede causar serias demoras.

Un estudio efectuado en diferentes plantas indica que se emplea con éxito una amplia variedad de propiedades en la arena.

Las humidades van del 3% al 8%. Las permeabilidades de 30 a 180, aunque generalmente se recomienda una permeabilidad de 65. Las resistencias en verde oscilan entre 0.28 y 1.0 Kg/cm^2 y las resistencias en seco entre 2.8 y 10.5 Kg/cm^2 . Un contenido de arcilla entre el 4% y el 15% han sido reportado como satisfactorio

Los números de fineza del grano varían entre 35 y 90.

El contenido de humedad deberá ser mantenido hasta un límite práctico, y la arena debe ser cernida en un cedazo abierto (del N° 4 por término medio) para eliminar las bolas o terrones de arena y piezas de hierro o clavos que pueden causar una fuga de metal a través de las puertas del fondo. La cama de arena debe ser siempre medida en cuanto a volúmen o a peso, para asegurar un espesor apropiado del fondo y la capacidad del crisol.

La arena de descarga en el interior del cubilote a través de la puerta de carga, y extendida en forma pareja sobre el fondo. Es apisonado formando un chafán amplio contra las paredes del cubilote, con dos o tres golpes de pisón de mano de forma plana. Al lecho de arena se le da una pendiente.

Después de la preparación, generalmente se tapa el orificio de sangrado con arena suelta, un corazón suave, o con arena de moldeo humedecida con petróleo o keroseno. Algunos operadores prefieren dejar escapar el aire por el orificio de sangrado unos cuantos momentos antes de que comience la fusión, con objeto de obtener un buen precalentamiento.

VIII.3. MORTERO

Es probable que la consideración más importante sea la preparación de la mezcla de recubrimiento, y todos los operadores estarán de acuerdo en que nada en la fundición dispone de una más amplia selección de materiales y métodos como la preparación de la mezcla de enlucido. Los materiales empleados son: genister (arena de alta sílice llamada cuarzita), arena, grog (pedacería molida) de refractario, arcillas refractarias comunes, y hasta simples arcillas y lamas. La elección de materiales está regida a menudo por lo que se tiene a mano. Sobre todo aquello que pueda definirse

está el hecho de que existe alguna forma de mezcla de alúmina y sílice, y como tal, su comportamiento podría estar anticipado por un estudio sobre las relaciones del equilibrio de fases para la mezcla.

Desgraciadamente, éste es solo un factor al intentar averiguar lo que una mezcla de este tipo hará en el servicio.

Con seguridad, las mezclas más ampliamente usadas están hechas de ganister y arcillas refractarias. Estas mezclas varían entre 3 a 1 (ganister-arcilla) a aquellas en que es francamente predominante una composición a base de arcilla refractaria.

La mejor práctica, quizá, (si es que se puede considerar que existe una mejor práctica), es emplear una relación aproximada de 2 a 1 (sílice-arcilla). Ello dependerá de la naturaleza de la arcilla refractaria, y particularmente, de sus características de plasticidad y contracción. Esta última puede ser compensada por la adición de arcilla a estas mezclas.

Deberá evitarse, sin embargo, el empleo de arcillas de clase secundaria, y materiales de bajo punto de fusión.

Una consideración muy importante es la selección apropiada del tamaño y distribución del grano, al preparar estas mezclas. Cada fabricante de refractarios conoce bien el efecto de hacer esta operación en la manufactura de productos refractarios de sílice o de cuarcita. El empleo de la combinación apropiada de granos de ganister gruesos y finos dará, por lo general, los mejores resultados.

"AMASADO Y PREPARACION"

Quizás no sea de menos importancia que la composición y selección de materiales el método de amasado y preparación empleados.

Es una economía disponer de un molino o de una mezcladora para

efectuar el mezclado del mortero. Sin ello no podrán obtenerse las propiedades óptimas de los materiales empleados. Siempre se tendrán por consecuencia resultados variables.

La cantidad de agua empleada dependerá de la naturaleza de las materias primas y de la manera en que se va a aplicar el mortero. Es recomendable mezclar bien el mortero con anticipación a su uso, para que se desarrolle la máxima plasticidad y laborabilidad de las arcillas contenidas en la mezcla. En cuanto al método de empleo, algunos operadores usan un mortero medianamente humedo (delgado o pegajoso) y lo aplican lanzándolo en bolas sobre la superficie que va a ser parchada, y oprimiendo los ladrillos refractarios en su lugar.

Otros emplean una mezcla más seca y golpean o fuerzan en ella los ladrillos refractarios. Algunos operadores preparan una mezcla muy dura y la empacan en cajas hasta que la van a emplear.

Entonces la cortan en rebanadas y la apisonan en su lugar. Algunos prefieren el uso de estas mezclas más secas (en cuanto el grado de sequedad sea compatible con su colocación apropiada) puesto que las mezclas secas están sujetas a una menor contracción de secado y quemado.

Al colocar ladrillos es importante que estos sean bañados en mortero, para asegurar que no queden huecos. Luego, el ladrillo colocado deberá ser apretado y golpeado firmemente contra los ladrillos que están al lado y abajo de él, con objeto de expulsar cualquier exceso de mortero y hacer mínimo el espacio en las juntas. Puesto que el mortero no es tan denso o refractario como lo es el ladrillo, es conveniente mantener la cantidad de mortero tan baja como sea posible. Estas mismas recomendaciones deben seguirse para el parchado de las superficies quemadas. figura 7.

VIII.4. CAMA DE COQUE

La preparación, altura y quemado de la cama están dentro de los parámetros más críticos en la operación. Se conviene comunmente que cualquier esfuerzo para efectuar economías en éstas fases de la operación pueden conducir a costosas dificultades durante la fusión.

