

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO  
ESCUELA NACIONAL DE CIENCIAS QUIMICAS

ESTUDIO DE LA FABRICACION  
DEL FERROMANGANESO EN UN  
HORNO DE 2,000 K.V.A.

TESIS

que para el examen profesional de la carrera  
de Ingeniero Químico presenta el alumno  
MIGUEL BOSCH VILLALONGA

MEXICO, D. F.

1946



Universidad Nacional  
Autónoma de México



**UNAM – Dirección General de Bibliotecas**  
**Tesis Digitales**  
**Restricciones de uso**

**DERECHOS RESERVADOS ©**  
**PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

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

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

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO  
ESCUELA NACIONAL DE CIENCIAS QUÍMICAS

ESTUDIO DE LA FABRICACION  
DEL FERROMANGANESE EN UN  
HORNO DE 2,000 K.V.A.

TESIS

que para el examen profesional de la carrera  
de Ingeniero Químico presenta el alumno  
MIGUEL BOSCH VILLALBA

MEXICO, D. F.

1948

Al Sr. Profesor Químico Técnico  
**RAFAEL ILLESCAS FRISBIE**  
con todo respeto y aprecio.

Al Sr. Profesor Olimario Tócano  
RAFAEL HILSCAS PRISNIE  
con todo respeto y aprecio.

## CAPITULOS

	Págs.
I.—Teoría metalúrgica del proceso .....	9
II.—Cálculo de la carga y balance de materiales .....	19
III.—Cálculo del horno .....	31
IV.—Reactancia, factor de potencia y características del sistema eléctrico del horno .....	39
V.—Cálculo de la energía eléctrica necesaria para producir una tonelada de ferromanganeso .....	49
VI.—Estimación de costos .....	57

# CAPITULOS

I	Teoría general del proceso	1
II	Clasificación de la carga y balance de materiales	10
III	Clasificación del horno	21
IV	Reactivos, factor de potencia y características del horno eléctrico	29
V	Clasificación de la energía eléctrica necesaria para producir aluminio	39
VI	Reactivos de potencia	49

## CAPITULO I

### TEORIA METALURGICA DEL PROCESO

La fabricación del ferromanganeso en el horno eléctrico consiste en la reducción del mineral de manganeso con un contenido de 48-50% de Mn y todo lo más 8% de Fe y 8% de Si con coque, hulla, lignito o carbón de madera, empleando cal o caliza como fundente para el  $\text{SiO}_2$ .

A los minerales pobres en hierro se les agrega mineral o pedacería de hierro para producir un ferromanganeso normal de alto carbono de 78-80% en manganeso con una relación de manganeso a hierro de 6-1 y un contenido de carbono de 6-7% que corresponde a la fórmula .....  
(Mn Fe)<sub>8</sub> C.

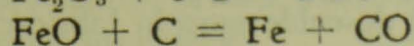
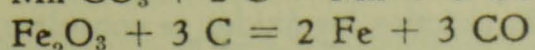
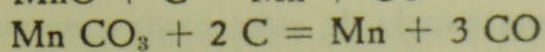
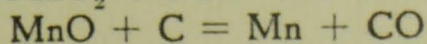
El contenido de Si es aproximadamente de 2%.

Empleando minerales pobres en  $\text{SiO}_2$  se puede llegar hasta 0.1% de Si.

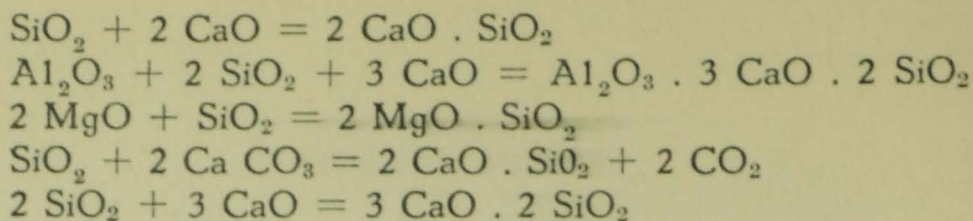
La carga aproximada para un mineral de 50% de Mn es de 1,000 kilogramos de pirolusita, 350 kilogramos de coque y 250 kilogramos de caliza, 20-40 kilogramos de electrodos con un consumo de 3,500-4,000 K.W. hora.

En rendimiento es de 80% del manganeso por las pérdidas de manganeso en la escoria y volatilización.

Las reacciones son iguales que en el alto horno con la diferencia de la alta temperatura que rodea a los electrodos del horno eléctrico y la tendencia a la formación de escorias con carburo de calcio con el exceso de carbón y cal.







Con un exceso de carbón hay formación de carburo de calcio y causa pérdidas de manganeso por la falta de cal para combinarse con el  $\text{SiO}_2$  y por la falta de carbón para reducir el óxido de manganeso.

Prácticamente todo el carbón es quemado a CO (por reducción directa).

Las ventajas y desventajas del horno eléctrico son:

Como ventajas en la fusión tenemos: homogeneidad en la composición del producto final obtenido de las cargas. Medición de la temperatura y de la energía más fácil, unidades más pequeñas, mejor control metalúrgico, obtención de altas temperaturas, construcción más simple del horno, operación más sencilla y se requiere un espacio menor.

Por lo que se refiere al calentamiento es más homogéneo y se requiere menos personal.

Las desventajas son: Su alto costo, más cuidado en el control, mejores refractarios, mayor costo en los operarios, reparaciones más costosas, manejo más delicado, y el incrementar la temperatura en un horno eléctrico es más perjudicial que en un alto horno.

## MATERIAS PRIMERAS

1). *Minerales.*—Los minerales de manganeso que se emplean pueden ser de dos clases, óxidos y carbonatos.

Como óxidos tenemos:

pirolusita	$\text{Mn O}_2$
manganita	$\text{MnO (OH)}$
rodonita	$\text{Mn SiO}_3$
hausmanita	$\text{Mn}_3 \text{O}_4$
psilomelano	$\text{MnO}_2 - (\text{H}_2\text{O} - \text{K}_2\text{O} - \text{BaO})$
braunita	$\text{Mn}_2 \text{O}_3$

Los minerales pueden ser una mezcla de estos óxidos, no pudiendo ser diferenciados unos de otros. En la práctica los óxidos se consideran como pirolusita. La rodonita no es un mineral deseable para la fabricación del

ferromanganeso bajo en Si, pero el Silicato puede estar presente como mezcla de minerales. Cuando está presente pasa a la escoria sin reducción.

La rodocrosita  $Mn CO_3$  es un mineral deseable cuando está mezclado con óxidos, pero cuando se emplea sólo presenta dificultades durante la fusión porque decrepita y además se desprenden muchos gases.

Para propósitos prácticos los minerales se clasifican en minerales de alto grado de manganeso, cuando contienen 35% de Mn o más y menor de 5% de hierro y de bajo grado, cuando contienen de 10-35% de manganeso y de 10-25% de hierro. Para minerales de alto grado que contienen poco hierro se pueden usar torneaduras o pedacería de acero, mineral de manganeso de 30% de Mn y 10% de Fe o bien mineral de hierro.

Es mejor emplear torneaduras que mineral, porque la reducción del mineral consume más energía y la separación del manganeso de la escoria se hace más rápidamente si el hierro se añade en el estado metálico. La adición de mineral tiene la ventaja de que hace la marcha del horno más uniforme. El empleo de torneaduras o mineral de hierro depende de los costos y minerales de que se disponga.

II). *Agentes reductores.*—Pueden usarse carbón vegetal, lignito, hulla y coque. Las principales características de un buen agente reductor son: Relación alta de carbón fijo a ceniza, cantidad mínima de materias combustibles gaseosas, bajo contenido de S y P y baja conductividad eléctrica, pero entre los de baja conductividad es mejor el coque por tenerla un poco mayor pues así el voltaje disminuye, siendo menores las pérdidas por volatilización. El lignito tiene mayor poder reductor.

III). *Fundentes.*—Se emplean caliza y cal. Su contenido en fósforo y  $MgO$  debe ser bajo. Es preferible la caliza o la cal porque ésta última cuando está almacenada absorbe  $CO_2$  y humedad, se afloja y cambia de volumen, cambiando el contenido de  $CaO$  y el análisis de la escoria puede variar porque no se sabe el contenido exacto de  $CaO$ . Lo mejor es emplear un mármol de la mejor calidad posible.

## LAS ESCORIAS EN LA FABRICACION DEL FERROMANGANESO

De un número considerable de escorias y gran variedad de tipos, producidos se han seleccionado ocho diferentes clases y se han analizado cuidadosamente.

- 1.—Escoria dura de color gris con inclusiones de ferromanganeso.
- 2.—Escoria dura de color verduzco con pocas o ninguna inclusión de metal.
- 3.—Escoria dura de color verde oscuro con pequeñas inclusiones.
- 4.—Escoria floja con alto contenido en cal.
- 5.—Escoria floja con alto contenido en cal.
- 6.—Escoria gris brillante vítrea.
- 7.—Escoria dura de color verde brillante.
- 8.—Escoria dura granulosa de color verde brillante.

*Los análisis de las muestras son:*

	1	2	3	4	5	6	7	8
SiO <sub>2</sub>	28.2	31.5	26.6	34.4	22.4	30.9	31.9	32.9
FeO	1.2	0.7	1.0	0.1	0.1	1.1	1.3	0.8
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	17.3	8.0	9.6	7.7	6.8	10.0	10.1	8.7
CaO	41.4	35.7	31.1	42.2	46.8	37.8	35.3	36.0
MgO	7.6	1.8	1.1	1.8	4.0	10.2	10.4	2.1
BaO	0.4	1.3	4.8	1.1	0.2	0.2	0.3	1.2
Mn.	2.1	14.5	19.9	8.1	5.3	4.7	5.8	12.2
TOTAL:	98.2	93.5	94.1	95.4	85.6	94.9	95.1	93.9

De estas escorias en cuanto a sus condiciones físicas hay dos tipos: escorias compactas y escorias flojas.

