



*Universidad Nacional Autónoma
de México*

FACULTAD DE QUÍMICA

**METALURGIA Y PRODUCCION DE FERROMANGANESO
EN UN HORNO ELECTRICO DE ARCO SUMERGIDO**

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
INGENIERO QUIMICO METALURGICO
P R E S E N T A:
ENRIQUE IGNACIO DANWING MARROQUIN

MEXICO, D. F.

1977



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 esta 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.

Tesis 1977
M-1111
ECHA _____
PROC _____
S _____



QUIMICA

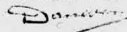
JURADO ASIGNADO ORIGINALMENTE SEGUN EL TEMA:

PRESIDENTE: MANUEL GAVIÑO RIVERA
V O C A L : KURT H. NADLER G.
SECRETARIO : JOSE CAMPOS CAUDILLO
1er. SUPLENTE: HUMBERTO MALAGON ROMERO
2do. SUPLENTE: ALEJANDRO ESPRIU M.

Sitio donde se desarrolló el tema: TAMPICO, TAMPS.

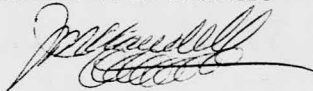
Nombre completo y firma del sus-
tituyente:

ENRIQUE DANWING MARROQUIN



Nombre completo y firma del ase-
sor del tema:

JOSE CAMPOS CAUDILLO



A tí oh Dios, te doy
gracias y te alabo,
porque me has dado
sabiduría y fuerza,
y ahora me has
revelado lo que te pedí.

Daniel 2:23

A mi esposa

María del Carmen.

A mis hijos:

Cesiah

Enrique

David

Luis Fernando

A mis padres:

José Ignacio y
María del Carmen.

A mis hermanos:

Patricia

Roberto

Nora

Lorena

Manuel

A mis abuelos:

Manuel y
Conchita.

A mis suegros:

Ismael y

María del Carmen.

A mis tíos:

Guillermo

y Maco.

A todos

INDICE

	PAG.
INTRODUCCION	
I - IMPORTANCIA Y GENERALIDADES DE LAS FERROALEACIONES	1
1.- Silicomanganeso.	3
2.- Ferrosilicio.	6
3.- Ferrocromo.	10
II - ESTUDIO DEL FERROMANGANESO	14
1.- Minerales de manganeso.	15
2.- Impurezas del mineral.	18
3.- Agentes reductores.	21
4.- Escorificantes.	23
5.- Consideraciones Importantes del Proceso Metalúrgico.	24
III - CALCULO DE CARGAS PARA LA PRODUCCION DE FERROMANGANESO DE ALTO CARBON	27
1.- Bases para el Cálculo.	28
2.- Composición química de los minerales.	29
3.- Requerimientos de Coque.	30
4.- Basicidad.	32
5.- Cálculo de minerales para obtener una tonelada de FeMn	33
6.- Cantidad y composición de la escoria.	36
7.- Tabulación final de balance de cargas.	38
IV - DESCRIPCION DEL HORNO	39
1.- Características de los hornos de arco sumergido.	41
2.- Transformador y Conductores.	43
3.- Electrodo.	45
4.- Crisol y Revestimiento del Horno.	46
5.- Sistema Hidráulico.	48
6.- Equipo para Movimiento de electrodos.	50
7.- Sistema de Vaciado.	52
8.- Sistema de Refrigeración.	55
9.- Sistema de Control.	56

	PAG.
V - DISEÑO DEL HORNO	60
1.- Cálculo de: Carga eléctrica, voltajes, amperajes.	60
2.- Diámetro del Electrodo.	61
3.- Zona Optima de Reacción.	64
4.- Profundidad del Crisol.	65
5.- Líneas del Secundario.	66
CONCLUSIONES	69
BIBLIOGRAFIA	71

I N T R O D U C C I O N

El propósito fundamental de este trabajo, es el de ofrecer tanto a los estudiantes como a los profesores de la U.N.A.M. la técnica y - experiencias que se han logrado a través de los años de un proceso poco conocido como es el de la metalurgia del ferromanganeso, una de - las ferroaleaciones más importantes que se producen en México.

Como consecuencia del incremento en la producción y consumo del acero no solamente en nuestro país, sino en el mundo, ha hecho que la industria de las ferroaleaciones (íntimamente ligada a la del acero), aumente su mercado y desarrolle nuevas técnicas que eleven la productividad y el gran potencial de desarrollo que tiene así reflejado en los modernos hornos eléctricos de arco sumergido que existen actualmente como por ejemplo, con los de Compañía Minera Autlán, S.A., la principal empresa productora de ferroaleaciones en México.

Creo y espero que los objetivos del presente se logren aportando material de interés en un tema relativamente poco conocido.

EL SUSTENTANTE.

I. IMPORTANCIA Y GENERALIDADES DE LAS FERROALEACIONES

El adelanto actual de la industria metalúrgica es debido, sin lugar a dudas, a la utilización cada vez mayor de los aceros, ya que -- son usados en todas las actividades de la vida, por lo que los técnicos se han preocupado cada vez más por mejorar la calidad de los aceros a un menor costo.

A dicho adelanto industrial está unida la fabricación de ferroaleaciones a las cuales las podemos definir como soluciones de hierro, abundantes en algún otro elemento diferente al carbono en los cuales se utiliza el mismo hierro como vehículo para introducir la ferroaleación en el baño del hierro o del acero.

También podemos definir una ferroaleación como una aleación de hierro con uno o más elementos metálicos no ferrosos.

Podemos decir que las ferroaleaciones son materia indispensable para la fabricación del acero, ya que al ser introducidos en el acero en una cantidad definida adquiere ciertas características físicas especiales como mayor tenacidad, maleabilidad, dureza, inoxibilidad, resistencia a las altas temperaturas, o a la corrosión, con respecto a las características químicas que le da la ferroaleación, podemos decir que éstas tienen propiedades de desoxidantes, desulfurantes y descarburentes combinándose determinados elementos de la ferroaleación con el oxígeno, azufre y algunas otras impurezas contenidas en el acero, pasando los productos de la reacción a la escoria.

Más adelante daremos más énfasis a dichas características, tanto físicas como químicas, ya que dependen del tipo de ferroaleación uti-

lizada.

Las ferroaleaciones que se producen en México actualmente, son - las siguientes:

Ferromanganeso de alto carbón con contenido de 74 al 76% de manganeso, 1% máximo de silicio y 7.5% máximo de carbón.

Silicomanganeso con contenidos de manganeso de 64 a 68%, de silicio, de 18.5 a 21% y de carbono de 1.5% máximo.

Ferrosilicio grado 45 a 50% de silicio.

Ferrosilicio grado 75 a 80% de silicio.

Ferrocromo de alto carbón con 65 a 72% de cromo, 2% máximo de silicio y de 4 a 6% de carbono.

En la actualidad existen tres compañías productoras de dichas ferroaleaciones y son:

Compañía Minera Autlán, con dos unidades, una en Teziutlán, Pue. en donde se tiene en operación ocho hornos eléctricos de arco sumergido con una carga conectada de 33,550 KW, y una capacidad de 41,300 - KVA. De los ocho hornos que tiene instalados en dicha unidad, el más reciente es un DEMAG de fabricación alemana, y crisol rotatorio destinado exclusivamente para la producción de ferrosilicio con un transformador de 12,500 KVA.

La otra unidad de Compañía Minera Autlán, se localiza en las cercanías de Tampico; esta unidad consta de dos hornos de tecnología japonesa, los más grandes y modernos de América Latina en su tipo, con una capacidad de 30,000 KVA. cada uno, y una carga de 36,000 KW, para los dos hornos, que producirán 100,000 toneladas por año de ferromanganeso y silicomanganeso.

Las otras dos compañías productoras de ferroaleaciones son Ferroaleaciones de México, cuya planta se localiza en Gómez Palacio, Dgo. y la otra es Ferralver, S.A., localizada en el puerto de Veracruz, y cuya producción es para consumo de TAMSA.

Actualmente es necesario recurrir a las importaciones para satisfacer las necesidades que se tienen en México y de algunas otras ferroaleaciones que no se producen en el País, tales como Ferrocolumbio, Ferrovanadio, Ferrotitanio, Ferrocromo de bajo carbón, o Ferromanganeso de bajo y medio carbón; la razón de la importación de dichas ferroaleaciones, es que aún el consumo nacional es demasiado pequeño para que se justifique la inversión requerida para su producción, a menos que se les fijara un precio exorbitante, lo cual lógicamente redundaría en perjuicio de nuestra Industria Siderúrgica.

A continuación se dará una breve exposición de los principales ferroaleaciones producidas en México, excepto la del Ferromanganeso - que se dará en el siguiente capítulo.

SILICOMANGANESO

El Silicomanganeso es una ferroaleación, cuyas propiedades son intermedias entre el ferromanganeso y el ferrosilicio, teniendo además propiedades específicas.

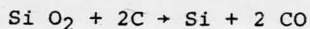
El Silicomanganeso es obtenido reduciendo con carbón el mineral oxidado, la mezcla formada consta de:

- 1.- Minerales de manganeso de bajo contenido, de manganeso y fierro, y un alto contenido de Sílice.
- 2.- Minerales de manganeso de alto contenido de manganeso y bajo con

tenido de Sílice.

- 3.- Escoria alta de contenido de manganeso (de 20 a 25% de preferencia), la cual proviene de la producción de ferromanganeso.
- 4.- Cuarzo, el cual puede contener un porcentaje de sílice un poco menor al utilizado en la producción de ferrosilicio.
- 5.- Desperdicios de la producción de ferrosilicio de grado 75%, los cuales contienen cantidades apreciables de Silicio.

Cabe hacer mención que en todos estos componentes, se calculan las cargas estequiométricamente, y de acuerdo a las reacciones de reducción siguientes:



Estas cargas son acompañadas de un acondicionador de cargas, el cual proporciona mayor porosidad a la carga y por lo tanto, mayor distribución al flujo de gas hacia la parte superior del horno, a través de los espacios de la carga escapando el gas a baja presión, lo cual ayuda a evitar pérdidas por volatilización y al mismo tiempo, facilita la penetración de los electrodos favoreciendo el buen funcionamiento de la operación.

Este acondicionador, es por lo general olote o astillas de madera, las cuales entran en la carga en una proporción que varía de 5 a 10% del peso de los minerales del Manganeso.

En esta operación se forma una capa de carbón dentro del horno,

debido a la poca reactividad de los minerales, sobre todo del cuarzo, debiéndose calcular un exceso de carbón en las cargas, y tomando en cuenta que no todo el carbón reacciona de aquí el porqué de esa capa de carbón formada.

En este proceso se consumen 4,000 KW-H, por cada tonelada de producto, usando un voltaje entre electrodos mayor que el utilizado en la operación de ferromanganeso, ya que la resistencia de esta carga, es menor que la del Silicomanganeso.

Las vaciadas se realizan intermitentemente utilizando para ello una boca de metal, y una de escoria alternándose las coladas, la boca de metal está más abajo que la de escoria, separándose éstas por diferencia de densidades, ya que el metal es más pesado que la escoria, - se lleva por medio de canales revestidos con refractario y arena sílica.

El metal llega hasta unos moldes donde solidifica y a continua--ción se levantan por medio de una grúa, se enfrían, y se llevan a las quebradoras, donde se clasifican en diferentes tamaños de acuerdo a las exigencias del cliente. La escoria es sacada a través de otra canal, llegando a un patio donde se enfría y es desalojada por medio de un tractor, esta escoria no tiene actualmente alguna otra aplicación, por su bajo contenido de manganeso.

U S O S

El Silicomanganeso es un fuerte desoxidante en el acero, ya que es utilizado porque previene el oxígeno que forma pequeñas burbujas y vacíos en el acero solidificado. El MnO formado al añadir el sílico-

manganeso, flota en la superficie del acero fundido, y puede ser separado con la escoria.

Esta separación nunca es completa, y las inclusiones residuales de MnO, intervienen sobre las propiedades físicas del acero. El proceso de desoxidación óptima, es el añadir el manganeso y el silicio juntos, el manganeso resultante, y los silicatos de aluminio se aglomeran fácilmente, teniéndose una separación más completa, y un menor efecto en las inclusiones residuales. Otra ventaja de utilizar esta ferroaleación es la de que el porcentaje de hierro es menor que otras ferroaleaciones, por lo cual se requiere menos tiempo para la disolución.

Otra razón de la demanda de esta aleación, es que el contenido de carbono en el sílicomanganeso es menor que el de otros, y por lo tanto, la oxidación del baño para eliminar el carbono se puede hacer más corta con el consiguiente ahorro de tiempo, de oxígeno y de electrodo. Por esa razón, es muy utilizado en aceros pobres en carbón, a los que no perjudica la adición de silicio.

FERROSILICIO

El silicio es uno de los elementos que existen en la naturaleza en mayor proporción, ya que lo contienen la mayoría de las rocas.

El mineral oxidado que contiene principalmente sílice, se encuentra en varias formas, tales como el cristal de roca, amatista, cuarzo ahumado, cuarzo rosa y cuarzo lechoso; la arena es en gran parte dióxido de silicio. Se utiliza el cuarzo como materia prima para producir ferrosilicio.

Como ya se mencionó, en México se produce ferrosilicio en dos - grados, el de 45% y 75% de silicio, el cuarzo que se utiliza para dichos productos, debe tener contenidos de sílice lo más alto posible - (98%), ya que si se utiliza cuarzo con menor porcentaje de sílice, se tendrá una mayor formación de escorias, siendo ésta muy perjudicial - en la operación.

REDUCTORES

Los principales reductores son el coque de petróleo por su alto contenido de carbón fijo, la hulla y el carbón vegetal, éste porque - proporciona mayor porosidad a la carga, y por su baja conductibilidad eléctrica, lo cual redundando en una penetración de los electrodos evi-- tando pérdidas de calor.

Como la formación de escoria es mínima, y ésta depende principal - mente de la pureza de la materia prima, no se usan fundentes en la - producción de ferrosilicio.

DILUYENTE METALICO

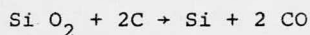
El diluyente metálico en esta operación es el hierro, ya que balancea o ajusta el contenido de silicio en la elación.

La utilización de mineral de hierro queda descartada en la prác - tica, pues la ganga que lleva consigo acarrea grandes dificultades en la operación, por lo general se usan desechos de hierro, como chata-- rra o rebaba.

Al igual que en el sílicomanganeso, se utiliza un acondicionador de la carga, el cual puede ser olote o astillas de madera, los que le

proporcionan mayor porosidad a la carga, distribuyendo el flujo de gas a través de los espacios de la carga, lográndose el escape del gas a bajas presiones. Esta uniformidad también facilita el grado de penetración de los electrodos, favoreciendo el buen funcionamiento del horno.