La cama debe ser de tamaño uniforme y de altura no mayor a 10 cm. arriba de las toberas (referencia 1). Este tendrá muy poca variación dependiendo del tamaño del horno.

La cama de coque debe permitir el paso libre del aire para efectuar un encendido rápido y uniforme. Esta uniformidad dependerá también de la distribución de las toberas y del flujo de aire que por ellas circula. Las piezas grandes de coque tienden a formar canales para el paso de aire e impiden que la cama se quemé con uniformidad. Por el contrario las piezas pequeñas conforman una mayor superficie y se queman más rápidamente, sin embargo no hay que perder de vista que un tamaño demasiado pequeño traería como consecuencia una caída de presión muy grande dentro del horno lo que afectaría considerablemente la eficiencia. DEBE PROHIBIRSE EL EMPLEO DE COQUE QUEMADO, PROCEDENTE DE OPERACIONES ANTERIORES PARA FORMAR LA CAMA DE COQUE.

VIII.5. ENCENDIDO (CARGA DE LOS MATERIALES DE FUSION)

Existen varios métodos de encendido como se mencionan a continuación:

- 1) Leña de madera.
- 2) Quemadores de gas o de diesel.
- 3) Encendedor eléctrico.
- 4) Coque encendido fuera del cubilote.

En la práctica éstos métodos se combinan y por tal razón se explica de una forma general como sucedió en la práctica de éste trabajo.

Cuando se enciende la cama con un poco de leña ésta es colocada cuidadosamente sobre la cama de arena para que pueda absorber el impacto el coque cuando es cargado. Se considera una buena práctica colocar la leña contra el revestimiento formando un cono invertido y colocar luego las piezas más pequeñas dentro del cono hasta una altura alrededor de $3/4$ del crisol (referencia 1).

Es importante que la leña seca, sea suave y de combustión fácil. DEBERAN APARTARSE LAMINAS DE METAL, CLAVOS Y CUALQUIER OTRO MATERIAL SIMILAR QUE TIENDA A CONGELAR EL PRIMER HIERRO FUNDIDO O QUE PUEDAN CAUSAR EL TAPONAMIENTO DEL ORIFICIO DE SANGRADO AL HACER LA PRIMERA SANGRIA.

Las tapas de las ventanillas de las toberas se dejan abiertas y se enciende el antepecho por medio de un quemador de gas o diesel.

CUANDO LA MADERA ESTA ARDIENDO BIEN Y NO ANTES SE CARGA UNA PARTE DEL COQUE CORRESPONDIENTE A $1/3$ O LA MITAD DE LA CARGA TOTAL PARA LA CAMA.

ESTE PASO EN EL PROCESO DEL ENCENDIDO Y QUEMADO DE LA CAMA ES EL MAS IMPORTANTE. SI QUEDA COQUE SIN QUEMAR EN EL CRISOL DEL CUBILOTE PUEDE TENERSE UN HIERRO FRIJO Y OPERACIONES ERRATICAS QUE A VECES SON IMPOSIBLES DE VENCER DURANTE LA HORNADA DEL DIA.

El encendido de la cama prosigue durante $\frac{1}{2}$ hora más o menos por medio del tiro natural, hasta que el coque llega a un color rojo cereza, brillante y parejo. El encendido deberá ser observado cada 10 minutos desde la puerta de carga y ventanillas de las toberas. Cualquier punto bajo o vacío en la cama deberá ser llenado inmediatamente con coque para tener un encendido completamente

parejo. Esta operación puede ser apresurada empleando el soplado parcialmente durante unos cuantos minutos ya casi al final, el empleo del volumen total del soplador se considera como nocivo, debido a la posibilidad de una combustión localizada en la zona de las toberas. Además deberá disponerse el soplador de tal forma que solamente una mínima cantidad de aire sea admitida, ésto se logra dejando las mirillas de las toberas abiertas. Cuando toda la madera se ha consumido, y el rojo brillante del coque se puede ver por el tiro del horno para constatar la uniformidad del encendido se procederá a nivelar la cama y se le dará la altura final. Después de encender ésta última carga de coque constatandolo nuevamente desde el tiro del horno se deberá comenzar enseguida la colocación del antepecho con mortero previamente preparado, pero dejando abierto el orificio de sangrado. Es importante que el antepecho sea secado perfectamente con calentamientos intermitentes del quemador que se disponga antes de comenzar la fusión. figura 6.

Después se sella la caja de vientos para evitar cualquier fuga de aire. Se procederá a cargar los materiales de fusión en el siguiente orden:

Metal, coque y caliza, hasta llenar el tiro a la altura de la puerta de carga.

VIII.6. COLADA

Con el sangrado y el escoriado por la parte posterior, el hierro y la escoria fluyen por dos orificios separados. La separación entre estos es generalmente de 180° , aunque la separación puede ser cualquiera según la conveniencia del diseñador.

Para el tipo de operación en cuestión, el orificio de sangrado deberá tener, perfectamente la forma de un cono truncado con el

diámetro mayor hacia el exterior del horno. Esto permite una fácil remoción de cualquier escombros, así la fácil inserción y remoción de los tapones durante la operación real de sangrado. El fondo del orificio deberá estar al mismo nivel que la superficie de la cama de arena.

El orificio de sangrado deberá dejarse abierto o cerrado con un tapón al comenzar la hornada, según se desee. Si se deja abierto se permite que el chorro de hierro fluya por el pico hasta asegurarse que el orificio está libre de obstrucción y que el metal ha llegado a una buena temperatura.

(Un hecho indeseable de comenzar con un orificio de sangrado abierto es la lluvia de chispas a través de él, poco después de que se ha empezado el soplado de aire).