La escoria floja es debida a que el ortosilicato  $2 \text{ CaO} \cdot \text{SiO}_2$  se separa como una de las fases.

El ortosilicato cristaliza en tres diferentes formas. La forma a, estable a  $1410^\circ \text{ C}$ .

La forma B estable entre  $675$  y  $1410^\circ \text{ C}$ . y la forma D estable abajo de  $675^\circ \text{ C}$ . La transformación del B. ortosilicato a la forma va acompañada de un aumento de volumen de  $10\%$ . Esta es la razón porque se les llama a la 4 y 5 "air slaking slags".

La presencia de mucha magnesia en las escorias tiende a evitar esta última transformación.

El ferromanganeso va a las escorias: 1º—Como inclusión; 2º—Silicato de manganeso; 3º—Manganatos y manganitos de calcio y en algunos casos como óxidos en solución en la escoria.

Toda escoria que es insuficientemente flúida contendrá más o menos inclusiones de ferromanganeso.

La falta de carbón para reducir manganoso origina la formación de manganitos y manganatos. El exceso de sílice parece que tiende a formar silicatos, aún cuando haya suficiente carbón para reducir todos los óxidos a metal. Una escoria verde es indicio de falta de carbón para reducir el óxido de manganoso. La decoloración indica aumento de manganoso. Las escorias rosadas indican la presencia de silicato de manganoso.

Un exceso de carbón tiende a la formación de carburo de calcio y grafito, lo que ocasiona pérdidas de energía eléctrica.

Una escoria de composición media es la siguiente:

SiO <sub>2</sub>	26-30%	MgO	— 5.5 — 7 %
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12-13%	BaO	3 %
CaO	38-40%	F <sub>2</sub> Ca	1.2%
MnO	10-14%		

## INDICACIONES SOBRE EL PROCESO INTERNO DE FUSION DERIVADOS DEL ESTUDIO DE LAS ESCORIAS

De las observaciones de M. Déribéré en un proceso de escorias básicas y bien agotadas se deduce que se han obtenido dos escorias distintas que son de coloración y temperatura de formación diferente. La escoria normal es ordinariamente verde, de un verde pardo o pardo obscuro y puede suponerse que se debe a sales de manganoso (principalmente manganitos de calcio). La otra escoria observada es rosada por la presencia de silicatos de manganoso y tiene una densidad un poco menor. La verde es más fusible y contiene más CaO que la rosa, la cual es más silicosa, más pastosa y menos caliente.

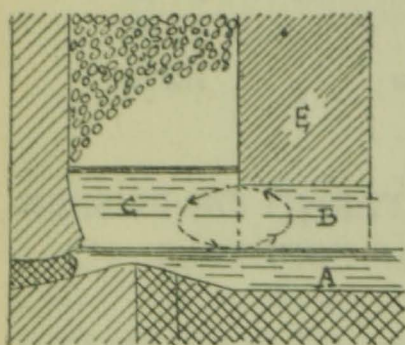
La formación de dos escorias distintas procede de un crisol del horno insuficientemente separado o de una marcha del horno demasiado caliente, lo que se deduce de las siguientes hipótesis.

Se supone que la circulación que sigue la línea del eje de la figura, que es una característica de la fabricación de la escoria, se deja de hacer o se haga mal por diversas causas, por ejemplo:

- a) Por ondulación parcial del borde del crisol.
- b) Posición baja del crisol debido a electrodos demasiado bajos.

- c) Escoria pastosa que se asoma sobre los bordes del crisol y queda fría cuando la escoria que está bajo los electrodos se calienta mucho.
- d) Marcha demasiado caliente produciendo una calefacción y una formación demasiado brusca de la escoria caliente y fluida bajo el electrodo. Se produce una diferencia de fluidez estorbando la circulación de la escoria dentro del crisol.

En el caso tratado de no circulación se tendrá:



1º—Bajo el electrodo en la parte B una escoria sometida a una temperatura muy alta formando resistencia de calefacción entre el electrodo E y el baño de metal A. La reducción a causa de la alta temperatura será muy completa y se tendrá menor  $MnO$  y  $SiO_2$  que en un análisis medio de escoria. Por tanto, aumentará el porcentaje de  $CaO$  y  $MgO$  y alcanzará a veces el límite de fusión. Será la escoria verde de punto de fusión alto, fluido y caliente.

2º—En C. se reúnen escorias frías que la falta de circulación impide ir a mezclarse con las escorias básicas. Por ser deficiente la reducción tendrá más  $SiO_2$ . Las reacciones secundarias producen silicatos, de donde procede la coloración rosada. Al derrame estas escorias que son pastosas no salen normalmente detrás del metal, son arrastradas poco a poco por la escoria fluida, procedente del centro del crisol que las arranca por partes y las arrastra, y por esta causa se producen diferencias de temperatura durante el derrame y aparecen filamentos o glóbulos rosa.

Después del derrame se separan por licuación.

## PERDIDAS EN EL HORNO

En el horno eléctrico las pérdidas por polvo son causadas por soplos y bolsas de gas en los períodos de operación irregular.

Igualmente se considera que el manganeso se volatiliza como metal que sale del horno y se quema en la superficie en forma de óxido. La presencia de humos cafés en los gases llevan a esta conclusión, pero también es ha observado en hornos de superficie fría en los que no hay humos cafés, hay sin embargo considerable volatilización.

Basándose en las proporciones de hierro y manganeso en la carga se volatiliza más hierro en proporción, que manganeso. Cuando se reduce el contenido de manganeso en la escoria usando más carbón se incrementan las pérdidas por volatilización.

Las causas de la volatilización son: La volatilización ocurrirá inevitablemente en un horno impropriamente diseñado en lo que se refiere a la distribución del calor. Un horno debe ser proporcionado en relación a su potencia para que opere eficientemente.

En los hornos se ha observado que la volatilización varía en forma muy amplia en el transcurso de la operación.

Otra teoría más avanzada considera que el manganeso y el hierro se volatilizan como carbonilos que en la parte superior se queman a óxido y  $\text{CO}_2$  y en el caso de hornos que tienen la parte superior fría pueden pasar como gases desapercibidos. Esta teoría concuerda con las observaciones referentes a la adición de carbón y su efecto en el incremento de la volatilización.

La formación de carbonilos proviene de la formación de carburos de hierro y manganeso que reaccionan con los óxidos metálicos presentes reduciéndolos y transformándolos en carbonilos.

Como en muchos casos, las escorias producidas en el horno eléctrico: tienen distinto valor como fundente será mejor permitir más manganeso en la escoria quitando carbón en la carga evitando que las pérdidas de manganeso se incrementen de este modo.

## DESCRIPCION DEL PROCESO

Las materias primeras se descargan de los carros de ferrocarril en carros de una tonelada de capacidad a los depósitos respectivos. Los materiales son traspasados por una tolva alimentadora al transportador enfrente de los depósitos. Los carros son descargados en un transportador ligeramente inclinado que lleva el mineral a una quebradora, la que lo descarga en un elevador inclinado de canjilones.

Los elevadores se descargan en un muestreador que quita la décima parte. El resto de material se conduce a la plataforma del horno. La muestra pasa a un mezclador cónico y de ahí a un muestreador quitándose la décima parte. El material que sobra pasa también a la plataforma del horno y la muestra pasa al piso de abajo donde es cuarterada.

El muestreo también se puede hacer con pala directamente en los carros que permanecen almacenados quitando al descargarse la décima

palada. Los carros de ferrocarril pueden directamente descargarse al transportador.

La mezcla de la carga pesada puede provenir de mezcla de minerales diferentes o de un mineral uniforme. La carga ya pesada procedente de una mezcladora es conducida con palas o por medio de una tolva al horno. El tamaño del mineral es de unos 64 mm. con un gran porcentaje de material en polvo los pedazos de carbón tienen unos 20 mm. y la caliza del mismo tamaño que el mineral.

La operación en el horno es en forma continua, habiendo pequeñas interrupciones en la marcha por el cambio de los electrodos o por algún desperfecto mecánico.

Durante toda la operación los arcos se mantienen sumergidos.

Las paredes del horno están aisladas por la carga y pueden durar varios meses. El horno debe de construirse lo más simplemente posible para poderse arreglar rápidamente los desperfectos que pueda tener. El voltaje se regula por medio de los relevadores automáticamente.

El metal y la escoria se derraman cada  $1\frac{1}{2}$  o 2 horas en un vertedero común en crisoles o carros que dan mejores resultados que el empleo de camas.

El derrame puede hacerse:

- 1º—Con un electrodo auxiliar en derivación con una de las fases que sirve para fundir el material solidificado en el agujero de colada.
- 2º—Por medio de un dardo de oxígeno, resultando una generación de calor suficiente para fundir el metal que obstruye el agujero de colada.
- 3º—Por el uso de una barra de acero que se forza mecánicamente para que fluya el producto fundido.

Las dificultades de operación más importantes son: formación de carburo en el horno, acumulación de gases en la carga, falla del piso del horno, falla de los soportes de los electrodos y formación de puentes en la carga que reducen la capacidad del horno.

La tendencia a la formación de carburo se disminuye produciendo una escoria no menor de 12% de MnO y 40% de cal, usando una carga con bajo contenido de carbón cuando se empieza a formar carburo y eliminando ligeramente la cantidad de carbón teóricamente necesaria y también la carga debe de estar mezclada lo mejor posible.