Las principales reacciones que se verifican en la fabricación de ferrosilicio son las siguientes:



Las materias primas se mezclan por dar una buena homogeneidad a la carga, se alimenta continuamente por medio de tolvas y de éstas por ductos distribuidos uniformemente que van a dar a la zona de carga del horno.

Las coladas se efectúan intermitentemente, variando el tiempo de sangrado, de acuerdo con la potencia del horno.

El producto se vacía directamente a una olla, y de ahí a moldes, los cuales están protegidos con arena sílica, ahí se enfrían y solidifican pasando posteriormente al quebrado para seleccionar el tamaño del producto.

El consumo de energía eléctrica para la producción de ferrosilicio de 45% es de 5200 KW por hora, y por tonelada de producto y de 9600 KW-h por tonelada para ferrosilicio de grado 75% en buenas condiciones de operación.

La diferencia de energía utilizada para cada grado de ferrosili-

cio, se debe a que la carga de ferrosilicio 45% es más conductora -- eléctricamente que la de 75%, debido a que las cargas de 75% contie-- nen más cuarzo y menos rebaba de fierro; en cambio, las de 45% contie-- nen menos cuarzo y más rebaba de fierro que las de 75% y por lo tanto, las cargas de 45% requieren de menor energía para ser fundidas que - las de ferrosilicio de 75%.

Algunas diferencias entre una aleación y la otra son:

El ferrosilicio 45%, contiene dicho porcentaje de silicio y un - máximo de 46% de fierro; en cambio, en el de 75% contiene dicho por-- centaje de silicio y 20% de fierro.

A medida que aumenta el contenido de silicio en la aleación, el color del ferrosilicio pasa del gris oscuro al blanco argentífero, y el peso específico disminuye (por la disminución del fierro) y las - propiedades magnéticas también disminuyen.

U S O S

El silicio al igual que el manganeso está presente en la mayor - parte de los aceros:

- 1.- Es un desoxidante muy fuerte, por lo que generalmente se añade - al baño de acero, una vez que se ha obtenido la reducción del - carbono, se combina con el oxígeno formando sílice, la cual pasa a la escoria, ya que el oxígeno produce sopladuras durante la so - lidificación del acero.
- 2.- Como descarburante, el silicio tiene la propiedad de ser muy gra - fitizante, el carbón del acero, cuando está en exceso precipita al añadir ferrosilicio en forma de grafito, el cual sirve como -

lubricante y hace las piezas fundidas más maquinables y menos --
quebradizas.

3.- Como elemento de aleación el silicio mejora la resistencia a la oxidación, al choque y mejora el límite elástico.

Cuando el acero contiene de 4 a 5% de silicio, con bajos contenidos de carbono, mejora las propiedades magnéticas, utilizándose en la fabricación de transformadores y en muchas otras aplicaciones de la -
industria eléctrica.

FERROCROMO

En el año de 1908, Becket y Price, dieron a conocer la producción de Ferrocromo, por reducción de los minerales de cromo llamados cromita, por medio de reductores como el carbón y el silicio, ya anteriormente lo habían hecho otros científicos utilizando el aluminio como reductor, pero ya no fue usado debido al alto precio del aluminio.

En la actualidad, se procesan tres grados de ferrocromo, los cuales se diferencian por sus contenidos de carbón; el alto carbón (4 a 6%), el medio carbón (3 a 4%) y el bajo carbón (0.03 a 1%).

Todos estos tipos de ferrocromo son producidos en hornos eléctricos de arco sumergido, ya que tanto el mineral de cromo como el cuarzo que intervienen en las cargas, necesitan gran cantidad de energía calorífica para ser fundidas; además, no podrían ser producidas en --
otro tipo de hornos (como el alto horno), ya que el cromo tiene gran afinidad con el carbón, de ahí que se obtendría un carburo de cromo -
en lugar de un ferrocromo.

Las materias primas que se utilizan son las siguientes:

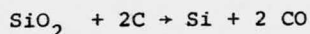
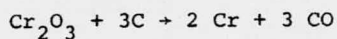
1.- Como mineral oxidado se utiliza la cromita Cr_2O_3 . El nombre de cromita se le da a todos los minerales que contienen cromo, pero para diferenciarlos de su composición se les llama también ferro cromitas y magnesiocromitas.

Actualmente los principales yacimientos se localizan en los montes urales en la URSS, Africa del Sur, Turquía, Estados Unidos, Cuba, India, Filipinas, Grecia, etc.

En nuestro país, no se han hecho investigaciones sobre este mineral, a causa de que comienza apenas a tener demanda, por esta razón, no se sabe realmente si existen yacimientos explotables de mineral de cromo.

2.- Reductores:

Como reductores en esta producción se utiliza el coque, el cual reduce al mineral oxidado por medio de las siguientes reacciones:



Este tipo de reacciones de reducción son endotérmicas y necesitan gran cantidad de calor para llevarse a cabo.

3.- Escorificante:

Se utiliza como escorificante en estas cargas, el cuarzo, ya que disminuye la temperatura de fusión de las impurezas que trae el mineral, y así pasa a formar parte de la escoria.

4.- Diluyente:

El diluyente al igual que en la producción de ferrosilicio balancea o ajusta, en este caso, el contenido de cromo en aleación. El diluyente que se utiliza es el fierro, el cual viene ya contenido en la cromita en forma de óxido; se utiliza en estas cargas astillas de madera, las cuales contienen un porcentaje de carbón muy bajo que no se toman en cuenta en los cálculos estequiométricos.

La función que desempeñan estos materiales como ya se ha dicho distribuyen el flujo de gases, haciendo la carga más porosa y evitando la salida de gases a grandes presiones.

La operación de ferrocromo es continua en lo que respecta a la carga de la materia prima; las coladas también se realizan en períodos de tiempo que varían de acuerdo a la potencia del horno.

La potencia consumida oscila más o menos de 3800 a 4200 KW-H, - por cada tonelada de producto.

El proceso de ferrocromo en diferencia con otras ferroaleaciones, se obtiene una escoria básica (alta en MgO), debido a los contenidos altos en materiales básicos y bajos en ácidos como SiO_2 en la materia prima.

U S O S

El cromo se emplea para incrementar las propiedades de dureza - inoxidabilidad y resistencia al desgaste de los aceros especialmente a altas temperaturas, en cantidades de 5 a 6% mejora la resistencia a la oxidación y a la corrosión, empleándose en la fabricación de tubos para la industria petrolera.

Los aceros inoxidables contienen de 10 a 18% de cromo.

Los aceros al alto carbón por ejemplo, de 1 a 2% de carbón, y de 10 a 18% de cromo, se usan en aplicaciones que requieren alta resistencia a la abrasión y gran dureza como en herramientas especiales.

Con contenidos de 25 a 30% de cromo, los aceros presentan excelente resistencia a la oxidación y se emplean en partes expuestas a condiciones muy severas de temperatura como en hornos e intercambiadores de calor.

II. ESTUDIO DEL FERROMANGANESO

La importancia del manganeso como metal industrial, fue establecida cuando Bessemer fue convencido por Mushet de que la tenacidad del acero producido por aquél, podría ser incrementada en forma considerable por la adición de manganeso.

El mismo Bessemer fue quien impulsó las investigaciones para la producción de ferroaleaciones de manganeso, ya que por él, Henderson empezó en 1863 la producción de una especie de ferromanganeso que contenía de 25 a 35% de manganeso, el cual según Bessemer, tenía muchas ventajas sobre el Spiegeleisen (aleación con contenidos de 5 a 20% de manganeso), que se utilizaba para la producción del acero, actualmente todos los aceros producidos reciben algún tratamiento con manganeso, y no existe algún sustituto efectivo para él, debido a lo siguiente:

1.- Se combina fácilmente con el azufre del baño de acero formando sulfuro de manganeso que es mucho menos perjudicial para el acero que el sulfuro de hierro, aún cuando tiene un punto de fusión más elevado y no funde a la temperatura de laminación; sin embargo, las inclusiones esferoidales, que forma son lo suficientemente plásticas a esta temperatura como para que no ofrezcan mayor resistencia al ser laminadas.

Los sulfuros formados pasan a formar parte de la escoria.

2.- Tiene el manganeso gran avidez por el oxígeno usándose el ferromanganeso como desoxidante en la fabricación de acero, aunque en esta aplicación resulta menos potente que el silicio.

En combinación con los óxidos y silicatos, forma una escoria muy fusible, que sube a la superficie del baño efectuando así, una limpieza muy completa del acero.

3.- El manganeso comunica al acero tenacidad y resistencia a la abrazión, aumentando al mismo tiempo su resistencia a las altas temperaturas.

El manganeso aparece prácticamente en todos los aceros y únicamente cuando el contenido es superior al 1%, se puede clasificar dicho acero como aleado.

Las ferrocaleaciones de manganeso son generalmente las siguientes:

El spiegeleisen que contiene de 5 a 20% de manganeso, de 3.5 a 5.5% de carbón, por supuesto los contenidos de manganeso altos, son los más utilizados.

El silicospiegel, contiene de 15 a 20% de manganeso y 10% de silicio con menos de 5% de carbón.

Por último, las aleaciones más utilizadas actualmente, son el ferromanganeso de alto carbón (6 a 7%) y bajo carbón (menos de 0.1%), - en ambos casos, el contenido de manganeso está entre 74 y 76% para uso en el país y hasta 80% para exportación.

MINERALES DE MANGANESO

El manganeso no existe en la naturaleza en estado libre, combinado se encuentra en más de cien minerales bien definidos y como constituyente menor en varios de cientos más.

Es el onceavo en orden de abundancia, estando adelante de elemen

tos tan comunes como el azufre, carbón, cobre, plomo, zinc y níqueles. Se estima que cerca del 0.1% de la corteza terrestre lo contiene.

El agua de los ríos, contiene más o menos 1 ppm. de manganeso, como resultado del desgaste de las rocas por el agua.

El más común de sus minerales, es la pirolusita (MnO_2), la cual cuando es adicionada al vidrio, decolora a éste quitándole el tono verdoso que posee, fue por esta propiedad, por la que se le conocía desde tiempos remotos.

El manganeso se le encuentra principalmente como óxido, hidróxido o carbonato, en menor proporción como silicatos.

Los depósitos de los minerales de manganeso, se encuentran en casi todo el mundo. Rusia tiene los depósitos más abundantes de alto grado, al igual que Sudáfrica, Brasil, India y Cuba.

En México, los Estados en los que se ha encontrado mineral de manganeso son Baja California, Chihuahua, Zacatecas, Hidalgo, Durango, San Luis Potosí, Jalisco, Coahuila.

Las reservas conocidas de minerales de manganeso no son muchas más, dado el consumo mundial tan elevado, la utilización de minerales de bajo grado, son cambiados en el proceso, con el fin de beneficiarlos en su ley, pudiéndose aumentar un poco más su duración.

El problema actual, en la conservación del suministro del manganeso en el mundo, es la recuperación del metal del flujo de gases, y de las escorias desechadas; los minerales de manganeso más importantes son:

1.- Pirolusita (MnO_2).- Es un mineral relativamente suave, con lustre metálico, su color varía del gris obscuro al negro, es untuoso

- so al tacto, su contenido de manganeso cuando es puro es de 62%, generalmente contiene SiO_2 , CaO y Fe_2O_3 y su densidad es de 4.8.
- 2.- Manganita ($\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$). Su dureza es superior a la pirolusita, contiene 63% de manganeso aproximadamente cuando es puro, su color va del gris acero al negro, con poco lustre metálico y su densidad es de 4.3.
 - 3.- Psilomelano.- No se le conoce su composición exacta. Algunas veces se le encuentra asociado con la pirolusita, su color es del negro al gris, con poco lustre metálico, su dureza es mayor que la de la mayoría de minerales de manganeso, su densidad es de 3.7 a 4.7 y su contenido de manganeso es bastante variable del 45 al 60%.
 - 4.- Braunita ($3\text{MnO}_2 \cdot \text{MnSiO}_3$), contiene 62% de manganeso, cuando es puro, se caracteriza por su alto contenido de sílice (de 8 a 10%), su color es café o gris oscuro, poco lustre metálico, es duro y tiene una densidad de 4.8.
 - 5.- Hausmanita (Mn_3O_4).- Su color es café negrusco con lustre metálico y su densidad es de 4.7 a 4.8.
 - 6.- Rodecrosita o Dialogita (MnCO_3).- Contiene cantidades variables de hierro, calcio y magnesio, en forma de carbonatos, el contenido de manganeso puede ser enriquecido por tostación con el fin de descomponer sus carbonatos, contiene 47% de manganeso cuando se encuentra puro, su densidad es de 3.4 a 3.6 y su coloración es rosada con lustre perlítico.

IMPUREZAS DEL MINERAL

Las impurezas que trae consigo el mineral de manganeso, pueden ser las siguientes:

- a) Metálicas.
- b) Gangas.
- c) Volátiles.
- d) Diversas.

a) Metálicas.- De las impurezas metálicas, la más común es el hierro, otras impurezas son el plomo, zinc, tungsteno, níquel, cobre. Exceptuando el zinc, estas impurezas se reducen durante la fusión, y son retenidas en la aleación. El zinc se volatiliza durante la fusión.

El hierro está presente en los minerales de manganeso, como un óxido y no puede separarse tan fácilmente.

Con objeto de hacer el mineral de manganeso apropiado para la producción de ferromanganeso, el mineral no debe tener más de una parte de hierro por 9 partes de manganeso.

b) Gangas.- Las impurezas de la ganga, ocasionan la formación de escoria; éstas pueden ser básicas como la cal, el magnesio o el bario, o bien, ácidas como la sílice o también neutra como la alúmina.

Una cantidad de escoria es valiosa para la operación metalúrgica, pero la cantidad de escoria no debe ser excesiva.

Cierta cantidad de manganeso se pierde siempre en las operaciones de fundición, y estas pérdidas se incrementan con la basicidad, y el volumen de la escoria. Cuando las escorias de manganeso contienen sílice en exceso, se requiere adicionar cantidades de sustancias for-

madoras de escorias básicas, tales como la caliza (la más utilizada - por su precio), o la dolomita.

Tampoco es conveniente tener una escoria muy básica, ya que al - igual que la muy ácida se vuelve muy viscosa y disminuye la vida del refractario; incluso, si la escoria llega a ser muy básica, se requerirá adiciones de sustancias ácidas, tales como el cuarzo (SiO_2) para neutralizar el exceso de basicidad.

En ambos casos, se incrementará el volumen de escoria.

c) Impurezas Volátiles.- Estas son conducidas hacia afuera del horno durante la fusión, pero no resultan deseables debido a que causan pérdidas de calor, entre éstas podemos enunciar el oxígeno, el monóxido y el bióxido de carbono y el agua de combinación debido a la - humedad, la cual no debe exceder de 3% en los minerales y de 4% en el coque, esta humedad es eliminada en la zona de alimentación dentro - del horno.