Después de esto se detiene el flujo de hierro insertando un tapón de mortero previamente preparado, en el orificio. El hierro continúa fundiéndose y acumulándose en el crisol, hasta que la escoria o el metal aparecen por el orificio de escoriado que se ha dejado abierto. El cubilote está entonces listo para el sangrado.

IX. DISCUSION Y CONCLUSIONES

IX. DISCUSION Y CONCLUSIONES

DISCUSION:

Sobre el diseño del horno es importante mencionar los parámetros que nos afectaron de manera crítica para el arranque y operación exitosos, así como su identificación y corrección de los mismos.

1) Altura del crisol. El modelo original tenía una altura de 70 cm. que estaba totalmente fuera de proporción en relación al diámetro efectivo de fusión. Esto, ocasionaba el enfriamiento del metal durante su recorrido hasta el fondo del crisol de tal forma que al momento de hacer el sangrado el metal salía con una consistencia pastosa inclusive difícil de retirar. Cabe señalar que se le dió altura buscando incrementar la capacidad de producción sin guardar la proporción que marca como altura máxima del crisol 1.5 el diámetro efectivo de fusión, ésta relación empírica se basa precisamente en el hecho de la obtención de un metal a una temperatura suficientemente alta para poder realizar la operación de vaciado.

2) Número de toberas. El hecho de haber dividido el área total de toberas en dos, bajo la suposición de que al ser tan pequeño el diámetro efectivo de fusión tendríamos una temperatura homogénea resultó equivocada, ya que cuando desfondamos la carga encontramos plastas de metal adheridas al refractario en las partes opuestas a las toberas, por lo que se decidió dividir el área total en seis haciendo las aberturas equidistantes y a una altura de 38 cm. de la base del crisol corrigiendo así la altura y la distribución del aire insuflado. Con respecto al ventilador usado (ventilador de aspas con motor de $\frac{1}{2}$ HP y 1350 R.P.M.) durante las promeras hornadas aún sabiendo que no cubría los requerimientos reales se decidió usarlo con objeto de tener una apreciación operativa del

horno, posteriormente fué modificado por uno que cubría plenamente las necesidades de volúmen y presión de aire.

3) Se modificaron también las dimensiones de la caja de viento con el propósito de hacercarnos lo más posible a una cámara plena y obtener así un volúmen y presión constantes, reduciendo aproximadamente en un 50% el área conrespecto al diseño anterior.

4) Reducción en el tamaño de la carga de coque. Al dividir el área total de las toberas en seis se tuvo que modificar el tamaño del coque ya que éste no debe ser mayor en diámetro que el de una tobera. Debido a que podría causar el taponamiento de ésta y ocasionar una desproporción en la entrada de aire generando zonas frías en el crisol.

5) Cambio en las especificaciones químicas del coque. Durante las primeras hornadas se usó un coque nacional con 83% de carbón fijo con lo que representa un poder calorífico medio bajo. Teniendo como prioridad incrementar la tempatatura se decidió adquirir coque americano con 95% de carbón fijo logrando así mejores resultados.

6) Por último se modificó también la carga metálica, las primeras pruebas se hicieron con camisas de motor que cambiamos posteriormente por fundición de tubería de desagüe, la razón es porque las camisas son una fundición aleada con un punto de fusión mayor que el de la tubería. Esto no quiere decir que no se pueda operar el horno con una fundición de camisas o cualquier otra siempre y cuando se conozcan perfectamente todas las variables y su interrelación en la operación del horno, además del cambio en la composición química del metal de carga, se redujo el tamaño de la pedacería de aproximadamente de 2" a 1" facilitando la fusión y evitando el posible taponamiento de alguna de las toberas

Por otra parte con respecto a los parámetros y relaciones "empíricas" del capítulo VII es muy importante aclarar que la mayoría de ellos están basados en condiciones experimentales y estos a su vez en cálculos puramente teóricos que aunque distan de los valores reales son muy útiles como puntos de partida para posteriormente corregirse según las condiciones de operación de cada horno. Usando la referencia a la altura de la cama de coque (basada principalmente en la cantidad de carbono que se consume durante la fusión de una carga y su reposición, siendo la zona de mayor temperatura 10 cm. o 20 cm. arriba de las toberas independientemente del tamaño del horno), se aceptó y así se operó obteniéndose buenos resultados.

Con respecto a las dimensiones de la caja de viento como se mencionó anteriormente el objetivo era lograr una cámara plena y no eliminarla aunque en algunos cubilotes el suministro de aire es directo a cada una de las tobras (con equipo de control muy moderno).

Usamos la relación entre el volumen de aire necesario para quemar 1 Kg de carbón reportado en el manual del Ingeniero Químico así como el porcentaje de conversión CO y CO₂ debido a que no se contaba con un analizador de gases. Sin embargo el valor tomado de 60% es un promedio de datos experimentales que se ha hecho en diferentes cubilotes. Quizá la consideración más importante es la referente a la velocidad y presión del aire dentro del horno.

En este punto debemos aclarar que para confirmar lo anterior se realizaron cálculos apoyados en la teoría de flujo de fluidos, mediante la consideración de que tanto la cama de coque como la carga metálica forman tubos de pequeño diámetro. De ésta manera se calculó la pérdida de fricción a través de ellos, para determinar

la presión total que debería entregar el ventilador, con el gasto real requerido para la combustión del coque. Encontrando que entre este cálculo y las recomendaciones hubo una diferencia del orden del 10%, lo cual consideramos muy aceptable.

CONCLUSIONES:

Como se puede observar en la parte de discusión los factores que influyeron de forma determinante en el (diseño original fueron:)

Capacidad del crisol.

Presión y volumen del aire insuflado.

Dimensiones de la caja de viento.