La acumulación de gases se disminuyen por la carga intermitente y por la eliminación de materiales en forma de polvo en la carga.

Es preferible el fondo de magnesita que el de carbón por la razón de que la magnesita no reacciona con el manganeso ni con el oxígeno y no hay formación de carburo de calcio, pero el fondo debe de estar refrigerado con aire. La falla de los soportes de los electrodos depende del diseño. La formación de puentes se elimina espaciando correctamente los electrodos.

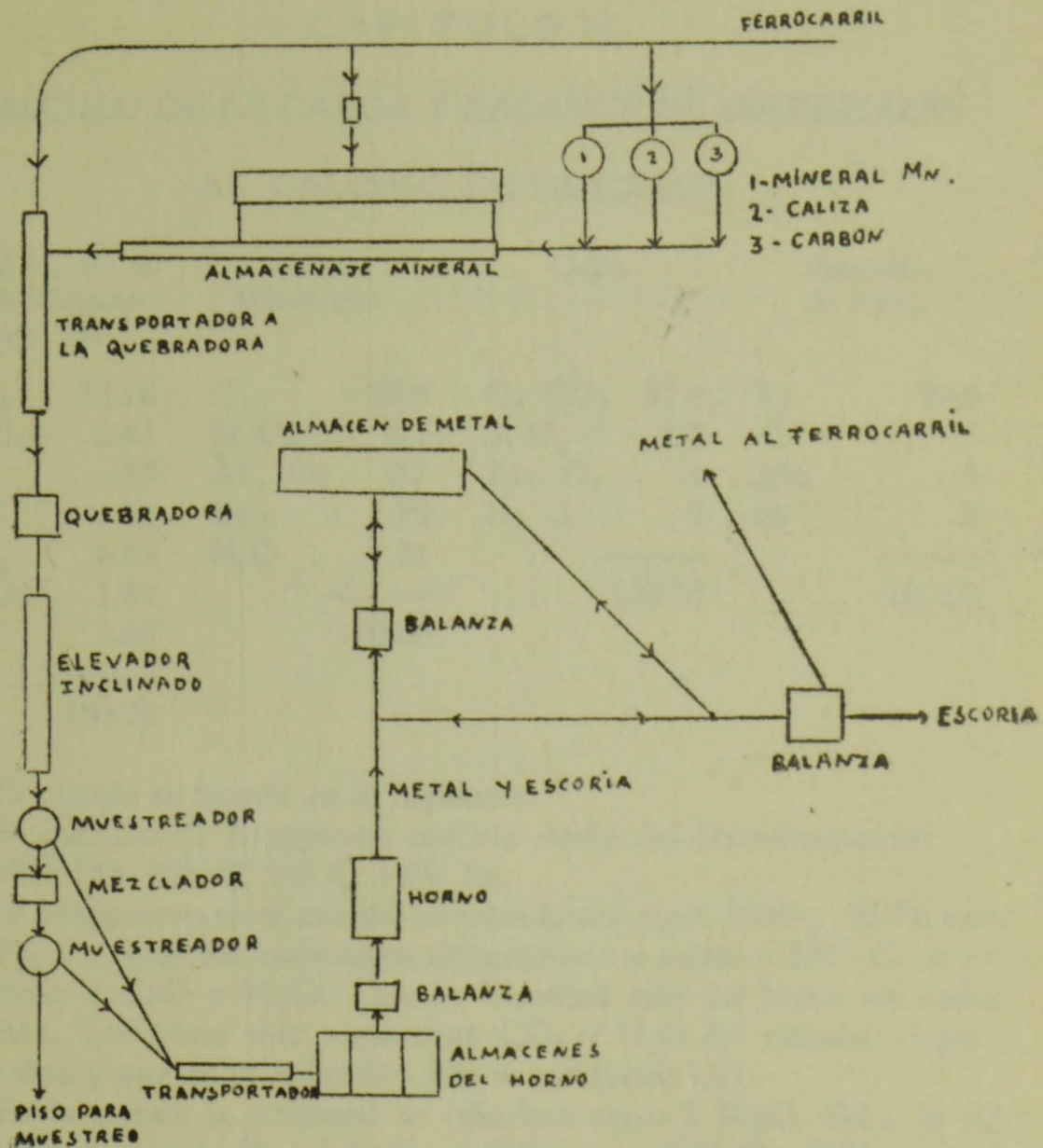
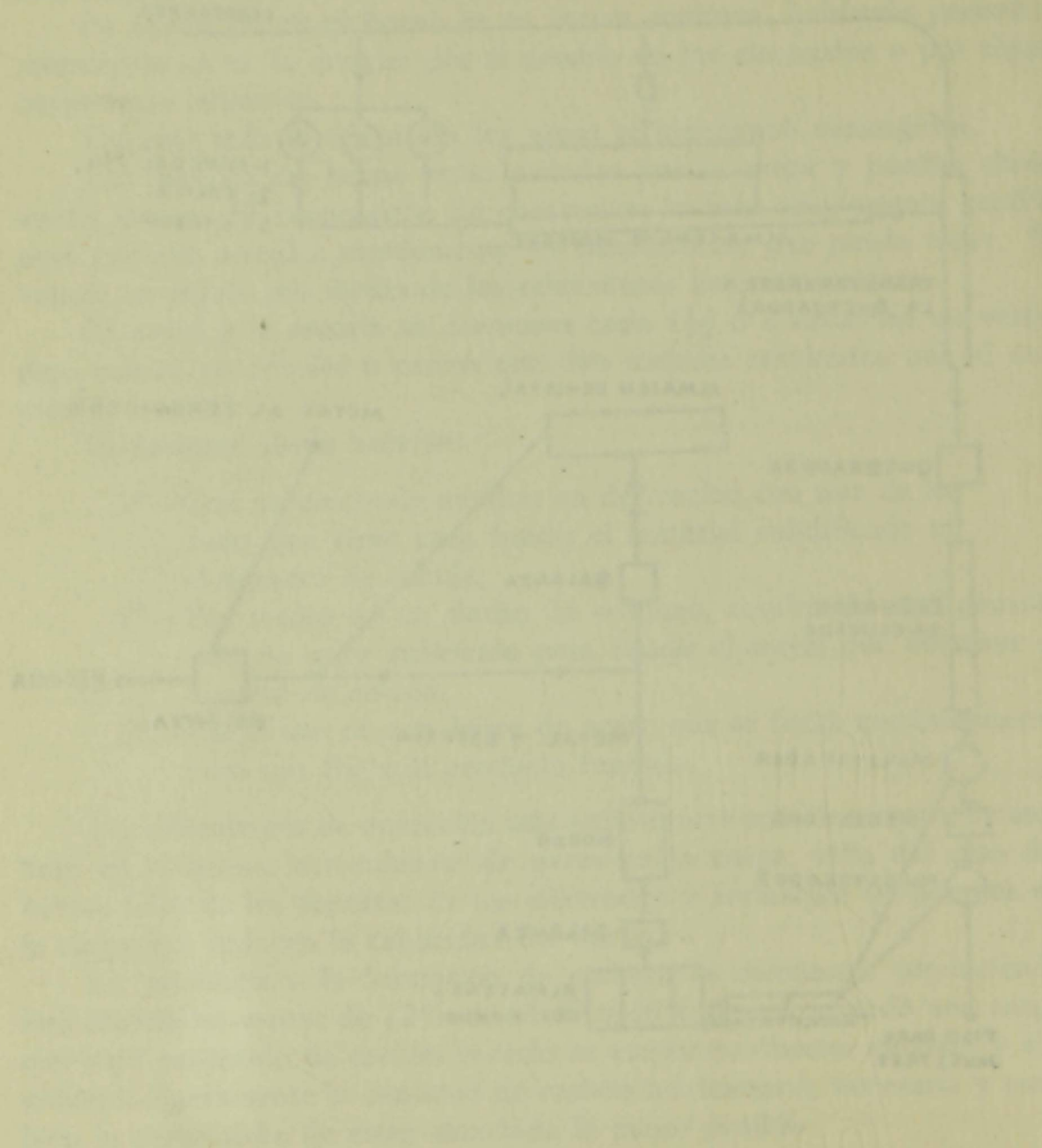


DIAGRAMA DE CIRCULACION



The first part of the circuit is a power supply section. It consists of a transformer with a primary winding connected to the AC source and a secondary winding connected to a bridge rectifier. The output of the rectifier is connected to a filter capacitor, which is connected to ground. The output of the filter capacitor is connected to a series of resistors, which are connected to ground. The output of the resistors is connected to the base of a transistor. The emitter of the transistor is connected to ground, and the collector is connected to a load resistor, which is connected to ground. The output of the load resistor is connected to the input of a second stage.