La humedad es indeseable, porque requiere de energía calorífica extra para ser eliminada.

La parte superior de la carga dentro del horno, debe mantenerse a una temperatura adecuada, porque un gran porcentaje de la utilización de la energía está en la reacción de los gases y el uso de este calor debido a que ellos pre-reducen el CO_2 a CO, y éste reduce el -- MnO_2 a MnO.

d) Diversas.- Dentro de estas impurezas podemos nombrar el fósforo y azufre, ya que son impurezas indeseables en el mineral de manganeso.

El azufre es menos perjudicial que el fósforo puesto que en la -

operación aquél pasa a la escoria, combinándose con el manganeso, o la cal, y únicamente trazas pasan al ferromanganeso.

El fósforo en el acero es limitado por especificación a una cantidad menor de 0.05%, de aquí que el contenido máximo permisible de fósforo en el mineral, sea de 0.08 a 0.10%.

La naturaleza y forma en que se presenta el fósforo en los minerales, es tal que no se puede remover ni reducir en cantidad por los métodos comunes de tratamiento de minerales.

TAMAÑO DE LOS MINERALES

La mayoría de los minerales, como ya dijimos, son relativamente frágiles. Esta es una razón por la cual se genera gran cantidad de finos que son indeseables en la operación. Esto es más marcado en el coque, ya que por su suavidad genera mucho más cantidad de finos, las cuales causan muchos problemas sobre todo desbalanceando la posición correcta de los electrodos.

El tamaño ideal para tener una buena operación del horno, en la producción de ferromanganeso, es de 1/4 a 2 pulgadas, el 90% de la carga del mineral de manganeso, y de menos de 1/4 de pulgada el 10% de la carga como máximo.

En el coque y la caliza, el tamaño debe estar comprendido entre 1/4 y 1 1/4".

HOMOGENEIDAD DE LOS MINERALES

La homogeneidad de los minerales de manganeso, está en función de las propiedades físicas y químicas; éste es un requisito importan-

te para el control de los resultados metalúrgicos.

Se ha encontrado que la distribución del tamaño es un factor importante considerando la uniformidad química, ya que los minerales grandes, frecuentemente varían en su composición química, con respecto a las partículas de tamaño medio del mineral.

Los minerales más homogéneos químicamente, son los de tamaño más uniforme. La uniformidad en el tamaño, análisis y estructura de los minerales, afecta considerablemente la operación del horno, y los resultados metalúrgicos, principalmente por efecto en la porosidad de la carga, y en la profundidad de los electrodos.

AGENTES REDUCTORES

La fabricación de ferromanganeso está basada en la fusión de minerales oxidados con agentes reductores.

La fuente de calor es el arco eléctrico, y únicamente se necesitan las cantidades calculadas estequiométricamente del agente reductor necesario para reaccionar y reducir los óxidos metálicos.

En la producción de ferromanganeso, se utiliza al carbón como agente reductor, aunque en algunas otras ferroaleaciones se utilizan también al silicio y al aluminio, sobre todo para aleaciones con bajos contenidos de carbón.

La cantidad de carbón necesaria para la reducción, varía de acuerdo a la reactividad de los minerales, es decir, algunos minerales son más fácilmente reducidos por el carbón y el monóxido de carbono de otros.

El control de la conductividad eléctrica de la carga, es uno de

los factores más importantes en la operación del horno.

Los minerales oxidados y los fundentes, están considerados como poco conductores, mientras que los carbones, aumentan la conductividad eléctrica de la carga, esto quiere decir que el carbón determina la conductividad general de la mezcla, ya que la composición química de la carga no varía. El mejor control de la conductividad es alcanzado por la variación de la naturaleza de los reductores, o sea, que al cambiarse los reductores cambian las características eléctricas de la carga, pero el equilibrio de la reacción no se altera.

El balance de los reductores es la clave de la operación del horno eléctrico, de arco sumergido, puesto que controla el equilibrio de la reacción de reducción, y además la penetración de los electrodos y la composición de la aleación.

En la producción de ferromanganeso, se utiliza al coque como agente reductor, que como ya mencionamos líneas atrás, el tamaño del coque utilizado para la producción de ferromanganeso, debe estar entre 1/4 y 1 1/4", aunque cabe mencionar que el tamaño del coque depende de las dimensiones del horno, de las características eléctricas de él, y del tipo de ferroaleación a producir.

En la práctica se ha encontrado que la conductividad eléctrica de la mezcla y el área de la zona de reacción es proporcional al tamaño del coque.

El análisis del coque usado en la producción de ferromanganeso es el siguiente:

Humedad	2-4%
Carbón fijo	80%

Materia Volátil	1%
Sílice (SiO_2)	11%
Alúmina (Al_2O_3)	5%

Se debe notar que el contenido de humedad del coque es bastante bajo, a pesar de que es muy ávido de captar agua, previamente a ser cargado pasa por un proceso de secado, ya que como mencionamos, la clave de una buena operación depende de los agentes reductores.

ESCORIFICANTES

En la operación de fundido en la que se debe separar el metal en estado líquido, de las impurezas con las que se puede combinar químicamente o mezclarse físicamente, implica dos procesos, la reducción del metal de sus componentes y la separación de las impurezas.

Algunas de estas impurezas pueden ser en mayor o menor grado reductivas, por lo cual se forma un residuo sin fundir que obstruye la separación del metal; pues bien, la función de los escorificantes, es hacer más fusible estas impurezas y tenerlas bajo las condiciones de operación normales, y así lograr que formen parte de la escoria.

La selección del escorificante apropiado es un problema químico y es gobernado por ciertas leyes físicas y químicas, las que se aplican a las temperaturas de fusión.

De gran importancia es la acción de los ácidos y las bases, y de la fusibilidad de los componentes formados.

Si las sustancias que se van a escorificar son básicas como la cal, o el MgO , o bien otros elementos formadores de bases, el escorificante deberá ser ácido.

Si las impurezas son ácidas como la sílice, se necesitará que sea básico el escorificante.

Si se logra tener este balance ácido-básico, se logrará que la escoria tenga buena fluidez (viscosidad apropiada), y el volumen de ella no aumentará, ya que las impurezas se fundirán y pasarán a la escoria, ya sea en combinación con los otros componentes o en forma de mezcla.

Para nuestro caso y tomando como base nuestros minerales que se utilizarán predomina la acidez en la escoria, por lo cual será necesaria la adición de una pequeña cantidad de escorificante básico.

Entre los escorificantes básicos naturales más importantes, están la caliza (CaCO_3), y la dolomita (MgCO_3).

En la producción de ferromanganeso, se utiliza como escorificante la caliza, ya que tiene un menor costo que la dolomita.

La explicación de la función de la caliza es que el CaO , capta la SiO_2 , antes que se una al metal, formando el complejo $\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$, el cual se va a la escoria.

Debe mencionarse que por cada kilogramo de caliza que se le adicione a las cargas, se tendrá un gasto extra de energía de 3 KW-H, esto debido al alto punto de fusión de la cal (2570°C).

De aquí que se deba restringir hasta donde sea posible la adición de caliza a las cargas.

CONSIDERACIONES IMPORTANTES DEL PROCESO METALURGICO

Para que la producción sea económica, se utilizan los minerales de alto grado, cuyo contenido de manganeso no sea menor del 38%, los

de 50% son los más solicitados, puesto que reducen el consumo de coque, y el trabajo del horno es más uniforme.

Es muy común mezclar varios minerales con el fin de obtener tanto las características químicas de la ferroaleación, como también mejorar la naturaleza de la carga (características físicas).

La relación de manganeso a hierro, debe ser mantenida puesto que el 95% de hierro es recuperado mientras que el 80% más o menos del manganeso es recuperable.

Otra consideración importante, es el que el mineral debe contener un bajo porcentaje de sílice, ya que aumentaría el volumen de escoria al aumentar la sílice, de lo cual resultarían mayores pérdidas de manganeso en la escoria, mayor consumo de combustible y menor producción de aleación.

Debido a esto, los minerales con contenidos mayores de 8% de sílice, son castigados en el precio conforme aumenta el contenido de sílice en el mineral.

El fósforo es otro elemento indeseable en el acero y por lo tanto, debe ser muy controlado en el proceso de producción de ferromanganeso, actualmente se pide en las especificaciones de este producto que el fósforo no exceda de 0.35% y como todo el fósforo que entra en la carga pasa al metal, la mezcla de minerales debe tener un poco menos de la mitad del fósforo que se desea en la aleación.

También, la buena operación del horno depende en mucho de la naturaleza física de la carga y del contenido de ceniza del coque, porque aumenta el gasto de combustible y se tienen mayores pérdidas por arrastres en polvos y por tanto, aumento de pérdidas de manganeso.

DIFERENCIAS ENTRE LA PRODUCCION DE ARRABIO Y LA PRODUCCION DEL FERROMANGANESO

Una de las diferencias reside en la reducción por el carbón del óxido ferroso a hierro y del óxido de manganeso a manganeso. El manganeso tiene mayor afinidad por el oxígeno que el hierro, y la reducción del MnO , por el carbón en presencia de CO , es una reacción endotérmica que consume 2280 BTU/lb de manganeso metálico, mientras que la reducción del FeO a Fe metálico, es exotérmica y libera 53 BTU/lb de hierro.

Debido a esto, el consumo de coque en la producción de ferromanganeso es mucho mayor que en la producción del arrabio. Al incrementarse el consumo de coque en la fundición de ferromanganeso, el volumen de los gases del horno se incrementa y obliga a aumentar la velocidad de salida de los gases, y por consiguiente, la tendencia a acarrear finos es mayor y por lo tanto, hay mayores pérdidas de metal, que en la producción de arrabio.

Una de las razones más poderosas por las que no se podrían producir ferromanganeso en un alto horno, es la afinidad del manganeso por el carbón.

También la carga de ferromanganeso es menos reactiva que la de producción de arrabio, por lo cual, es necesario temperaturas muy altas para la fusión que en el alto horno difícilmente se alcanzarían.

III. CALCULO DE CARGAS PARA LA PRODUCCION DE FERROMANGANESO DE ALTO CARBON

Las cargas apropiadas para la producción de ferromanganeso, con alto carbón (6 a 7%), se escogen realizando un cuidadoso balance de materiales y además tener en cuenta las condiciones propias del horno, análisis químico de la materia prima y propiedades físicas de cada uno de los materiales que forman la mezcla de cargas; es decir, utilizar materiales que proporcionen buena porosidad y conductividad para mantener estable la operación del horno.

Para poder efectuar el cálculo de cargas, se deberán establecer los siguientes puntos:

- 1.- Determinar la composición esperada del producto y el % de fierro en el metal.
- 2.- Determinar el porcentaje de recuperación de cada uno de los dos elementos principales, el Manganeso y el Fierro.
- 3.- Calcular la relación de elementos en la mezcla de materias primas, relación de manganeso a fierro.
- 4.- Seleccionar los minerales a utilizar.
- 5.- Seleccionar la proporción en que se usarán estos minerales.
- 6.- Calcular la composición promedio de los minerales a emplear utilizando el inciso (4) y (5).
- 7.- Repetir el cálculo variando el inciso (5) hasta que la relación manganeso a fierro del inciso (6) sea igual a la calculada en el inciso (3).
- 8.- Calcular el coque requerido para la reducción.

9.- Fijar la basicidad esperada y calcular los requerimientos de caliza.

10.- Calcular la composición que tendrá la escoria.

BASES Y CALCULO DE CARGAS

1.- La composición esperada del ferromanganeso es la siguiente:

$$\text{Mn} = 76 \%$$

$$\text{C} = 7.0\%$$

$$\text{Si} = 1.0\%$$

La composición del fierro se calcula por diferencia:

$$\text{Mn} + \text{Fe} + \text{Si} + \text{C} = 99.5\%$$

$$\text{Fe} = 99.5 - (\text{Mn} + \text{C} + \text{Si})$$

$$\text{Fe} = 99.5 - (76 + 7 + 1)$$

$$\text{Fe} = 15.5\%$$

2.- Recuperaciones (y):

$$\text{Mn} (y) = 83\%$$

$$\text{Fe} (y) = 95\%$$

$$\text{Pérdidas: } 2\%$$

Composición de Mn en la escoria: 15%

3.- La relación de Mn/Fe teórica será:

$$\frac{\text{Mn}}{\text{Fe}} = \frac{\text{Mn}/\text{Mn}(y)}{\text{Fe}/\text{Fe}(y)} = \frac{76/0.83}{15.5/0.95} = \frac{91.57}{16.32}$$

$$\frac{\text{Mn}}{\text{Fe}} = 5.61$$

4 y 5.- La proporción de los minerales que se usarán será la siguiente:

Nódulos (México):	80%
Amapa (Brasil):	10%
Comilog (Africa):	10%

La composición química de los minerales usados en la mezcla de - cargas en porcentos es la siguiente:

MINERAL	Mn ⁺²	Mn ⁺⁴	SiO ₂	Fe	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	HUMEDAD
NODULOS	39.0	-	13.5	8.2	3.0	8.35	10.3	1.0
AMAPA	49.5	34.7	2.0	4.4	5.5	-	-	3.0
COMILOG	51.0	48.0	2.5	3.1	5.9	-	-	8.5

REDUCTOR	CARBON FIJO	HUMEDAD	MATERIA VOLATIL	SiO ₂	Al ₂ O ₃
COQUE	80	2.5	1.0	11	5.0

FUNDENTE	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CO ₂	P
CALIZA	55	0.4	1.0	0.6	43	0.01

6 y 7.- Se tomará como base 100 kg de mineral.

MINERAL	PROPORCION	Mn ⁺²	Mn ⁺⁴	SiO ₂	Fe	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
NODULOS	80%	31.2	-	10.8	6.56	2.4	6.68	8.24
AMAPA	10%	4.95	3.47	0.2	0.44	0.55	-	-
COMILOG	10%	5.1	4.8	0.25	0.31	0.59	-	-
TOTALES	100%	41.25	8.27	11.25	7.31	3.54	6.68	8.24

La relación de Mn/Fe real será:

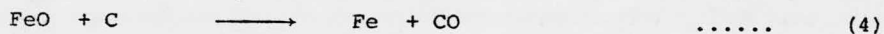
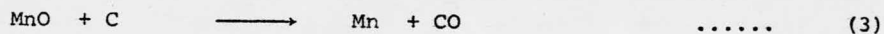
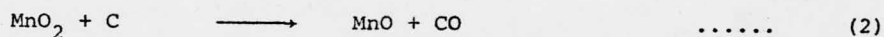
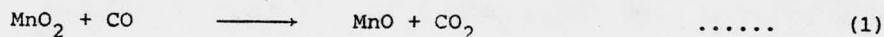
$$\frac{\text{Mn}}{\text{Fe}} = \frac{41.25}{7.31} = 5.64$$

Si se comparan las relaciones de Mn/Fe teórica y real, tendremos:

5.64 \approx 5.61 \therefore podemos usar la proporción antes mencionada.