Número de toberas.

Composición química de la carga metálica.

Composición química del coque.

Estos factores fuera de proporción nos condujeron a la obtención de un metal muy frío de consistencia pastosa que se solidificaba al momento de salir por el orificio de sangrado.

Aún cuando tuvimos éste problema y fueron varios los intentos de arranque conforme íbamos modificando cada una de las variables, cada vez nos acercábamos más a la operación satisfactoria y finalmente logramos una temperatura suficientemente alta en el metal para su vaciado.

Podemos concluir que el objetivo se cumplió aún cuando existan algunas diferencias entre este cubilote y otros de producción industrial.

Resumiendo:

1) Se verifica que se complementan los conocimientos teóricos y las recomendaciones prácticas del Manual de Operación de Hornos de Cubilote (referencia 2).

2) Por las dimensiones del horno se garantizan bajos volúmenes de consumo de los materiales de carga.

3) Mínimo consumo de los materiales refractarios para mantenimiento.

4) La característica desmontable del horno facilita el mantenimiento aún en reparaciones mayores.

Con todo lo anterior se cubre el objetivo principal de contar en la Facultad de Química con un sistema de fusión del tipo de cubilote con bajo costo de operación.

Sugerencias:

Instrumentación del horno.

Colocar su equipo anti-contaminante.

Adquirir coque, chatarra y caliza.

Estas sugerencias pueden enmarcar el inicio de un nuevo trabajo de tesis en el cubilote.

A P E N D I C E

TABLA 1. NUMERO DE LADRILLOS Y BLOQUES NECESARIOS PARA EL REVESTIMIENTO DE CUBILOTES

| DIAMETRO DE LA CORAZA mm | DOVELA CANTO | NUMERO x METRO | LADRILLO RECTANG. 220 mm N° x METRO | PESO TOTAL x METRO |
|--------------------------|--------------|----------------|-------------------------------------|--------------------|
| 686 | N° 3 | 20 | | 472 Kg |
| | N° 2 | 132 | | |
| 813 | N° 2 | 158 | | 570 Kg |
| | N° 1 | 23 | | |
| 914 | N° 2 | 138 | | 640 Kg |
| | N° 1 | 66 | | |
| 1041 | N° 2 | 138 | 128 | 1042 Kg |
| | N° 1 | 66 | | |
| 1168 | N° 2 | 105 | 145 | 1182 Kg |
| | N° 1 | 125 | | |
| 1295 | N° 2 | 79 | 158 | 1310 Kg |
| | N° 1 | 178 | | |
| 1422 | N° 2 | 50 | 171 | 1435 Kg |
| | N° 1 | 233 | | |

NOTA: En esta tabla solo se mencionan los ladrillos rectangulares y dovela canto, pero existe una amplia variedad de ellos como el circular, la punta, el salmer, la teja y jamba.

TABLA 2. CAPACIDAD APROXIMADA DE RETENCION DEL CRISOL DEL CUBILOTE

| DIAMETRO INTERIOR DEL REVESTIMIENTO (mm) | CAPACIDAD APROXIMADA DE RETENCION DEL CRISOL (Kg) |
|--|---|
| 584 | 259 |
| 686 | 372 |
| 813 | 527 |
| 949 | 700 |
| 1067 | 900 |
| 1143 | 1035 |
| 1219 | 1185 |
| 1372 | 1540 |
| 1524 | 1836 |
| 1676 | 2230 |
| 1829 | 2650 |
| 1981 | 3100 |
| 2134 | 3615 |

(Basada en un promedio de profundidad del metal de 305 mm de distancia entre el fondo de arena y el orificio de escoriado)

TABLA 3. CLASIFICACION DE LOS REFRACTARIOS

Clasificación de acuerdo con la naturaleza química y
composición mineralógica.

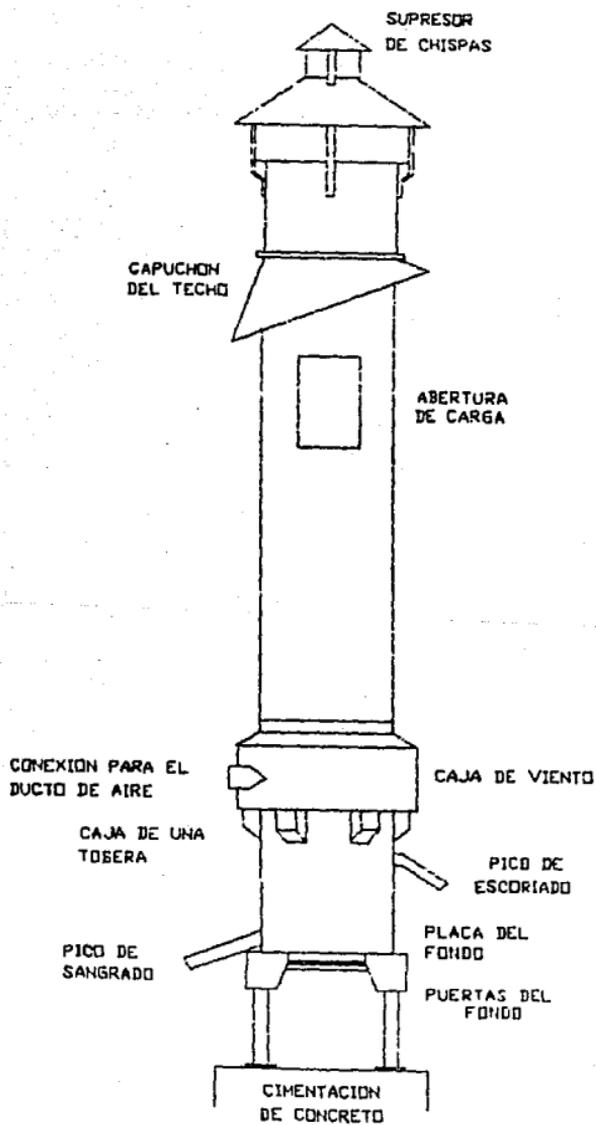
| Naturaleza química | Composición mineralógica |
|---------------------|--|
| Arcilla | 1) Refractarios fabricados (conocidos o no conocidos) |
| Servicio ligero | |
| Servicio intermedio | A) Ladrillo y loseta |
| Servicio rudo | a) refractarios |
| Servicio superior | b) aislantes |
| Ser. sup. especial | B) Tamaños especiales de losetas |
| Serie de alúminas | |
| 50% de alúmina | a) refractarios |
| Acida | b) aislantes |
| 60% de alúmina | |
| 70% de alúmina | 2) Refractarios monolíticos |
| 80% de alúmina | A) Morteros |
| 90% de alúmina | a) Húmedos o secos |
| Caolín | b) De fraguado al aire De fraguado al calor |
| Mullita | B) Recubrimientos |
| | a) Húmedos |
| Zirconio | b) Secos |
| Sílice | C) Colables |
| Carburo de sílice | |

