

2851-



INSTITUTO POLITECNICO NACIONAL

Escuela Superior de Ingeniería Química e Industrias
Extractivas

**“ARRANQUE DE UNA PLANTA DE
FERROALEACIONES.”**

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
INGENIERO METALURGICO
P R E S E N T A

RAFAEL ZAVALA HERNANDEZ

MEXICO, D. F.

1983



INSTITUTO POLITECNICO NACIONAL
ESCUELA SUPERIOR DE INGENIERIA QUIMICA E INDUSTRIAS EXTRACTIVAS

DIVISION DE SISTEMAS DE TITULACION

T-151

México, D. F. 15 de sep. de 1983

C. RAFAEL ZAVALA HERNANDEZ
 Pasante de Ingeniero METALURGICO 1974-1979
 Presente

2 de enero 1408 Int. 1
 Col. Tamaulipas
 Tampico, Tamps.

El tema de trabajo y/o tesis para su examen profesional en la opción **SEMINARIO DE TESIS**

es propuesto por el C. M.C. DAVID CASTRO SEDANO, quien será el responsable de la calidad de trabajo que usted presente, relativo al tema " **ARRANQUE DE UNA PLANTA DE FERROALEACIONES.** " el cual deberá usted desarrollar de acuerdo con el siguiente orden

- RESUMEN
- INTRODUCCION
- I.- GENERALIDADES
- II.- FUNDAMENTOS TEORICOS DEL PROCESO DE PRODUCCION DE FERROALEACIONES.
- III.- TECNOLOGIA DE LOS PROCESOS PARA LA PRODUCCION DE FERROALEACIONES
- IV.- DISTRIBUCION Y DESCRIPCION DE LA PLANTA, COMSU EQUIPO
- V.- BALANCE METALURGICO DE MATERIALES
- VI.- SOLUCION Y ORIGEN DE LOS PROBLEMAS QUE SE PRESENTAN DURANTE EL ARRANQUE DE LA PLANTA
- VII.- CONCLUSIONES
- BIBLIOGRAFIA

ING. IRMA FIGUEROA ENRIQUEZ
 El Jefe del Departamento de Opción



M.C. DAVID CASTRO SEDANO
 El Profesor Orientador

DRA. BEATRIZ TRUJILLO LUEVANO
 El Jefe de la División de Sistemas de Titulación

ESCUELA SUPERIOR DE INGENIERIA QUIMICA E INDUSTRIAS EXTRACTIVAS
 DIRECCION
 ING. HILARIO LAPEZ GARACHANA
 El Director de la Escuela

cmh.

Con eterna gratitud, cariño y admiración
a mi madre:

"PROFA. ANTOLINA HERNANDEZ JUAREZ"

Por su esfuerzo titánico y desinteresado
para lograr la conclusión de mis estudios.

Con cariño a mi hijo: GAD GAMED ZAVALA CRUZ

A mi esposa: CHELA

A mi padre y hermanos: RAFAEL, CELIA, MARTHA, CIRINA,
CONCE y TOLY.

Mi afecto y agradecimiento a mis profesores:

M.en C. DAVID CASTRO SEDANO

e

ING. IRMA FIGUEROA ENRIQUEZ

Por su dirección en este trabajo.

A MI ESCUELA

ARRANQUE DE UNA PLANTA DE FERROALEACIONES

I N D I C E

RESUMEN.

INTRODUCCION.

I.- GENERALIDADES.

II.- FUNDAMENTOS TEORICOS DEL PROCESO PARA LA PRODUCCION DE FERROALEACIONES.

III.- TECNOLOGIA DE LOS PROCESOS PARA LA PRODUCCION DE FERROALEACIONES.

IV.- DISTRIBUCION Y DESCRIPCION DE LA PLANTA CON SU EQUIPO.

V.- BALANCE METALURGICO DE MATERIALES.

VI.- SOLUCION Y ORIGEN DE LOS PROBLEMAS QUE SE PRESENTARON DURANTE EL ARRANQUE DE LA PLANTA.

CONCLUSIONES.

BIBLIOGRAFIA.

R E S U M E N

El presente trabajo trata en forma detallada los problemas que se presentaron durante el período de arranque de una planta productora de ferroaleaciones y las soluciones que se les dieron hasta tener una operación normal de la misma.

También se mencionan como fundamentos básicos de lo anterior, las consideraciones teóricas y la tecnología de los procesos para la producción de ferroaleaciones, la distribución y descripción de la planta con su equipo y un balance metalúrgico de materiales.

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

Una de las formas que existen para la creación de fuentes de trabajo y que México está usando, es la de instalar plantas industriales que abarquen, hasta donde sea posible, el mayor número de ramas de la tecnología moderna. Pero como una de las características más importantes y delicadas de la instalación de plantas industriales, es el arranque de las mismas, es necesario dar a conocer este tipo de casos. Por lo que se pone como ejemplo la instalación y arranque de una planta productora de ferroaleaciones, con dos hornos eléctricos de arco sumergido, semicerrados con captación de humos y movimiento giratorio constante, con transformador de 15 MVA cada uno, para la producción de ferrosilicio, silicomanganeso, ferromanganeso y eventualmente silicio metálico, para surtir el mercado nacional e internacional.

Esta planta está localizada en Tamós, municipio de Pánuco, -- Ver., la inversión estimada es de aproximadamente 1000 millones de pesos, que se amortizarán en 5.0 años. La decisión de instalar la planta en ese lugar se debió a dos aspectos particularmente importantes a saber:

- a). Menores costos por fletes de materias primas.
- b). Estar localizada en uno de los polos prioritarios de desarrollo industrial, que el gobierno federal estableció para beneficiar con el 30% la tarifa de energía eléctrica.

Esta planta comprende instalaciones necesarias para la recepción de materias primas por ferrocarril y camión, con área suficiente para almacenar los requerimientos de un mes de producción.

Se cuenta también con área para la clasificación y almacenamiento de producto terminado por tamaños y facilidades para embarque de producto terminado por ferrocarril y camión. Además de lo anterior la planta tiene como servicios necesarios, los sistemas de agua para enfriamiento, aire comprimido y colección de polvos.

Los hornos de 15 MVA, están instalados en un edificio donde se aloja además el equipo auxiliar necesario para su operación y control, tales como equipo móvil para alimentar a los hornos, equipo e instrumentos para control y medición, ollas para vaciado del metal y una grúa viajera para estos movimientos. La capacidad anual en cada horno es de:

Para:

FeSi 75%	-----	10,500 T.M.
FeSi 45%	-----	15,000 T.M.
SiMn	-----	18,500 T.M.
FeMn	-----	20,000 T.M.

El plan es que conforme se incremente la demanda nacional de Ferrosilicio, se irá disminuyendo la producción de ferromanganeso y silicomanganeso. El período de arranque de esta planta, se inició el 28 de julio de 1981 a las 8:47 horas, con el energizado del primer horno, y del segundo el 4 de septiembre del mismo año, a las 14:10 horas.

C A P I T U L O I.

GENERALIDADES:

La tecnología siderúrgica ha experimentado extraordinarios cambios durante los últimos veinticinco años en equipos y métodos de producción así como en las calidades de acero que el mercado exige.

Las ferroaleaciones y su adecuado empleo son esenciales tanto en las nuevas tecnologías de producción como en el logro de las exigentes especificaciones de los diferentes aceros.

El arte del uso de las ferroaleaciones tiene por lo menos cien años de antigüedad. La ciencia de su utilización comenzó poco antes de la segunda guerra mundial.

La industria siderúrgica es la principal consumidora de ferroaleaciones y junto con la industria de la fundición (de hierro y acero), representan más del 95% del consumo total de ferroaleaciones en el mundo.

La utilización de las ferroaleaciones en la siderurgia debe superar las exigencias provenientes de dos tendencias principales de ésta; por una parte la creciente productividad de nuevos equipos y tecnologías, imponiendo la obligación de actuar con rapidez eficiente sobre cantidades de acero cada vez mayores, y por otro lado se constata la tendencia, menos masiva y

acentuadamente selectiva, hacia una diversificada demanda de nuevas calidades de aceros, con especificaciones cuyo logro depende en gran medida, del éxito de la intervención de las ferroaleaciones.

DEFINICION DE FERROALEACIONES:

Las ferroaleaciones son aleaciones de hierro con alto porcentaje de uno o más elementos necesarios para la aleación de los aceros que por lo general se agregan al final del proceso de aceración, con el propósito de obtener las propiedades deseadas en el metal final, lo que se logra al fundir y disolver fácilmente las ferroaleaciones en el baño.

Sus funciones principales son:

- a). Mejorar propiedades físicas y mecánicas.
- b). Actuar como desoxidante y ayudar a la desulfuración.
- c). Dar resistencia a la corrosión
- d). Regular el tamaño de los granos.
- e). Proporcionar el mínimo contenido posible de inclusiones no metálicas.
- f). Aumentar la respuesta a los tratamientos térmicos.

Al principio las ferroaleaciones consistían principalmente de hierro y en menor proporción otro metal que se deseaba incorporar al acero con los propósitos antes mencionados.

La mayoría de estas aleaciones eran producidas en el alto horn

no, el principal ejemplo es el spiegeleisen (o spiegel) que contiene entre 10 y 28% de Mn, en tanto que contiene más de 60% y hasta casi 80% de hierro. En la práctica se emplea actualmente muy poco Spiegel y la tendencia es abandonarlo. También se utiliza cada vez menos el Alto Horno para producir ferroaleaciones.

Posteriormente, el método de producción evolucionó hacia el empleo de hornos eléctricos de reducción (electrotermia), que es el sistema predominante hoy en día y en menor medida los procesos metalotérmicos, o sea aluminotermia, silicotermia o aluminosilicotermia. Asimismo las ferroaleaciones pasaron a tener relativamente poco hierro (del orden de 20-25% Fe y a menudo menos de 10% Fe) aumentando el tenor del otro metal principal a 50,75y85%.

PRODUCCION:

El horno eléctrico de reducción, luego de los primeros ensayos de Moissan, en 1890, ganó importancia en la producción de varios metales y aleaciones, mostrándose como una unidad de fusión muy versátil para la producción de ferroaleaciones. Especialmente en el caso de aquellas con alto punto de fusión, como el ferrocromo y las que tienen elevado contenido de silicio, el horno eléctrico no tiene prácticamente competidor. Desde sus comienzos ha aumentado progresivamente de tamaño, duplicando prácticamente cada siete años la capacidad de transformador. Así en 1958 el tamaño máximo de hornos en el mundo

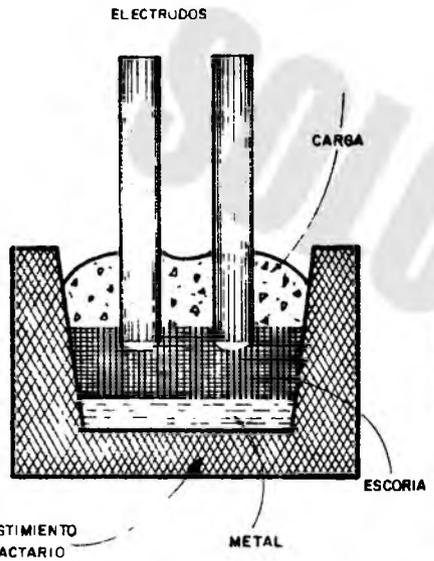
tenían transformadores de 10 a 15 MVA; en 1968 de 30 a 40 MVA y en 1973 de 40 a 75 MVA. Se estima que el crecimiento futuro del tamaño de los hornos no será tan rápido como en el pasado; sin embargo el tamaño promedio seguramente aumentará considerablemente. Los hornos pueden ser de cuba fija o giratoria, abiertos, semicerrados o cerrados. La mayoría son trifásicos y se ha generalizado el empleo de electrodos del tipo Soederberg, - cuyo diámetro a su vez ha ido en aumento, llegando a los 2 m. - como máximo.

Los electrodos Soederberg datan desde 1929, y consisten en un cilindro de chapa delgada, al que se van soldando nuevas secciones a medida que se consumen. El principio básico en contraposición a uno precocido, es que la formación y cocción se producen en el mismo horno; el cilindro va siendo llenado por su boca superior con la pasta especial (pasta electródica) la que se carga como briquetas, bloques, cilindros, o como pasta fluída; la última forma se usa raramente. La pasta electródica se compone esencialmente de antracita y alquitrán de carbón.

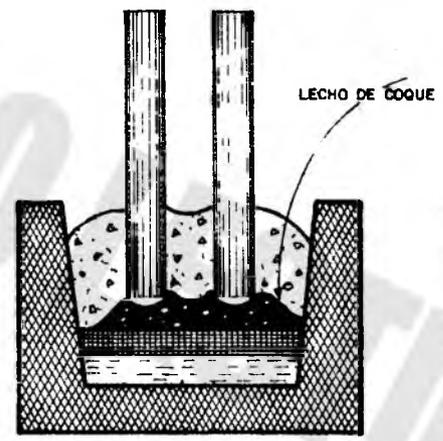
El elemento reductor en los hornos eléctricos es normalmente coque, aunque también se usa carbón vegetal.

Existen tres variantes principales de la producción de ferroleaciones en horno eléctrico, tal como se muestran en la lámina No. 1.

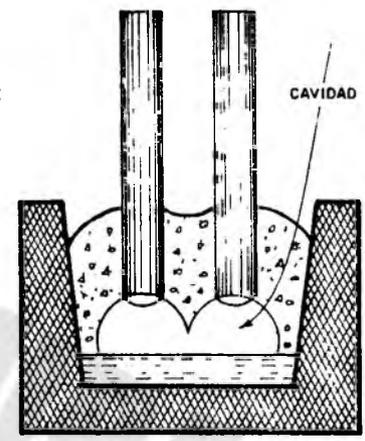
1). Resistencia de escoria. Los electrodos penetran en la es-



RESISTENCIA DE ESCORIA



RESISTENCIA DE LECHO DE COQUE



ARCOS ELECTRICOS

INSTITUTO POLITECNICO NACIONAL		
E S I Q I E		
TESIS PROFESIONAL	MECANISMO DE CALENTAMIENTO ELECTRICO	
RAFAEL ZAVALA HERNANDEZ	1983	LAMINA No 1

coria líquida y el calor se genera por resistencia óhmica en ella. Un ejemplo típico de esta variante es la producción de ferroniquel.

- 2). Resistencia de lecho de coque. Aquí se produce acumulación del coque debajo de los electrodos, actuando el lecho de coque como elemento resistente y generándose el calor en parte debido a la resistencia óhmica del coque y en parte por una multitud de pequeños arcos que se originan entre los fragmentos de coque. La producción de ferromanganeso de alto carbono es un ejemplo típico del proceso con lecho de coque.
- 3). Arcos eléctricos. En esta modalidad, se forma una cavidad bajo los electrodos, generándose calor mediante los arcos eléctricos. La fabricación de ferrosilicio con alto contenido de silicio y la de silicio metálico, es una aplicación típica de esta variante.

Para producciones menos masivas y en especial cuando la materia prima es costosa como para FeV, FeMo, FeNb o FeW, se están usando, preferentemente, los procesos metalotérmicos o "thermite"; pero los materiales deben contener muy pocas impurezas ya que el tiempo de afino es muy corto. La fusión se efectúa en un crisol con revestimiento refractario en el que se alimenta la mezcla de mineral, del metal dado y silicio, aluminio o ambos (silicotermia, aluminotermia, aluminosilicotermia); la ignición se inicia con una mezcla más rica, conti

nuando la fuerte reacción exotérmica de oxidación del Si y Al. Se separa un botón de la ferroaleación y la escoria que flota sobre él.

PRINCIPALES FERROALEACIONES QUE SE PRODUCEN EN LA PLANTA.

Ferromanganeso:

Características principales. Componente fundamental, el manganeso. Se clasifica en tres tipos: alto, medio y bajo carbono. El ferromanganeso de alto carbono (70 a 82% de Mn) es el de mayor consumo. Se adiciona para efectos desoxidantes y desulfurantes. Endurece la ferrita, afina la perlita, aumenta la profundidad del temple y proporciona resistencia a la abrasión y a las altas temperaturas. Los altos contenidos de manganeso permiten obtener aceros austeníticos por temple. En las fundiciones, su objetivo principal es controlar el azufre (desulfuración) y obtener estructura perlítica. El 90% del consumo mundial de manganeso se dedica a la industria siderúrgica y de fundición (arrabio y acero).

Método de Producción.- El ferromanganeso de alto carbono, se produce en horno eléctrico de reducción y los tipos medio y bajo carbono, combinan la reducción en hornos eléctricos con procesos sílico y/o aluminotérmicos.

TIPOS DE FERROMANGANESOS

FeMn	% Mn	% C	% Si	% P	% S
72-74%	72-74	7.5 máx.	1.20 máx.	0.35 máx.	0.05 máx.
74-76%	74-76	7.5 máx.	1.20 máx.	0.35 máx.	0.05 máx.
76-78%	76-78	7.5 máx.	1.20 máx.	0.35 máx.	0.05 máx.
78-80%	78-80	7.5 máx.	1.20 máx.	0.35 máx.	0.05 máx.