8.- Requerimiento de coque para 100 kg de mineral.

Las reacciones químicas de reducción que se llevan a cabo dentro del crisol son los siguientes:



Requerimiento de carbón para reducir el Mn⁺⁴.

Se asume que en la reacción (1) el 70% del Mn se reduce en forma

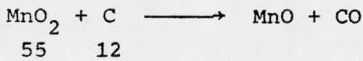
indirecta por el CO generado.

El Mn como Mn^{+4} calculado es de 8.27.

$8.27 \times 0.7 = 5.79$ de Mn^{+4} reducido indirectamente.

$8.27 - 5.79 = 2.48$ de Mn^{+4} que necesita carbón para reducirse.

De la reacción (2).



$$12 \text{ — } 55$$

$$X \text{ — } 2.48$$

$X = 0.54$ kg de carbón para reducir el Mn^{+4}

Carbón necesario para la reducción del Mn^{+2} .

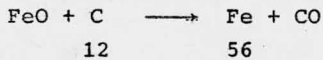
De la reacción (3).



$$41.25 \times \frac{12}{55} \times 0.83 = 7.53 \text{ kg de carbón para reducir el } Mn^{+2}.$$

Carbón necesario para la reducción del FeO a Fe.

De la reacción (4).



$$7.31 \times \frac{12}{56} \times 0.95 = 1.46 \text{ kg de carbón para reducir el FeO a Fe.}$$

Cantidad de manganeso en el metal.

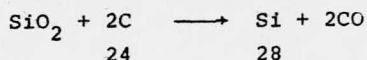
$$41.25 \times 0.83 = 34.25 \text{ kg.}$$

Cantidad de ferromanganeso.

$$\frac{41.25 \times 0.83}{0.76} = 45 \text{ kg de FeMn}$$

Requerimiento de carbón para la reducción del SiO_2 a Si.

De la reacción (5).



$$\frac{41.25 \times 0.83}{0.76} \times 0.01 \times \frac{24}{28} = 0.39 \text{ kg carbón para reducir } \text{SiO}_2 \text{ a Si.}$$

Cantidad de carbón que va al metal.

$$\frac{41.25 \times 0.83}{0.76} \times 0.07 = 3.15 \text{ kg de carbón}$$

Carbón total requerido para la reducción.

$$0.54 + 7.53 + 1.46 + 0.39 + 3.15 = 13.07 \text{ kg.}$$

Como el coque tiene 80% de carbón fijo.

$$\frac{13.07}{0.8} = 16.34 \text{ kg de coque teóricos para la reducción de 100 kg de mineral.}$$

Se toma un 20% de seguridad por pérdidas de calor, humedad, etc.

$$16.34 \times 0.2 = 3.3$$

$$16.34 + 3.3 = 19.6 \text{ kg de coque netos para la reducción de 100 kg de mineral.}$$

9.- La basicidad esperada de la escoria es de 1.5.

Para calcular la cantidad de caliza necesaria para 100 kg de mineral se utiliza la siguiente relación:

$$\text{CaCO}_3 = \frac{(\text{SiO}_2 \text{ total} - \text{Si metal}) \text{ BE} - (\text{CaO mineral} + 1.39 \text{ MgO})}{\% \text{ CaO en CaCO}_3}$$

$$\text{SiO}_2 \text{ TOTAL} = \text{SiO}_2 \text{ MINERAL} + \text{SiO}_2 \text{ COQUE}$$

$$\text{SiO}_2 \text{ COQUE} = 19.6 \times 0.11 = 2.16$$

$$\text{SiO}_2 \text{ TOTAL} = 2.16 + 11.25 = 13.41$$

Silicio que va al metal.

$$\text{Si} = \text{kg FeMn} \times \% \text{ Si METAL}$$

$$\text{Si} = 45 \times 0.01 = 0.45 \text{ kg de silicio.}$$

$$\text{Kg de SiO}_2 = 0.45 \text{ kg Si} \times \frac{60 \text{ SiO}_2}{28 \text{ Si}}$$

$$\text{Kg de SiO}_2 = 0.96$$

$$\text{CaCO}_3 = \frac{(13.41 - 0.96) 1.5 - (6.68 + 1.39 \times 8.24)}{0.55}$$

$$\text{CaCO}_3 = \frac{18.67 - 18.13}{0.55} = \frac{0.54}{0.55} = 0.98$$

$$\text{CaCO}_3 \approx 1 \text{ kg.}$$

O sea que por cada 100 kg. de mineral se requiere 1 kg de CaCO_3 , ya que como mencionamos anteriormente, por cada kilogramo de caliza - que se adicione se tendrá un gasto extra de 3KW-H de energía.

10.- Cálculo de minerales necesarios para obtener una tonelada de ferromanganeso.

Requerimiento de nódulos:

$$45 \text{ kg de FeMn} \quad \text{---} \quad 80\%$$

$$1000 \text{ kg} \quad \text{---} \quad X$$

$$X = 1778 \text{ kg de nódulos.}$$

Requerimiento de Amapa:

$$45 \quad \text{---} \quad 10$$

$$1000 \quad \text{---} \quad X$$

$$X = 222 \text{ kg de amapa.}$$

Requerimiento de Comilog:

45 ——— 10

1000 ——— X

X = 222 kg de Comilog.

Requerimiento total de minerales de manganeso para obtener una -
tonelada de FeMn.

$$1778 + 222 + 222 = 2222 \text{ kg de mineral.}$$

Requerimiento de coque:

45 ——— 19.6

1000 ——— X

X = 436 kg de coque.

Requerimiento de caliza:

45 ——— 1

1000 ——— X

X = 22 kg de caliza.

Nódulos:

Mn : $1778 \times 0.39 = 693.4$ SiO₂ : $1778 \times 0.135 = 240$ Fe : $1778 \times 0.082 = 145.8$ Al₂O₃ : $1778 \times 0.03 = 53.3$ CaO : $1778 \times 0.0835 = 148.5$ MgO : $1778 \times 0.103 = 183.1$

AMAPA:

$$\text{Mn} : 222 \times 0.495 = 109.9$$

$$\text{SiO}_2 : 222 \times 0.02 = 4.4$$

$$\text{Fe} : 222 \times 0.04 = 8.8$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 : 222 \times 0.055 = 12.2$$

COMILOG:

$$\text{Mn} : 222 \times 0.51 = 113.2$$

$$\text{SiO}_2 : 222 \times 0.025 = 5.5$$

$$\text{Fe} : 222 \times 0.031 = 6.9$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 : 222 \times 0.059 = 13.1$$

CALIZA:

$$\text{CaO} : 22 \times 0.55 = 12.1$$

$$\text{MgO} : 22 \times 0.004 = 0.088$$

$$\text{SiO}_2 : 22 \times 0.01 = 0.22$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 : 22 \times 0.006 = 0.132$$

COQUE:

$$\text{Carbón fijo} : 436 \times 0.8 = 348.8$$

$$\text{SiO}_2 : 436 \times 0.11 = 47.9$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 : 436 \times 0.05 = 21.8$$

Si el consumo de electrodos es de 20 kg/ton, FeMn y la pasta -
electródica tiene 81% de carbón fijo, tendremos:

$$20 \times 0.81 = 16.2 \text{ kg de carbón fijo.}$$

Checando la relación de Mn/Fe tendremos:

$$\frac{\text{Mn}}{\text{Fe}} = \frac{916.5}{161.5} = 5.67 \quad \therefore \text{ nuestros cálculos son correctos.}$$

12.- Cálculo de la cantidad y composición de la escoria.

De todo el manganeso que entra hay un 2% de pérdidas (principalmente en los humos).

$$916.5 \times 0.02 = 18.3 \text{ kg}$$

Carbón perdido como CO y CO₂

$$365 - 70 \text{ (va al metal)} = 295$$

Silicio que va a la escoria

$$10 \text{ Si} \times \frac{60 \text{ SiO}_2}{28 \text{ Si}} = 21.4 \text{ kg de SiO}_2$$

$$298 - 21.4 = 276.6 \text{ kg SiO}_2$$

Manganeso en la escoria:

$$916.5 - (760 + 18.3) = 138.2 \text{ Kg Mn}$$

Como el Mn en la escoria se encuentra como MnO tendremos:

$$138.2 \text{ Mn} \times \frac{71 \text{ MnO}}{55 \text{ Mn}} = 178.3 \text{ kg MnO}$$

Fierro en la escoria:

$$161.5 - 155 = 6.5 \text{ kg de Fe}$$

Cantidad total de escoria:

$$\text{MnO} + \text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaO} + \text{MgO} = 98\%$$

$$178.3 + 276.6 + 100.5 + 160.6 + 183.2 = 98\%$$

$$899 = 98\%$$

$$\frac{899}{0.98} = 917 \text{ kg de escoria.}$$

Composición de la escoria:

$$\frac{138.2}{917} = 15.1\% \text{ Mn}$$

$$\frac{276.6}{917} = 30.2\% \text{ SiO}_2$$

$$\frac{100.5}{917} = 11.0\% \text{ Al}_2\text{O}_3$$

$$\frac{160.6}{917} = 17.5\% \text{ CaO}$$

$$\frac{183.2}{917} = 20.0\% \text{ MgO}$$

$$\frac{6.5}{917} = 0.7\% \text{ Fe}$$

La relación base-ácida real de la escoria será utilizando la siguiente relación:

$$\frac{\text{CaO} + 1.39 \text{ MgO}}{\text{SiO}_2} = 1.5$$

$$\frac{160.6 + 1.39 \times 183.2}{176.6} = 1.5$$

$$\frac{B}{A} \cdot 1.5 = 1.5 \text{ (ya que era la esperada).}$$

De aquí que nuestra relación de acidez-basicidad en la escoria, es la adecuada.

Finalmente, nuestro balance completo quedará en el siguiente cuadro:

CONSUMO Kg/t FeMn	PESO (Kg)	Mn	SiO ₂	Fe	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	carbón fijo
NODULOS	1778	693.4	240	145.8	53.3	148.5	183.1	-
AMAPA	222	109.9	4.4	8.8	12.2	-	-	-
COMILOG	222	113.2	5.5	6.9	13.1	-	-	-
CALIZA	22	-	0.22	-	0.132	12.1	0.088	-
COQUE	436	-	47.9	-	21.8	-	-	348.8
ELECTRODO	20	-	-	-	-	-	-	16.2
TOTALES	-	916.5	298	161.5	100.5	160.6	183.2	365
FeMn	1000	760	21.4	155	-	-	-	70
PERDIDAS	-	36.7	-	-	-	-	-	295
ESCORIA (Kg)	917	138.2	276.6	6.5	100.5	160.6	183.2	-
ESCORIA (%)	-	15.1	30.2	0.7	11.0	17.5	20.0	-

IV. DESCRIPCION DEL HORNO

Los principios del calentamiento por medio de la electricidad, - fueron descubiertos en 1880; sin embargo, fue hasta 1875, en que William Siemens en Inglaterra descubrió que el arco eléctrico puede ser usado para fundir el hierro, después de 1888 a 1894 Heroult en Francia, aplica dichos descubrimientos para fabricar carbón, aluminio y - algunas ferroaleaciones.

En el año de 1900, el mismo Heroult modifica su horno original - para fundir y refinar el acero, y en 1905, se instala el primer horno eléctrico en Norteamérica.

Desde el punto de vista eléctrico, los hornos se clasifican de - acuerdo a la forma en que la energía eléctrica es convertida en calor.

Los hornos eléctricos tienen la siguiente clasificación:

Tipo arco	Calor directo.			
	Calor indirecto.			
Tipo resistencia	Calor directo. Calor indirecto.	Resistencia con electrodos	Alta frecuencia.	
			Inducción.	Baja frecuencia.
		Con núcleo magnético de Bobina sin núcleo.		

Como se muestra en esta clasificación de acuerdo a Paschkins y - Persson, pueden ocurrir dos tipos de conversión, en arco y en resisto - res sólido o líquido. A su vez, los de calentamiento directo en que la carga forma parte del circuito, y en los de calentamiento indirecto, la carga no forma parte del circuito. Los hornos de resistencia de - calor directo se agrupan en hornos de resistencia con electrodo, en -

los cuales la corriente eléctrica es aplicada a la carga, por medio de electrodos y los de inducción la corriente es transmitida sin contacto físico entre el sistema de suministro y la carga.

Algunos hornos de inducción tienen núcleos magnéticos, y otros trabajan sin ellos.

Los hornos de resistencia con electrodos, pueden ser de alta frecuencia, en los cuales los electrodos no tienen contacto con la carga, los flujos de corriente de alta frecuencia pasan a través del electrodo en un espacio de aire a la carga, y en los de baja frecuencia, o frecuencia normal, es necesario el contacto físico entre electrodo y carga.

El horno de arco sumergido se puede considerar como una combinación de arco-resistencia y se le llama también horno de reducción.

Este tipo de horno nació en 1883 y fue Faure quien lo construyó por primera vez, usando la carga como conductora por medio de la cual se establece el arco.

El horno de reducción tuvo su origen en un horno monofásico, para carburos y fue la base fundamental para el desarrollo posterior de los hornos de ferroaleaciones.

Poco después, surge el horno trifásico de tipo abierto, en que los tres electrodos llamados paquetes, estaban suspendidos en línea.

Primeramente se emplearon electrodos de carbón amorfo, y cuando aparecieron los electrodos redondos de grafito, tuvo un mayor impulso el desarrollo del horno.

Un adelanto decisivo lo constituyó la aparición del electrodo continuo de autococción que ha encontrado una gran aceptación en los

hornos de reducción, ya que esto ha facilitado la creación de hornos cerrados.

CARACTERISTICAS DE LOS HORNOS DE ARCO SUMERGIDO O DE REDUCCION

- 1.- Como ya se mencionó, es una combinación de arco-resistencia.
- 2.- El consumo de energía, por tonelada de producto es muy variable, dependiendo del producto que se va a producir, reactividad del mineral usado, condiciones del horno, etc.
- 3.- La composición del contenido no es uniforme debido a que la carga sufre cambios físicos y químicos a medida que penetra hacia el interior del horno.
- 4.- La zona de alta temperatura está sumergida dentro del horno.
- 5.- Los electrodos están en contacto directo con la carga y la corriente, desde las zapatas de contacto hasta la punta del electrodo y a la carga fundida dentro del horno y si no existe la carga, pasa directamente al fondo del crisol.

6.- En los hornos eléctricos de arco sumergido la carga de minerales al horno es continua y se efectúa el sangrado por medio de coladas continuas con intervalos entre una de otra de 1 a 4 horas, dependiendo de la potencia del horno y el amperaje al que se trabaje.