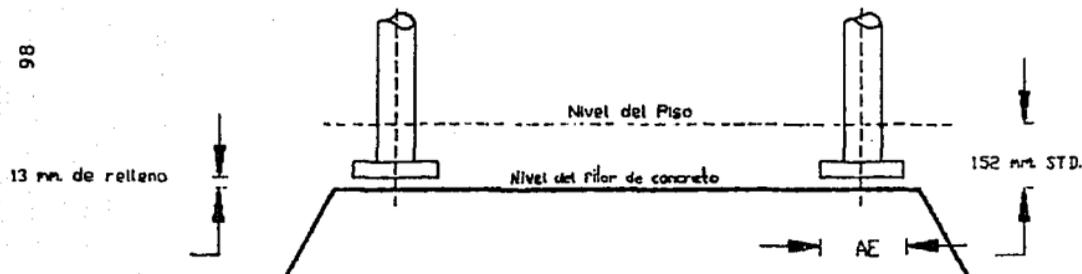
Clasificación de acuerdo con la naturaleza química y
composición mineralógica

| Naturaleza química | Composición mineralógica |
|--------------------|---|
| Arcilla | 2) Refractarios monolíticos |
| Básica | a) Refractarios |
| Magnesia | b) Aislantes |
| Forsterita | D) Materiales plásticos de apisonado. |
| Espínela | |
| Neutra | a) Húmedo o seco |
| Cromo | b) De fraguado al calor o de alta resistencia |
| Alúmina calcinada | |

TABLA 4. TEMPERATURA LIMITE DE CONOS PIROMETRICOS AMERICANOS

| Cono Número | Temperatura °F | Límite °C |
|-------------|-------------------|--------------|
| 10 | 2,381 | 1,305 |
| 11 | 2,417 | 1,325 |
| 12 | 2,435 | 1,335 |
| 13 | 2,462 | 1,350 |
| 14 | 2,552 | 1,400 |
| 15 | 2,615 | 1,435 |
| 16 | 2,669 | 1,464 |
| 17 | 2,687 | 1,475 |
| 18 | 2,714 | 1,490 |
| 19 | 2,768 | 1,520 |
| 20 | 2,786 | 1,530 |
| 23 | 2,876 | 1,580 |
| 26 | 2,903 | 1,595 |
| 27 | 2,921 | 1,605 |
| 28 | 2,939 | 1,615 |
| 29 | 2,984 | 1,640 |
| 30 | 3,002 | 1,650 |
| 31 | 3,056 | 1,680 |
| 32 | 3,092 | 1,700 |
| 32½ | 3,137 | 1,725 |
| 33 | 3,173 | 1,745 |
| 34 | 3,200 | 1,760 |
| 35 | 3,245 | 1,785 |
| 36 | 3,290 | 1,810 |
| 37 | 3,308 | 1,820 |
| 38 | 3,335 | 1,835 |





| Diam. Coraza mm. | AE mm. | Peso por metro Kg. | Peso total Kg. |
|------------------|--------|--------------------|----------------|
| 813 | 305 | 395 | 10000 |
| 914 | 406 | 505 | 12250 |
| 1041 | 406 | 590 | 16800 |
| 1168 | 406 | 650 | 19550 |
| 1295 | 406 | 710 | 22250 |
| 1422 | 457 | 780 | 25900 |
| 1600 | 457 | 1430 | 35000 |
| 1676 | 483 | 1515 | 38600 |

| Diam. Coraza mm. | AE mm. | Peso por metro Kg. | Peso total Kg. |
|------------------|--------|--------------------|----------------|
| 1829 | 483 | 1650 | 43500 |
| 1981 | 508 | 1795 | 50000 |
| 2134 | 508 | 1905 | 55300 |
| 2286 | 508 | 2065 | 61600 |
| 2438 | 508 | 2120 | 64800 |
| 2591 | 508 | 2270 | 95200 |
| 2743 | 610 | 2460 | 105000 |
| | | | |

Los pesos totales estan basados en cubilotes de 13.72m. de alto
 Por cada metro adicional de chimenea superior añádase el peso por metro que muestra la tabla