Ferrosilicio.

Características principales. Elemento principal, el silicio.

Los tipos más usados son los de 50 y 75% de Si. El silicio es uno de los cinco elementos presentes siempre en la mayoría de los aceros, además del Fe (Mn, Si, C, S y P). Después del oxígeno es el segundo elemento más abundante en la naturaleza, pues se calcula que la corteza terrestre lo contiene en la proporción de 27.77%. Se usa como desoxidante en los aceros. Como aleación se usa para aumentar la resistencia a la tracción, el límite elástico y la resistencia a temperatura ambiente. En los aceros al carbono aumenta la templabilidad y junto con el manganeso se usa también en los aceros para resortes. En las fundiciones se emplea como inoculante, ya que es grafitizante y favorece la formación de ferrita. Método de producción en hornos eléctricos de reducción.

TIPOS DE FERROSILICIOS

Fe Si	% Si	% C	% P	% Fe	% Mn	% Al	% S
45-50%	45-50	0.10máx	0.05 máx.	50.5-52.0	0.6max	1.0max	--
75%	74-76	0.10max	0.035 máx.	res-tante	0.4max	1.5max	0.025 máx.

Silicomanganeso.

Características principales.- Los más comunes son los que contienen 65% de manganeso y 20% de silicio. El silicomanganeso, ferrosilicomanganeso o ferromanganeso-silicio, constituye un insumo para la producción de ferromanganeso de medio y bajo carbono.

Presenta ventajas para los productores y para el usuario; para el primero el hecho de permitir un aprovechamiento más equilibrado y completo de las materias primas y para el segundo, mayor concentración total de los elementos activos, lo que trae consigo menor tiempo de disolución, menores costos de transporte y manejo, menor contenido de carbono y mejor distribución de las inclusiones.

Si Mn	% Mn	% Si	% C	% P	% S	% Fe
60-65%	60-65	16-18.5	2.0máx	0.2máx	0.04max	Restante
65-68%	65-68	16-18.5	2.0máx	0.2máx	0.05más	Restante

La mayor parte de las ferroaleaciones necesitan, para su producción, un gran consumo de energía eléctrica, por lo que los países donde más se ha desarrollado esta industria son los que tienen fuertes disponibilidades de energía hidroeléctrica a precio bajo, como son Canadá y Noruega, entre otros.

No obstante, la influencia del precio de la energía eléctrica

en el costo total de una ferroaleación varía de una manera muy considerable según el tipo a producir, porque en muchas de ellas es más decisivo el precio de la materia prima.

Si el precio de la materia prima es bajo, como es el caso de la producción de ferrosilicios y el consumo de energía elevado (ferrosilicios con altos contenidos de silicio o silicio metálico), el porcentaje que en el costo representa la energía eléctrica es sumamente elevado y solo se desarrolla esta producción en condiciones ventajosas del suministro de agua.

En la fabricación de ferromanganesos, las circunstancias son muy distintas; la materia prima es mucho más costosa, escasa y el consumo específico de energía eléctrica es mucho más bajo. Por lo que el porcentaje que representa ésta en el costo es menor y pueden abordar con ventaja esta producción los países que, aunque no excepcionalmente dotados en fuentes de energía tengan a su disposición buenos yacimientos de mineral de manganeso.

Lo mismo ocurre con la producción de ferrocromos, pero aun más acentuado.

Aun es más importante la influencia del mineral en el caso de ferrotungstenos, ferromolibdenos y ferrovanadios, en cuyas producciones la influencia de la energía eléctrica no tiene tanta importancia en comparación con la que representa las ma

terias primas.

Esto indica que en la mayor parte de los casos en esta industria es posible adaptarse a las condiciones locales que permitan realizar una producción económica.

SOLO LECTURA

C A P I T U L O II.

FUNDAMENTOS TEORICOS DEL PROCESO DE PRODUCCION DE FERROALEACIONES.

Principios generales.

La producción de ferroaleaciones se basa en los principios físicoquímicos de la reducción de minerales, que tienen como fundamento teórico el siguiente principio que dice: "ninguna reacción de reducción será termodinámicamente posible si en las condiciones en que se realice no se produce una variación negativa de la energía libre desarrollada en la reacción", de tal manera que los productos de aquella tengan menor energía libre que los cuerpos que han reaccionado, o sea que el ΔF de la reacción debe ser negativo.

Como el calor de formación de los cuerpos, el valor de la entropía de los mismos y la energía libre de las reacciones varían con la temperatura, es necesario conocer todos estos valores en cada caso, para saber si aquellas son posibles y a partir de que temperatura y velocidad se efectúan las reacciones.

Las gráficas 2-A, 2-B, 2-C, 3-E y 3-F, dan una visión más clara de un grupo de reacciones que intervienen en la producción de ferroaleaciones.

La gráfica No. 2-A, representa la variación de la energía li-

bre de formación de distintos compuestos en función de la temperatura.

El CaO es el más estable, con energía libre de formación fuertemente negativa de -240 calorías mol⁻¹ y el menos estable el MoO₃ con energía libre de -60 cal. mol⁻¹ a 1,500°K. (1,227°C).

En todas las reacciones consideradas en la gráfica 2-A, la energía libre negativa disminuye al aumentar la temperatura, excepto en el caso de formación de CO, según la reacción $2C + O_2 = 2CO$, en que aumenta la energía libre negativa y por tanto, su estabilidad al aumentar la temperatura

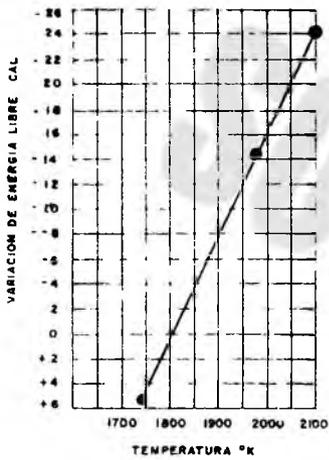
La gráfica No. 2-B representa la variación de la energía libre de los distintos óxidos de un mismo metal en función de la temperatura a partir de 1,500°K. (1,227°C).

De ella se deduce que son más estables y por tanto, más difíciles de reducir:

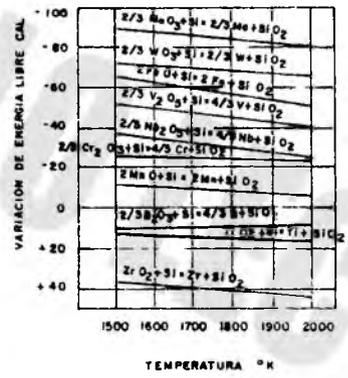
TiO que TiO₂; VO que V₂O₃ y éste que V₂O₅; NbO₂ que Nb₂O₅; WO₂ que WO₃; MoO₂ que MoO₃.

La gráfica No. 2-C, representa las energías libres de las reducciones de los óxidos de distintos metales con el carbono, en función de la temperatura, a partir de 1,500°K. (1,227°C).

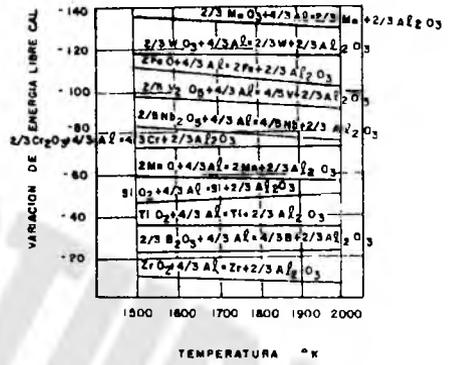
De ella se deduce que la reducción es tanto más fácil cuanto



GRAFICA D



GRAFICA E



GRAFICA F

INSTITUTO POLITECNICO NACIONAL	
E. S. I. Q. I. E.	
TESIS PROFESIONAL	REACCIONES PARA LA PRODUCCION DE FERROALEACIONES
RAFAEL ZAVALA HERNANDEZ	1983 LAMINA No 3

más alta es la temperatura, puesto que va aumentando progresivamente el valor negativo de la energía libre de las reacciones.

También puede deducirse que la reducción es siempre más fácil y en algunos casos extraordinariamente más sencilla, cuando en la aleación se producen carburos del metal, en vez del metal mismo.

La gráfica No. 3-E, representa las energías libres de las reacciones de reducción de los óxidos metálicos con silicio metálico en función de la temperatura.

De ella se deduce que la energía libre negativa no aumenta con la temperatura, y que los óxidos de Ti, Zr y B no son reducibles por el Si, y que los de Mo, W, Nb, Cr y Mn son teóricamente reducibles.

La gráfica No. 3-F, representa las energías libres de reducción de los óxidos metálicos con aluminio, en función de la temperatura.

De ella se deduce que la energía libre negativa no varía con la temperatura y que teóricamente todos los óxidos metálicos considerados pueden ser reducidos por el aluminio y que los valores de la energía libre negativa son más altos que en el caso de la reducción con silicio metálico.

La reducción con metales ha dado origen a la metalotermia en general, de los que son casos especiales de mayor importancia práctica; la silicotermia, la aluminotermia y la silicoaluminotermia.

Los procesos de producción de ferroaleaciones se clasifican según la naturaleza de los minerales a reducir en procesos sin escoria y procesos con escoria.

Procesos sin escoria.

Ferrosilicio.

Materias primas.- Los materiales que se usan para la producción de Ferrosilicio se clasifican como sigue:

- a). Minerales oxidados. Entre las numerosas materias primas que se encuentran en la naturaleza conteniendo sílice, debido al fino tamaño de las arenas y areniscas que las hacen poco apropiadas para su tratamiento, solo se emplean el cuarzo, la cuarcita y la calcedonia.

Para que sean utilizables en la fabricación de ferrosilicio deben contener un mínimo de 95% de SiO_2 y un contenido mínimo en impurezas, de los que los más frecuentes son: Al_2O_3 , MgO , CaO . En especial debe observarse el contenido en fósforo, que no debe sobrepasarse el 0.02% de P_2O_5 .

El contenido en hierro es importante cuando se produce

silicio metálico.

Los materiales deben triturarse con facilidad y sin formación de muchos finos, en tamaños comprendidos entre 50 y 100 mm. Para su empleo en los hornos, deben tamizarse y eliminarse los tamaños pequeños, que disminuyen la porosidad de la carga y aumentan la concentración de impurezas, especialmente de Al_2O_3 .

- b). Reductores. Como reductores para la fabricación de ferrosilicio se utilizan distintas materias primas con altos contenidos de carbono, como el coque metalúrgico, el carbón de madera, el coque de petróleo y el coque de brea y, en algunos casos, hulla, etc.

El mejor reductor es el carbón de madera, pero a causa de su elevado precio, solo se emplea para la fabricación de ferrosilicios con muy alto contenido de silicio y silicio metálico.

- c). Diluyentes. Son los materiales férricos que permiten balancear la relación de solventes (Fe) a soluto (elemento de aleación).

La introducción de hierro en la aleación, se hace normalmente por medio de virutas de acero, que no deben contener elementos que no son deseables en el ferrosilicio, ni deben estar muy oxidadas. Tampoco deben ser virutas lar-

gas rizadas, sino cortas, que no producen dificultades.

No son convenientes las virutas de arrabio que introducen fósforo ni el empleo de mineral de hierro que presenta ganga, -- que debe pasar a la escoria.

Fundamentos físicoquímicos de la reducción de la sílice. La reducción de la sílice a silicio, solo puede realizarse por el carbono, según la reacción básica de la producción de ferrosilicio:



Ya que la reducción con CO da origen a la formación de CO₂:



Se calcula que aun con temperaturas muy altas, el CO₂ formado oxida al silicio y la reacción se desarrolla de derecha a izquierda, por lo que no es prácticamente posible reducir la sílice con monóxido de carbono.

La reacción que representa al proceso de reducción de la sílice con carbono, solo se produce a temperatura más elevada y el comienzo de la misma en la dirección de izquierda a derecha solo se produce a partir de la temperatura en que la energía libre desarrollada en la reacción sea negativa.

Un cálculo de la energía libre de la reacción a distintas tem

peraturas se puede hacer, tomando como base las variaciones, con la temperatura de los calores de formación, de la entropía y de los calores moleculares.

Si se toma como base lo que ocurre a 298°K. (25°C) que son los que directamente vienen en las tablas, se tiene para la reacción de reducción:

$$\Delta H_{298} = 2\Delta H_{298}^{\text{CO}} - \Delta H_{298}^{\text{SiO}_2} = 2(-26,366) - (-206,000) = +153,268 \text{ cal.}$$

La variación de la entropía del sistema es:

$$\Delta S_{298} = S_{298}^{\text{Si}} + 2S_{298}^{\text{CO}} - S_{298}^{\text{SiO}_2} - 2S_{298}^{\text{C}} = 4.5 + 2 \times 47.32 - 10.10 - 2 \cdot 72 = 86.32 \frac{\text{cal.}}{\text{grado}}$$

y el valor de la energía libre de reacción a 298°K. (25°C) es:

$$\Delta F_{298} = \Delta H_{298} - T\Delta S_{298} = 153,268 - 298 \times 86.32 = +127,545 \text{ cal.}$$

Esto indica que esta reacción es termodinámicamente imposible que se realice en el sentido de izquierda a derecha a 298°K. (25°C).

El cálculo del valor de la energía libre a cualquier temperatura absoluta T, se calcula partiendo de los valores anteriores a 298°K (25°C) los valores a la nueva temperatura que se considere de ΔH y ΔS , tomando en cuenta que también los calores moleculares C_p varían con la temperatura.

Así, por ejemplo, si se calculan los valores correspondientes de estas magnitudes a 848°K. (575°C) se tiene:

$$\Delta H_{848} = \Delta H_{298} + \int_{298}^{848} C_p dT - \Delta H_{\alpha \rightarrow \beta} \quad (\text{por la transformación de la SiO}_2)$$

$$= 153,268 + \int_{298}^{848} \Delta C_p dT - 210$$

Como C_p de la reacción entre estas temperaturas viene dado - por la expresión:

$$\Delta C_p = 2.794 - 10.929 \times 10^{-3} T + 3.74 \times 10^5 T^{-2}$$

Como resultado de hacer las operaciones correspondientes:

$$\Delta C_p = (C_p^{Si} + 2C_p^{CO}) - (C_p^{SiO_2} + 2C_p^C) = 5.74 + 2 \times 6.6 - 10.87 - 2 \times 2.673 +$$

$$(0.617 + 2 \times 1.20 - 8.712 - 2 \times 2.617) 10^{-3} T - (-1.01 - 2.412 - 2 \times 1.169) \times$$

$$10^5 T^{-2} = 2.724 - 10.929 \times 10^{-3} T + 3.74 \times 10^5 T^{-2}.$$

Por lo que:

$$\Delta H_{848} = 153,058 + \int_{298}^{848} (2.724 - 10.929 \times 10^{-3} T + 3.74 \times 10^5 T^{-2}) dT$$

que integrándola da:

$$\Delta H_{848} = 153,058 + \left[2.724 T - 10.929 \times 10^{-3} \frac{T^2}{2} + 3.74 \times 10^5 \left(-\frac{1}{T} \right) \right]_{298}^{848} =$$

$$153,058 + 2.724 (848 - 298) - 5.464 \times 10^{-3} (848^2 - 298^2) + 3.74 \times$$

$$10^5 \left(\frac{1}{298} - \frac{1}{848} \right)$$

$$\Delta H_{848} = 153,058 + 1,498 - 3,444 + 894 = 151,926 \text{ cal.}$$

Las variaciones de la entropía y el cálculo del valor de la

misma para la citada reacción se conducen de manera análoga, según la fórmula de variación de la entropía con la temperatura:

$$\Delta \int_{298}^{848} = \Delta \int_{298}^{848} + \int_{298}^{848} \frac{\Delta C_p dT}{T} - \Delta S_{\alpha \rightarrow \beta}$$

(variación de la entropía con la transformación de la SiO₂)

$$\Delta S_{848} = 86.32 + \int_{298}^{848} \frac{2.724 - 10.929 \times 10^{-3} T + 3.74 \times 10^{-5} T^{-2}}{T} dT - 0.25$$

$$\Delta S_{848} = 86.07 + \left[2.724 \ln T - 10.929 \times 10^{-3} T + 3.74 \times 10^{-5} \frac{1}{(-2 \times T^2)} \right]_{298}^{848}$$

$$\Delta S_{848} = 86.07 + 2.85 - 6.01 + 1.85 = 84.76 \text{ cal/}^\circ\text{grado}$$

El valor de la energía libre de la reacción a 848°K. es, por tanto:

$$\Delta F_{848} = \Delta H_{848} - T \Delta S_{848} = 151,926 - 848 \times 84.76 = +80,049.52 \text{ cal.}$$

Esto indica que a 848°K (575°C), la reacción no es termodinámicamente posible.