PROGRAM OF CIRCULATION

## CAPITULO II

### CALCULO DE LA CARGA Y BALANCE DE MATERIALES

#### A) CALCULO DE LA CARGA

Mineral 53.18% de Mn de Huauchi- nango, Pue.	Coque Metalúrgico	Caliza	Pedacería de acero
MnO <sub>2</sub> 84.16	C            87.5	Ca CO <sub>3</sub> 97.4	Fe            99.0
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 2.43	Si O <sub>2</sub> 8.7	Si O <sub>2</sub> 1.2	C             .5
CaO          .45	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 0.7	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .9	Mn           .3
MgO          .80	FeS         1.79	H <sub>2</sub> O        .5	Si            .2
Si O <sub>2</sub> 6.64	H <sub>2</sub> O         1.31	_____	_____
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 1.84	_____	100.00	100.00
H <sub>2</sub> O          3.68	100.00		
_____			
100.00			

El cálculo se basará en lo siguiente:

- 1.—Se considerará el siguiente análisis medio del ferromanganeso 80% Mn, 2% Si, 6% C, 12% Fe.
- 2.—El Manganeseo en el mineral se considerará como MnO<sub>2</sub>. El Fe como Fe<sub>2</sub> O<sub>3</sub>. Que los carbonatos de magnesio y calcio a 850° C. se calcinan a CaO y MgO. Que la humedad sale del horno sin reducción. Los gases sólo contendrán CO<sub>2</sub> y H<sub>2</sub>O del mineral, coque y caliza y que en la reducción sólo se producirá CO.
- 3.—En la escoria la magnesia se calculará como 2 MgO. SiO<sub>2</sub>, la alúmina como Al<sub>2</sub> O<sub>3</sub> . 3 CaO . 2 SiO<sub>2</sub> como 2 CaO . SiO<sub>2</sub>.
- 4.—Se considerará un rendimiento de manganeseo de 80% agregándose suficiente hierro para producir en el ferromanganeso un 12% de hierro. Base: 100 kilogramos de mineral de manganeseo.

1.—Cálculo del carbón necesario.

$$\text{Carbón para reducir el MnO}_2 \text{ a Mn} = \frac{84.15 \times 24}{86.90} = 23.23 \text{ Kgs.}$$

$$\text{Carbón para reducir el Fe}_2\text{O}_3 \text{ a Fe} = \frac{2.43 \times 36}{159.7} = .546 \text{ Kgs.}$$

Carbón que va al ferromanganeso:

Mn en 100 Kgs. de mineral = 53.19 Kgs.

Mn al ferromanganeso = 53.18 × 1.8 = 42.544 Kgs. (A)

$$\text{Contenido del carbón en el ferromanganeso} = 42.544 \times \frac{6}{80} = 3.19 \text{ Kgs.}$$

Si en el ferromanganeso = 42.544	—	1.064	Kgs.
SiO <sub>2</sub> correspondiente	$\frac{1.064}{100.00} =$	$\frac{2.28}{100.00}$	Kgs.

$$\text{Carbón que reduce el SiO}_2 \text{ a Si} = 2.28 \times \frac{24}{60} = 0.912 \text{ Kgs.}$$

Carbon total necesario 27.878 Kgs.

Coque necesario = 27.878 Kgs. de coque por 100 Kgs de mineral manganoso.

2.—Cálculo del fundente:

SiO <sub>2</sub> coque	$31.86 \times .087 =$	2.772	Kgrs.
SiO <sub>2</sub> mineral		6.640	Kgrs.
SiO <sub>2</sub> total		9.412	Kgrs.
SiO <sub>2</sub> a la escoria	$9.412 + 2.28 =$	7.132	Kgrs.

En la escoria tendremos:

SiO<sub>2</sub> 7.132., Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 1.84 - 31.86 × .007 = 2.063 Kgrs.  
 MgO .80 Kgrs., CaO .45 Kgrs.

Suponiendo en la escoria el MgO como 2 MgO. SiO<sub>2</sub>, tenemos.

$$\frac{.80 \times 140.7}{80.6} = 1.40 \text{ Kgrs.}, 2 \text{ MgO. SiO}_2$$

Suponiendo el Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en la escoria como Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. 3 CaO. 2 SiO<sub>2</sub>

$$\frac{2.063 \times 390.3}{101.9} = 7.88 \text{ Kgrs. Al}_2\text{O}_3, 3 \text{ CaO. 2 SiO}_2$$

El SiO<sub>2</sub> que se ha combinado con el MgO y Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> es:

$$\text{SiO}_2 \text{ combinado con el MgO} = \frac{1.4 \times 60}{140.7} = .595 \text{ Kgrs.}$$

$$\text{SiO}_2 \text{ combinado con el Al}_2\text{O}_3 = \frac{7.88 \times 120.1}{390.3} = 2.425 \text{ Kgrs.}$$

$$\text{SiO}_2 \text{ por escorificar } 7.132 - .595 - 2.425 = 4.112 \text{ Kgrs.}$$

Calculándolo como 2 CaO. SiO<sub>2</sub>

$$\frac{4.112 \times 172.2}{60} = 11.60 \text{ Kgrs. 2 CaO. SiO}_2$$

CaO total que se requiere:  
 CaO combinado en forma de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. 3 CaO. 2 SiO<sub>2</sub>

$$7.88 \frac{168.2}{390.3} = 3.39 \text{ Kgrs. CaO.}$$

CaO combinada en forma de 2 CaO. SiO<sub>2</sub>

$$11.60 \frac{112.1}{172.2} = 7.55 \text{ Kgrs.}$$

CaO total = 3.39 + 7.55 = 10.94 Kgrs.

CaO necesaria 10.94 - .45 = 10.49 Kgrs.

*Cálculo del fundente:*

CaO disponible en el fundente:

Cálculo del 3 CaO. 2 SiO<sub>2</sub>. Al<sub>2</sub> O<sub>3</sub>:

$$\frac{.9 \times 390.3}{101.9} = 3.44 \text{ Kgrs.}$$

SiO<sub>2</sub> combinado:

$$\frac{3.44 \times 120.1}{390.3} = 1.058 \text{ Kgrs.}$$

SiO<sub>2</sub> por escorificar  $1.2 - 1.058 = .142$  Kgrs.

Calculandolo como 2 CaO. SiO<sub>2</sub>

$$\frac{.142 \times 172.2}{60} = .4075 \text{ Kgrs. } 2\text{CaO.SiO}_2$$

CaO combinada en forma de 3 CaO. Al<sub>2</sub> O<sub>3</sub> 2 Si O<sub>2</sub>

$$\frac{3.44 \times 168.2}{390.3} = 1.48 \text{ Kgrs. CaO}$$

CaO combinada en forma de 2 CaO. SiO<sub>2</sub>

$$\frac{.4075 \times 112.1}{172.2} = .265 \text{ Kgrs.}$$

CaO necesario para escorificar el Al<sub>2</sub> O<sub>3</sub> y SiO<sub>2</sub> de en caliza:

$$.265 + 1.48 = 1.745 \text{ Kgrs.}$$

$$\text{CaO en 100 Kgrs. de caliza } 97.4 \times \frac{56.06}{100} = 54.544$$

$$\text{CaO disponible en el fundente } 54.544 - 1.745 = 52.199 \text{ Kgrs.}$$

$$\text{Caliza necesaria para la carga } 100 \times \frac{10.49}{52.799} = 19.87 \text{ Kgrs.}$$

3.—Cálculo del hierro necesario: considerando un rendimiento del 80% del Mn:  $53.18 \times .8 = 42.544$ .

$$\text{Fe necesario } 42.544 \frac{12}{80} = 6.381 \text{ Kgrs.}$$

$$\text{Fe en el mineral } \frac{2.43}{159.7} \times 111.6 = 1.7 \text{ Kgrs.}$$

$$\text{Fe total } 1.70 + .361 = 2.061 \text{ Kgrs.}$$

$$\text{Fe necesario } 6.381 - 2.061 = 4.32 \text{ Kgrs.}$$

$$\text{Torneaduras necesarias } \frac{4.32}{.99} = 4.37 \text{ Kgrs.}$$

#### B.—BALANCE DE MATERIALES PARA 100 KGRS. DE FERROMAGNESO PRODUCIDO.

1.—Carga aproximada para producir 100 Kgrs. de ferromagnesio 100 Kgrs. de mineral producen:

$$53.18 \times .8 = 42.544 \text{ Kgrs. de Mn.}$$

mineral para producir 800 Kgrs. de Mn.

$$\frac{800}{.42544} = 188.061 \text{ Kgrs. mineral}$$

$$\text{caliza correspondiente } 188.061 \times \frac{19.87}{100} = 37.37 \text{ Kgrs.}$$

Coque necesario disminuido del 10% para evitar la formación de carburos.

$$188.061 \times \frac{31.86}{100} \times .9 = 53.92 \text{ Kgrs.}$$

torneaduras necesarias

$$188.061 \times \frac{4.37}{100} = 8.22 \text{ Kgrs.}$$

2.—El balance se basará en un rendimiento del 80% del Mn, y los siguientes datos experimentales de investigación hechos por diversos autores.

- a). Del S total 1.5% permanece en el ferromagnesio, del 98.5% eliminado 39% pasa a la escoria y el 59.5% se pierde como polvo. Del P cargado 41 52.6% permanece en el metal y del 47.4% eliminado 20.8% va a la escoria el 26.59 se pierde como polvo o volatiza. Del 4% se reduce y va al ferromagnesio, 3% se volatiza y el 93% va a la escoria, del  $Fe_2 O_3$  pasan 4.1% a la escoria, 15.4 a los polvos y el resto se reduce. Del CaO pasa el 95.5% a la escoria y 4.5% en los polvos y pérdidas. Del MgO pasan 71.4% a las escorias y 26.8% a los polvos y pérdidas. Del  $Al_2 O_3$  87.5% pasan a la escoria y 12.5% a las pérdidas. Del carbón de coque se pierde el 1% en el polvo.

1.—Balance del mineral.

- a). Balance del magnesio.

Mn en el mineral  $188.062 \times .5381 = 100$  Kgrs. o  $\frac{100}{.5381} = 1.8215$  at

Mn en el mineral  $188.062 \times .5318$

Kgrs.

Mn al ferromagnesio  $100 \times .8 = 80$  Kgrs. o  $\frac{80}{.5318} = 1.4568$  at Kgrs.

O correspondiente  $1.4568 \times 16 \times 2 = 46.6$  Kgrs.