Fig.2 DIBUJO DE LA CIMENTACION DEL CUBILOTE CON CARTA DE DIMENSIONES

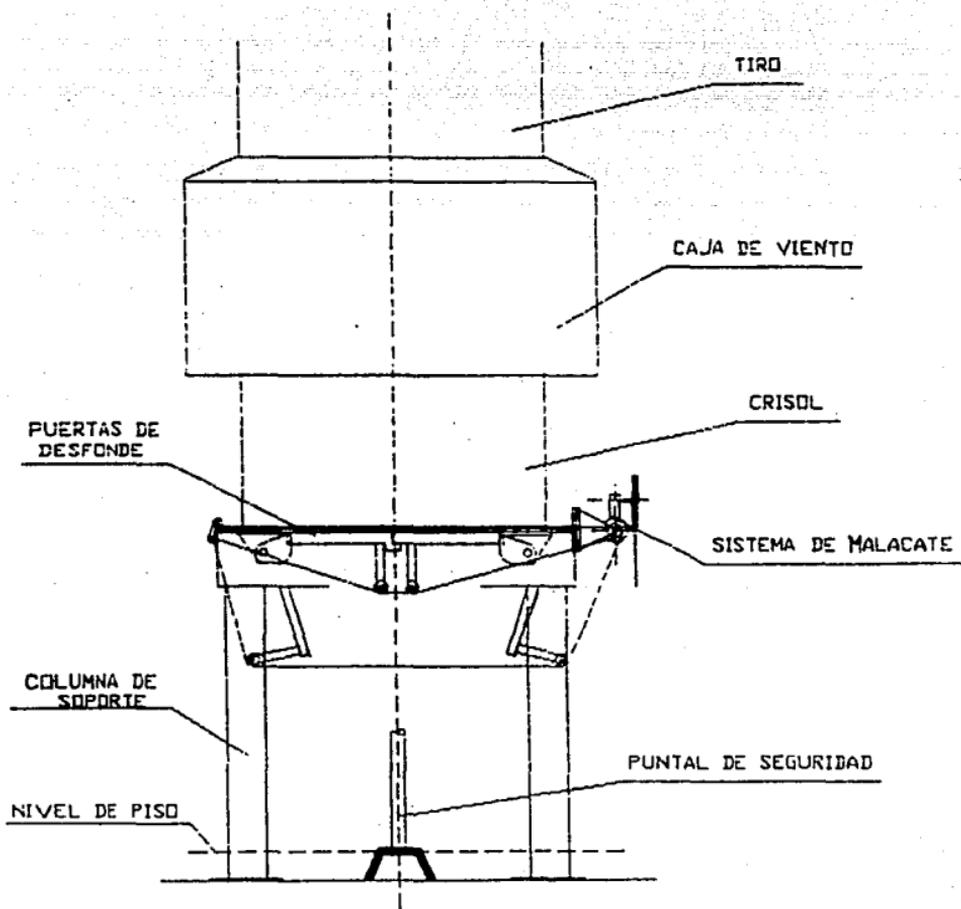


Fig.3 ESQUEMA DEL MALACATE PARA LAS PUERTAS DEL FONDO DEL CUBILOTE

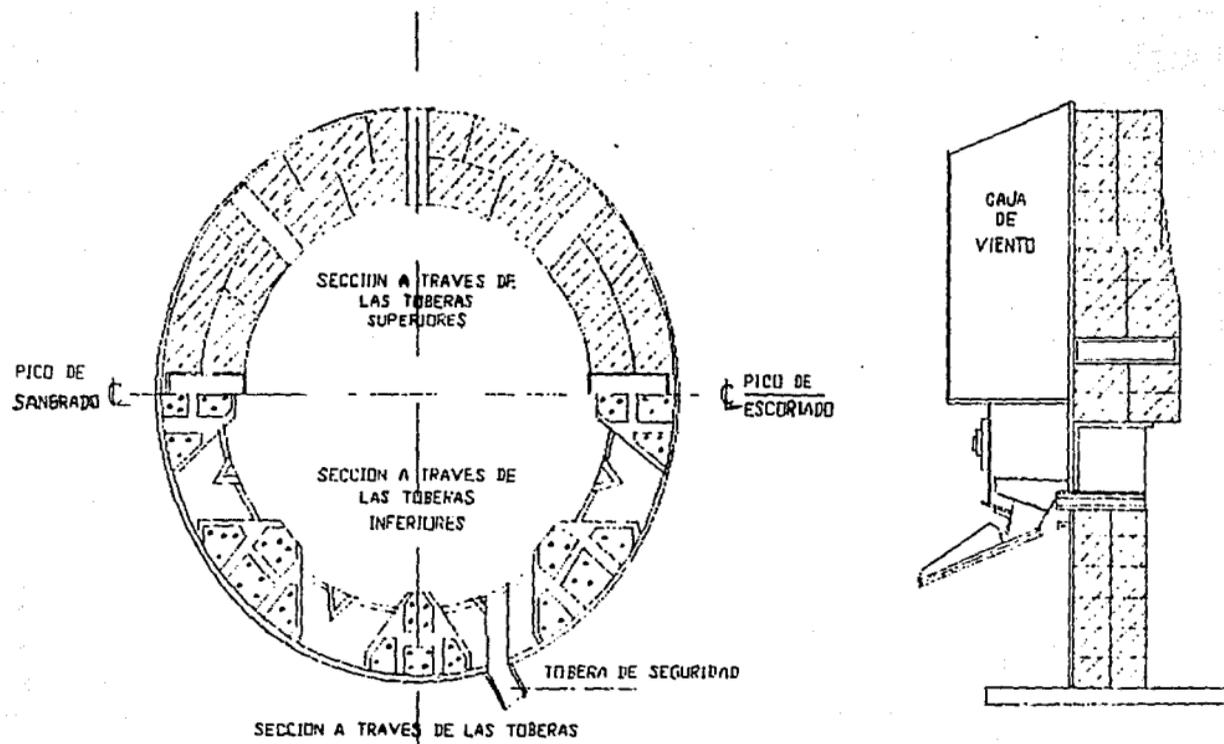