Cuando los cálculos para temperaturas crecientes, el valor de la energía libre a 1,743°K. (1,470°C) es: $\Delta F_{1743} = +5.922 \text{ cal.}$, por lo que la reacción todavía no es posible a esta temperatura.

A 1,983°K (1,710°C) el valor de la energía libre es:

$$\Delta F = -14.274 \text{ cal.}$$

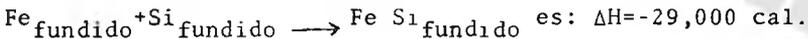
y por tanto, la reacción es posible a dicha temperatura. Graficando los valores de la energía libre en Kcal., en ordenadas y en abscisas los valores de las temperaturas en °K, se obtiene la gráfica No. 3-D donde se observan valores negativos de la energía libre a partir de 1800°K. y, para que la reacción se desarrolle a gran velocidad son necesarias temperaturas mucho más elevadas.

Una expresión más sencilla de la energía libre a partir de 1,743°K. hasta 2,100°K. es:

$$\Delta F = 151,865 - 83.73 T$$

La reducción de la SiO₂ con el C se hace más fácil en presencia de hierro, ya que el silicio y el hierro forman una serie de combinaciones que hacen variar favorablemente al desarrollo de la reacción, la energía libre del sistema.

El calor de disolución del silicio en el hierro según la reacción:



la variación de energía libre es expresada por la fórmula:

$$\Delta F = -28,500 - 0.64T$$

Si, por tanto, la reducción de la SiO₂ se hace en presencia de hierro y formación de ferrosilicio según la reacción:



La temperatura a la que comienza a ser factible esta reacción baja a 1,773°K. correspondiendo a un contenido en Fe del 33.3%

Si el contenido en silicio fuese mayor que el que corresponde a esta reacción, el suplemento se produce por la reacción ya considerada (1) y la temperatura sería más elevada.

De ello se deduce que es gradualmente más costoso obtener ferrosilicios con altos contenidos de silicio y sobre todo silicio metálico sin hierro, y que, por el contrario, los ferrosilicios con poco silicio pueden producirse en las condiciones que se tienen o pueden tenerse en el alto horno.

En caso de un gran exceso de carbono puede producirse en el horno eléctrico la reacción:



que es menos endotérmica que la reducción a silicio y cuya expresión de la energía libre en función de la temperatura viene dada por la fórmula:

$$\Delta F = 125,770 - 82.19T$$

de la que se deduce que la temperatura teórica de iniciación de esta reacción es la de 1,530°K. (1,257°C).

Pero en presencia de hierro se descompone el carburo de silicio según la reacción:



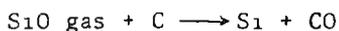
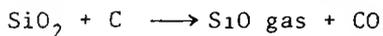
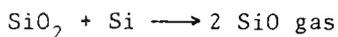
reacción cuya energía libre en función de la temperatura viene dada por la expresión:

$$\Delta F = 9,900 - 9.14T$$

y que es negativa a las temperaturas que se trabaja en los hornos eléctricos, por lo que el peligro de formación de carborundum no existe para los ferrosilicios de bajo contenido de silicio y con fuerte proporción de hierro, pero sí para los muy altos en silicio o en el caso de producir silicio metálico.

El mecanismo exacto de la reducción de la SiO_2 no está todavía totalmente investigado, pero es seguro el paso intermedio por SiO (monóxido de silicio), que es volátil a las temperaturas del horno eléctrico y que explican las pérdidas de silicio en los procesos de producción. $\text{SiO}_2 + 2\text{C} \rightleftharpoons \text{Si} + 2\text{CO}$

Según HELD, el proceso puede desarrollarse según los pasos intermedios siguientes.



Refiriéndose ahora al caso de materiales puros, la realidad es que siempre acompañan cenizas al reductor y ganga al material algo en SiO_2 de partida, cenizas y ganga cuyos componentes influyen en el proceso de reducción.

Entre estos componentes que pueden encontrarse Al_2O_3 , CaO , y - -

Fe_2O_3 ó FeO más o menos cantidades importantes.

La reducción de la alúmina podría desarrollarse según la reacción:

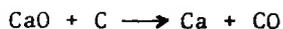


La energía libre de esta reacción viene dada por la expresión:

$$\Delta F = 204,100 - 86.2T$$

lo que indica que la reacción no es posible más que a temperaturas superiores a los $2,000^\circ\text{C}$, pero la solubilidad del Al en el ferrosilicio, la formación de carburos de aluminio y la temperatura localmente muy elevada en la proximidad de los electrodos, puede hacer pasar parte del aluminio presente en la carga, en forma de alúmina, al ferrosilicio.

La reducción del óxido de calcio se lleva a cabo según la reacción:



con un valor de la energía libre de:

$$\Delta F = 163,425 - 67.57T$$

que demuestra que tampoco esta reacción es factible más que a temperaturas muy elevadas y con baja solubilidad del calcio en el silicio, pero puede producirse la reacción:



produciendo carburo de calcio, reacción termodinámicamente más factible pero que en presencia de silicio en exceso dá origen a la reacción:



la cual puede explicar la presencia de algunas cantidades de Ca en el ferrosilicio obtenido a altas temperaturas.

En cuanto al óxido de hierro que pueda estar presente en la carga, se reduce total y facilmente según la reacción:



$$\Delta F = 35,350 - 35.90T$$

cuya temperatura de iniciación es tan baja como 712°C. lo que explica el que la reducción del hierro presente sea prácticamente completa.

LA FORMACION DE ESCORIA:

Aunque la fabricación de ferrosilicio es de los procesos en los que no se agregan fundentes y, por tanto, son teóricamente de los denominados procesos sin escoria, en la práctica las cenizas del reductor y las impurezas de la cuarzita empleada como materia prima forman cierta cantidad de escoria, tanto menor cuanto menos cenizas tenga el reductor empleado y menos impurezas la materia prima.

Los compuestos que se escorifican son la alúmina, la cal y la

magnesia principalmente, que se combinan con una parte de sílice presente en exceso, para formar combinaciones complejas, que dependen de la composición de las cenizas y de las materias primas y que por regla general, son altas en alúmina.

Algunos ejemplos de composición de escorias producidas en la fabricación de ferrosilicio se citan en la siguiente tabla:

	A	B	C
SiO ₂	24.0%	38.0%	46.0%
Al ₂ O ₃	58.0%	51.0%	45.0%
CaO	20.0%	13.0%	10.0%
MgO	1.0%	1.7%	1.6%
FeO	0.5%	1.0%	2.0%

Estas escorias son, en general, difíciles de fundir y muy viscosas.

La temperatura de fusión es de unos 1,700°C. y la viscosidad - de 30 a 35 poises.

La salida del horno se hace por la sangría al mismo tiempo que el ferrosilicio producido.

La cantidad de escoria, que depende de la mayor o menor pureza de las materias primas es, en general, pequeña y no pasa del 2 al 5% del peso de aleación producida.

Debido a la poca densidad del ferrosilicio alto en silicio y a la elevada viscosidad de la escoria, suele ser difícil evitar

la mezcla de ambos.

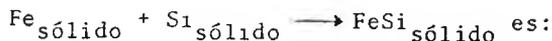
Diagrama de equilibrio silicio-hierro.

Al estudiar la figura 4-1 que representa el diagrama de equilibrio silicio-hierro, se observa lo siguiente:

Que la temperatura de fusión del Fe va disminuyendo al ir aumentando el contenido de silicio, hasta llegar al eutéctico con 20% de Si, cuya temperatura de fusión es de 1,195°C, volviendo a aumentar la temperatura de fusión aumentando el contenido de silicio, hasta llegar a un máximo de 1,410°C., coincidiendo con la combinación FeSi con 33.3% de Si, volviendo a descender hasta 1,212°C, en un segundo eutéctico con 51% de Si, aumenta ligeramente a 1,220°C, coincidiendo con otra combinación Fe₂Si₅ con 55.68% de Si, desciende a 1,207°C, con el tercer eutéctico con 59% de Si, para aumentar ininterrumpidamente hasta los 1,414°C, punto de fusión del silicio puro.

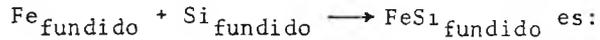
De estas combinaciones la más estable es FeSi (33.3% de Si), que es la única que funde sin descomponerse.

El calor de formación de FeSi según la reacción:



$$\Delta H_{298} = -19,200 \text{ cal.}$$

Para materiales fundidos a la temperatura de 1,873°K., el calor de formación:



$$\Delta H_{1,873} = -29,000 \text{ cal.}$$

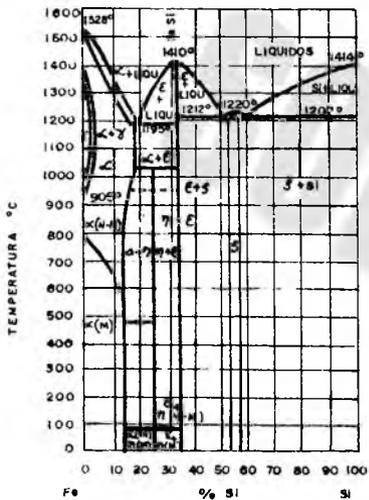
La variación de la energía libre de esta reacción en función de la temperatura, viene expresada por la reacción:

$$\Delta F = -28,500 - 0.64 T.$$

El peso específico de las aleaciones Si-Fe varía según el contenido de silicio, lo que se aprovecha en la práctica del taller para la rápida determinación del contenido de silicio de la aleación.

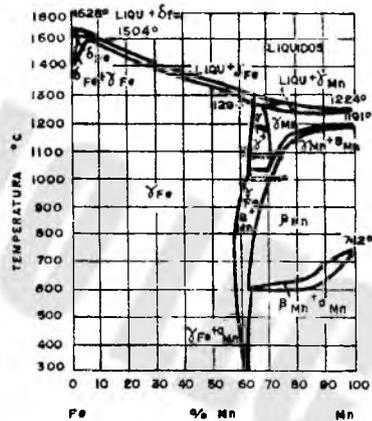
La relación entre el peso específico y el contenido de silicio se muestra en la siguiente tabla.

% Si	peso específico
40	5.61
45	5.15
50	4.75
55	4.37
60	4.00
65	3.76
70	3.51
75	3.27
80	3.03
85	2.78
90	2.55



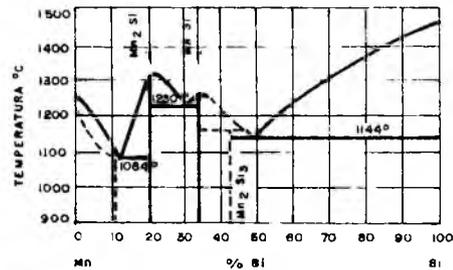
SISTEMA SILICIO - HIERRO (Fe Si)

Figura 1



SISTEMA MANGANESO - HIERRO (Fe Mn)

Figura 2



SISTEMA MANGANESO - SILICIO (Fe Si Mn)

Figura 3

INSTITUTO POLITECNICO NACIONAL	
E. S. I. Q. I. E.	
TESIS PROFESIONAL	DIAGRAMAS DE EQUILIBRIO PARA ALGUNAS FERROALEACIONES
RAFAEL ZAVALA HERNANDEZ	1983 LAMINA Nº 4

PROCESOS CON ESCORIAFerromanganeso

Materias primas. A su vez, también los materiales que se usan para la producción de ferromanganeso son clasificados y es como sigue:

- a) Minerales oxidados: El manganeso es muy abundante en la naturaleza, siendo el elemento que ocupa el décimo quinto lugar, Muchos minerales contienen Mn (más de 100), pero solo algunos -- pueden considerarse como materias primas con manganeso aprovechable.

Una lista de los minerales más extendidos en la naturaleza se contiene en el siguiente cuadro:

Mineral	F.Q.	% Mn
Pirolusita	MnO_2	63.2
Manganita	$Mn_2O_3 \cdot 3H_2O$	60.4
Braunita	Mn_2O_3	69.6
Psilomelano	$4MnO_2 \cdot ROH_2O$	--
Rodocrosita	$MnCO_3$	47.8
Rodonita	$MnO \cdot SiO_2$	72.0
Hausmanita	Mn_3O_4	72.0
Sulfuro de Mn	MnS	63.2

- b) Reductores. Entre estos se encuentran los siguientes; coques, hullas, etc.

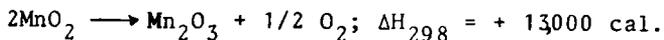
- c). Fundentes o escorificantes. Tienen como función neutralizar los óxidos básicos o ácidos de la ganga de los minerales, dándole ciertas características de fluidez y temperatura.
- d). Diluyentes. Es el hierro que nos permite balancear la relación de solventes (Fe) a soluto (elemento de aleación).

La introducción de hierro en la aleación, se hace en este caso por medio de virutas de acero o minerales de fierro, dependiendo de las condiciones del proceso.

Fundamentos físico-químicos del proceso de reducción de los minerales de manganeso.

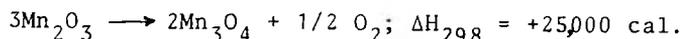
La fabricación de ferromanganeso en Alto Horno o en Horno eléctrico está basada en la reducción del MnO en presencia de carbono.

Los otros óxidos son inestables a temperatura elevada según las reacciones sucesivas:

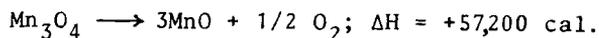


Esta reacción se produce a partir de 527°C.

A temperatura del orden de 900°C, se produce a su vez la descomposición de Mn₂O₃, según la reacción:



Este último óxido es estable a temperaturas hasta 1,172°C., pero a más altas temperaturas se descompone según la reacción:



Nos encontramos, finalmente, con la reducción del óxido más estable, MnO, por el carbono.

Esta puede hacerse teóricamente formando manganeso metálico según la reacción:

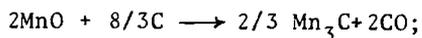


la expresión de la energía libre de esta reacción, en función de la temperatura es:

$$\Delta F^\circ = 137,400 - 81.15T.$$

siendo la temperatura teórica de inicio de esta reacción - 1,420°C.

También puede producirse la reacción formando carburo de manganeso, en vez de manganeso metálico según la reacción:



cuya energía libre en función de la temperatura viene expresada por:

$$\Delta F^\circ = 121,800 - 81.42T$$

siendo la temperatura teórica de comienzo de esta reacción la de 1,223°C.

De estos datos se deduce que es mucho más factible la segunda reacción que la primera y que, por tanto, será prácticamente - alto en C todo el ferromanganeso obtenido en el horno alto o en el horno eléctrico por reducción con el C.

LA FORMACION DE ESCORIA.

La escoria que se forma en estos procesos, es considerable, y tiene una función muy importante en los mismos. La escoria está compuesta primordialmente por una variedad de óxidos, de los cuales los más estables son el MnO y el Mn₃O₄. Los otros son menos estables y se descomponen a alta temperatura, con la formación de los óxidos más estables. Claro está, sin considerar, en la comparación anterior, los suministrados por los fundentes (CaO, MgO, etc)., los diluyentes (FeO esencialmente) y los reductores; los cuales difieren también en esa característica.

Las escorias de acuerdo a su composición se dividen en escorias básicas y ácidas dependiendo de las siguientes relaciones:

a). Relación B/A

$$(1.39 \text{ MgO} + \text{CaO}) / \text{SiO}_2 = \text{B/A}$$

b). Relación B/A

$$(\text{MnO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaO} + \text{MgO}) / \text{SiO}_2 = \text{B/A}$$

Diagrama de equilibrio Mn-Fe.

Al hacer un análisis de la figura No. 4-2, representación gráfica del sistema Mn-Fe se ve que al estado fundido, el hierro y el manganeso, son solubles en cualquier proporción y las curvas de líquido-sólido para aleaciones altas en Mn son muy - - próximas.

También se observa que el manganeso y el hierro no forman combinaciones químicas.

Producción de silicomanganeso.

En principio, la fabricación de silicomanganeso puede hacerse en los mismos hornos eléctricos en que se produce el ferromanganeso, por medio de uno de los siguientes procesos:

- a). Reducción de minerales de manganeso con contenidos muy altos en SiO_2 .
- b). Reducción de una mezcla de mineral de manganeso y cuarcita.
- c). Reducción de escorias con alto contenido de manganeso.
- d). Reducción de cuarcita con adición de ferromanganeso.
- e). Fusión conjunta de ferromanganeso y ferrosilicio.

De todas estas posibles soluciones, las más utilizadas en la -

práctica son:

Para la producción de silicomanganeso normal, la reducción de cuarcita y mineral de manganeso, en cuyo caso la carga debe estar compuesta, además de estos materiales, de reductor y de viruta de acero.