En operación normal del horno, solamente una parte pequeña del contenido total es separada durante las coladas, mientras que la carga semifundida baja paulatinamente hasta la zona de reacción.

7.- Los hornos para producción de ferromanganeso pueden ser estacionarios o giratorios como por ejemplo, para la elaboración de ferro-silicio.

8.- El tipo de horno puede ser cerrado o abierto, para nuestro caso, se utilizará un abierto, es decir, que la carga está expuesta al aire, en el caso de hornos cerrados, tienen una cubierta de acero inoxidable enfriada con agua y protegido con concreto refractario.

9.- El revestimiento del horno está hecho con pasta de carbón y tabique de dos tipos, alta sílice y alta alúmina, además el piso y -- las paredes, están protegidas con blocks de carbón maquinados.

10.- Los hornos pueden tener cuatro bocas de vaciado, como lo es el de nuestro caso, dos para metal y dos para escoria, éstas lógicamente a una altura mayor, ya que por diferencia de densidades se separa el metal de la escoria; también los hay de una y dos bocas.

11.- Los electrodos tienen por función provocar la fusión y la reducción de los minerales de manganeso por medio del calor ocasionado por la formación de un arco eléctrico entre los mismos.

Estos electrodos están colocados de tal forma que cada uno parece estar en los vértices de un triángulo equilátero, ya que de esta manera, hay una distribución de energía más balanceada.

La descripción del equipo, la clasificaremos de la siguiente forma:

- 1.- Transformador y conductores. e
- 2.- Electrodos.
- 3.- Crisol y revestimiento del horno.
- 4.- Sistema hidráulico.
- 5.- Sistema de alimentación de materia prima.
- 6.- Sistema de vaciado.
- 7.- Sistema de refrigeración.
- 8.- Sistema de control. e

1.- Transformador y conductores:

El transformador por lo general baja la tensión de la línea de abastecimiento hasta voltajes necesarios en el horno.

Casi siempre, son hechos sobre pedidos caracterizándose por -- sus pesadas bobinas de bajo voltaje y conducción, las que están bien reforzadas debido a las corrientes tan altas que se emplean, están en friadas por aceite especial, el cual a su vez es enfriado con agua.

Si se va a producir un solo producto se conocen los requerimientos de voltaje, un rango de 18 taps, 9 hacia abajo y 9 hacia arriba del voltaje normal son suficientes.

En el caso de nuestro horno, los cambios de voltaje pueden hacerse bajo carga, ya que el transformador está equipado de un cambiador de voltaje automático.

CONDUCTORES

Los conductores llevan la corriente desde el transformador a los electrodos, están hechos de cobre, ya que desde el punto de vista técnico, el cobre presenta las ventajas de una instalación más simple, y una mejor transportación de corriente de grandes densidades.

Los conductores constan de tres partes:

- a) Soleras de cobre.
- b) Cables flexibles.
- c) Tubos de cobre.

a) Las soleras de cobre se instalan a la salida del transformador llamada lado secundario, su espesor no es mayor de los 10 milímetros, con objeto de aprovechar mejor el área de ellos, y así evitar -

el efecto superficial, puesto que como ya se sabe, en todo conductor la corriente tiende a acumularse en las capas externas.

b) Los cables flexibles permiten el movimiento de los electrodos, ya sea hacia arriba o hacia abajo, según sea conveniente a la corriente eléctrica del horno.

Estos cables o soleras flexibles, tienen un espesor aproximado de 2 milímetros.

c) Tubos de cobre: De los cables o soleras flexibles al portaelectrodo o zapatas de contacto, se transporta la energía por los tubos de cobre sobre los cuales por su interior circula agua de refrigeración continuamente, ya que están expuestos a las temperaturas elevadas de los gases calientes.

PORTAELECTRODOS

Los tubos de cobre mencionados, están soldados al portaelectrodo que es una zapata de contacto semicircular de cobre, sobre la cual hace contacto con el electrodo para transmitirle la corriente eléctrica, la cual también lleva refrigeración de agua de los tubos por estar expuesta a elevadas temperaturas.

El apriete del portaelectrodo, debe ser uniforme, y la presión la hace un cilindro hidráulico, el cual reparte la presión uniformemente por medio de resortes ajustables, teniendo por lo tanto, un paso ideal de la corriente, la presión de contacto es de 40 atmósferas (41.3 Kg/cm²).

2.- ELECTRODOS

Los electrodos son necesarios para conducir la energía eléctrica a la zona de reacción del horno, donde se transforma en calor. El material con que se construyen los electrodos, deben tener las siguientes propiedades:

- a) Alta conductividad eléctrica.
- b) Alto punto de fusión y alta resistencia contra la atmósfera del horno.
- c) Buena resistencia mecánica.
- d) Baja conductividad térmica (ya que alta causaría mucho flujo del calor hacia el exterior).

El tipo de electrodos que se usan en este horno, es el de autococción o Soderberg. (Fig. 1)

Este tipo de electrodo fue desarrollado en 1919, y son utilizados prácticamente en todo el mundo, sobre todo en Europa.

En la fabricación de estos electrodos, la materia prima es una pasta plástica de carbón, que consiste en una mezcla de antracita, coque metalúrgico y alquitrán como aglutinante.

Esta pasta contiene 81% de carbón fijo, 15% de materia volátil, y 4% de cenizas. Los electrodos se forman agregando la pasta mencionada dentro de una envoltura cilíndrica de lámina de acero en la cual es autococida formando el electrodo continuo e insertando un nuevo cilindro soldado llenándose con pasta.

La envoltura del electrodo también llamada camisa, está construida con lámina de acero de un espesor de 2 mm., formando un cilindro de una longitud de 1200 mm., la costura del cilindro se hace soldando

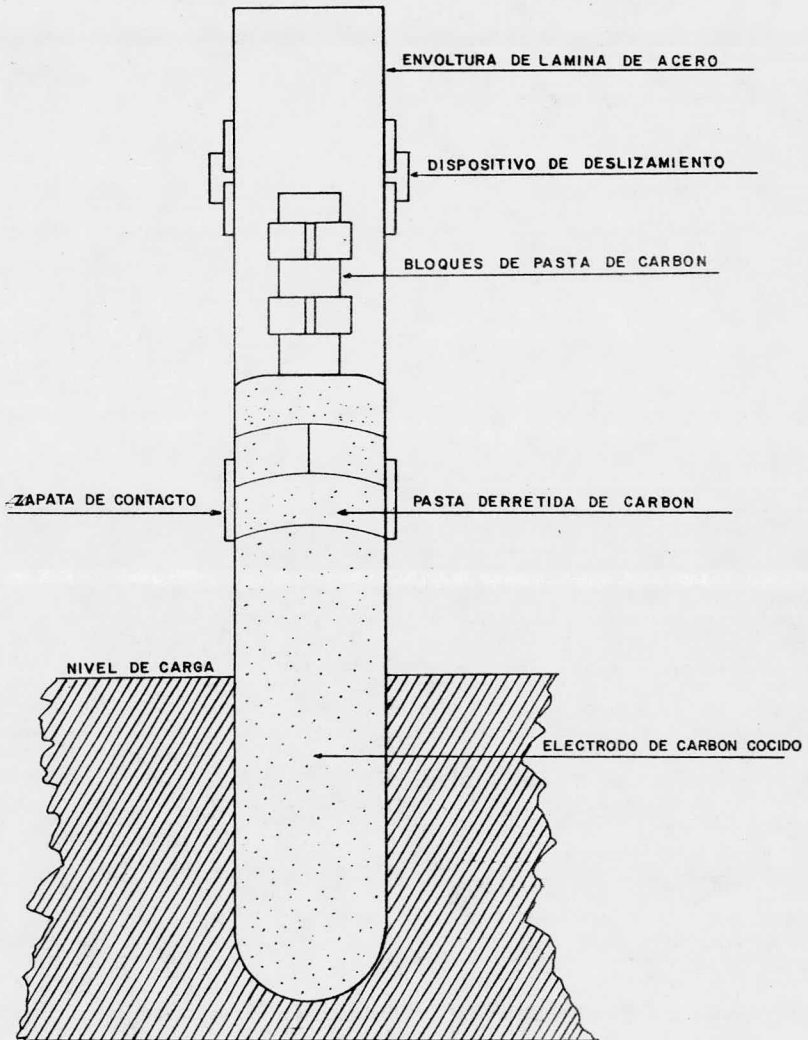


FIG. 1

ELECTRODO SODERBERG

lo con flama de oxígeno y acetileno, ajustando una camisa contra la otra, y puliendo las partes soldadas.

Para una mejor conducción de la corriente hacia el interior de la camisa, se instalan unas aletas de aproximadamente 250 mm. de ancho, las cuales son soldadas a la camisa interiormente, extendiéndose hacia el centro radialmente. Las aletas son de lámina de acero de un espesor de 1.6 milímetros, y tienen perforaciones para asegurar una buena unión entre el carbón cocido y la misma envoltura.

La aleta es 50 mm. más larga que la camisa, con el fin de soldar las superposiciones de las aletas de una y otra camisa, ayudando a unir las y asegurar una continua vía para el paso de corriente eléctrica.

Como el electrodo es consumido continuamente, se debe estar instalando secciones adicionales de camisas, los cuales son ocupados por la adición de pasta electródica para ir formando el electrodo en forma continua.

3.- CRISOL Y REVESTIMIENTO DEL HORNO

El crisol es el recipiente, donde se efectúa la fusión de las materias primas, y las reacciones de reducción, el cual está sometido a altas temperaturas.

El crisol para la fabricación de ferromanganeso alto carbón, está revestido con refractario que contiene básicamente dos tipos de tabique, el alta sílice (contiene 55% SiO_2 y 90% Al_2O_3), y el alta alúmina, contiene (80% Al_2O_3 y 13% SiO_2).

Ya que recordando nuestro análisis químico de la escoria, contiene

ne básicamente 30% de SiO_2 , y 20% de MgO y 17.5% de CaO.

De aquí que podemos considerar el tabique alta sílice, como un refractario ácido que evita las reacciones químicas, entre la escoria (30% de SiO_2), y el refractario, lo cual sería acelerado por las altas temperaturas existentes causando corrosión en el refractario y destrucción de él en corto tiempo.

Como también la escoria tiene cantidades considerables de MgO (20%) y CaO (17.5%), que son básicos se utilizará también en el revestimiento tabique alta alúmina que prácticamente es inerte, tanto en escorias ácidas como en básicas.

Las características que deben llenar los ladrillos refractarios son:

- a) Punto de fusión superior a las temperaturas que se tienen dentro del horno para evitar ser fundido.
- b) Conductividad térmica baja.
- c) Alta resistencia mecánica.
- d) Buena resistencia a la abrasión.
- e) Coeficiente de dilatación bajo.
- f) Resistencia a la desintegración debida a los cambios bruscos de temperatura.

El crisol es un casco o coraza de 3/4 de pulgada, reforzado por una serie de cinchos alrededor del cilindro, el diámetro depende de la capacidad.

El fondo es una placa de acero que descansa sobre viguetas horizontales, las que a su vez están sobre una cimentación de concreto.

4.- SISTEMA HIDRAULICO

Al estar el horno en operación, el electrodo se consume desde la punta, para mantener siempre una longitud normal, es necesario deslizarlo en la misma proporción que es consumido.

El consumo del electrodo depende de varios factores que son:

La potencia eléctrica del horno (Kw), clase de producto, cantidad de coque en las cargas, calidad de la pasta electrodica, humedad de los minerales a utilizar y en general, las condiciones que existan dentro del horno.

a) EQUIPO PARA DESLIZAMIENTO DE LOS ELECTRODOS:

El deslizamiento de los electrodos, tiene un equipo de control hidráulico que regula la presión de esta operación.

Este equipo está constituido por dos mordazas o bandas de presión (superior e inferior), las cuales sujetan al electrodo.

Dichas bandas, están construidas de lámina de acero, y el contacto con el electrodo es por medio de hule para aumentar el coeficiente de fricción y aislar el electrodo de la banda de acero.

La banda o mordaza inferior, se encuentra montada sobre una estructura fija, y la mordaza superior está soportada sobre cuatro cilindros hidráulicos, montados sobre la misma estructura.

Estos gatos hidráulicos son los que regulan la penetración de los electrodos durante la operación, tienen un rango para subir y bajar de 1200 mm. y están también controlados automática y manualmente.

Entre cilindros y electrodos, se encuentra un empaque aislante para evitar el paso de la corriente.

- 1.- CRISOL
- 2.- REVESTIMIENTO
- 3.- BOCA EXTRACCION DE METAL
- 4.- BOCA EXTRACCION DE ESCORIA
- 5.- TRANSFORMADOR
- 6.- SOLERAS DE COBRE
- 7.- CABLES FLEXIBLES
- 8.- ZAPATAS DE CONTACTO A LOS TUBOS DE COBRE
- 9.- COLUMNA DE ELECTRODO
- 10.- C&OAMPANA
- 11.- CILINDRO DE PROTECCION
- 12.- CHAQUETA DE REFRIGERACION
- 13.- BANDAS DE DESLIZAMIENTO
- 14.- AGORDEON DE CILINDROS DE ELEVACION
- 15.- ZAPATAS DE CONTACTO A ELECT.
- 16.- PORTAELECTRODO
- 17.- ELECTRODO
- 18.- CHIMENEA
- 19.- DUCTO DE DESCARGA
- 20.- TOLVAS DE ALIMENTACION
- 21.- BANDA TRANSPORTADORA
- 22.- GRUA PARA COLOCAR CAMISAS
- 23.- CAMISA
- 24.- ENTRADA LINEA ALTA TENSION
- 25.- GRUA PARA MOVIMIENTO DEL PRODUCTO
- 26.- CANAL DE ESCORIA
- 27.- CANAL DE METAL