Fig.4 VISIAS SECCIONALES DE LAS TOBERAS DE UN CUBILOTE CONVENCIONAL

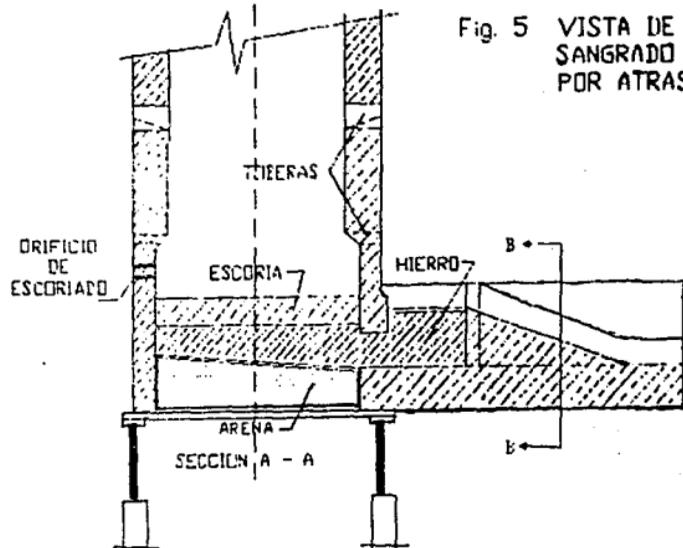
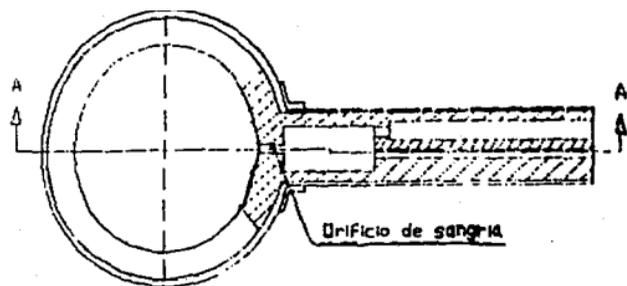
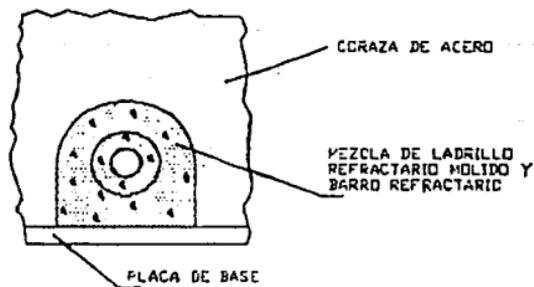
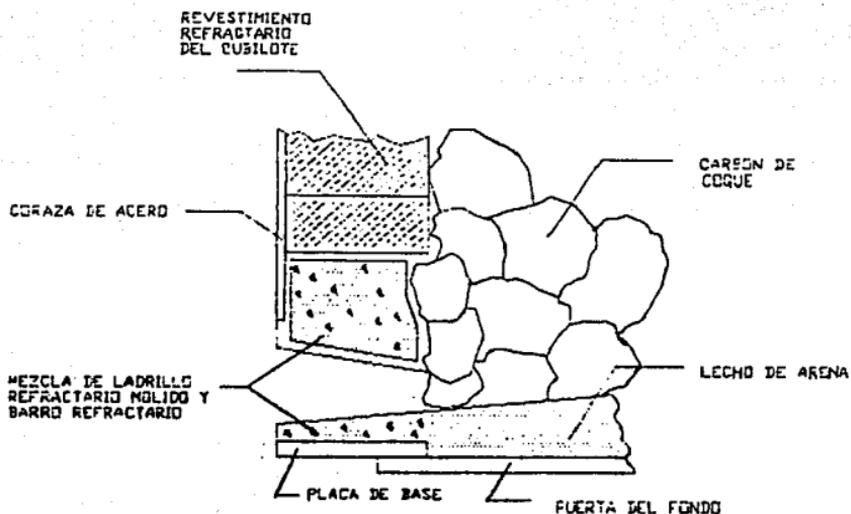
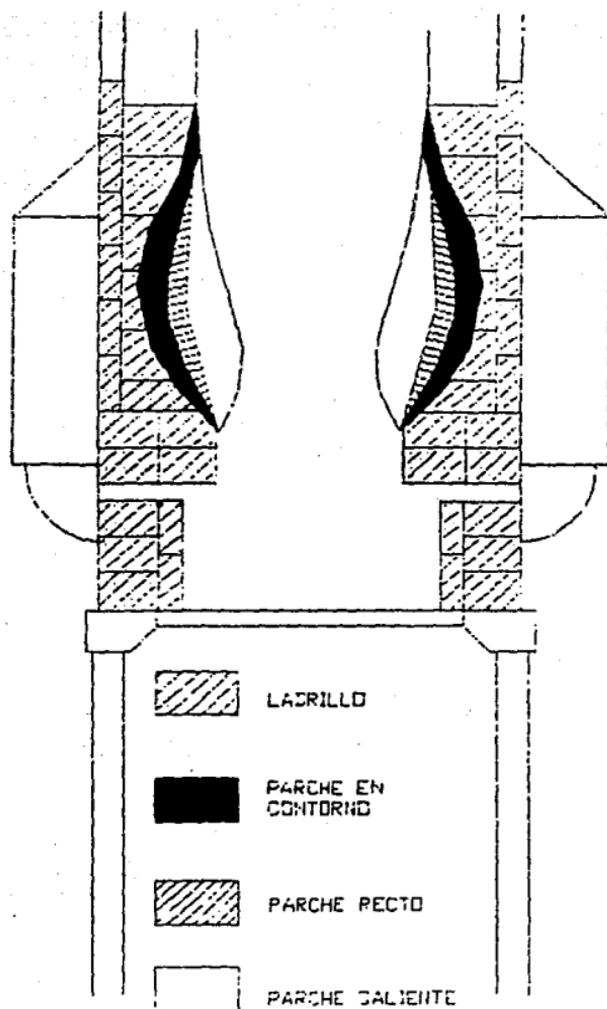