Para la producción de silicomanganeso con bajo contenido de -- fósforo, parte de la escoria con alto contenido de MnO, de que se ha tratado anteriormente, a la cual se puede agregar alguna cantidad de cuarcita, reductor y viruta.

Diagrama de equilibrio Manganeso-silicio.

En el diagrama de equilibrio de la figura No. 4-3, se ve la -- existencia de los compuestos Mn_2Si , $MnSi$ y Mn_2Si_3 ; siendo el $MnSi$ el más estable.

También existen eutécticos a $1084^{\circ}C$, con 12% de Si; a $1230^{\circ}C$, con 30% de Si, y a $1144^{\circ}C$, con 50% de Si.

C A P I T U L O III.

TECNOLOGIA DE LOS PROCESOS PARA LA PRODUCCION DE FERROALEACIONES FERROSILICIO.

Los ferrosilicios altos en silicio, como son los de 45-50% de Si, 75% de Si y silicio metálico, se producen en hornos eléctricos de cuba baja, monofásicos o trifásicos con solera conductora.

Cuando se inicia el arranque de un horno, para la producción de ferrosilicios con altos contenidos de silicio, es necesario secarlo y calentarlo con mucha precaución y muy lentamente, em pesando con un fuego suave de leña, calentando luego con coque y finalmente haciendo pasar corriente bajando los electrodos hasta el contacto con el coque. El secado y calentamiento es lento para evitar que se formen grietas en el revestimiento y que la masa de juntas se compacte sin formación de huecos.

Debe comenzarse produciendo ferrosilicio de bajo contenido, no mayor de 45% de Si, por lo menos durante un periodo de veinticinco a treinta días, para dar lugar a que se caliente bien el horno y a que éste alcance una marcha estable.

Las cargas de materiales deben estar bien preparadas y dosificadas, ya que este punto es muy importante.

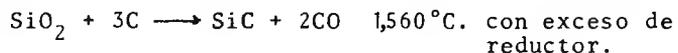
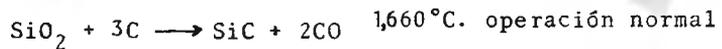
Las cargas deben estar muy bien mezcladas y el contenido de ma terial reductor bien calculado, tomando en cuenta las variación

nes en composición y humedad que pueden presentarse y que deben ser objeto de constante vigilancia para proceder, si es necesario, a una rectificación de la carga.

La carga debe hacerse cerca de los electrodos y entre éstos y la pared del horno, y si el horno no es de solera giratoria, hay que proceder con frecuencia a sangrarlo, para evitar la formación de cráteres.

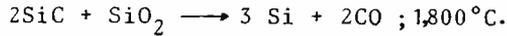
Debido a que la proporción de virutas de acero es mayor en la mezcla de materiales para el ferrosilicio 45% de Si, ellas aumentan la porosidad de la misma y haciendo fácil la producción de la ferroaleación antes mencionada, facilitando a la vez la marcha del horno. Pero cuando es mayor el contenido de silicio en la aleación, mayores son las dificultades y más importante se hace la buena dosificación de la carga.

Si hay exceso de reductor, se forma fácilmente carborundum, buen conductor que altera la marcha del horno; llevándose a cabo la siguiente reacción:

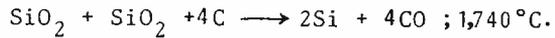


Debido a que el carburo de silicio es un sólido con punto de fusión alto, tiende a acumularse en las partes frías del horno los electrodos suben y el crisol comienza a llenarse de SiC. Esto se puede corregir en dos formas:

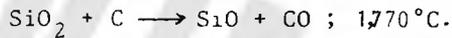
1). Adicionando más cuarzo.



2). Adicionando carga pesada: 100% de mineral con 50% de reductor.

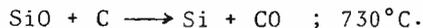


Si el horno tiene deficiencia de reductor, hay exceso de sílice y el horno escorifica la carga, disminuyendo el volumen útil y la producción; además se provocan dificultades en la marcha; la reacción es la siguiente:

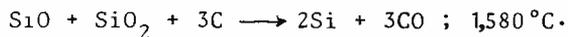


Cuando ésto sucede la conductividad eléctrica decrece, los electrodos ganan profundidad y hay una tendencia muy marcada hacia la formación de escoria. Esto se puede corregir de la siguiente manera:

1). Adicionando más reductor, produciéndose la reacción:



2). Adicionando carga ligera: 50% de mineral con 100% de reductor:



En la operación de ferrosilicio se presentan dos tipos de escoria que son muy fáciles de reconocer:

- a). Escoria con carburo, tiene una apariencia blanquesina vitrea y no se adhiere a una varilla de acero.

- b). Escoria con alto contenido de sílice, son de apariencia verdosa y muy viscosas, por lo que se adhieren a una varilla de acero.

Esta es una forma muy efectiva de conocer las condiciones que imperan dentro del crisol, la temperatura del metal refleja -- aproximadamente la del crisol.

También los electrodos deben cambiar de posición y llevarlos - más hundidos en la carga a medida que se trate de producir ferrosilicios con más alto contenido de silicio.

Un caso especial es la producción del silicio metálico el cual es mucho más difícil y delicado, debiendo partir de cuarcitas muy puras, emplear como reductor mezclas de coque de petróleo o coque de brea y de carbón de madera y no emplear virutas ni siquiera herramientas de hierro.

La sangría del horno debe hacerse con relativa frecuencia unas 6 a 8 veces por turno, por el mismo orificio salen aleación y escoria. Un mayor número de sangrías, hace aumentar las pérdidas de aleación; un menor número de sangrías permite que se -- acumule demasiado material en la solera del horno.

En la zona de vaciado los principales problemas se localizan -

en la boca del horno dentro de los cuales tenemos:

1). Recursos para destapar.

a). Varilla: Esta cumple dos funciones:

I. Mecánica. Provoca el flujo con el rozamiento de los materiales.

II. Eléctrica. Se provoca un arco eléctrico que genera calor y funde los materiales que tapan la boca, se usa además de esto para darle profundidad y forma, así como amplitud.

b). Quemador de grafito. Su función es eléctrica, es un -- electrodo de grafito de 100 mm. de diámetro de mayores resultados que la varilla. Se calienta toda la pared -- de la boca para mejorar profundidad, diámetro y corregir posición (uso exclusivo en ferrosilicio).

c). Cañón industrial. Se emplea para eliminar obstrucciones de la boca y para corregir posición y forma durante la producción de FeMn, SiMn, FeSi, etc.

d). Varas de madera. Se emplean durante la producción de -- FeMn, SiMn y FeSi, ayudan a eliminar el coque (FeMn y SiMn) y para hacer fluir la escoria en FeSi, lo que -- permite hacer un drenado más rápido de la misma. La -- desventaja es cuando la escoria es muy viscosa la en- fría y dificulta la operación.

e). Oxígeno a presión. Es el mejor recurso para destapar, pero muy costoso; provoca turbulencias dentro de la boca y aumenta la temperatura, si se adiciona carbón vegetal produce monóxido de carbono que actúa como reductor.

2). Recursos para tapar.

La operación de tapar es muy importante, porque de ella depende las dificultades que se tengan para destapar. Se usan tres tipos de materiales:

- a). Pilonos. Están constituidos por una mezcla de coque fino y asfalto, su función es taponar la boca y a la vez conservar la conductividad de la misma.
- b). Bolas. Su composición es barro, coque fino y bentonita. La función de cada componente es: el barro taponar, el coque mantiene la conductividad eléctrica y la bentonita es aglutinante.
- c). Plástico refractario. Es un material que provoca un tapón muy resistente y se emplea cuando la boca está muy amplia.

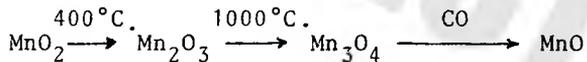
El material fundido se vierte directamente a coquillas que tienen poco espesor para que el enfriamiento sea rápido y pequeñas las segregaciones. Estos moldes son recubiertos con arena sílica con silicato de sodio. Pueden ser de una o más seccio-

nes. También puede ser vaciado el metal en ollas, las cuales están constituidas por los siguientes materiales: chapa de hierro, plástico refractario, pasta electródica y capa de arena de fundición con bentonita.

Una vez frío el material, se procede a quebrar y escoger limpiándolo sobre todo de la escoria que haya podido contaminar.

FERROMANGANESO Y SILICOMANGANESO.

Para la producción de estas ferroaleaciones se emplean minerales de manganeso con diferentes grados de oxidación, por lo que el carbón necesario para la reducción es un poco difícil de determinar. Las reacciones que se producen dentro del crisol son las siguientes:



Por lo tanto el cálculo teórico del carbón para la reducción de estos minerales se hace en base al estado más bajo de oxidación (MnO) ya que los otros estados consumen energía.

Si un horno es operado para producir una escoria con bajo punto de fusión, nunca podremos tener una alta temperatura en el mismo. Si intentamos incrementar la temperatura aumentando el consumo de combustible (coque), tendremos un incremento en la operación mas no la temperatura del horno.

El interior del crisol se debe dividir en tres zonas, desde el punto de vista de temperatura y mecanismo de reacciones de reducción.

- a). Zona 1. Capa de metal fundido, que sirve para mantener una composición uniforme y como estabilizador de la temperatura.
- b). Zona 2. Capa de reducción directa, retiene al agente reductor a más del 60% de su volumen y el vacío entre las partículas es llenado por óxidos fundidos. El óxido metálico -- fundido que se encuentra dentro de la escoria se disocia -- en metal y oxígeno, entonces el reductor se combina rápidamente con el oxígeno disociado, se aísla y asciende como monóxido de carbono (CO).
- c). Zona 3. Capa de reducción indirecta, es la capa de materia prima mezclada, el CO que se forma en la segunda zona al ascender pre reduce la mezcla de materiales a la vez que precalienta y de esta forma se genera el CO₂, si se incrementa el contenido de bióxido de carbono en los gases el volumen y velocidad de descarga es pequeño así como el contenido de polvos.

Cuando la disociación de óxidos altos en óxidos bajos, es completa antes de llegar a la capa de escoria, el consumo de energía baja considerablemente.

Como se dijo anteriormente, los fundentes son los materiales - que se emplean para controlar las condiciones de fluidez y temperatura de la escoria.

Estas condiciones se controlan desde los cálculos metalúrgicos con el solo hecho de que se cumplan ciertas relaciones o parámetros que se han obtenido prácticamente y son:

a). Relación B/A

$$(1.39 \text{ MgO} + \text{CaO}) / \text{SiO}_2 = \text{B/A}$$

Escorias menores de 15% Mn B/A = 1.4 - 1.6

Escorias menores de 30% Mn B/A = 1.0 - 1.3

Escorias mayores de 30% Mn B/A = 0.8 - 1.0

b). Relación B/A

$$(\text{MnO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaO} + \text{MgO}) / \text{SiO}_2 = \text{B/A}$$

Escoria de FeMn B/A = 2.28 - 2.35

Escoria de SiMn B/A = 1.25 - 1.35

Tanto el FeMn como el SiMn tienen una temperatura de vaciado (condiciones normales) de 1,300 - 1,400°C.

Para los cálculos se toma como base la siguiente relación de materiales.

1000 Kg. de mineral
 X Kg. de reductor
 X Kg. de fundentes
 X Kg. de diluyente.

En caso de que haya desbalanceo en la mezcla de materiales, es necesario hacer diferentes tipos de correcciones, dependiendo del caso.

- a). Con adición de más reductor
- b). Con adición de más mineral
- c). Con adición de carga pesada. 100% minerales y 50% reductores.
- d). Con adición de carga ligera. 50% minerales y 100% reductores.
- e). Con adición de carga blanca. Sin rebaba (FeSi).
- f). Con adición de fundentes.
- g). Con adición de más diluyentes.

El exceso de mineral se detecta por lo siguiente:

- a). baja la carga eléctrica.
- b). los electrodos ganan profundidad.
- c). exceso de Mn en la escoria y poco en el metal (análisis).

El exceso de coque, se determina como sigue:

- a). Aumenta la carga eléctrica
- b). los electrodos pierden profundidad
- c). bajo Mn en la escoria y alto en el metal.

En los procesos con escoria, se tiene una gran ventaja, con el uso en la producción de FeMn y SiMn, de nódulos, es importante tener presente las características de los mismos y esas son:

La composición química promedio es:

Mn = 39.6; Fe=8.2; SiO₂=13.5; CaO=7.8; MgO=10.0; Al₂O₃=4.0

Las ventajas que presenta el material antes mencionado son las siguientes:

- a). Por tener sus principales componentes el menor grado de oxidación, se requiere una cantidad menor de agentes reductores, lo que se traduce en ahorro de energía.
- b). El alto contenido de cal (CaO) y magnesia (MgO) permite usar menor cantidad de fundentes, lo que también ahorra energía.
- c). El contenido relativamente bajo de Al₂O₃ permite la formación de escorias de bajo punto de fusión.
- d). Dan una porosidad adecuada a la mezcla debido a su alta resistencia a la disgregación.
- e). La cantidad de hierro que poseen evita la necesidad de agregar mineral de hierro, rebaba o chatarra para la obtención de FeMn.
- f). Por su bajo contenido de fósforo (0.06%) se puede producir un FeMn con un contenido máximo de 0.16% de dicho elemento.

Además como no absorben humedad (4% máximo) se reduce el uso -

de energía, carbón, electrodos y menor cantidad de gases producidos.

El aumento en la basicidad de las escorias aumenta las pérdidas de manganeso por evaporación, o sea que se aumenta la temperatura del horno; para contrarrestar ésto, es necesario trabajar con los electrodos sumergidos para que los vapores de Mn. se condensen en las capas superiores de la carga.

En la zona de vaciado los principales problemas que se tienen, son los mismos que para ferrosilicio. Dentro de los recursos para abrir, también son los mismos que para ferrosilicio a excepción del quemador de grafito. La operación para tapar también es la misma que para ferrosilicio.

El arreglo del equipo de vaciado es muy importante, ya que si se efectúa en forma correcta se evitan deterioros del equipo y posibles accidentes. El recubrimiento del equipo varía de acuerdo al tipo de trabajo que desarrolla cada equipo.

a). Canal de la boca. Consta de varios recubrimientos:

- 1). Chapa de fierro.
- 2). Tabique refractario.
- 3). Placa de grafito.
- 4). Pasta electródica.
- 5). Arena de fundición con bentonita.

b). Canales. Con las siguientes capas de materiales:

- 1). Chapa de fierro.
- 2). Tabique rojo.
- 3). Pasta electródica.
- 4). Arena de fundición con bentonita.

c). Separador de metal y escoria. Se recubre de la siguiente manera:

- 1). Chapa de fierro.
- 2). Tabique rojo
- 3). Arena de fundición con bentonita.

d). Tina y trampa. Recipientes contruídos de hierro colado y se recubren con:

- 1). Arena de fundición y bentonita.

Con respecto al uso de ollas y moldes para metal es igual que para FeSi.

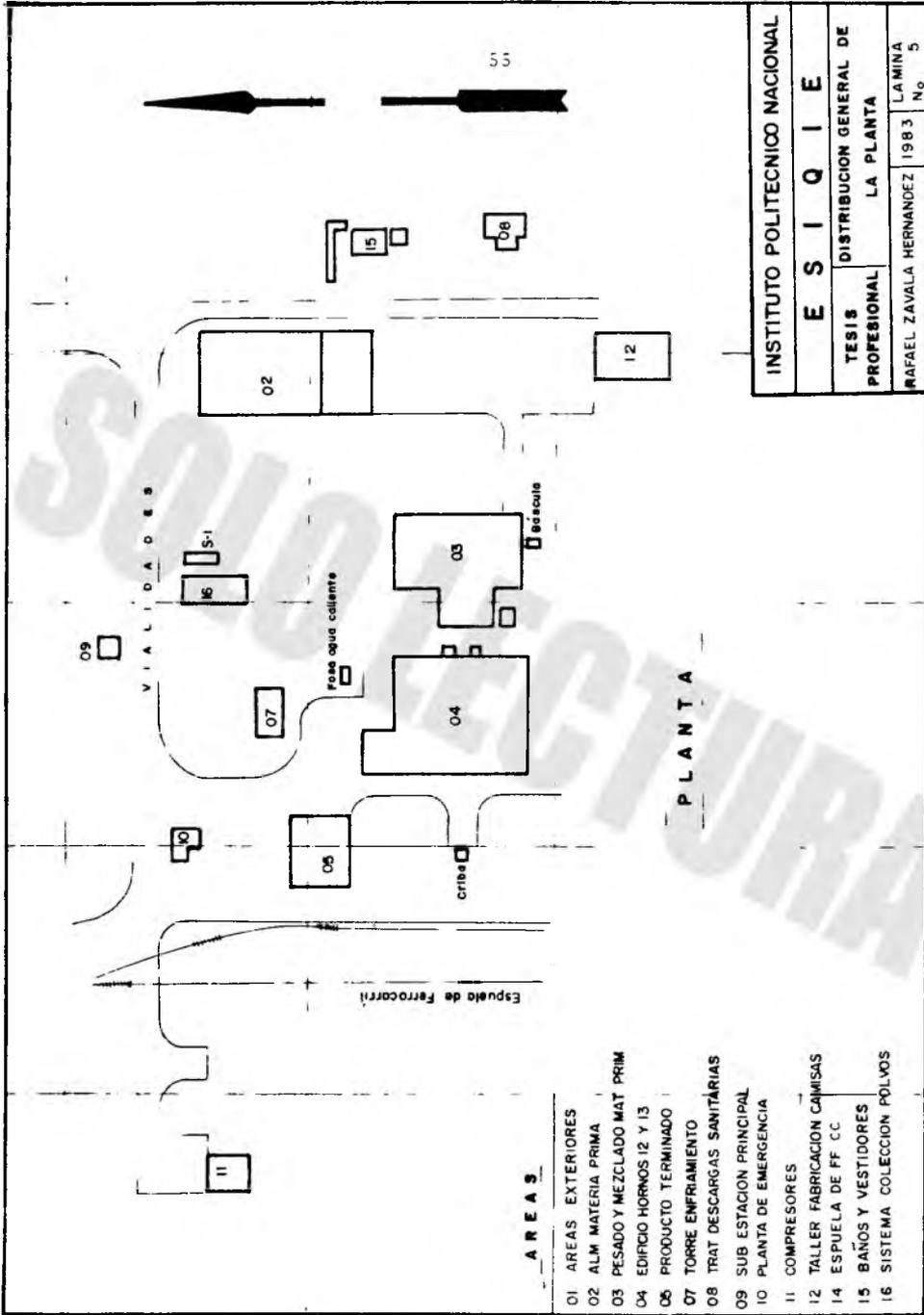
SOLO LECTURA

C A P I T U L O IV.