MnO en las pérdidas de la escoria y polvo  $1.821 - 1.4568 = .3642$  moles Kgrs. ó  $.3642 \times 70.9 = 25.850$  Kgrs.

O correspondiente  $.3642$  at Kgrs. o  $.3642 \times 16 = 5.82$  Kgrs.

O a los gases  $= 46.6 + 5.82 = 52.42$  Kgrs.

- b). Balance del hierro.

$Fe_2 O_3 = 4.57$  Kgrs. o  $\frac{4.57}{159.7} = .0285$  moles Kgrs.

$FeO = .0285 \times 2 = .0570$  moles Kgrs.

O correspondiente  $.0285 \times 16 = .45$  Kgrs.

Moles FeO a la escoria  $.057 \times .041 = 00233$  moles Kgrs. =  $\text{CaO}$

o  $.0233 \times 71.8 = .168$  Kgrs.  $\text{CaO}$  a la escoria  $.057 \times .955 = .0545$

Moles Kgrs. FeO al polvo  $.0570 \times .154 = .00878$  moles Kgrs.  $\text{CaO}$  al polvo  $.057 \times .045 = .00257$

o  $.00878 \times 71.8 = .632$  Kgrs.

Moles FeO en las pérdidas  $.00233 + .00878 = .0111$

Moles de Fe al metal  $.0570 + .0111 = .0459$

o  $.0459 \times 55.8 \times 2.56$  Kgrs.  $\text{SiO}_2$  a la escoria  $.418 \times .93 = .389$

O correspondiente  $.04590 \times 16 = .730$  Kgrs.

O total gases  $.730 + .45 = 1.18$  Kgrs. =  $.738$  moles Kgrs.

c). Balance del  $\text{CaO}$ .

$\text{CaO}$  en la escoria  $.845 \times .955 = .807$  Kgrs.

$\text{CaO}$  al polvo  $.845 \times .045 = .038$  Kgrs.

d). Balance del  $\text{MgO}$ .

$\text{MgO}$  a la escoria  $1.5 \times .714 = 1.07$  Kgrs.

$\text{MgO}$  al polvo  $1.5 \times .286 = .430$  Kgrs.

e). Balance del  $\text{SiO}_2$ .

$\text{SiO}_2$  a la escoria  $12.5 \times .93 = 11.63$  Kgrs.

$\text{SiO}_2$  al polvo  $12.5 \times .03 = .375$  Kgrs.

$\text{SiO}_2$  que se reduce a Si  $12.5 \times .04 = .500$  Kgrs.

.50

— =  $.008$  átomos Kgrs. Si.

60

Kgrs. Si =  $.008 \times 28 = 2.30$  Kgrs.

O correspondiente  $.008 \times 2 \times 16 = .26$  Kgrs.

f). Balance del  $\text{Al}_2 \text{O}_3$ .

$\text{Al}_2 \text{O}_3$  a la escoria =  $3.46 \times .875 = 3$  Kgrs.

$\text{Al}_2 \text{O}_3$  al polvo =  $3.46 \times .125 = .433$  Kgrs.

g).  $\text{H}_2\text{O}$  a los gases  $6.916$  Kgrs.

2.—Balance de la caliza.

a). Balance del  $\text{CaO}$ .

moles Kgrs. Ca.  $\text{CO}_3 \frac{36.40}{100} = .364$  moles Kgrs.



$$\begin{aligned} \text{CaO} &= .364 \text{ moles Kgrs.} = .364 \times 56 = 20.384 \text{ Kgrs.} \\ \text{CaO a la escoria} & 20.384 \times .955 = 19.47 \text{ Kgrs.} \\ \text{CaO al jolvo} & 20.384 \times .045 = .914 \text{ Kgrs.} \\ \text{CO}_2 \text{ a los gases} & .364 \times 44 = 16.03 \text{ Kgrs.} \end{aligned}$$

b). Balance del  $\text{SiO}_2$ .

$$\begin{aligned} \text{SiO}_2 \text{ a la escoria} & .448 \times .93 = .416 \text{ Kgrs.} \\ \text{SiO}_2 \text{ al polvo} & .448 \times .03 = .0136 \text{ Kgrs.} \\ \text{SiO}_2 \text{ reducido} & .448 \times .04 = .019 \text{ Kgrs.} \\ & \underline{.019} \\ & \frac{\quad}{60} = .00031 \text{ moles Kgrs. SiO}_2 \text{ reducidos.} \\ \text{Kgrs. Si} & .00031 \times 28 = .0087 \text{ Kgrs.} \\ \text{O correspondiente} & .00031 \times 2 \times 16 = .0099 \end{aligned}$$

c). Balance del  $\text{Al}_2 \text{O}_3$ .

$$\begin{aligned} \text{Al}_2 \text{O}_3 \text{ a la escoria} & .336 \times .875 = .294 \text{ Kgrs.} \\ \text{Al}_2 \text{O}_3 \text{ al polvo} & .336 \times .125 = .042 \text{ Kgrs.} \end{aligned}$$

d).  $\text{H}_2\text{O}$  a los gases .186 Kgrs.

### 3.—Balance del coque.

a). Balance del  $\text{SiO}_2$ .

$$\begin{aligned} \text{SiO}_2 \text{ a la escoria} & 4.69 \times .93 = 4.361 \text{ Kgrs.} \\ \text{SiO}_2 \text{ al polvo} & 4.69 \times .03 = .141 \text{ Kgrs.} \\ \text{SiO}_2 \text{ que se reduce} & 4.69 \times .04 = .188 \text{ Kgrs.} \\ & \underline{.188} \\ & \frac{\quad}{60} = .00313 \text{ moles Kgrs. SiO}_2 \text{ que se reducen.} \\ & .00313 \times 28 = .088 \text{ Kgrs. Si.} \\ & .00313 \times 2 \times 16 = .100 \text{ Kgrs. O.} \end{aligned}$$

b). Balance del  $\text{Al}_2 \text{O}_3$ .

$$\begin{aligned} \text{Al}_2 \text{O}_3 \text{ a la escoria} & .38 \times .875 = .333 \text{ Kgrs.} \\ \text{Al}_2 \text{O}_3 \text{ al polvo} & .38 \times .125 = .047 \text{ Kgrs.} \end{aligned}$$

c). Balance del  $\text{FeS}$ .

$$\begin{aligned} \text{moles FeS} &= \frac{.965}{87.8} = .011. \\ .011 \times 32 &= .352 \text{ Kgrs. S.} \end{aligned}$$

S al polvo  $.352 \times .595 = .2094$  Kgrs.  
 S al metal  $.352 \times .015 = .0053$  Kgrs.  
 S a la escoria  $.352 \times .39 = .1317$  Kgrs.  
 S al polvo  $.352 \times .595 = .2094$  Kgrs.  
 .1373

$\frac{\quad}{32} = .0042$  at S a la escoria.

Ca correspondiente  $= .0042 \times 40 = .168$  Kgrs.  
 O correspondiente  $= .0042 \times 16 = .068$  Kgrs.

CaO correspondiente  $\frac{\quad}{\quad} = .236$  Kgrs.

d).  $H_2O$  a los gases .705 Kgrs.

4.—*Balance del carbono total.*

Carbono total en el coque 47.18 Kgrs.

peso del ferromanganeso sin carbón 91.6513 Kgrs.

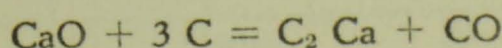
peso de carbón al ferromanganeso  $916513 \times \frac{6}{94} = 5.85$  Kgrs.

carbono al polvo  $47.18 \times .01 = .4718$

carbono a los gases y escoria  $47.18 - (.418 + 5.85) = 40.8582$  Kgrs.  
 ó 3.4048 átomos Kgrs.

O en los gases  $54.0379$  Kgrs. ó  $\frac{54.0379}{16} = 3.3773$  moles Kgrs.

átomos Kgrs. de C que reaccionan con el CaO  $3.4048 - 3.3773 = .027$  átomo Kgr.



este carbón se distribuye:

C a los gases  $\frac{1}{3} .0275 \times 12 = .110$  Kgrs.

C en forma de  $C_2 Ca = \frac{2}{3} .0275 \times 12 = .22$  Kgrs.

Ca combinado  $= \frac{.0275}{3} \times 40 = .366$  Kgrs.

O correspondiente  $\frac{.0275}{3} = 16 = .1466$  Kgrs.

C total a los gases  $40.8582 - .220 = 40.638$  Kgrs.

$.1466 - 54.0379 = O$  total a los gases 54.1845 Kgrs.

5.—Balance del CaO de la escoria.

CaO total 20.384 Kgrs.

CaO al polvo .914 Kgrs.

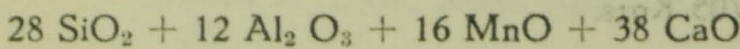
CaO combinado con el S .168 + .068 = .236 Kgrs.

CaO que reacciona con el carbón .366 + .1466 = .5126 Kgrs.

CaO a la escoria 20.384 - (.914 + .236 + .5125) = 18.721 Kgrs.

6.—Cálculo del MnO que va a la escoria y al polvo.

Por la escoria de composición media



$$\frac{\text{MnO}}{\text{Al}_2 \text{ O}_3 + \text{SiO}_2} = \frac{16}{40} = \frac{\times}{20.039} \times = 8.02 \text{ Kgrs. MnO a la escoria}$$

MnO a las pérdidas de polvo y volatilización 25.85 - 8.02 = 17.83 Kgrs.