Fig. 5 VISTA DE LA CANAL DE
SANGRADO CON ESCORIADO
POR ATRAS



ANTEPECHO DE CUBILOTE APISONADO

Fig.6 CROQUIS QUE MUESTRA LOS DETALLES DEL ANTEPECHO DEL CUBILOTE



MÉTODOS DE PARCHADO DE LAS SUPERFICIES QUEMADAS EN LA ZONA DE FUSIÓN DEL CUBILOTE

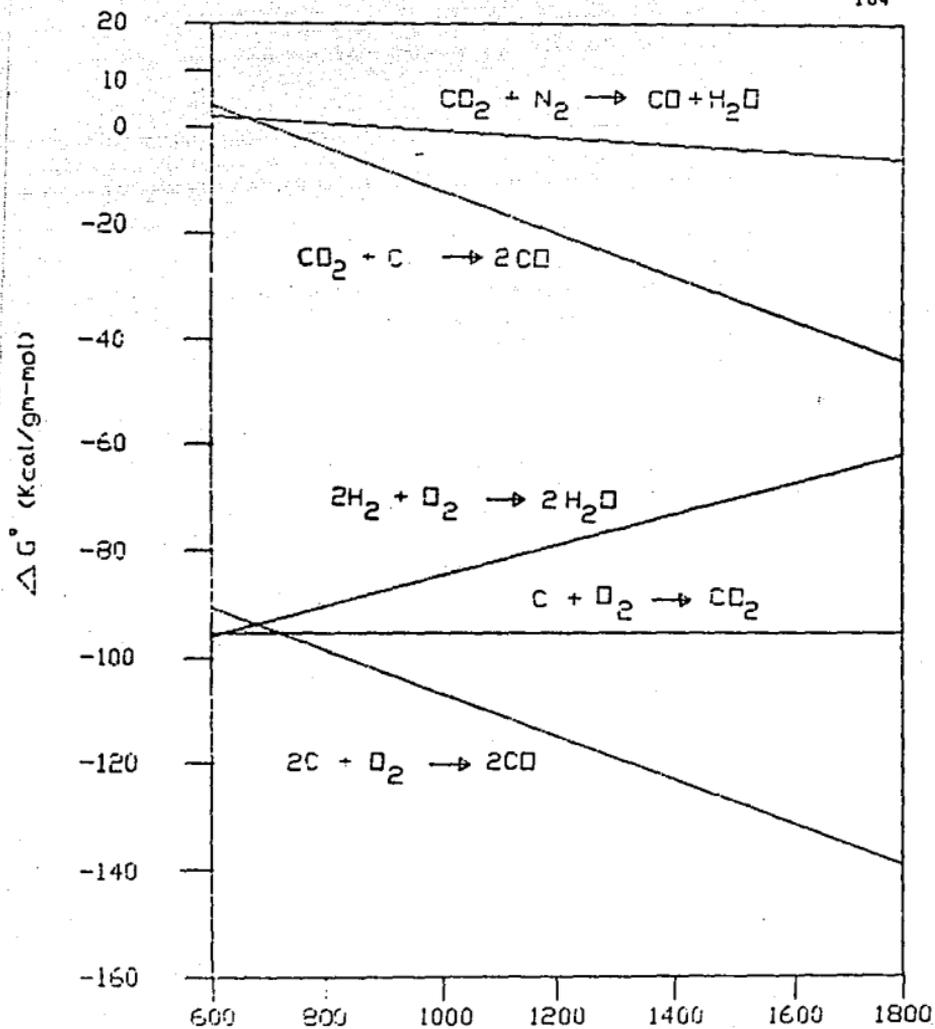


FIG 8 VALORES ESTANDAR DE
ENERGIA LIBRE PARA
LA COMBUSTION

BIBLIOGRAFIA

BIBLIOGRAFIA

1. EL HORNO DE CUBILOTE:

SOCIEDAD AMERICANA DE FUNDIDORES
EDITORIAL CECSA.

2.- MANUAL DE OPERACION DE EL HORNO DE CUBILOTE

GONZALEZ VARGAS FERNANDO.
SOCIEDAD MEXICANA DE FUNDIDORES.

3.- LA FUNDICION EN EL HORNO DE CUBILOTE

L. FOMENTI
EDITORIAL CONGRASO DE FUNDIXION ILAFA 1976

4.- EFECTOS Y VARIABLES DE OPERACION EN EL HORNO DE CUBILOTE EN LA
PRACTICA.

J. W. DAVIES.
EDITPRIAL A.F.S. TRANSACTION

5.- DESARROLLO EXPERIMENTAL DE UN HORNO DE CUBILOTE DE 200 mm DE
DIAMETRO EFECTIVO.

M. HAMEEDUWAH.
EDITORIAL SOCIEDAD BRITANICA DE FUNDISORES EN ENERO DE 1986.

6.- TERMODINAMICA Y BALANCE TERMICO EXPERIMENTAL EN EL HORNO DE
CUBILOTE.

H.I PETROVSKI.
EDITORIAL AFS TRANSACTION 1979.

7.- EL HORNO DE CUBILOTE DURANTE LOS AÑOS 80.

D.P KANICKI.

EDITORIAL MODERN CASTING 1980.

8.- ANUAL BOOK OF A.S.T.M STANDARDS

EDITION 1985 SECTION 15 VOLUME 15.01.