DISTRIBUCION Y DESCRIPCION DE LA PLANTA CON SU EQUIPO.

El área donde se localizan los hornos y sus servicios auxiliares, tiene un nivel general de 7.50 m. sobre el nivel del mar. Las áreas que comprende la planta se citan a continuación. Ver lámina No. 5.

AREA	NOMBRE
01	Áreas exteriores
02	Patio y almacenamiento de materia prima
03	Pesado y mezclado de materia prima.
04	Edificio de hornos.
05	Trituración y almacenamiento de producto terminado.
06	Tratamiento de agua de suministro (fuera del plano).
07	Agua de recirculación y torre de enfriamiento.
08	Tratamiento de descargas sanitarias.
09	Subestación principal.
10	Planta de emergencia.
11	Casa de compresores.
12	Taller de fabricación de camisas.
13	Báscula mixta (fuera del plano).
14	Espuela de ferrocarril.
15	Baños y vestidores.
16	Sistema de colección de polvos.



A R E A S

- 01 AREAS EXTERIORES
- 02 ALM MATERIA PRIMA
- 03 PESADO Y MEZCLADO MAT PRIM
- 04 EDIFICIO HORNOS 12 Y 13
- 05 PRODUCTO TERMINADO
- 06 TORRE ENFRIAMIENTO
- 07 TRAT DESCARGAS SANITARIAS
- 08 SUB ESTACION PRINCIPAL
- 09 PLANTA DE EMERGENCIA
- 10 COMPRESORES
- 11 TALLER FABRICACION CAMISAS
- 12 ESPUELA DE FF CC
- 13 BAÑOS Y VESTIDORES
- 14 SISTEMA COLECCION POLVOS

P L A N T A

INSTITUTO POLITECNICO NACIONAL	
E S I Q I E	
TESIS	DISTRIBUCION GENERAL DE
PROFESIONAL	LA PLANTA
RAFAEL ZAVALA HERNANDEZ 1983	LAMINA No. 5

El equipo de operación esencial con que cuenta esta planta, es el que corresponde a los hornos. Estos hornos son de 15 MVA. - Cada horno tiene un mecanismo de giro y tres bocas para colada. Los cascos de los hornos fueron fabricados con placas de acero al carbono, recubiertos interiormente con bloques de carbón y materiales refractarios. En el fondo de cada horno existen cuatro termopares y en las partes laterales de las bocas, dos termopares por cada una de ellas, ésto para medición de temperaturas. Los gases producidos durante la operación de los hornos - son colectados por una campana, que tiene ocho puertas deslizzantes a su alrededor, operadas hidráulicamente. Los gases se envían a un sistema colector de polvos o directamente a la atmósfera.

Los electrodos son de tipo Soderberg de un metro de diámetro y son operados hidráulicamente tanto en forma manual como en automático.

Los transformadores de cada horno reciben la energía en 34.5 kv. Las consolas con aparatos de medición y control de ambos - hornos están alojados dentro de un mismo cuarto de control.

Clasificación del equipo:

- A). Recubrimiento interior de los hornos.
- B). Sistema eléctrico.
- C). Sistema mecánico.
- D). Sistema de refrigeración.

E). Sistema de alimentación.

F). Sistema de vaciado.

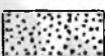
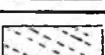
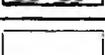
A). Recubrimiento interior de los hornos. Ver láminas Nos. 6 y 6-A.

B). Sistema eléctrico. Para la alimentación eléctrica de los hornos y servicios auxiliares, se cuenta con una subestación principal de 66 MVA, tipo abierta. Esta subestación recibe corriente de 230 kv, y la baja a 34.5 kv., para alimentar directamente los hornos. Cuenta con un banco de capacitores y un transformador de servicios que reduce el voltaje a 4,160 v, donde se conectan las subestaciones unitarias para alimentación de equipo de las áreas auxiliares, control, alumbrado, etc.

Transformador principal.

Requisitos específicos:

- 1.- Altura de operación: 7 m. sobre el nivel del mar.
- 2.- Tipo: Intemperie sumergido en aceite.
- 3.- Frecuencia: 60 Hz.
- 4.- Número de fases: 3
- 5.- Número de devanados: 3 (con terciario interior).
- 6.- Clase de enfriamiento: OA/FOA/FOA
- 7.- Capacidad: 40,000/53,333/66,667 kva para los devanados

POSICION	SIMBOLO	DESCRIPCION DE LOS MATERIALES REFRACTARIOS DEL HORNO	GRADO	DENSIDAD $\alpha = \text{g/cm}^3$
14		BLOQUES DE CARBON	WPW-60	1.57
13		BLOQUES DE CARBURO DE SILICIO (SiC)	WESA SiCa VAVAL	90% Al ₂ O ₃ 2.7
12		BLOQUES DE CARBON	WPW-60	1.57
11		REFRACTARIO GRANULADO	EMPIRE M GROC 56 MALLA FINO	1.8
10		CONCRETO REFRACTARIO ARCILLOSO	RS4VM	46% Al ₂ O ₃ 1.96
9		APISONABLE	90BX	90% Al ₂ O ₃ 2.98
8		LADRILLOS AISLANTES	KL-32	35% Al ₂ O ₃ 56% SiO ₂ 1.2
7		CONCRETO REFRACTARIO ARCILLOSO	KS4VM	46% Al ₂ O ₃ 1.96
6		LADRILLOS ARCILLOSOS DE CALIDAD SUPERIOR	42-M	43.5% Al ₂ O ₃ 2.30
5		LADRILLOS ALTA ALUMINA	KRUZITE M	70% Al ₂ O ₃ 2.53
4		LADRILLOS EXTRA ALTA ALUMINA	90BX	91% Al ₂ O ₃ 2.93
3		MORTERO DE CARBON	KSW-145	GRAFITO 1.5
2		PASTA DE CARBON APISONABLE	MET-180	90% C. 1.55
1		BLOQUES DE CARBON	WPW-60	1.57

y cada una de las derivaciones y una elevación de temperatura máxima de 55°C.

- 8.- Alta tensión: 230,000 volts.
- 9.- Baja tensión: 34,500 volts.
- 10.- Derivaciones: En alta tensión y a capacidad plena de - 2.5% cada una; 2 arriba x 2 abajo de la tensión nominal.
- 11.- Impedancia: 8.5%

Transformador de hornos:

Requisitos específicos.

- 1.- Altura de operación: 15 m. sobre el nivel del mar.
- 2.- Tipo: bajo techo sumergido en aceite.
- 3.- Frecuencia: 60 Hz.
- 4.- Número de fases: 3
- 5.- Número de devanados: 3
- 6.- Clase de enfriamiento: Con circulación forzada de agua y aceite.
- 7.- Potencia aparente: 15 MVA.
- 8.- Tensión primaria: 34.5 Kv.
- 9.- Tensión secundaria: 220- 50 volts; a). 220-144 volts a potencia constante y b). 144-58 volts a intensidad constante.
- 10.- Derivaciones: 31 Taps.
- 11.- Conexión: estrella (λ) y delta (Δ) con neutro a tierra y conmutador interno para el cambio.
- 12.- Sobrecarga: 15% permanente arriba de 15 MVA.(17,250 - KVA).
- 13.- El secundario tendrá la Δ abierta para cerrarse en los electrodos del horno. La tensión no debe ser mayor de

6 volts entre posiciones.

14.- El cambiador de derivaciones es de operación manual y automática a control remoto.

15.- Sobre elevación de temperatura: 55°C. por el método de resistencia y 65°C. en el punto más caliente a 15,000 - KVA, 34.5 Kv. y 144 volts.

Conductores del secundario. Del secundario del transformador - se conduce la energía hacia los electrodos por conducto de tu bos de cobre, flexibles de cobre y zapatas de contacto.

Tubos de cobre.- Los tubos conductores inmediatos a la columna del electrodo van dispuestos de manera que queden al abrigo de la acción del calor emitido por el horno. Se encuentran cola-- dos en el espacio cerrado por el cilindro sellador, mientras - que las puntas de conexión de los flexibles de cobre se hallan por encima de la campana de captación de humos. Son ocho hori-- zontales y ocho descendientes.

Flexibles de cobre. Los flexibles formados por numerosos hilos finos y cordones de cobre son de alta flexibilidad y sirven pa-- ra unir la parte fija del barraje de baja tensión con los tu-- bos conductores de cobre inmediatos a la columna móvil del - - electrodo.

Los flexibles van colocados en una manguera de amianto y goma reforzada que queda oprimida por las terminales especiales del flexible, de modo tal que el agua de refrigeración procedente de los tubos conductores de cobre, pueda refrigerar también el

flexible.

Los flexibles están fijados, por sus extremos debidamente aislados, en las ménsulas del cilindro portador y el barraje de baja tensión. Son ocho por fase.

Zapatas de contacto. Las zapatas de contacto que transmiten la energía eléctrica desde tubos conductores de cobre hasta los electrodos, son elementos de cobre especial forjado que poseen una conductividad muy alta y un grado de pureza del 99.5%. Para su refrigeración, las zapatas de contacto cuentan con canales adecuados a la circulación del agua. En los extremos superiores, llevan unos tubos de cobre soldados que terminan en sendas boquillas. Las dimensiones son: 750 mm x 520 mm x 70 mm, la cantidad de zapatas por fase es de seis.

Electrodos. A los electrodos llega la energía eléctrica que viene del transformador, generando calor en varias formas: por resistencia de escoria, resistencia de lecho de coque y por arcos eléctricos. El diámetro de cada uno de los electrodos es de 1000 mm y una densidad de corriente de 8 A/cm^2 .

El tipo de electrodos que se usan en los hornos son de autococción o soderberg; están suspendidos dentro de la carga y colocados en forma de delta.

C). Sistema mecánico.

Columna del electrodo.

Cada columna del electrodo constituye un conjunto que se compone de todos aquellos elementos que acompañan al electrodo en su movimiento vertical.

La energía eléctrica es conducida al electrodo por medio de líneas flexibles y tubos conductores de cobre refrigerados por agua, así como las zapatas de contacto. La pinza anular tiene por objeto apretar las zapatas de contacto contra el electrodo, mediante los manguitos elásticos insertados en aquellas y accionados hidráulicamente, a fin de establecer la presión de contacto necesaria para la transmisión eléctrica. La pinza anular consta de dos piezas y va suspendida la parte inferior del cilindro portador. Las zapatas de contacto también van suspendidas a la parte inferior del cilindro portador por medio de tirantes.

Las partes alta y baja del cilindro portador están atornilladas entre sí y aisladas una de otra. El cilindro va guiado en un plano vertical mediante rodillos y la abertura de paso en la cubierta, estando fijado, con el debido aislante, en el anillo inferior de apriete del sistema de sujeción y deslizamiento del electrodo.

La parte superior del cilindro portador se apoya a modo de una suspensión pendular, en los cilindros hidráulicos de

regulación, por medio de travesaños. Los cilindros reguladores se montan, por parejas, en un bastidor de guía el cual descansa en la plataforma de los cilindros.

La parte alta del cilindro portador está provisto de un ventilador el que impulsa el aire entre el cilindro y la carcasa metálica del electrodo. El aire sale por debajo de las zapatas de contacto impidiendo así el paso, a través del cilindro portador, de los humos del horno a la nave.

Pinza anular. La pinza anular en la que van insertados los manguitos elásticos, consta de dos partes a fin de facilitar su desmontaje. Las dos mitades, confeccionados con chapas para claderas (análisis: C_{max}.0.16; Si máx. 0.35; Mn mín. 0.40; P máx. 0.05; S máx. 0.05) son una construcción soldada.

Con objeto de preservar la pinza de cualquier sobrecalentamiento, ésta tendrá un sistema de refrigeración forzada por agua. La pinza refrigerada encierra además tubos para abastecer los manguitos elásticos con agua refrigerante y aceite a presión.

Manguito elástico. Gracias a los manguitos elásticos, las zapatas de contacto necesarias para la transmisión de la energía eléctrica a los electrodos son apretados oleohidráulicamente contra estos últimos. El manguito elástico se compone de una brida con refrigeración forzada por agua, la cual lleva una placa de presión; esta última cuenta con una limitación que admite una carrera máxima de 22.5 mm. Cada manguito elástico va

fijo a la pinza anular mediante 6 tornillos.

Cilindros de cierre y pantallas protectoras. Esos cilindros tienen por objeto garantizar el cierre completo entre las columnas de electrodos y la campana de captación para impedir la salida de los humos del horno.

Los cilindros de cierre y las pantallas protectoras de material antimagnético, están refrigeradas por agua y forman una cubierta protectora que preserva de la irradiación de calor y de la corrosión a las partes del horno situadas dentro de la campana de captación de humos y por encima de los anillos de apriete.

Los cilindros de cierre, están unidos mediante bridas debidamente aislados, a los cilindros portadores de modo tal que acompañan a las columnas de electrodo en su movimiento vertical.

El cilindro de cierre va dispuesto en la abertura que tiene la campana para el paso del electrodo, impidiendo la salida de los humos del horno mediante un distribuidor anular de aire comprimido:

Las pantallas.- A cada columna del electrodo le corresponden 4 segmentos que encierran el espacio entre cilindro de cierre y el anillo de apriete. Las pantallas están suspendidas del cilindro de cierre y fijados por sendos pernos distanciadores, pudiendo retirarse para la ejecución de cualquier trabajo en el anillo de apriete y las zapatas de contacto después de des

copladas los empalmes de agua de refrigeración y aflojados los pernos distanciadores.

Las pantallas poseen una refrigeración intensísima por agua -- con objeto de soportar los esfuerzos térmicos que se producen durante el funcionamiento del horno.

Parte baja del cilindro portador. El cilindro portador del electrodo constituye el enlace entre el sistema de sujeción y deslizamiento y las pinzas anulares. La parte baja de ese cilindro se constituye con acero al Cr-Ni a fin de evitar su calentamiento por inducción. El cilindro portador va sujeto al travesaño inferior del sistema de deslizamiento y tiene aulamiento galvánico. El extremo inferior del mismo va equipado de los dispositivos y bridas necesarios para la fijación de la pinza anular, de las zapatas de contacto y del cilindro de cierre -- así como de las guías para los tubos de agua de refrigeración y los tubos conductores de cobre.

Elementos de suspensión. Las zapatas de contacto están suspendidas, por medio de tirantes de material antimagnético, debidamente aisladas, de la parte baja del cilindro portador; y la pinza anular, mediante argollas de material antimagnético del cilindro de cierre.

Parte alta del cilindro portador. En contraposición de la parte baja del cilindro portador, la parte alta se construye de acero ordinario.

Esta parte alta se apoya, por medio de travesaños, sobre dos cilindros hidráulicos de regulación, resultando así una suspensión pendular.

Además cuenta con dos ménsulas laterales de placas aislantes y que se quiera proceder al mantenimiento de los cilindros de regulación.

La pared del cilindro portador lleva soldadas unas guías que aseguran el movimiento vertical de la columna del electrodo. En la parte alta del cilindro portador va fijado y debidamente aislado, el sistema de sujeción y deslizamiento del electrodo.