# BALANCE DE MATERIALES

CARGA	FERROMANGA- NESO	ESCORIA	GASES	PERDIDAS Polvos y volati- lización
<i>Mineral de Man- ganeso</i> (188.061 Kgrs.)				
MnO <sub>2</sub> = 158.27	Mn = 80	MnO = 8.02	O = 52.42	MnO = 17.83
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 4.57	Fe = 2.57	Fe = .168	O = 1.18	FeO = .632
CaO = .845		CaO = .807		CaO = 0.38
MgO = 1.50		MgO = 1.07		MgO = .43
SiO <sub>2</sub> = 12.50	Si = .23	SiO <sub>2</sub> = 11.635	O = .260	SiO <sub>2</sub> = .375
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 3.46		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 3		
H <sub>2</sub> O = 6.916			H <sub>2</sub> O = 6.916	
<i>Torneaduras de acero</i> (8.22 Kgrs.)				
Fe = 8.14	Fe = 8.14			
C = .04	C = .04			
Si = .016	Si = .016			
Mn = .024	Mn = .024			
<i>Fundente</i> (37.37 Kgrs.)				
Ca CO <sub>3</sub> = 36.40		Ca = .168	O = .068	CaO = .914
SiO <sub>2</sub> = .448	Si = .0087	CaO = 18.72	CO <sub>2</sub> = 16.03	SiO <sub>2</sub> = .0136
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = .336		SiO <sub>2</sub> = .416	O = .0095	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = .042
H <sub>2</sub> O = .186		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 2.94	H <sub>2</sub> O = .186	
<i>Coque</i> (53.92 Kgrs.)				
C = 47.18	C = 5.85	Ca = .366	O = .1466	C = .4718
SiO <sub>2</sub> = 4.69	Si = .088	C <sub>2</sub> Ca,C = .224	C = 40.638	SiO <sub>2</sub> = .141
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = .38		SiO <sub>2</sub> = 4.361	O = .10	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = .047
FeS = .965	Fe = .613	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = .333		
H <sub>2</sub> O = .705	S = .0053	S = .1373	H <sub>2</sub> O = .705	S = .2094

БЕБОНИЧОВА

## FERROMANGANESO

		Kgrs.	%
Mn	=	80.024	82.004
Fe	=	11.323	11.604
C	=	5.890	6.036
Si	=	.3427	.351
S	=	.0053	.005
		97.5850	100.000

## ESCORIA

		Kgrs.	%
MnO	=	8.020	16.13
FeO	=	.168	.338
CaO	=	19.528	39.28
MgO	=	1.070	2.15
SiO <sub>2</sub>	=	16.412	33.02
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	=	3.627	7.29
CaS	=	.3053	.612
C <sub>2</sub> Ca	=	.586	1.18
		49.7163	100.000

## G A S E S

		Kgrs.	%
CO	=	94.8225	79.91
CO <sub>2</sub>	=	16.03	13.51
H <sub>2</sub> O	=	7.807	6.58
		118.6595	100.00

## P O L V O

		Kgrs.	%
MnO	=	17.83	82.54
FeO	=	.632	2.93
CaO	=	.952	4.41
MgO	=	.430	1.99
SiO <sub>2</sub>	=	.5296	2.45
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	=	.549	2.54
S	=	.2094	0.96
C	=	.4718	2.18
		21.6038	100.00

## CAPITULO III

### CALCULO DEL HORNO

*Tipo de horno.*—El horno eléctrico es de resistencia y arco combinados para ferro-aleación, trifásico y de 2,000 K. V. A. de potencia. Abierto en la parte superior, de sección rectangular y fijo, con electrodos colocados en línea recta. El revestimiento interior será básico.

*Especificación del transformador.*—Trifásico, para 20,000 V en el primario y 75 V en el secundario para una potencia de 2,000 K. V. A. y una frecuencia de 50 ciclos con 6 conexiones, dos menores de 70 y 65 voltios y cuatro mayores de 80, 85, 90, 100 voltios. Las conexiones terminales serán en  $\Delta/\Delta$  La reactancia debe de ser lo menor posible y no debe pasar del 5% al mayor amperaje en la conexión más alta, que el diseño del transformador lo permita. La eficiencia del transformador es alrededor de un 96%.

### CONTROL DEL HORNO

En un horno de este tipo sería deseable que el control de la operación se hiciese mediante la temperatura, la cual debería ser lo más alta posible, sin dañar los refractarios ni el metal mismo. Para mantener una temperatura dada, la energía suministrada tendría que cambiarse continuamente y como la carga y las paredes llegan a saturarse de calor, el control se ajusta de manera que la temperatura se conserve en el valor máximo en el cual no se dañen los refractarios ni el metal. Este método ideal es imposible por dos razones:

1º—En un tiempo dado la temperatura en varios puntos del horno es diferente, por ejemplo, cerca del arco y cerca de la pared.

2º—Ningún instrumento de uso industrial permite una mediación continua de las temperaturas que tienen lugar.

Por esto el control de la temperatura se reemplaza por el de la energía suministrada la cual es regulada por el operador.

A causa de las irregularidades del arco es conveniente que el horno funcione con una carga fría y con relativamente poca potencia. Después de fundir una pequeña cantidad de metal abajo de los electrodos, el arco funciona con más regularidad. Entonces para incrementar la velocidad del proceso se usa la mayor potencia. Cuando se ha formado cierta cantidad de metal fundido se debe reducir la potencia o la temperatura para evitar que el fondo se caliente demasiado. Estos requisitos se obtienen por un cambio de voltaje y de corriente combinados.

*Control de los electrodos.*—El elemento de control de los electrodos basado en mantener la corriente constante con un voltaje seleccionado, es el relevador. El mantenimiento de un valor seleccionado de la corriente se basa en el ajuste de la longitud del arco.

El relevador mueve los electrodos por medio de un mecanismo que puede ser hidráulico o eléctrico.

La figura I muestra el diagrama del control Westinhouse para un solo electrodo. El conductor que alimenta el electrodo de la izquierda lleva una corriente del transformador la cual va a un relevador (A). El solenoide de corriente alterna en A jala su núcleo cuando pasa corriente. El solenoide de A se conecta en derivación a una resistencia C.

Así se puede lograr que A reciba la misma corriente, con corrientes del electrodo diferente, ajustando C.

El núcleo de A y el núcleo del relevador de voltaje (V) jalan los lados de una palanca que está sostenida en posición horizontal por dos resortes 1 y 2. La palanca lleva dos contactos 3 y 4. Si la fuerza en las solenoides del voltaje y de la corriente son iguales, los dos contactos se abren. Si el de la corriente es mayor el contacto 4 se cierra y hace que se eleve el electrodo. La longitud del arco aumenta el voltaje. Así que la palanca en corto tiempo estaría de nuevo horizontal. El electrodo llegaría a pararse. Sin embargo si el solenoide del voltaje tiene más fuerza, se cerraría el contacto 3 y el electrodo bajaría con resultados inversos. En el caso de que el sistema sea eléctrico, los motores controlados por el relevador son de corriente continua, producida por un motor generador. La potencia de cada motor para un horno de 2,000 K.W. es de 3 H.P. para 230 V. y 850-1,500 r. P. m. En el sistema electro hidráulico los relevadores accionan las válvulas de entrada y salida del cilindro.

*Tablero del operador.*—Se compone de las siguientes partes:

Un indicador de factor de potencia, tres kilo amperímetros, uno para cada fase en los circuitos de los arcos, un contador de K.W.H., un voltímetro en el circuito secundario, tres reóstatos para el ajuste de las corrientes en los circuitos secundarios, un conmutador de voltaje, tres con-

mutadores para el cambio de la operación del horno de manual a automático y viceversa, un interruptor general, tres porta lámparas, cada una de ellas con una resistencia en serie está conectada en el arco y da una indicación visual de la operación del arco.

## CALCULO DE LA INSTALACION ELECTRICA

Potencia del horno: 2,000 K.V.A.

La intensidad de corriente máxima será:

$$I_{\max} = \frac{2,000 \times 1,000}{1.73 \times 65} = 17,785 \text{ amperios.}$$

La sección de los electrodos de carbón tomando 30 amperios/in<sup>2</sup> será de  $\frac{17785}{30} = 592.5''$  que corresponde a un diámetro de 27.35'' y se

tomará el diámetro comercial de 30'' = D = 76.2 cms. Para un amperaje de 18,000 se dispone de los siguientes datos de las tablas de F. V. Andrae: La distancia entre los centros de los electrodos se tomará de 60'' = d. = 1.52 m.

La longitud del electrodo incluyendo la zona de reacción se tomará de 72'' = 1.83 m.

La abrazadera del electrodo estará 78'' = 1.98 m. abajo de los conductores.

La distancia del plano del centro de los electrodos al conductor será de 60'' = 1.52 m.

La medida de los conductores de cobre después de la conexión en  $\Delta$  es de  $12 \times 6\frac{3}{8}$  pulgadas. (30.48 × 15.24 × 9.52 cms.)

La de los conductores de cobre en el flexible  $4 \times 6 \times 1$  pulgadas. (10.16 × 15.24 × 2.54 cms.) La distancia horizontal entre los conductores y la línea que pasa por el centro de los electrodos será de 48''. (1.219 m.)

La superficie de contacto de cada abrazadera de cobre se calculará con una densidad de 20 amperes por pulgada cuadrada y que la mitad de la abrazadera pueda llevar toda la corriente.

$$S = \frac{17785 \times 2}{20} = 1778.5 \text{ pulgadas } 2 = 11610 \text{ cm.}^2$$

*Cálculo de las medidas de la sección rectangular del horno.*—Las me-



didadas se deben de elegir de manera que los electrodos queden espaciados tomando en cuenta su considerable diámetro y espacio que van a ocupar y razones térmicas por el peligro de un mutuo calentamiento de los electrodos y el peligro de un sobrecalentamiento de la carga entre las puntas de los electrodos por la alta concentración de calor en esta región.