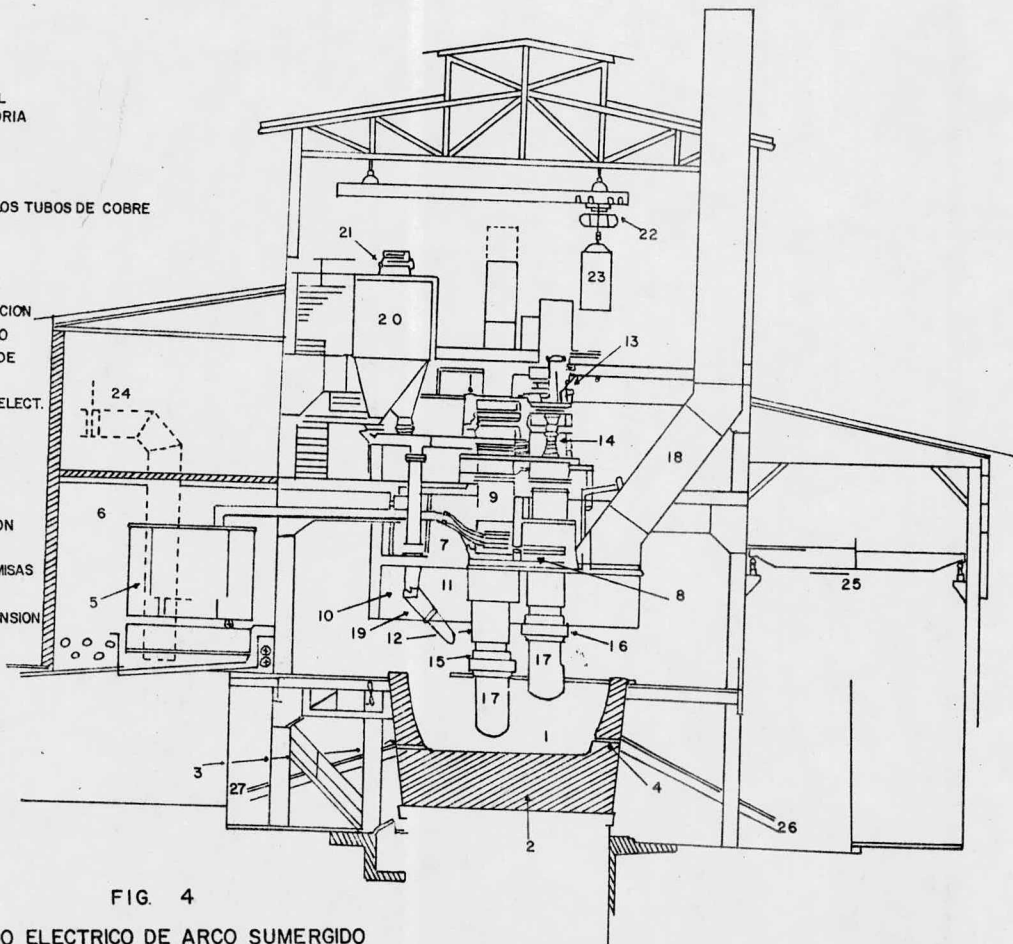


FIG. 4

HORNO ELECTRICO DE ARCO SUMERGIDO

Como se mencionó anteriormente, la operación de deslizamiento de electrodos, se efectúa para mantener dentro de un rango fijo la longitud de los electrodos, dado que éstos se consumen durante el proceso.

Por longitud de electrodos se entiende la distancia que existe entre el portaelectrodo, zapata de contacto o clema (en su parte inferior) y la punta del electrodo.

En la operación de ferromanganeso, esta distancia oscila entre 1800 y 2000 mm.

El valor máximo de cada operación de deslizamiento, es de 15 mm., controlado por medio de un detector y transmisor de la magnitud de cada deslizamiento.

Tanto el movimiento de los electrodos, como la operación de deslizamiento, se pueden llevar a cabo tanto manual como automáticamente desde el cuarto de control.

El procedimiento que se efectúa para el deslizamiento de los electrodos es el siguiente:

- 1.- Afloja la banda o mordaza inferior.
- 2.- Desliza el electrodo (15 mm.) utilizando los cuatro cilindros que soporta la banda superior.
- 3.- Aprieta la banda inferior.
- 4.- Afloja la banda superior.
- 5.- Se eleva la banda superior invirtiendo el sentido de alimentación del aceite al cilindro.
- 6.- Aprieta la banda superior.

Los deslizamientos se programan de acuerdo a la longitud del electrodo. Esta longitud se hace por lo regular una vez por día.

b) EQUIPO PARA MOVIMIENTO DE LOS ELECTRODOS

El sistema hidráulico, además de ayudar a la operación de deslizamiento suministra la presión necesaria para efectuar el apriete de las zapatas de contacto, soportar las columnas, y regular la profundidad de los electrodos.

El equipo para dichas operaciones está constituido por un depósito de aceite hidráulico, acumuladores de presión, dos bombas, un compresor, conexiones y tubería para altas presiones, válvulas de regulación y alivio tanto manuales como automáticas, switch límites, para indicar cuando una banda de fricción se afloja involuntariamente.

La presión de trabajo es de 50 atmósferas, pero las bombas están reguladas para 60; el compresor es para adicionar gas nitrógeno a los acumuladores de presión, esta adición se efectúa cuando el nivel de aceite sobrepasa una marca de presión constante.

La tubería de aceite a presión sale de las bombas hacia una válvula principal la cual está controlada automáticamente y que en caso de interrupción o emergencia se cierra conservando la presión en el sistema, al fallar esta válvula se cuenta con una instalación de paso desviador con válvulas auxiliares.

Cuando la presión del acumulador disminuye a menos de 50 atmósferas automáticamente se conectan las dos bombas hasta alcanzar esta presión, estos acumuladores son los que controlan la presión.

En caso de una sobrepresión, la válvula principal cierra a 62 -- atmósferas, y si la presión continúa aumentando a 70, se abre una válvula de seguridad, cerrándose hasta que la presión baje a menos de 70 atmósferas, en la tubería de recirculación está instalado un filtro,

el cual se debe cambiar periódicamente.

Todo el sistema está regulado por medio de manómetros y válvulas automáticas, y cada electrodo tiene control independiente, así en la regulación manual como en automática.

c) OTROS EQUIPOS DEL ELECTRODO

Para protección del electrodo, está instalada una chaqueta de - acero inoxidable con propiedades antimagnéticas, para evitar que los conductores formen campo electromagnético, y ocasionen fuertes sobre calentamientos que pueden traer como consecuencia, perforaciones en - esta envoltura en la camisa del electrodo, ocasionando interrupción - en el proceso.

Entre la chaqueta y el electrodo se tiene un ventilador para evitar que los polvos metálicos o carbón se introduzcan en esta zona, y además ayuda a precalentar la pasta electródica al introducir aire caliente.

La chaqueta además de darle protección al electrodo, es un aditamento de suspensión, pues soporta la columna del electrodo, ya que - los gatos hidráulicos soportan el montaje, el cual va soldado a la -- chaqueta que sirve a su vez como guía.

Este equipo está también aislado. La campana, es una protec---ción que sirve para evitar la radiación a la zona de la entreplanta, y también funciona como recolector de gas y polvos para conducirlos a la chimenea, la campana está recubierta de concreto refractario, y es refrigerada con agua.

La chimenea está construida de lámina de acero, forrada también

con concreto refractario, y está calculada para conducir los gases y polvos que se forman en el proceso hacia la atmósfera.

5.- SISTEMA DE ALIMENTACION DE MATERIA PRIMA

La materia prima es recibida por camiones o por ferrocarril, y es descargada en los patios de almacenamiento de materia prima, previo pesaje de ellas.

Existen cinco lotes para materia prima, uno para: coque, caliza, mineral importado de Brasil, mineral importado de Africa y mineral mexicano (nódulos).

De aquí, es trasladado conforme se le necesite por medio de un cargador frontal a la báscula de pesaje y de ahí al patio de mezclado de carga, donde es colocado en camas, y posteriormente mezclado y colocado en la tolva de mezcla, donde es descargado por un alimentador vibratorio a una banda transportadora, la cual lo lleva hasta la tolva de alimentación ya en la parte superior del horno, y de aquí hasta la última de las bandas de alimentación y a las 3 tolvas del horno, por las que por medio de ductos de descarga, llega directamente a la zona de alimentación del horno.

Los ductos de descarga van enfriados por agua para mantener una baja temperatura, y evitar que la carga se quemara antes de llegar a la zona de alimentación del horno.

6.- SISTEMA DE VACIADO

Este horno consta de dos bocas de metal, colocadas a 150 mm. de altura del piso y dos bocas de escoria a una altura de 500 mm. del piso.

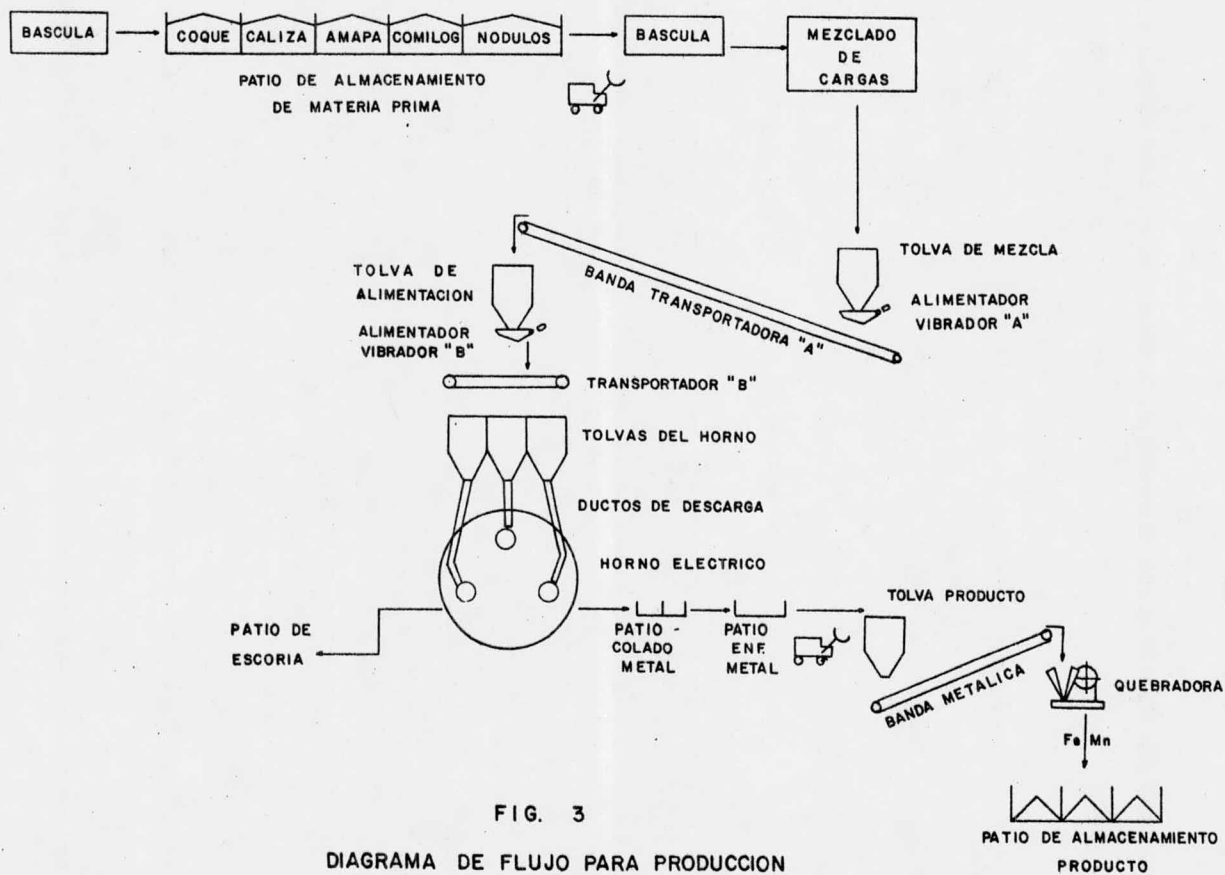
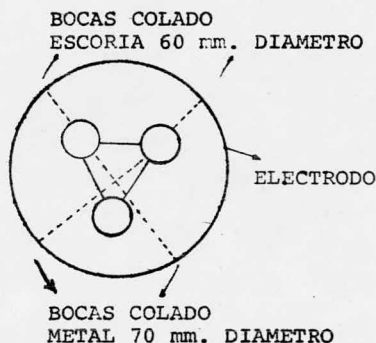


FIG. 3

DIAGRAMA DE FLUJO PARA PRODUCCION DE FERROMANGANESO

La colocación de las bocas de metal y escoria es la siguiente:



La disposición de las bocas de metal y escoria, se basan en la experiencia que se tiene con el fin de agrandar la zona de reacción dentro del crisol, evitando la formación de bancos de material semi-fundido.

Como se nota en el párrafo arriba mencionado, las bocas de metal no se encuentran al mismo nivel del piso del horno, en otras palabras, hay una capa de metal fundido de 150 mm. de altura, que siempre permanece dentro del horno con el fin de mantener una temperatura uniforme en el fondo del crisol y al mismo tiempo proteger el refractario del piso de los cambios de temperatura.

Las coladas de metal se efectúan cada cuatro horas, y se efectúan alternadamente por las dos bocas.

El metal colado, se recibe en moldes de hierro colado, revestidos con refractario y se cubre con una solución de grafito y melaza, además de proteger las esquinas con finos ferromanganeso, para alar--

gar la vida del refractario.

Los canales de metal y de escoria que conduce el metal, de la boca a los moldes, y el de escoria de la boca al patio de escoria, están revestidos con tabique, pasta de carbón y blocks de carbón maquinados.

La escoria es enfriada en el patio donde es desalojada por medio de un cargador frontal.

El metal una vez solidificado en los moldes, es sacado con una grúa de 10 toneladas, y colocado en un patio donde es enfriado con agua en forma de Spray.

Al enfriarse el metal se rompe debido al choque térmico con el agua, de aquí es levantado con un trascabo y es colocado en una tolva pasando por quebradoras y cribas, donde es clasificado en los siguientes tamaños.

De 100 a 200 mm.	40%
De 50 a 100 mm.	25%
De 6 a 50 mm.	25%
De 2 a 6 mm.	7%
De menos de 2 mm.	3%

El cálculo del volumen de metal y escoria se puede efectuar conociendo la potencia del horno (KW), y la energía para obtener una tonelada de metal (KW-H/Ton. metal), de la siguiente forma:

PRODUCCION POR COLADA:

$$\frac{280,000 \text{ KW-H}}{6 \text{ coladas}} = 46,666 \text{ KW-H/colada.}$$

Si tomamos el valor estándar de energía consumida de 2,800 KW-H/
Ton. tendremos:

$$\frac{46,664 \text{ KW-H/colada}}{2,800 \text{ KW-H/Ton.}} = 16.6 \text{ Tons/colada.}$$

PRODUCCION POR DIA:

$$\frac{280,000 \text{ KW-H}}{2800 \text{ KW-H-Ton}} = 100 \text{ Tons/día.}$$

La relación de volumen de escoria es de 1.1 veces el volumen de
metal.

VOLUMEN ESCORIA POR COLADA:

$$16.6 \text{ Tons.} \times 1.1 = 18.3 \text{ Tons/colada.}$$

VOLUMEN ESCORIA POR DIA:

$$100 \text{ Tons.} \times 1.1 = 110 \text{ Tons/día.}$$

7.- SISTEMA DE REFRIGERACION

Todas las partes del equipo instalado en el horno, están expuestas al calor de radiación de los gases calientes, que son generados por la reducción del mineral; para aumentar la vida de este equipo, se le hace pasar agua de recirculación a las partes más castigadas por el calor.