Las dos partes del cilindro portador están atornilladas entre sí y aisladas una de otra.

Ventilador de la columna del electrodo. Con objeto de impedir la ascensión, en la columna del electrodo, de los humos del horno, se emplea un ventilador para impulsar aire entre el electrodo y el cilindro portador.

El ventilador va atornillado en una brida de la parte alta del cilindro portador y está debidamente aislado. La obturación del espacio entre la parte superior del cilindro portador y el electrodo impide que el aire impulsado salga hacia arriba.

Descripción general del sistema hidráulico. El sistema hidráulico ha sido proyectado para funcionar con un líquido difícil-

mente inflamable (agua, Glycol-grupo HSC), y a la presión de régimen de 80 Kg/cm².

El sistema consta en esencia de lo siguiente:

UNIDAD GENERADORA DE PRESION.

ACUMULADOR DE PRESION.

PANELES DE VALVULAS PARA LA REGULACION AUTOMATICA Y EL APRIETE DE LAS MORDAZAS DE CONTACTO.

PANELES DE VALVULAS PARA EL MANDO DE LAS COMPUERTAS DE LA CAMPANA DE GASES.

PANELES DE VALVULAS PARA EL MANDO DEL SISTEMA DE DESLIZAMIENTO DE LOS ELECTRODOS.

UNIDAD GENERADORA DE PRESION. La unidad está constituida por un tanque de retorno de 5,000 l. de capacidad, que lleva encima bombas, válvulas, filtros, etc. El tanque está provisto de un tabique de separación entre las cámaras de retorno y de aspiración.

El nivel de aceite se puede controlar con un indicador que cubre toda la altura. Cada cámara tiene un registro para la limpieza.

El nivel y la T° del fluido hidráulico, se controlan con un interruptor de flotador y un termómetro respectivamente. Si alcanza el nivel mínimo del aceite a la temperatura excede de 55°C., se producen señales de alarma en la cabina de control.

Dos bombas autoaspirantes de pistones óxidos, de 140 l/min. de capacidad cada una, a 80 kg/cm^2 de presión de régimen, elevan el fluido al acumulador de presión o directamente a la instalación, a través de las válvulas antirretorno protegen a las bombas cuando están paradas, evitando que retroceda el fluido a presión desde la instalación hidráulica.

Una de las dos bombas hidráulicas está conectada como bomba de trabajo. La segunda bomba sirve de reserva. Además, el período de marcha de las bombas está limitado a 5 minutos. De esta manera se evita que se vierta la totalidad del fluido hidráulico, en caso de que hubiera una fuga en el sistema.

Entre los órganos hidráulicos de cada horno y la unidad generadora de presión hay una válvula electromagnética que se llama válvula principal. Esas válvulas electromagnéticas cierran las tuberías de presión, en caso de avería en las instalaciones hidráulicas o en caso de que haya un corte de tensión de mando.

Todas las tuberías de retorno de cada horno desembocan en un tubo colector que conduce el fluido al tanque de retorno pasando por los filtros de los hornos A y B, respectivamente.

ACUMULADOR DE PRESION. El acumulador de presión es de 2,300 l. de capacidad, sirve de acumulador de energía y abastece de fluido hidráulico a los sistemas de los hornos A y B.

La bolsa gaseosa del acumulador de presión está constituida de

nitrógeno, la cual actúa directamente, sin separación alguna, sobre el fluido hidráulico para controlar el nivel del líquido, el acumulador de presión está dotado de un indicador de nivel, que va unido mediante las bridas.

El nitrógeno llega al acumulador de presión a través de la válvula reductora, la válvula antirretorno y la válvula de cierre.

La presión de trabajo de la instalación hidráulica es controlada por presóstatos y se puede leer en el manómetro.

La parte del acumulador de presión ocupada por el fluido hidráulico está asegurada contra sobrepresión por un bloqueo de seguridad. Las bombas serán puestas en marcha y paradas por los presóstatos, según la presión que reine en los acumuladores.

Sujeción y deslizamiento de electrodos. - Como el electrodo es consumido continuamente en el proceso y bajado dentro de la carga, se instalan secciones adicionales de camisas o envolturas, las cuales son ocupadas por la adición de pasta electródica para ir formando el electrodo continuamente. Por lo que para realizar la operación anterior es necesario deslizar los electrodos y ésto se hace en forma manual o automática, teniendo un equipo de control hidráulico que regula la presión del sistema.

En la parte superior de los electrodos están instaladas dos --

mordazas o cilindros de presión, los cuales aprietan a la envoltura del electrodo y son controladas por válvulas y por medio de gatos hidráulicos efectúan el deslizamiento en la forma siguiente:

Deslizamiento descendente o alargamiento de electrodo.

Mordaza superior:

- 1er. paso; La mordaza se abre.
- 2o. paso; La mordaza sube.
- 3er. paso; La mordaza cierra.

Mordaza inferior:

- 4o. paso; La mordaza se abre.
- 5o. paso; La mordaza superior y el electrodo bajan.
- 6o. paso; La mordaza se cierra.

Deslizamiento ascendente o recogimiento de electrodo.

Mordaza inferior:

- 1er. paso; La mordaza se abre.
- 2o. paso; La mordaza superior y el electrodo bajan.
- 3er. paso; La mordaza se cierra.

Mordaza superior:

- 4o. paso; La mordaza se abre.
- 5o. paso; La mordaza baja.
- 6o. paso; La mordaza cierra.

El dispositivo de deslizamiento está instalado en un montaje firme donde asientan los gatos hidráulicos, los cuales sostienen a la columna del electrodo y son los que regulan la penetración de los electrodos durante la operación; tienen un rango a subir y bajar de 1200 mm., están también controlados manual y automáticamente. Entre cilindros y electrodo se encuentra un empaque aislante para evitar el paso de corriente.

D). Sistema de refrigeración.

Tratamiento de agua de suministro. El agua cruda para los hornos llega previamente de la laguna de la Tortuga a una planta de tratamiento que está localizada en esta área. Ahí una parte es tratada para hacerla potable y enviarla a baños, vestidores, oficinas, etc. La otra parte es suavizada y desmineralizada al grado requerido por los hornos y equipos auxiliares, de donde es bombeada a la torre de enfriamiento.

Agua de recirculación y torre de enfriamiento. El circuito de agua de enfriamiento es de tipo abierto, en donde el agua caliente se colecta en una fosa, de donde es bombeada a la torre de enfriamiento y de ahí hacia los hornos, completándose así el circuito.

Todas las partes del equipo instalado que están expuestas al calor de radiación de gases calientes del horno, son refrigeradas con agua de recirculación.

El sistema cuenta con dos tanques de almacenamiento de agua de enfriamiento para casos de emergencia, que tienen la función de alimentar agua únicamente al sistema eléctrico secundario, por un lapso de tiempo aproximado de 15 minutos, en caso de que se paralice el circuito. Siempre y cuando se cierren las válvulas de los distribuidores I y III.

Distribuidor I.- De la torre de enfriamiento se manda agua a una presión de 7.0 kg/cm^2 , por medio de una bomba y llega al distribuidor regulándose a 4.0 kg/cm^2 , para repartirla entre el equipo que compone la columna de cada uno de los electrodos; 1, 2 y 3. Entre éste se tiene:

Pinzas anulares, manguitos elásticos, cilindros de cierre, pantallas protectoras, compuerta de gas crudo y compuerta de gas limpio.

Distribuidor II. El agua sale de la torre de enfriamiento a una presión de 7.0 kg/cm^2 y llega al distribuidor regulándose a 4.0 kg/cm^2 para distribuirla a los conductores del secundario del transformador de las tres fases, entre las cuales tenemos: tubos conductores de cobre, flexibles de cobre y zapatas de contacto (1, 2-3, 4-5 y 6).

Distribuidor III. La presión de salida del agua en la torre de enfriamiento es de 7.0 kg/cm^2 y al llegar al distribuidor se regula a 1.5 kg/cm^2 , distribuyéndose entre las partes que integran la campana de gases del horno: orilla del faldón; segmen-

tos I, II, III, IV, V y VI; anillos guía de los electrodos; - parte central de la campana y campana de colección de gases en bocas de colado.

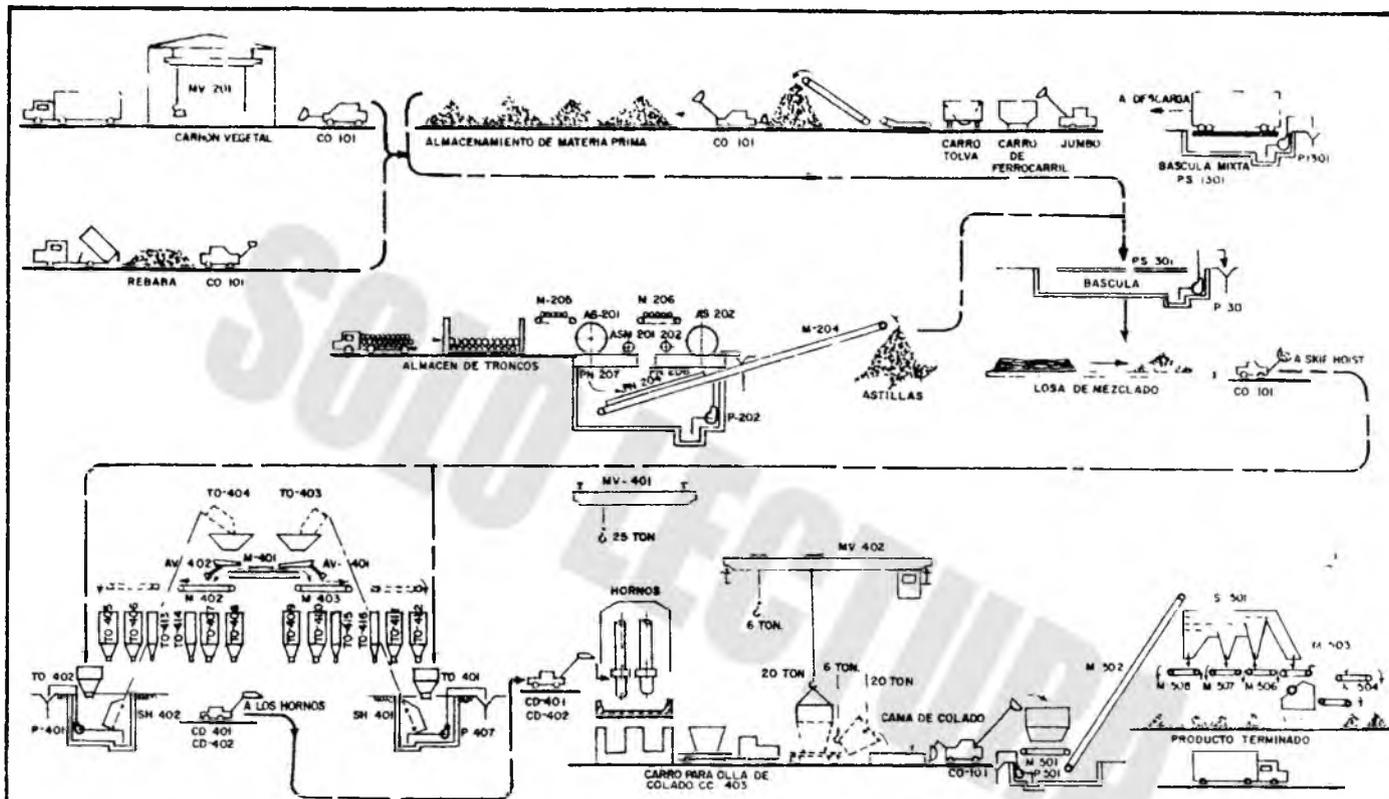
E). Sistema de alimentación. Para el mezclado de materias primas que se alimentan a los hornos, se utiliza un cargador frontal, el cual, después de tomar tales materiales, de los patios pasa a una báscula para registrar el peso correspondiente, y los deposita sobre el piso donde finalmente los mezcla. La capacidad de la báscula es de 60 ton., el patio para mezclado de cargas es de concreto y con área suficiente para preparar el consumo diario de ambos hornos.

La mezcla de materias primas se lleva a cabo por medio del cargador frontal hasta dos elevadores de carro que están localizados en la parte central del lado oriente del edificio de hornos. Dichos carros suben la mezcla hasta donde está instalada una banda transportadora reversible, la cual descarga hasta las tolvas de almacenamiento. Dichas tolvas son doce en total: Ocho capaces de almacenar el consumo diario de los dos hornos y las otras cuatro se utilizan para adiciones de cuarzo y hullas, etc. La alimentación de materias primas a los hornos se realiza mediante máquinas cargadoras con motor eléctrico. Existe una máquina para cada horno y otra con refacción para hacer un total de tres unidades.

F). Sistema de vaciado. Este sistema consta del equipo necesario para recibir el metal fundido del horno y cuenta con: - -

ollas de lámina de acero, revestidas interiormente de materiales refractarios, como son; plásticos, ladrillos, pasta electrodica de carbón, concreto y una capa de arena sílica negra de fundición mezclada con bentonita (se cambia continuamente); sistema de transportación de la olla sobre carros con ruedas de acero, con escape a la zona de vaciado, que tiene una instalación en línea de patios de vaciado, recubiertos de metal producto en forma de finos y seccionados en moldes, con las dimensiones adecuadas al volumen de colado, de tal manera que el espesor sea el óptimo para la trituración.

Para vaciar la olla se hace por conducto de una grúa viajera de 20/5 ton., la cual cuenta con dos ganchos para realizar la operación a velocidad rápida y mínima; la olla se engancha y con el gancho menor se voltea para vaciarla.



Nº EQUIPO	DESCRIPCION	Nº EQUIPO	DESCRIPCION	Nº EQUIPO	DESCRIPCION
MV 201	GRUAS VIAJERAS	CD 101	PAYLOADER	Q - 501	QUEBRADORA
MV 401		CD-401 Y CD-402	CARROS DANCÓ	S 501	CRIBA
MV-402		AS-201 Y AS-202	ASTILLADORAS	SH-401	VIBRATORIA
TO 405 A TO-416	TOLVAS ALIMENTACION	PN-207 Y	CHUTES DE DESCAR-	SH-402	SKIP HOIST
TO 401 Y 402	TOLVAS DE RECIBO	PN-208	LA ASTILLADORA		
TO-403 Y 404	TOLVAS DE PARRÓ	PN-204	FALDON PARA		
AV-401 Y 402	ALIM VIBRATORIOS		TRANSP M 204		
M 204 A M 207		P-101 P 202	BOMBAS		
M 401 A M 408		P-301 P 401	DE		
M 501 A M 508	DE BANDA	P-407 P 501	CARCAMO		

INSTITUTO POLITECNICO NACIONAL

E. S. I. Q. I. E.

TESIS PROFESIONAL

DIAGRAMA DE FLUJO DE PRODUCTO

RAFAEL ZAALA HERNANDEZ	1983	LAMINA NUM 7
------------------------	------	--------------

C A P I T U L O V.

BALANCE METALURGICO DE MATERIALES.

Metodología para realizar cálculos metalúrgicos en la producción de ferrosilicios.

El método más sencillo y rápido que existe para realizar balances metalúrgicos de materiales, para producir ferrisilicios, es el de las gráficas.

Estas gráficas están construídas basándose en el contenido de carbono fijo del reductor que se utilice y en el contenido en sílice del mineral oxidado.

Método de las gráficas.

- 1o. Composición química de la materia prima. Conocer el análisis químico de la materia prima:

Mineral oxidado: Cuarzita, calcedonia, cuarzo, etc.

Reductores: Coques, hullas, carbón vegetal, etc.

Diluyentes: Viruta de hierro, rebaba de acero, varilla de acero, etc.

- 2o. Usar la gráfica correspondiente a la ferroaleación que se quiere producir:

Gráfica a, para ferrosilicio 45%

Gráfica b, para ferrosilicio 75%.

Por la abscisa correspondiente al contenido en C.F., se levanta una ordenada, hasta que corte a la curva correspondiente al contenido en sílice del mineral oxidado.

a). Cálculo del reductor. En el punto que ambas se corten, se traza una horizontal hacia la izquierda que dará la cantidad de reductor necesaria para 1,000kg. del mineral oxidado.

b). Cálculo del diluyente. Siguiendo la curva del contenido en SiO_2 de la cuarcita o cuarzo, hasta su extremo, se tiene la cantidad de viruta de la carga.

c). Cálculo del peso de aleación. De la misma manera como se determina la cantidad del diluyente se hace para la aleación que se producirá en el proceso.

3o. Consideraciones para el balance de materiales. De la experiencia, se han deducido los siguientes datos, que son básicos para el balance de materiales.

a). REPARTO DE MINERALES.