Los electrodos están colocados en línea recta y la distancia que separa sus centros debe ser según ya se dijo de las citadas tablas de 60 in. (1.52 m.) Además la distancia más favorable de las paredes del horno a la carga de un electrodo es de 25 in (63.5 cms.) para hornos grandes por lo que la carga servirá como aislante térmico y las paredes deberán resistir el ataque químico. El ancho del rectángulo interior es por lo tanto de:

$$25'' \times 2 + 30'' = 80'' = 2.032 \text{ m.}$$

El largo del rectángulo es de:  $25'' \times 2 + 150'' = 200'' = 5.08 \text{ m.}$

*Construcción del horno.*—Las paredes se construirán en la parte interior con ladrillo de magnesita, pegados con polvo de magnesita mezclado con un poco de polvo de vidrio. La parte exterior será de insulating brike y la intermedia de fireclay brike. Los ladrillos se pegarán con polvo de igual composición y una capa muy delgada. Las juntas de expansión para alta temperatura son de 1/16 a 1/32 de pulgada para el ladrillo refractario y el aislante y 1/4 de pulgada para el ladrillo de magnesia a intervalos de 3 pies.

El relleno de la base está constituido por una capa superior de polvo de magnesita con chapopote deshidratado, una capa de ladrillo refractario neutro, seguida de otra de ladrillo aislante.

Las paredes y el fondo van sostenidas por un armazón de lámina de hierro con un grueso de 3/4'' (1.9 cms.) en las paredes y 1'' (2.54 cm.) en el fondo. El horno descansa sobre vigas de acero y el fondo es refrigerado con aire.

*Grueso de las paredes laterales y fondo.*—Las paredes laterales verticales del horno se calcularán para una temperatura media interior de pared de 600° C. (1112° F.) y una temperatura media exterior de pared de 100° F. y una temperatura ambiente de 70° F.

Las temperaturas intermedias escogidas para el cálculo de las con-

ductividades, el grueso de las dos primeras capas, así como las clases de refractarios y aislante son:

Material	TEMPERATURA °F			CONDUCTIVIDAD Media Btu/pie h°F	GRUESO
	Máxima	Mínima	Media		
Magnesita	1112	962	1037	2.42	9" = 22.86 cms.
Ladrillo refractario	962	762	862	.634	4.5" = 11.43 cms.
Ladrillo aislante	762	100	431	1.40	L <sub>3</sub>

Aplicando la fórmula

$$t_n = \frac{L_h / K_n}{\frac{L_1}{K_1} + \frac{L_2}{K_2} + \frac{L_3}{K_3} + \dots + \frac{1}{h_0} + \frac{1}{H_1}} (t_1 - t_0)$$

$\frac{1}{h_0}$  para el valor de (100-70) °F de la gráfica de 20 de V. Paschkis es  $\frac{1}{1.8}$

$$(762 - 100) = \frac{L_3 / .140}{\frac{9}{12 \times 2.42} + \frac{4.5}{12 \times .634} + \frac{L_3}{.140} + \frac{1}{1.8}} (1037 - 70)$$

$$L_3 = .441 \text{ pies} = 5.39'' = 13.5 \text{ cms.}$$

L<sub>3</sub> es la capa de mayor resistencia y es la que regula la transmisión de calor. Haciendo iguales consideraciones para las capas del fondo para una temperatura interior de pared de 1,400° C. (2,552° F.) y una temperatura exterior de pared de 302° F., siendo la temperatura del aire 70° F. se tiene:

Material	Temperatura °F.			Conductividad Media Btu/pie h°F	GRUESO
	Máx.	Mín.	Media		
Magnesita	2552	2000	2276	1.85	20 " = 50.8 cms.
Ladrillo refractario	2000	1800	1900	.875	4.5" = 11.43 cms.
Ladrillo aislante	1800	302	1051	.165	L <sub>3</sub>

de la gráfica 20 de V. Paschkis  $\frac{1}{h_0} = \frac{1}{2.8}$  y de la fig. 9 y ecuación

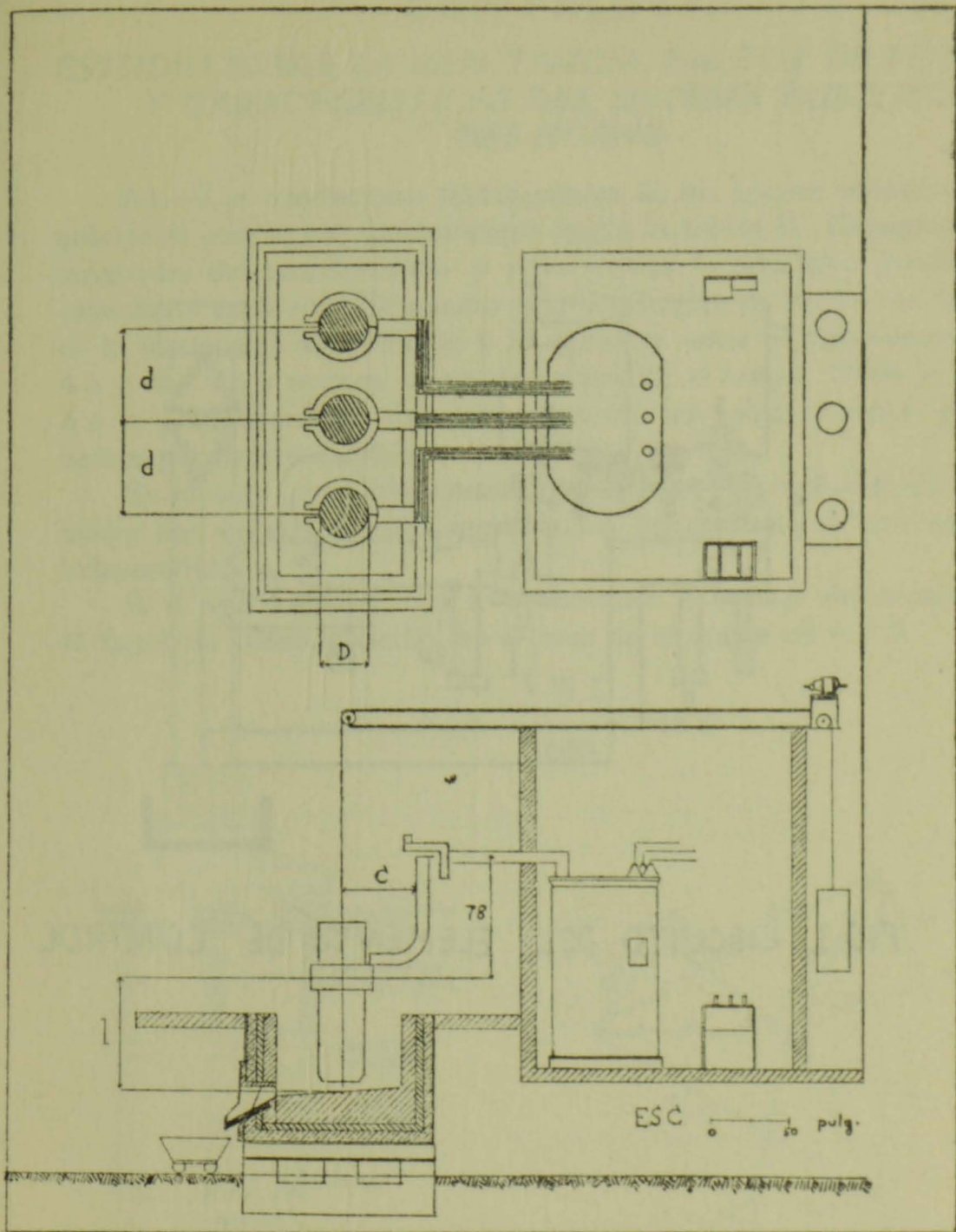
(7) del mismo libro. tomando  $s = .173 \times 10^{-8}$ ,  $e = .79$  para el hierro oxidado, para una temperatura de  $302^\circ \text{ F}$ . que radia a  $70^\circ \text{ F}$ . se tiene

$$h_1 = .79 \times 9 \times 10^8 \times .173 \times 10^{-8} = 1.4, \frac{1}{h_1} = \frac{1}{1.4}$$

$$1800 - 302 = \frac{\frac{L_3}{.165}}{\frac{20}{12 \times 1.85} + \frac{4.5}{12 \times .875} + \frac{L_3}{.165} + \frac{1}{.2.8} + \frac{1}{1.4}} \quad (2552 - 70)$$

$$L_3 = .6 \text{ pies} = 7.2'' = 18.29 \text{ cms.}$$

La altura del horno desde el fondo hasta el nivel superior de la carga es de  $50''$ . (1.27 m.)