El sistema cuenta con tanques de almacenamiento de agua fría y caliente, cuatro bombas para tener en el sistema una presión de 2.3 atmósferas, en el agua fría, y un servicio continuo en tuberías de

alimentación y distribución con accesorios como son: válvulas, conexiones y mangueras revestidas con asbesto.

La tubería que está expuesta al calor, es de acero inoxidable para resistir la atmósfera reductora del horno.

El agua de recirculación una vez que ha enfriado el equipo, tiene una temperatura de 40 grados aproximadamente, y es enviada hasta una torre de enfriamiento donde es enfriada hasta 20°C.

La torre de enfriamiento es de tiro inducido, cuenta con un ventilador en la parte superior, sobre la cubierta de la estructura, y el aire es aspirado hacia arriba y descargado a alta velocidad.

El agua caliente se bombea al distribuidor principal situado en la parte superior de la torre, que la reparte a las diversas boquillas o toveras, es rociada y mezclada con el aire ascendente antes de que caiga al tanque situado abajo; la caída es interrumpida por las rejillas a medida que circula a contracorriente el aire; el agua más fría, está en contacto con el aire más seco, y la más caliente, con el aire húmedo, obteniéndose así agua de 20°C de temperatura.

Las partes del horno que requieren enfriamiento son:

Tubos de cobre, para conducción eléctrica, portaelectrodos o zapatas de contacto, cilindro de presión de los portaelectrodos, ductos de descarga, chaquetas de protección del electrodo y la campana.

8.- SISTEMA DE CONTROL

Los instrumentos necesarios para el control del proceso, son parte muy importante en las operaciones del equipo, tan es así, que ya no se le considera como equipo auxiliar, sino como un equipo indispen

sable.

Las variables que se controlan en este proceso son:

Temperatura, presión, magnitudes eléctricas, tales como voltaje, amperaje, energía consumida, KW-H, posición de los electrodos, etc.

Algunos relacionados con el gasto como nivel de líquido y peso - de materiales y las características físicas y químicas como humedad - de los materiales, granulometría, cenizas o bien clase y cantidad de algunos elementos en la materia prima o en el producto.

a) CONTROL DE LA TEMPERATURA

La temperatura es un factor importante en este proceso, pues es el estado de la materia el que determina el flujo de calor entre los cuerpos.

La temperatura no puede medirse directamente sino que se deduce de alguna propiedad del material o la de otro material en equilibrio con él, o bien, de la dilatación de los cuerpos.

En general, hay dos clases de dispositivos que se emplean para medir temperatura:

1) Los que dependen de cambios físicos de un sólido, líquido o gas, como los termómetros bimetalicos, que dependen de la dilatación de sólidos.

2) Los que dependen de fenómenos eléctricos como pirómetros de radiación y ópticos, termómetros de resistencia, etc.

En nuestro caso, utilizamos termómetros metálicos llamados también termopares, que están insertados en lugares de elevada temperatura, tales como el piso, y las paredes del horno en diferentes puntos

para controlar el calentamiento y la vida del refractario.

También se utilizan en partes del equipo, donde la elevación de la temperatura representa peligro para la vida del equipo, como en el transformador, refrigeración de los portaelectrodos, ventiladores de aire caliente en la chaqueta para precalentamiento en la pasta electrodica.

b) CONTROL DE PRESION

Por lo general, la presión se mide directamente, la fuerza conocida puede ser la de una columna líquida, un resorte, un émbolo y -- cualquier otro elemento que pueda sufrir una transformación cuantitativa cuando se le aplique la presión.

Los aparatos de medición, y control de presión, se utilizan principalmente en el sistema hidráulico y en el sistema de enfriamiento, utilizándose manómetros con sistemas de alarma e interrupción para - condiciones de emergencia.

c) CONTROL DE NIVEL

El control de nivel en el equipo, es necesario para conocer la cantidad del líquido contenido, y se utiliza la regla graduada, el indicador de tubo de vidrio o los flotadores.

Estos instrumentos de medición, se utilizan para conocer el nivel de aceite, en el transformador, sistema hidráulico, tanques de -- agua y de aceite hidráulico, bombas, etc.

A los flotadores de bombas, se les conecta un sistema de arran-- que automático para niveles, límites de bajo y alto para conectar o -

interrumpir la energía y el arranque de las bombas que les sirve de -
protección.

C A P I T U L O V
DISEÑO DEL HORNO

En este capítulo se hará el diseño de un horno eléctrico de arco sumergido para la producción de ferromanganeso alto carbón; se considerarán las condiciones eléctricas y metalúrgicas, tomando como base las experiencias que de este tipo de hornos se tiene a través de los años que han sido operados.

Se desea obtener 100 toneladas por día de ferromanganeso de grado alto carbón.

Conocemos que el consumo de energía eléctrica por tonelada de producto es de 2,800 $\frac{\text{KW-H}}{\text{TON}}$ para producir ferromanganeso.

La potencia necesaria para producir 100 toneladas diarias, será:

$$P = 2,800 \frac{\text{KW-H}}{\text{TON}} \times 100 \text{ TON} = 280,000 \text{ KW-H}$$

La potencia por hora será:

$$\frac{280,000 \text{ KW-H}}{24 \text{ H}} = 11,666 \text{ KW.}$$

El factor de potencia con el que operará, es de 0.85. De aquí que tendremos una capacidad del transformador de:

$$\text{KVA} = \frac{\text{KW}}{\text{Cos } \phi} = \frac{11,666 \text{ KW}}{0.85} = 13,725 \text{ KVA}$$

Si el voltaje de alimentación es de 13.2 KV, la intensidad de corriente en el lado primario I_p será de:

$$I_p = \frac{\text{KVA}}{\text{KV} \cdot 3} = \frac{13,725 \text{ KVA}}{13.2 \text{ KV} \times 1.73} = \frac{13,725 \text{ KVA}}{22.84 \text{ KV}}$$

$$I_p = 600 \text{ AMP.}$$

El voltaje es el lado ~~secundario~~ secundario (después del transformador), se calcula empleando la ecuación dada por Paschkis en la que relaciona - el voltaje, la potencia y el factor de potencia del horno.

$$V_s = \frac{\alpha W^{1/4}}{FP}$$

En la que:

V_s = voltaje en el secundario.

α = constante para electrodos de autococción y para la producción de Fe MN y es de 0.51

W = potencia real en watts.

FP = factor de potencia.

$$V_s = \frac{0.51 \times (11.6 \times 10^3)^{1/4}}{0.85} = \frac{0.51 \times 0.25 \times \log 11.6 \times 10^3}{0.85}$$

$$V_s = \frac{0.51 \times 0.25 \times 1.05 \times 10^3}{0.85}$$

$$V_s = 157.5 \text{ Volts.}$$

Con este voltaje podemos calcular la intensidad de corriente en el secundario.

$$I_s = \frac{\text{KVA}}{V_s \sqrt{3}} = \frac{13,725 \text{ KVA}}{0.1575 \text{ KV} \times 1.73} = \frac{13,725 \text{ KVA}}{0.272 \text{ KV}}$$

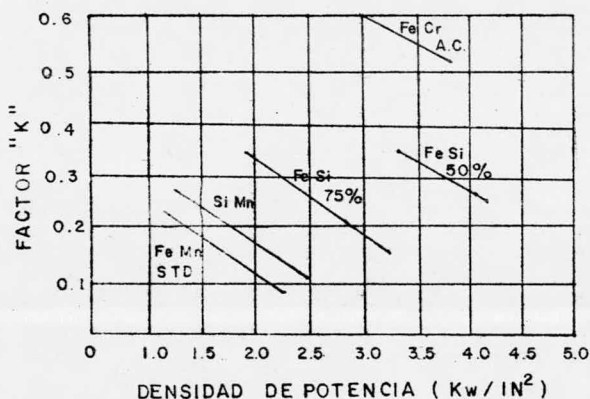
$$I_s = 50,460 \text{ AMP.}$$

Cálculo del diámetro del electrodo.

Para este cálculo nos valemos de datos y gráficas proporcionados

por M.W. Kelly.

La gráfica de los factores "K" de resistencia periférica se muestran en la siguiente figura:



La densidad de potencia son los KW que pasan por pulgada cuadrada de electrodo.

En la gráfica anterior tenemos que la resistencia periférica K, es:

$$K = \frac{V \times \pi \times D}{I}$$

Los valores de "K" son datos de operaciones de hornos con funcionamiento satisfactorio, es decir, que son datos de operaciones recogidos entre un gran número de hornos.

Para nuestro caso tomaremos el valor de 0.10 que nos da un valor

de 2.0 KW/IN²

La potencia por fase será de:

$$\frac{11,666 \text{ KW}}{3} = 3,888 \text{ KW}$$

Por lo tanto, el área del electrodo será:

$$\frac{3,888 \text{ KW}}{2.0 \text{ KW/IN}^2} = 1,944 \text{ in}^2$$

El diámetro del electrodo:

$$A = \pi R^2$$

$$R^2 = A/\pi = \frac{1944 \text{ in}^2}{3.1416} = \sqrt{618.8 \text{ in}^2}$$

$$R = 24.88 \text{ in} = 63 \text{ cm.}$$

$$D = 63 \times 2 = 126 \text{ cm} = 1260 \text{ mm.}$$

Para obtener un electrodo de funcionamiento electrometalúrgico - satisfactorio, es necesario que los valores de la densidad de corriente no exceda del valor dado por la ecuación empírica dada por Kelly.

$$C = \frac{250}{\sqrt{D}}$$

Donde:

C = densidad de corriente en AMP/IN²

D = diámetro del electrodo.

Para nuestro caso tendremos una densidad de corriente

$$C = \frac{250}{\sqrt{49.76}} = \frac{250}{7.05}$$

$$C = 35.5 \text{ AMP/in}^2$$

Por el electrodo circula una corriente de:

$$35.5 \text{ AMP/in}^2 \times 1944 \text{ in}^2 = 69,012 \text{ AMP.}$$

La distancia entre los electrodos debe ser 1.5 veces el diámetro del electrodo o sea que la distancia entre electrodos, será:

$$1260 \text{ mm} \times 1.5 = 1890 \text{ mm}$$

Diámetro de la zona óptima de reacción.- La distancia entre los electrodos es la variable fundamental para calcular la zona óptima de reacción, ya que si los electrodos están muy alejados uno del otro y las zonas de reacción apenas se tocan, inevitablemente habrá zonas de baja actividad por falta de temperatura adecuada reduciéndose esta zona. la figura 5 representa este caso.

También si los electrodos están demasiado cerca, las zonas de reacción se sobrelapan, teniéndose una excesiva actividad y zona de sobrecalentamiento muy perjudiciales. Este caso se representa en la figura 6.

La zona óptima de reacción, es aquella en que las zonas de reacción de los electrodos se sobreponen ligeramente, tocándose en el centro.

La figura 7 nos representa este caso.

Para calcular el diámetro de la zona óptima de reacción para nuestro caso, usaremos la relación:

DR = 1.16 de la distancia entre electrodos.

$$\text{DR} = 1.16 \times 1890 \text{ mm}$$

$$\text{DR} = 2192 \text{ mm}$$

En donde DR es el diámetro de la zona óptima de reacción.

El diámetro teórico del horno, es:

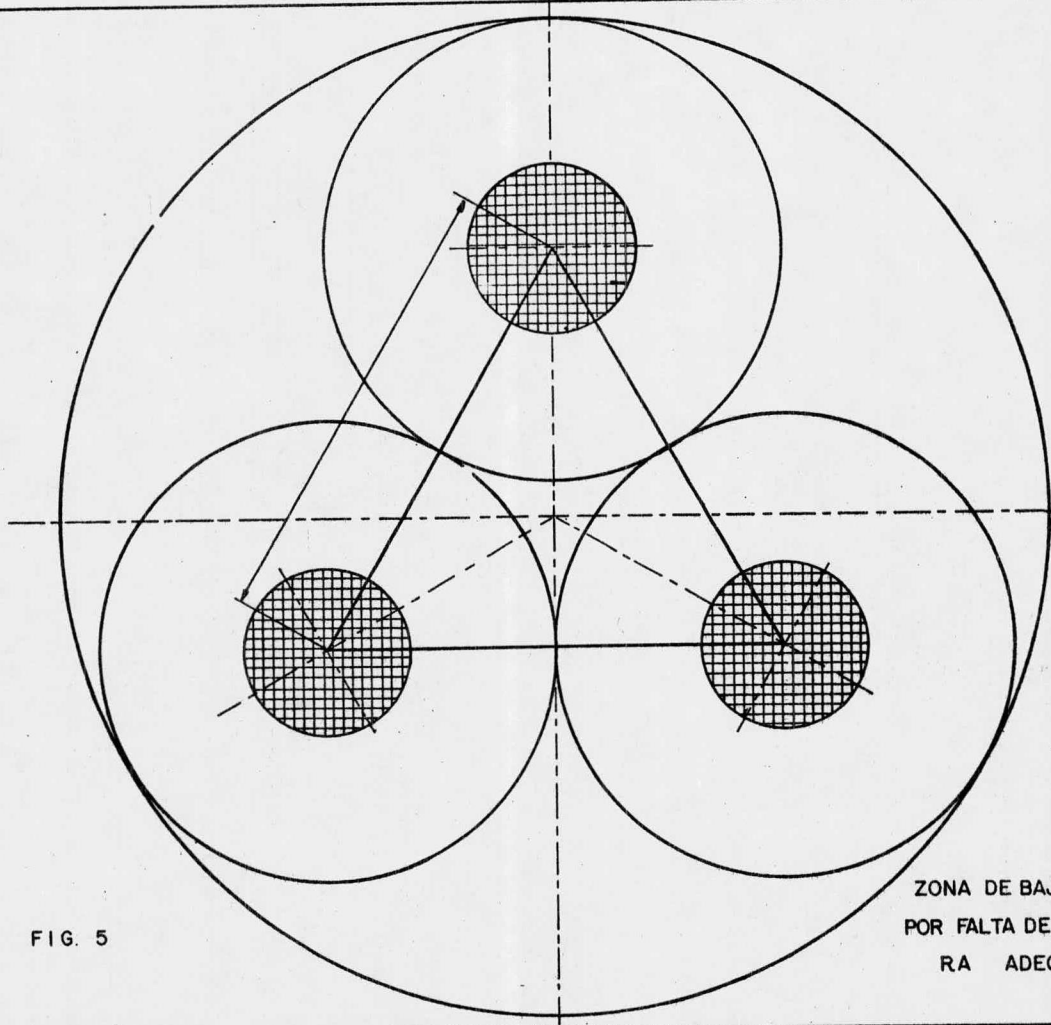


FIG. 5

ZONA DE BAJA ACTIVIDAD
POR FALTA DE TEMPERATU
RA ADECUADA

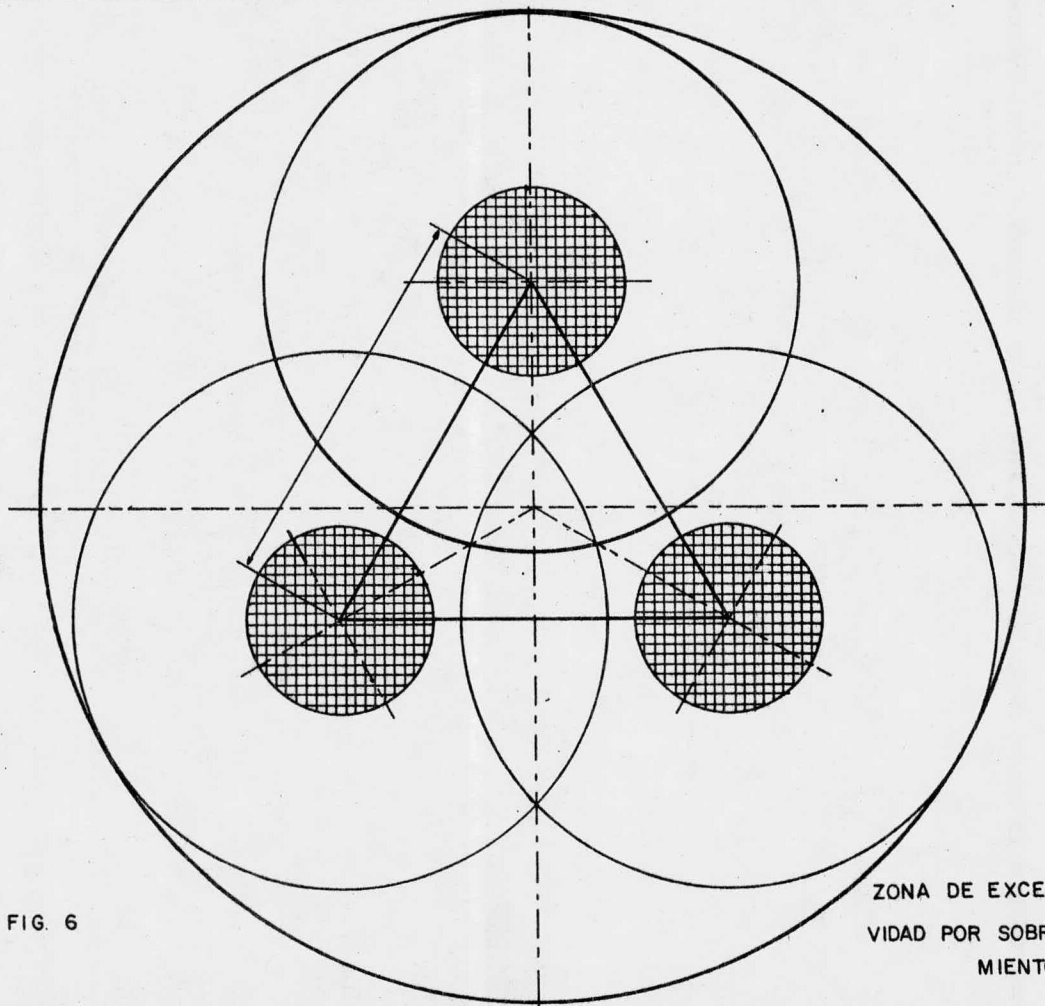


FIG. 6

ZONA DE EXCESIVA ACTI-
VIDAD POR SOBREALEN-
TAMIENTO

DTH = 2.3 veces la distancia entre electrodos.

DTH = 2.3 x 1890

DTH = 4347 mm.

Como es conveniente que entre la zona de reacción y el revestimiento del horno haya una capa de carga, se aconseja tomar 1.15 veces el valor del diámetro teórico del horno como diámetro real del horno.

DRH = DTH x 1.15

DRH = 4347 mm x 1.15

DRH = 5000 mm.

En la figura 7 se muestra el espacio entre los electrodos, el diámetro de la zona óptima de reacción, y los diámetros real y teórico del horno.

Profundidad del crisol.

La profundidad del crisol varía en los hornos, según la ferroaleación que se produzca.

Para ferromanganeso se aconseja tomar el 70% del diámetro real del horno.

$P_c = (5000 \text{ mm}) (0.70)$

$P_c = 3500 \text{ mm.}$

Donde: P_c = Profundidad del crisol.

Líneas del secundario.

Como ya hemos dicho en el capítulo anterior, Durren y Volker recomiendan que no se usen soleras de cobre de más de 10 mm de espesor,

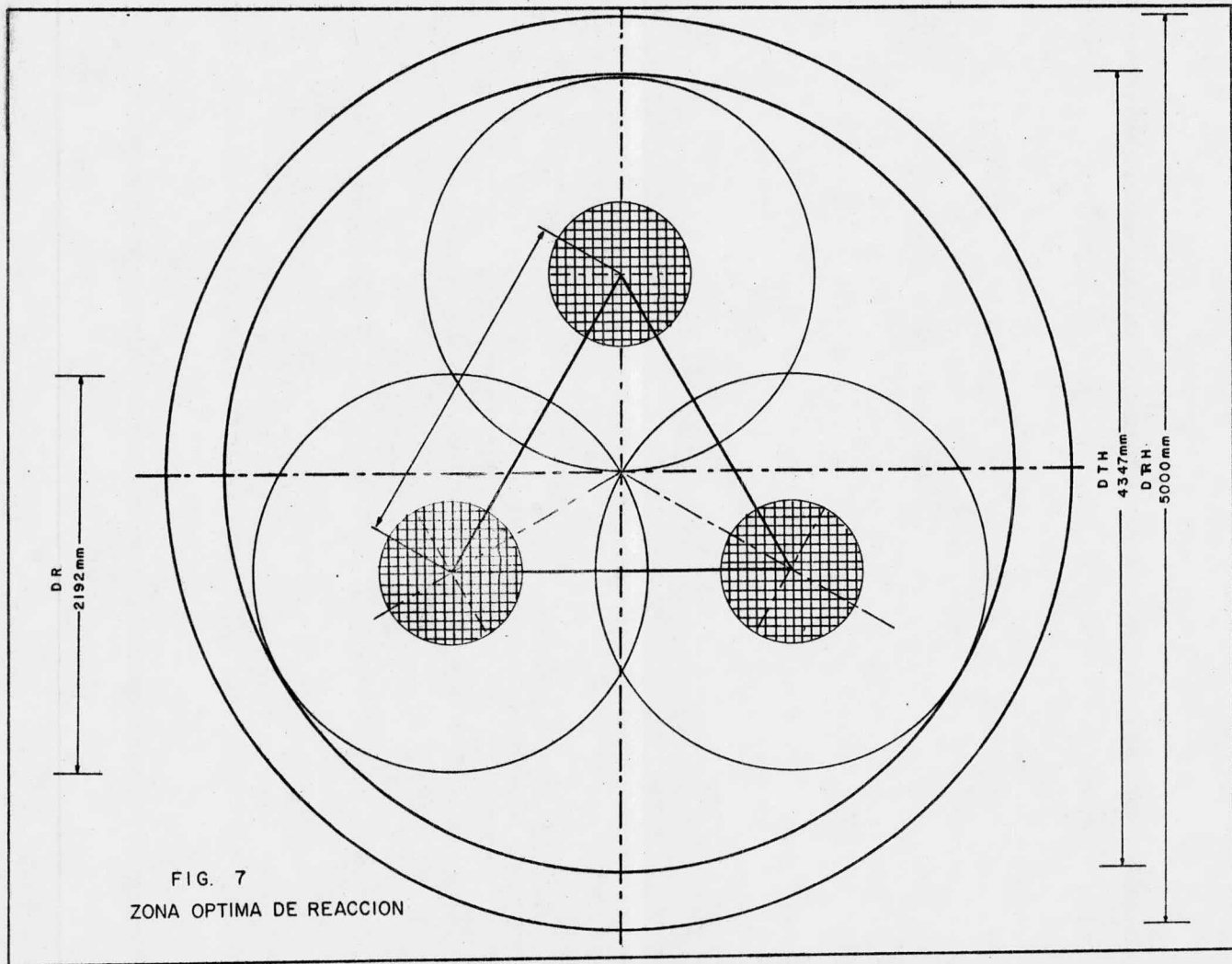


FIG. 7
ZONA OPTIMA DE REACCION

debido a que la distribución de la corriente en soleras delgadas es mejor que en soleras de más de 10 mm de espesor.

Se sabe que para una densidad de corriente de 2.25 Amp/mm^2 da resultados satisfactorios, por lo que el área total, tomando en cuenta la corriente en el secundario de 50,460 Amp ya calculado en este mismo capítulo.

$$A = \frac{50,460 \text{ Amp.}}{2.25 \text{ A/mm}^2} = 22,427 \text{ mm}^2$$

Seleccionando soleras de $3/8"$ por $10"$ de cobre ($9.52 \text{ mm} \times 254 \text{ mm}$) tenemos que el área será:

$$9.52 \times 254 = 2420 \text{ mm}^2$$

El número de soleras será:

$$\frac{22427 \text{ mm}^2}{2420 \text{ mm}^2} = 9.57 \text{ soleras.}$$

Se toman en la práctica 10 soleras.

Cables flexibles.

Para el número de cables flexibles se toma una densidad de corriente de 2.1 Amp/mm^2 ; se toma esta densidad, porque aunque el cable tiene mejor ventilación, está expuesto a las radiaciones directas del calor del horno, de acuerdo con esta densidad de corriente se calcula el área total para los 50,460 amp. y se tiene:

$$\frac{50,460 \text{ Amp}}{2.1 \text{ Amp/mm}^2} = 24,029 \text{ mm}^2$$

Se consideran cables flexibles de 1/10" por 4" o sea 1.53 mm por 101.6 mm.

$$\text{AREA DE CABLES FLEXIBLES} = 1.59 \text{ mm} \times 101.6 \text{ mm} = 163 \text{ mm}^2$$

El número de cables, será de:

$$\frac{24,029 \text{ mm}^2}{163 \text{ mm}^2} = 147 \times 2 = 294 \text{ cables.}$$

Tubos de cobre.

De las barras flexibles a los portaelectrodos, se transporta la corriente por medio de tubería de cobre enfriada interiormente por -- agua para refrigeración, ya que estos tubos están expuestos directamente a temperaturas de 600°C.

En la práctica se ha observado que estos tubos tienen temperaturas de 40 a 70°C con una densidad de corriente de 6 Amp/mm² ya enfriados por agua.

Estos tubos tienen las siguientes dimensiones: diámetro exterior 2.5", diámetro interior 1 3/4" o 63.5 mm y 44 mm.

El espesor del tubo 3/8" o 9.55 mm.

Perímetro medio 3.1416 x 53.95 = 169.5 mm.

Area de cada tubo es de:

$$169.5 \times 9.55 = 1619 \text{ mm}^2$$

El área total por electrodo usando una densidad de corriente de

$$6 \frac{\text{Amp}}{\text{mm}^2}$$

$$\frac{50,460 \text{ Amp}}{6 \text{ Amp/mm}^2} = 8410 \text{ mm}^2$$

El número de tubos, será:

$$\frac{8410 \text{ mm}^2}{1619 \text{ mm}^2} = 5.19$$

Tomándose 6 tubos por electrodo.

Cálculo del portaelectrodo.

Como ya calculamos el diámetro del electrodo es de 1260 mm. o sea que el radio es de 630 mm (24.88").

El área será:

$$A = \pi R^2$$

$$A = 3.1416 \times (630)^2 = 3.1416 \times 396,900 \text{ mm}^2$$

$$A = 1.246,901 \text{ mm}^2 = (1933 \text{ in}^2)$$

Como el área del portaelectrodo debe ser el doble del área del electrodo, tenemos:

$$A = 1.246,901 \text{ mm}^2 \times 2 = 2.493,802 \text{ mm}^2 = 3865.4 \text{ in}^2$$

C O N C L U S I O N E S

Desde el punto de vista de la metalurgia, la producción del ferromanganeso es un proceso de cierta complejidad, ya que es necesario diseñar el equipo, seleccionar y manejar la materia prima en forma adecuada, así como cuidar el funcionamiento de cada equipo que constituye el horno eléctrico.

Como conclusión de mi trabajo, daré algunas reglas que son indispensables para tener un máximo de eficiencia metalúrgica en el proceso.

- 1.- El tamaño y la porosidad de la carga deben ser los apropiados.
- 2.- Evitar al máximo las flamas en la zona de alimentación, ya que son pérdidas de energía.
- 3.- Tener una longitud y profundidad adecuadas de los electrodos.
- 4.- Mantener amperajes y voltajes en forma proporcional en los tres electrodos; esto se puede lograr cumpliendo el punto tres.
- 5.- Tener la relación en peso adecuada de metal y escoria fundidos dentro del horno.
- 6.- El balance de materiales debe ser correcto para cuidar tanto la operación del horno como la calidad del producto.

Con respecto al equipo de este horno, se tienen las siguientes ventajas:

- 1.- El tiempo perdido de operación es mínimo, ya que la operación es continua.
- 2.- Hay facilidad en el control de las principales variables que --- afectan al horno por ser el equipo automático.
- 3.- Los electrodos Soderberg son económicos y eficientes.
- 4.- El sistema de dosificación es oportuno, lo que evita pérdidas de calor.
- 5.- El sistema hidráulico es muy eficiente y seguro, dado lo delicado de su función.
- 6.- El sistema de vaciado de dos bocas de metal y dos de escoria usa dos alternadamente minimiza el mantenimiento y proporciona mayor vida al equipo dadas las condiciones tan severas a las que está expuesto.

B I B L I O G R A F I A

DESIGN AND CONSTRUCTION OF THE SUMERGED ARC FURNACE

W.M. KELLY

INDUSTRIAL ELECTRIC FURNACES AND APPLIANCES

V. PASCHIS AND J. PERSSON

PRODUCTION OF HIGH CARBON FERROMANGANESE WITH DISCARD SLAG PRACTICE

C.N. HARMAN

NOTES ON SODERBERG ELECTRODES AND CASINGS

ARCO ALLOYS AND CARBIDE

MINERALOGIA

KRAWS - HUNT - RAMSDELL

INGENIERIA METALURGICA (PRIMER TOMO)

R. SCHUHMAN

FERROALEACIONES. SU DISPONIBILIDAD EN MEXICO

CONVENCION DEL INSTITUTO MEXICANO DEL HIERRO Y DEL ACERO

ING. F. VALENCIA

ELECTROQUIMICA. APLICACIONES

L. RUBIO

FERROALLOYS

METALURG ALLOY CORPORATION

INTRODUCCION A LA METALURGIA FISICA

S. AVNER