OXIDOS	% QUE SE REDUCE	% QUE PASA A LA ESCORIA	% QUE SE VOLATIZA
SiO_2	93.0	1.0	6 (en forma de SiO).
Fe_2O_3	99.0	1.0	---
MnO	95.0	5.0	---
Al_2O_3	50.0	50.0	---
CaO	40.0	60.0	---
P_2O_5	100.0	---	40 (P)

- b). De las impurezas consideradas como otros residuos el 50.0% pasa a la escoria, 20% se volatiliza y el 30% restante queda en la aleación.
- c). Se supone que todo el hierro de las virutas pasa a la aleación y que el azufre que pueda contener se volatiliza.
- d). En la práctica, para producir 1000 Kg. de FeSi 75% se consumen 80 Kg. de electrodo soderberg, por lo que también actúa como materia prima.
- e). Al carbón teórico fijo para la reducción, se le aumenta el 15% pues el uso del 100% calculado es engañoso para el proceso.
- f). La armadura del electrodo proporciona 7 Kg. de hierro por 1000 Kg. de producción de FeSi 75%.
- g). Por cada 1000 Kg. de FeSi 75% se emplean 44.10 Kg. de varilla.
- h). De acuerdo a las características que debe reunir la carga de materiales que entra al proceso, como; la conductividad eléctrica, composición química, etc., y el costo de los reductores, se elige el tipo de mezcla de reductores.

Ejemplo:

Realizar el balance metalúrgico de materiales, para la producción de una aleación de FeSi 75%, cuya composición química es

la siguiente:

ELEMENTOS	Si	C	Al	Ca	OTROS	Fe
%	75.0	0.05	0.80	0.15	1.0	23.0

1. Composición química de la materia prima:

MATERIAL	C.F	CENI ZA	MAT. VOL.	Fe	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	O- TROS	H ₂ O
CUARZO	-	-	-	-	1.40	98.0	0.30	0.28	0.02	-
HULLA	79.3	8.8	11.9	-	11.20	43.70	23.0	7.10	15.0	3.00
COQUE	84.5	13.1	2.4	-	12.21	60.30	5.34	3.81	18.34	6.60
CARBON VEGETAL	70.0	1.40	16.0	-	4.10	18.80	6.00	58.0	13.10	10.0
ASTILLA DE MADERA	12.0	0.24	87.76	-	-	-	-	-	-	-
PASTA DE CARBON NO COCIDA	75.40	7.60	17.0	-	4.80	52.40	37.80	2.90	2.10	-
VIRUTA O REBABA DE A.	-	-	-	85.0	15.0	-	-	-	-	3.40
ARMADURA DE ELEC- TROS	-	-	-	99.0	-	-	-	-	1.0	-
VARILLA	-	-	-	98.0	-	-	-	-	2.0	-

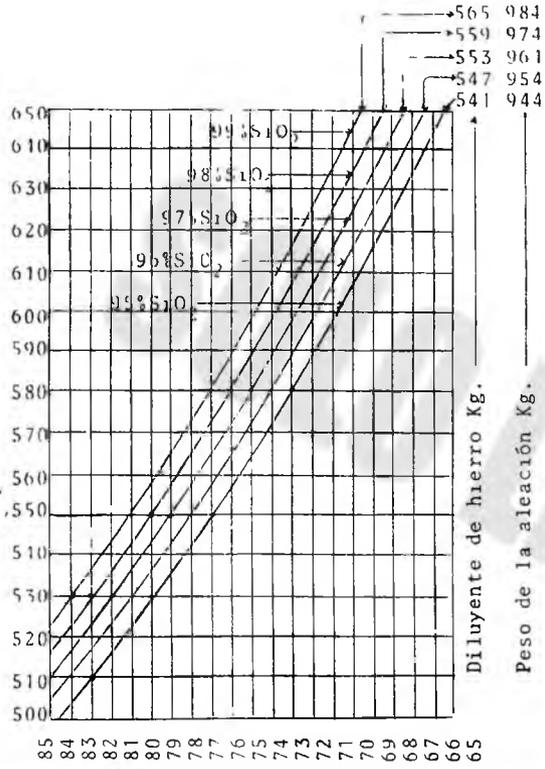
2. Uso de la gráfica b. Los datos necesarios para esta gráfica son:

% SiO₂ en el mineral oxidado = 98.0

% C.F. en el reductor = ?

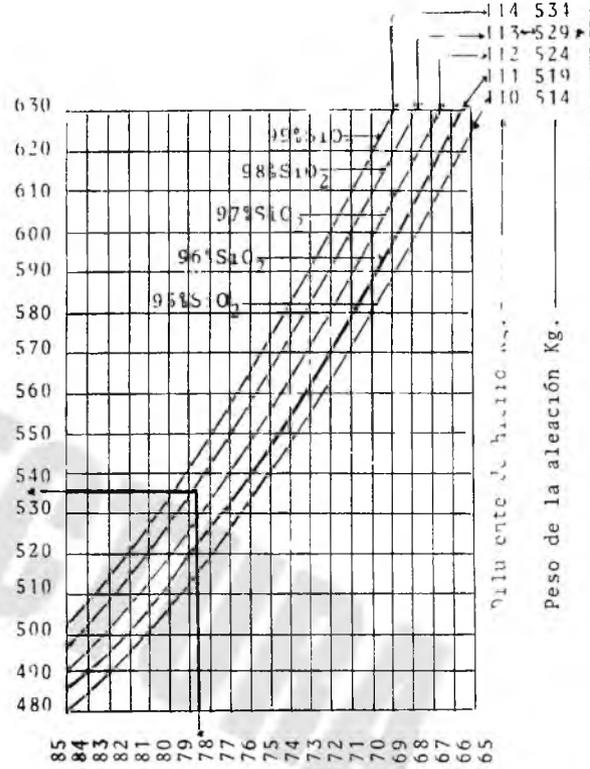
Cálculo del % de carbón fijo (c.f.) en la mezcla de reductores

81
Cantidad del reductor Kg.



Gráfica a

Cantidad del reductor Kg.



Gráfica b

El c.f. usado es:

$$419.975 \times 1.15 = 482.97 \text{ Kg.}$$

El c.f. en la mezcla:

$$482.97 - 31.9 = 451.07 \text{ Kg.}$$

Cálculo del peso de los reductores de la mezcla:

$$\frac{451.07 \times 0.60}{0.793} = 341.3 \text{ Kg.}$$

$$\frac{451.07 \times 0.20}{0.845} = 106.76 \text{ Kg.}$$

$$\frac{451.07 \times 0.20}{0.70} = 128.88 \text{ Kg.}$$

Cálculo de los diluyentes:

Cantidad de armadura de electrodos: Cantidad de varilla para los vaciados:

$$\frac{7 \times 529}{1000} = 3.703 \text{ Kg.}$$

$$\frac{441 \times 529}{1000} = 23.33 \text{ Kg.}$$

Cantidad de viruta de hierro:

$$113.0 - (3.703 + 23.33) = 85.967 \text{ Kg.}$$

Como la viruta contiene un 85% de Fe y un 15% de Fe_2O_3 (el 99% se reduce).

$$\frac{111.7}{159.7} \times (15 \times 0.99) = 10.40\% \text{ de Fe en } \text{Fe}_2\text{O}_3$$

El rendimiento de la viruta es:

$$85.0 + 10.4 = 95.4\%$$

Viruta total =

$$\frac{85.967}{0.954} = 90.11 \text{ Kg.}$$

TABULACION Y CONTENIDO.

Tabulación de datos teóricos y prácticos con su análisis, para conocer su contenido.

MATERIAL	Kg. SECO	C.F.	CENIZA	MATERIA VOLATIL	Fe	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	OTROS	H ₂ O	Kg. HUMEDO
CUARZO	1000.0	-	-	-	-	14.0	980.0	3.0	2.8	0.2	-	1000.00
HULLA	341.30	270.65	30.03	40.62	-	3.36	13.12	6.92	2.13	4.5	10.24	351.54
COQUE	106.76	90.20	14.0	2.56	-	1.71	8.44	0.75	0.53	2.57	7.05	113.81
CARBON VEGETAL	129.00	90.3	18.0	20.7	-	0.74	3.38	1.08	10.44	2.36	12.90	141.9
ELECTRODO SODERBERG	35.12	31.9	3.22	*	-	0.155	1.69	1.20	0.10	0.07	-	35.12
VIRUTA	90.11	-	-	-	76.6	13.51	-	-	-	-	3.064	93.174
ARMADURA DE ELECTRODOS	3.703	-	-	-	3.333	-	-	-	-	0.37	-	3.703
VARILLA	23.33	-	-	-	22.86	-	-	-	-	0.47	-	23.33
	1729.323	483.05	65.25	63.88	102.793	33.475	1006.63	12.95	16.0	10.54	33.254	1762.577

1729.323 Kg DE SUMA VERTICAL = 1729.323 Kg. DE SUMA HORIZONTAL.

Orden de revoltura. - De la tabla anterior se obtiene la lista de orden de revolturas para formar una carga del horno.

Cuarzo = 1000 Kg — 1000 Kg
 Hulla = 351.54 Kg — 352 Kg
 Coque = 113.81 Kg — 114 Kg
 C vegetal = 141.9 Kg — 142 Kg
 Rebaba = 93.174 Kg — 93 Kg.
 1700.424 Kg.

El número de cargas para producir una tonelada de FeSi 75% es:

1700.424 Kg de material húmedo — 529 Kg. de aleación

X — 1000 "

$$X = \frac{1700.424 \times 1000}{529} = 3214.412 \text{ Kg}$$

$$\text{No. de cargas} = \frac{\text{total material húmedo}}{\text{total material 1 carga}} = \frac{3214.412}{1700.424} = 1.89 \text{ cargas.}$$

a). Cálculo de la cantidad de escoria que se produce en el proceso.

OXIDOS	Kg.	% QUE PASA A LA ESCORIA	Kg. QUE PASAN A LA ESCORIA	COMPOSICION QUIMICA DE LA ESCORIA %
SiO ₂	1006.63	1.0	10.07	31.72
Fe ₂ O ₃	33.475	1.0	0.335	1.06
Al ₂ O ₃	12.95	50.0	6.475	20.40
CaO	16.00	60.0	9.6	30.24
Otros	10.54	50.0	5.27	16.60
TOTAL	---	---	31.75	100.0

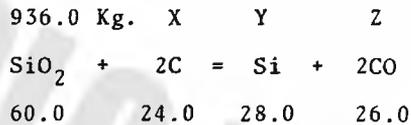
b). Cálculo de la cantidad de gases volatilizados.

La cantidad de polvos de sílice en forma de SiO es:

$$1006.63 \times 0.06 = 60.40 \text{ Kg.}$$

La cantidad de los reactivos y productos en las reacciones de reducción:

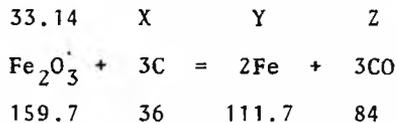
La cantidad de sílice que se reduce es: $1006.63 \times 0.93 = 936.2 \text{ Kg.}$



$$X = \frac{936.2 \times 24.0}{60.0} = 374.50 \text{ Kg de C} \quad Y = \frac{936.2 \times 28.0}{60.0} = 436.90 \text{ Kg. de Si.}$$

$$Z = \frac{936.2 \times 56.0}{60.0} = 873.80 \text{ Kg de CO}$$

La cantidad de Fe_2O_3 que se reduce es: $33.475 \times 0.99 = 33.14 \text{ Kg}$

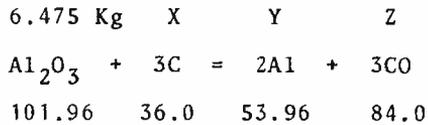


$$X = \frac{33.14 \times 36}{159.7} = 7.47 \text{ Kg de C} \quad Y = \frac{33.14 \times 111.7}{159.7} = 23.18 \text{ Kg de Fe.}$$

$$Z = \frac{33.14 \times 84}{159.7} = 17.43 \text{ Kg de CO}$$

La cantidad de alúmina que se reduce es:

$$12.95 \times 0.5 = 6.475 \text{ Kg de Al}_2\text{O}_3$$

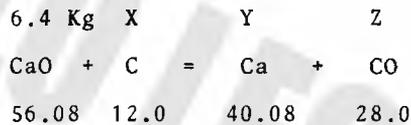


$$X = \frac{6.475 \times 36.0}{101.96} = 2.29 \text{ Kg de C} \quad Y = \frac{6.475 \times 53.96}{101.96} = 3.43 \text{ Kg de Al.}$$

$$Z = \frac{6.475 \times 84.0}{101.96} = 5.34 \text{ Kg de CO}$$

La cantidad de cal que se reduce es:

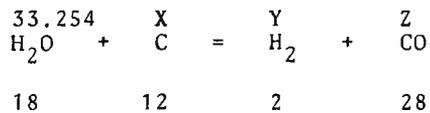
$$16.0 \times 0.40 = 6.4 \text{ Kg.}$$



$$X = \frac{6.4 \times 12.0}{56.08} = 1.37 \text{ Kg de C} \quad Y = \frac{6.4 \times 40.08}{56.08} = 4.57 \text{ Kg de Ca.}$$

$$Z = \frac{6.4 \times 28}{56.08} = 3.2 \text{ Kg. de CO}$$

La cantidad de agua que se reduce es el 100%.



$$X = \frac{33.254 \times 12}{18} = 22.2 \text{ Kg de C} \quad Y = \frac{33.254 \times 2}{18} = 3.7 \text{ Kg de H}_2.$$

$$Z = \frac{33.254 \times 28}{18} = 51.73 \text{ Kg de CO}$$

Cálculo de la cantidad de otros residuos que se volatilizan:

$$10.54 \times 0.20 = 2.108 \text{ Kg.}$$

OXIDOS	KG. DE C PARA REDUCIR A	KG. DE CO DE REDUCCION DE	KG. DE ELEMENTO AL REDUCIR A.
SiO ₂	374.5	873.80	Si = 436.90
Fe ₂ O ₃	7.47	17.43	Fe = 23.18
Al ₂ O ₃	2.29	5.34	Al = 3.43
CaO	1.37	3.20	Ca = 4.57
H ₂ O	22.2	51.73	H ₂ = 3.70 (Gas)
TOTAL	407.83	951.5	471.78

Cálculo de la cantidad de polvos de carbón arrastrados por los gases:

Carbón suministrado = 483.05 Kg.

Carbón necesario = 407.83 Kg.

Carbón perdido por diferencia. = 75.22 Kg.

Por lo que la mezcla volatilizada de gases y polvos queda:

Monóxido de carbono (CO) = 951.50 Kg. = 82.25%

Polvos de sílice (SiO) = 60.40 Kg. = 5.22%

Materia volátil = 63.90 Kg. = 5.52%

Otros residuos = 2.11 Kg. = 0.19%

Polvos de C arrastrados por los gases	=	75.22 Kg	=	6.50%
Hidrógeno	=	3.70 Kg	=	0.32%
T O T A L	=	1156.83 Kg	=	100.00%

Cálculo del volumen de gases:

Para CO es:

$$\frac{951.5 \times 22.4}{28.0} = 761.2 \text{ lt.}$$

Para H₂ es

$$\frac{3.70 \times 22.4}{2} = 41.44 \text{ lt.}$$

Para SiO₂ es:

$$\frac{60.384 \times 22.4}{44} = 30.74 \text{ lt.} \quad \text{TOTAL} = 833.4 \text{ l de gas.}$$

Corrigiendo el volumen de los gases por temperatura teniendo como base que la temperatura de los gases es de 500°C.

$$\frac{V_1}{T_1} = \frac{V_2}{T_2} \quad V_2 = \frac{V_1 T_2}{T_1} = \frac{833.4 (500+273)}{273} = 2359.77$$

$$V_2 = 2360 \text{ l. de gas.}$$

C A P I T U L O VI.

PROBLEMAS QUE SE PRESENTARON DURANTE EL ARRANQUE DE LA PLANTA

Programa de arranque.

Preparación de la planta para la conexión eléctrica de los hornos.- Antes de que el horno sea conectado deben cumplirse las siguientes condiciones:

- a). Que haya suficiente suministro de materia prima, tales como: componentes de mezcla, pasta electródica, para garantizar por lo menos tres meses de operación a la máxima potencia eléctrica.
- b). Que haya suficiente suministro de materiales auxiliares, - tales como camisas de electrodos, varillas de perforación, lanzas de oxígeno, materiales para taponado de los orificios de sangrado de bocas, etc. Para garantizar por lo menos tres meses de operación a la máxima potencia.
- c). Que haya suficiente agua de enfriamiento, agua de enfriamiento de emergencia, aceite hidráulico, aire comprimido, y el oxígeno especificado.
- d). Que haya energía normal y energía de emergencia para los controles del horno.

- e). Que esté disponible todo el equipo (tal como ollas) requerido en la formación de moldes.

Posición de las camisas de electrodos. Las camisas de electrodos son traídas al lugar indicado del horno, mientras éste se está construyendo. El tiempo exacto es seleccionado de manera que la presencia de camisas de electrodo no obstruya la construcción del horno. Es importante, por lo menos que las camisas estén disponibles con anticipación.

Preparación de la cubierta y recubrimiento del horno.

- a). Se perforan orificios a través de la cubierta del horno para permitir que los vapores gaseosos escapen, con un espesor de 200 mm., arriba del fondo de la cubierta del horno. Un orificio cada tres metros, el diámetro de los orificios es de aproximadamente 10 mm.
- b). El crisol se cubre con una capa de coque de aproximadamente 100 mm.
- c). Los orificios de sangrado se taponan y colocan tubos de acero entre los mismos y los cilindros de coque para asegurar la falta de problemas en la primera vaciada.
- d). Las ollas de sobreflujo deben estar disponibles para los vaciados de ferromanganeso y silicomanganeso.

e). Los cilindros de coque se colocan bajo los electrodos:

diámetro del cilindro	1400 mm.
altura del cilindro	1300 mm.
espesor aproximado de la placa	4 mm.

Los cilindros se llenan con pedazos de coque de 10 a 15 mm.

g). Los cilindros de regulación se sitúan a los 400 mm.

Preparación de electrodos.

- a). La longitud del electrodo libre abajo de las zapatas de contacto debe ser de 2200 mm.
- b). La parte inferior del electrodo es cerrada con una placa de 20 mm. soldada a la camisa.
- c). Se hacen orificios en el electrodo para permitir el escape de gases. Con cuatro orificios en posición transversal, esto deberá ser repetido cada 400 mm., hasta llegar a la parte inferior de las zapatas de contacto.
- d). Se cargan pedazos de pasta sólida.
- e). Se controla el nivel de pasta.
Durante la cocción del electrodo aproximadamente de 2 a 2.5 m., arriba de la parte superior de las zapatas de con

tacto, tan pronto como la cocción es terminada y durante la operación normal 3 a 4 m. arriba de la parte superior de las zapatas de contacto.

f). Posicionar los electrodos en la abertura correcta.

Ferromanganeso.- Si el espesor del recubrimiento es reducido en 100 mm. la abertura de los electrodos debe ser situada en 2600 mm.

Si el espesor del recubrimiento es cambiado como originalmente se dió, la abertura del electrodo debe ser reducida a 2450- 2500 mm., con el objeto de proteger el recubrimiento, ésto dará un incremento temporal en la parte media del crisol, lo cual provocará una ligera baja recuperación de manganeso, así como una ligera elevación del consumo de energía. La potencia para ferromanganeso de escoria con alto contenido de manganeso es de 5500 a 6000 kw y para ferromanganeso de escoria con bajo contenido de manganeso es de 6000 a 6500 kw. Los valores de 5500 kw para escoria de alto contenido de manganeso y 6000 kw para escoria de bajo contenido de manganeso pueden ser considerados como la garantía de funcionamiento para el horno en producción de ferromanganeso.

Silicomanganeso. La abertura entre electrodos es la misma que para ferromanganeso y la potencia puede variar entre 8000 kw y 10,000 kw, considerando como máximo 9,000 kw.

Ferrosilicio.- Se debe ajustar la abertura del electrodo a 2500 mm. y la potencia entre un intervalo de 10,000 a 12,000 kw.

Realizar inspecciones generales antes de conectar eléctricamente al horno.

- a). Material aislante disponible y grúa para la instalación de camisas y adición de pasta.
- b). Los tubos de alta intensidad de corriente deben estar cubiertos.
- c). Las tuberías de agua de enfriamiento e hidráulicas deben ser cubiertas con cinta de asbesto como protección contra las flamas.
- d). Las camisas para electrodos deben ser controladas como sigue: Asegurar que estén dentro de los límites correctos de peso.

Deben situarse aproximadamente una sobre otra, y la soldadura debe ser probada.

Pruebas a efectuar antes de que el horno sea conectado eléctricamente.

Pruebas generales en los hornos.

- a). Circuito de suministro de alta corriente; verificar que los conductores hayan sido conectados correctamente. Importante: Los tubos de alta intensidad de corriente, deben ser cubiertos en la parte superior para que no haya peligro de cortos circuitos causados por caída de materiales.
- b). Presión de las zapatas de contacto. Verificar que las zapatas de contacto puedan ser presionadas hacia el electrodo y que las camisas no sean deformadas.
- c). Paso de deslizamiento. Comprobar y verificar que el mecanismo de deslizamiento funcione en manual y automático. La carrera de deslizamiento debe ser ajustada a 25 mm.
- d). Regulación de electrodos. Ajuste y control de la velocidad de la carrera de los electrodos. Deben ser movidos hasta posición más baja y más alta.
- e). Equipo hidráulico.
Comprobar que las bombas trabajen apropiadamente.
Verificar que haya suficiente fluido hidráulico.
- f). Instrumentación. Verificar que toda la instrumentación esté operando correctamente.
- g). Todas las alarmas y mecanismos deben ser revisados.

h). Agua de enfriamiento. Comprobar y verificar que las relaciones de flujo y temperatura sean las correctas.

Asegurarse que el sistema de suministro de agua de emergencia trabaje correctamente.

i). Revisar el aislamiento eléctrico. Esto se hace inmediatamente antes de que los hornos sean conectados.

Planta auxiliar.

a). El sistema de pesado se revisa antes de que cualquier mezcla sea pesada.

b). Revisar y probar sistemas de cargado, usando mezclas.

c). Asegurarse de que todo lo necesario para la vaciada, ollas, refractarios, pasta, etc... esté disponible.

d). Asegurarse de que las ollas puedan ser removidas por la grúa.

Conectar electricamente el Horno.

a). Debe haber buen contacto eléctrico entre la punta del electrodo y el cilindro de coque.

b). Después de conectar en el TAP más bajo y en conexión estrella, operar durante dos horas hasta que el coque en cilin-

ros esté caliente para que proporcione calor para el proceso de cocción, después de esto, el programa de cocción para los primeros cinco días es como sigue:

1er. día	0 - 2 horas	contínuo	5 KA.
	3 - 10 "	5'/30'	5 - 6 KA.
	11 - 18 "	10'/30'	10 KA.
	19 - 26 "	10'/20'	10 KA.
2o. día	27 - 34 "	10'/15'	15 KA.
	35 - 42 "	15'/10'	15 KA.
	43 - 50 "	20'/10'	20 KA.
3er. día	51 - 58 "	30'/10'	20 KA.
	58 - 72 "		25 KA.
4o. día	contínuo		30 KA.
5o. día	contínuo		30 -35 KA.

- c). El nivel de pasta en el electrodo se mide una vez por turno.
- d). El electrodo bajo ninguna circunstancia se eleva durante las primeras 48 horas de cocción.
- e). El proceso de cocción se controla por la observación de flamas que salgan de los orificios en las camisas, si existen flamas grandes la velocidad de cocción se debe bajar, disminuyendo el tiempo en que el horno está conectado.
- f). Es importante que las zapatas de contacto permanezcan en

contacto con las camisas de los electrodos, el arqueo debe ser evitado para prevenir daños en las zapatas y camisas.

g). Una vez que la cocción es terminada, la potencia debe ser incrementada por unas cuantas horas, de tal manera que se destruyan los cilindros de coque.

h). Durante la cocción asegurarse de tener varas de madera disponibles para romper las costras en los cilindros de coque.

Tener disponible coque para que los cilindros puedan ser rellenado.

Tener disponible un cordel con contrapeso para medición del nivel de pasta.

Tener disponible el equipo para soldar lo necesario.

Preparaciones que se deben realizar antes de la primera carga de materiales. Una vez que la cocción de electrodos ha terminado y los cilindros con coque han sido destruídos, el horno se llena con pedacería de madera hasta el nivel que corresponde a la altura original de los cilindros con coque.

La madera que se esté quemando debe ser lo suficientemente fuerte para soportar la primera carga de mezcla. Este procedimiento tiene las ventajas siguientes:

- Recubrimiento del horno calentado.
- Las primeras mezclas cargadas permanecen en el área de --

reacción bajo los electrodos.

Lo anterior se aplica tanto para ferromanganeso, silicomanganeso como para ferrosilicio.

Procedimiento de cargado.- Las mezclas cargadas durante los dos primeros días deben contener un exceso de astilla de madera para incrementar la resistencia eléctrica y mantener los electrodos bien profundos en la mezcla, el llenado completo del horno debe hacerse en dos días. La potencia deberá ser incrementada a tal velocidad que el horno esté a plena carga después de tres a cinco días (si es posible en tres días), ésto se aplica tanto para ferrosilicio como para ferromanganeso y silicomanganeso.

Descripción de los problemas de arranque.- Al hacer un estudio de tiempo perdido y sus causas en la operación de los hornos durante el arranque, se concluye que los problemas más comunes e importantes fueron en los siguientes sistemas:

HORNO "A"

- 1.- Sistema eléctrico.
- 2.- Sistema de enfriamiento.
- 3.- Sistema de alimentación.
- 4.- Sistema de vaciado

1.- Sistema eléctrico. Paros del horno por problemas con:

- a). La Comisión Federal de Electricidad.

- b). La Subestación principal
- c). Las subestaciones unitarias de la planta.

2.- Sistema de enfriamiento. Paros del horno por mal diseño de la succión de agua de la torre de enfriamiento dando lugar a:

- a). Bajo nivel del agua en la torre de enfriamiento.
- b). Bajo nivel en la fosa de agua caliente.
- c). Disparo de bombas en la torre de enfriamiento y la fosa de agua caliente.
- d). Baja presión en la succión de agua de la torre de enfriamiento y al mismo tiempo baja presión del agua en los distribuidores del sistema.

3.- Sistema de alimentación. Paros del horno por mal diseño del control de operación del equipo del sistema.

4.- Sistemas de vaciado. Causó paros del horno por:

- a). Dificultad para taponear el horno.
- b). Derrame de metal y escoria en las coladas del horno.

HORNO "B"

- 1.- Sistema eléctrico.
- 2.- Sistema de enfriamiento.
- 3.- Sistema de alimentación.
- 4.- Sistema de vaciado.
- 5.- Fracturas de electrodos.

6.- Embancamiento y perforación del horno.

- 1.- Sistema eléctrico. Además de los problemas ya mencionados para el horno "A", existe otro muy importante que influye especialmente en los procesos sin escoria, es el de alta reactancia eléctrica del horno.
- 2.- Sistema de enfriamiento. Los problemas fueron los mismos que para el horno "A".
- 3.- Sistema de alimentación. Los problemas fueron los mismos que para el horno "A" y otro adicional que fue el de contaminación de las mezclas de materiales (debido a que no se llevó un control adecuado de la preparación y alimentación de las mezclas).
- 4.- Sistema de vaciado. Los paros del horno fueron por:
 - a). Dificultad para perforar y taponar el orificio de sangrado del horno.
 - b). Derrame de metal y escoria en las coladas del horno.
- 5.- Fractura de electrodos. El problema principal causante de paros del horno fue por rotura de electrodos, debido al mal diseño de la armadura metálica (camisas) de los electrodos.
- 6.- Perforación del horno. Paros del horno por perforación

del mismo, debido a su enbancamiento.

Resolución de los problemas de arranque más críticos. Al efectuar un análisis de los problemas que se presentaron en el periodo de arranque de la planta se encontró que los más críticos e importantes son:

HORNO "A".

- 1.- Sistema de enfriamiento.
- 2.- Sistema de alimentación.
- 3.- Sistema de vaciado.

HORNO "B".

- 1.- Fracturas de electrodos.
- 2.- Sistema de enfriamiento.
- 3.- Perforación del horno.
- 4.- Alta reactancia eléctrica del horno.
- 5.- Sistema de alimentación.
- 6.- Sistema de vaciado.

Los problemas que se presentan en una planta se reflejan en la producción de ésta, por lo que se crea la necesidad de darles solución a los mismos.

A continuación se dá una breve descripción de la forma en que se corrigen o se atacan dichos problemas.

HORNO "A".

- 1.- Sistema de enfriamiento. Al inicio se corrigió provisionalmente cada vez que se hacía limpieza en la fosa de agua de la torre de enfriamiento y en forma definitiva al instalar fosas con succiones independientes para cada bomba de la torre de enfriamiento.
- 2.- Sistema de alimentación. La corrección provisional se hizo construyendo una rampa de materiales hasta el nivel de alimentación, a donde el cargador frontal subía las mezclas, para que de ahí el cargador picador alimentara al horno. La corrección definitiva se hizo al rediseñar el control de --operación del sistema.
- 3.- Sistema de vaciado. Al cambiar algunos elementos (se substituye la trampa por un pedazo de canal y el diámetro de las ruedas del carro portaolla) del sistema, así como el número de coladas y la colocación de una plataforma fija de operación a la altura de la boca de colado, eliminó el problema.

HORNO "B"

- 1.- Fracturas de electrodos. Este problema fue el más crítico - de todos, pero se resolvió al cambiar de calibre la lámina - de camisas y aletas, así como el diseño de las últimas (ven-tanas: de circulares a rectangulares, abriéndolas a la mi - tad y en ángulos de 90°).

- 2.- Sistema de enfriamiento. Se resuelve de la misma manera que para el horno "A".
- 3.- Perforación del horno. Se resuelve evitando enbancamientos del horno.
- 4.- La alta reactancia eléctrica del horno. Este problema no se ha corregido, pero puede evitarse cambiando el material de fabricación del equipo que constituye las columnas de electrodos del horno (de acero al carbono a acero inoxidable), disminuir la longitud y curvas del bus de tubos secundario y con modificación de los flexibles; de mangueras a láminas.
- 5.- Sistemas de alimentación. Las causas de este problema son similares a las del horno "A" y se corrige de la misma manera.

La contaminación de las mezclas es por presencia de manganeso, lo cual deja fuera de especificación las aleaciones del silicio. Este problema se acentúa más en la época de lluvias. La solución es la siguiente:

- a). Limpiando patios de mezclado cada semana y haciendo mezclas de diez cargas.
- b). Evitando el acarreo de materiales de manganeso en las llantas del cargador frontal.
- c). Se seccionó la banda principal para alimentar en forma inde

pendiente a las bandas que alimentan las tolvas de cada horno. Ver lámina No. 7.

Origen de los problemas de arranque. Las causas que al parecer dieron origen a los problemas de arranque se clasifican en:

1.- Factores de tipo físico:

- a). Fallas de diseño.
- b). Fallas de construcción.
- c). Fallas de montaje e instalación del equipo.
- d). Fallas del equipo hasta la normalización de su trabajo.

2.- Factores de tipo económico.

- a). El uso de materiales y equipo no adecuados (de acuerdo a los especificado por el diseño) y de mala calidad
- b). Retraso de la obra originando que la construcción e instalación se llevará a cabo en forma deficiente.
- c). Falta de equipo de seguridad e higiene industrial.

3.- Factores de tipo humano.

- a). Falta de capacitación tanto del personal profesional como el de mano de obra (sobre tecnología del proceso).
- b). Falta de organización del personal.
- c). Falta de capacitación sobre seguridad e higiene industrial.
- d). Falta de capacitación sobre la operación del equipo, etc.

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

El periodo de arranque de una planta industrial, es una de las etapas más importantes del funcionamiento de la misma, debido a que en el transcurso de ella, normalmente se presentan una gran cantidad de problemas, que repercuten en la economía de la empresa. Esos problemas deben ser evitados y atacados inmediatamente, ya que de lo contrario se pueden convertir en críticos y llegar a paralizar la planta.

Los problemas que predominan en el arranque de una planta productora de ferroaleaciones, son los que tienen su origen en factores de tipo físico, económico, tecnológico y humano, pero que sumado a éstos es determinante el de índole administrativo.

Una buena organización del arranque de una planta industrial, - dá como resultado la eliminación de la mayoría de los problemas antes mencionados, para tener una industria eficiente y progresista en beneficio de México.

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

- 1.- A.G.E. Robiette. Electric Smelting Processes. Editorial Griffin-London. Impreso en Gran Bretaña.
- 2.- W.P. Eljutin. Ferrolegierungen. Impreso en Alemania Federal.
- 3.- J.A. Babor y J. Ibars A.. Química General Moderna. Editorial Marín, S. A.
- 4.- Manuales, folletos y planos de dos hornos eléctricos se micerrados para ferroaleaciones, propiedad Cía. Minera Autlán de Mannesman Demag (Fabricación Alemana).
- 5.- Manual del Proyecto hornos 12 y 13 de Cía. Minera Autlán para archivo técnico de la planta Tamós, Ver.
- 6.- Revista Latinoamericana de Siderurgia (No. 182-junio y No. 183-julio 1975). Editada por ILAFA.
- 7.- Revista Autlán No. 1 de 1982. Editada por Cía. Minera Autlán.
- 8.- Hector León Tápia. Tesis profesional "Proceso de Fabricación de Ferrosilicio 75% en horno eléctrico de arco - sumergido". De la E.S.I.Q.I.E. del I.P.N.