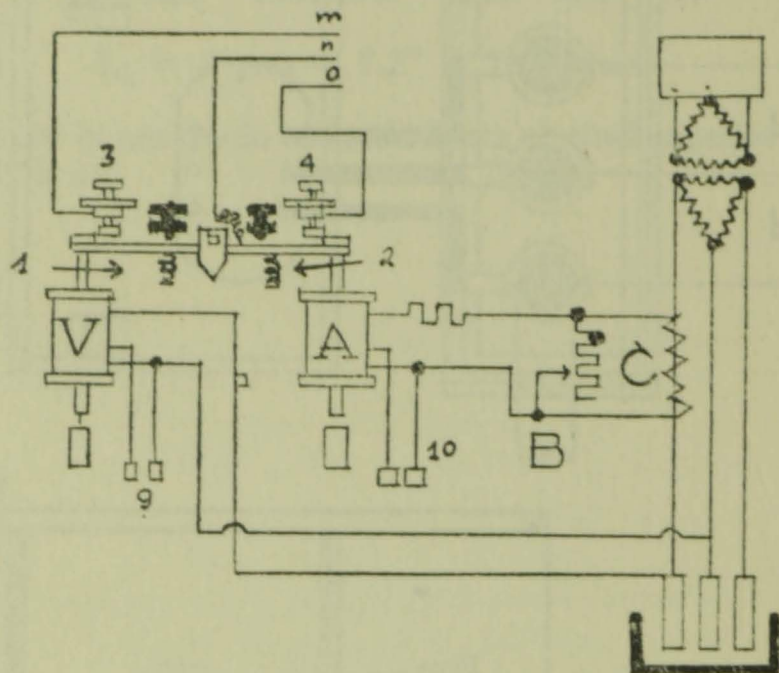


FIG I CIRCUITO DEL ELEMENTO DE CONTROL

## CAPITULO IV.

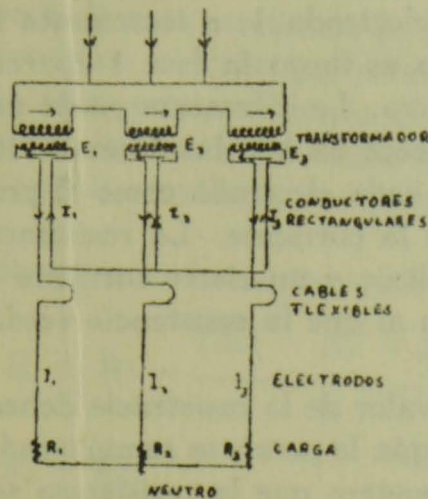
### ESTUDIO SOBRE LA REACTANCIA, FACTOR DE POTENCIA Y CARACTERISTICAS DEL SISTEMA ELECTRICO DEL HORNO

A).—Los conductores rectangulares de los hornos trifásicos rectangulares se construyen generalmente según la figura II. Comienzan en las terminales del transformador y están unidas lo más lejos posible de las conexiones en  $\Delta$  o  $y$ . El número y la disposición de las barras dependerá de la intensidad de corriente y la distancia entre el transformador y la  $\Delta$  o  $y$ . La  $\Delta$  o  $y$  se pone lo más cerca posible al horno. Entre la conexión  $\Delta$  o  $y$ , y la abrazadera del electrodo están los cables flexibles que están hechos por tiras paralelas.

En el caso general se considerará que los tres voltajes del transformador son iguales y  $120^\circ$  aparte y las intensidades de corriente están balanceadas.

Si  $K$  son los kilovatios  $I$  la corriente  $E$  voltaje del transformador  $\cos \phi$  factor de potencia medio, en el caso de conexión en  $y$  ó  $\Delta$

$$K = \frac{3 E I}{1000} \cos \phi$$



ESQUEMA DE UN HORNO DE ARCO TRIFASICO.

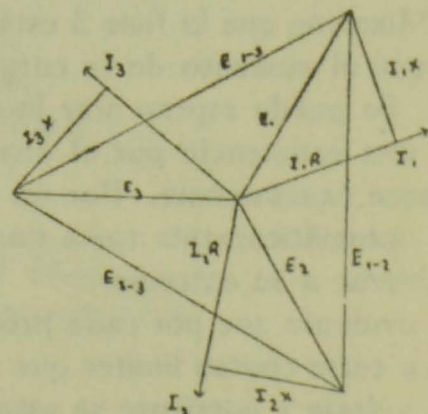


DIAGRAMA DE UN HORNO TRIFASICO BALANCEADO

FIG II

La resistencia media por fase será:

$$R = \frac{1000 K}{3 I^2} = \frac{3 (E \cos \varnothing)^2}{1000 K} = \frac{E \cos \varnothing}{I}$$

La reactancia por fase será

$$X = \sqrt{\frac{E^2}{I^2} - R^2} = \frac{E}{I} \sin \varnothing = R \operatorname{tg} \varnothing$$

En un horno trifásico rectangular la carga está completamente descompensada aún cuando las tres corrientes sean iguales y el lado de alta tensión esté enteramente balanceado. La descompensación se debe a dos causas: A una diferencia de la mutua reactancia de cada una de las fases y a la reactancia mutua entre las fases.

Cuando tres conductores paralelos llevan una cierta carga hay una transmisión de potencia de la fase 1 a la fase 2, de la fase 2 a la fase 3, y de la fase 3 a la fase 1.

Cuando los conductores están desde los extremos de un triángulo equilátero las 3 reactancias mutuas son iguales y las potencias transmitidas se cancelan una a otras. Por otro lado, cuando los tres conductores están situados en un plano, estando en el centro la fase 2, la reactancia mutua entre 1 y 2 o 2 y 3 es mayor que la reactancia mutua entre 3 y 1. La potencia que se transmite de 1 a 2 es sin embargo transmitida a 3, pero la potencia que se transmite de 3 a 1 es más pequeña. El resultado aparente es una transmisión de potencia de 1 a 3.

Esta potencia reduce la carga útil del electrodo 1, e incrementa la carga útil del electrodo 3. Cuando el efecto es largo la fase 1 aparece muerta. Mientras que la fase 3 está muy activa. La diferencia puede notarse porque el aumento de la carga desaparece en las dos fases de los extremos. Se puede representar la carga en cada electrodo como el producto de una resistencia por el cuadrado de la corriente. La resistencia no se conoce exactamente. Por un cierto voltaje y un cierto corriente el electrodo automáticamente toma una posición al que la resistencia verdadera se obtiene a su extremo.

Será evidente que por cada producto el valor de la resistencia deberá ser errónea entre ciertos límites que varían según la potencia suministrada.

Si el voltaje y corriente se escogen de manera que la resistencia sea demasiado grande, el electrodo estará demasiado alto y en el caso contrario estará demasiado enterrado.

Una vez que las tres corrientes han sido consideradas iguales, las cantidades de potencia que son disipadas al final de cada electrodo, estarán en proporción directa a la resistencia en estos puntos.

Si llamamos  $R_1$  la resistencia del electrodo 1  $R_2$  la resistencia del segundo y  $R_3$  la del tercero se demuestra que  $R_1 = R_f - (P-X) \sqrt{3}$   
 $R_f$  es la resistencia media en el horno y es igual a

$$R_f = R - r$$

Siendo la  $R$  la resistencia media por fase calculada por la corriente y potencia suministrada.

$$R = \frac{3 E I \cos \varnothing}{1,000}$$

"r" representa la resistencia ohmica por fase del transformador, barras, cables y electrodos. r es pequeña comparada con R y se puede considerar igual para las tres fases.

La ecuación demuestra que  $(P-x)$  es una medida de la descompensación. P y X son función de la mutua y auto reactancia.

$$P = X_o - M_o \quad X = \frac{2 P-Q}{3} \quad Q = X_f + 2M_f + M_o$$

De estas ecuaciones

X es la reactancia media por fase.

$X_o$  representa la auto reactancia de la fase 1 o 3 que han sido consideradas simétricas en relación con la fase 2.

$X_f$  representa la auto reactancia de la fase 2.

$M_o$  representa la reactancia mutua entre 1 y 3.

$M_f$  representa la reactancia mutua entre 1 y 2 o 2 y 3.

usando estos símbolos tenemos:

$$R_1 = R_f - \frac{(X_o - X_f + 2 M_f - 2 M_o)}{3} \sqrt{3}$$

$$R_2 = R_f$$

$$R_3 = R_f - \frac{(X_o - X_f - 2 M_f - 2 M_o)}{3} \sqrt{3}$$



*Corrección de la descompensación:* Para corregir la descompensación es suficiente hacer el paréntesis de las ecuaciones anteriores igual a cero.

El método que se va a emplear consistirá en modificar X añadiendo a la fase 2 una reactancia igual a la del paréntesis.

$$X \text{ añadida} = (X_0 - X - 2 M - 2 M_0)$$

Esta reactancia puede construirse en forma de un circuito de hierro laminado con un entrehierro que puede ensamblarse en la fase 2 justamente después que la fase de deja la y o  $\Delta$ .

La longitud está dada por la fórmula:

$$= \frac{4.51 \text{ (ampeiros)}}{B \text{ (líneas /in}^2\text{)}}$$

La sección del núcleo de hierro se calcula por la fórmula

$$A \text{ (m}^2\text{)} = \frac{X \text{ añadida I (ampeiros)} \times 10^9}{4.44 C \text{ (ciclos)} B \text{ (líneas/ in}^2\text{)}}$$

Se puede demostrar que la reactancia X añadida es constante e independiente de la corriente.

$$X \text{ añadida} = \frac{4.444 C B}{1 \times 10^8}$$

$$B = \frac{4.51 I}{I}$$

$$X \text{ añadida} = \frac{20.02 A}{1 \times 10^8}$$

*Caída de voltaje entre la conexión neutra y al neutro del horno en el caso de las conexiones Y.*—Como consecuencia de la descompensación hay

una caída de voltaje entre el neutro de la conexión y el neutro del horno. Esta caída de voltaje es igual a

$$I_2 X_d$$

$$\text{Siendo: } X_d = \frac{2 X_o - 2 X_f + M_f - M_o}{3}$$

Los constantes que determinan las características del horno son:

$X_o$  auto reactancia de la fase 1 o 3 que son iguales.

$X_f$  auto reactancia de la fase 2

$M_f$  reactancia mutua entre 1 y 2 o 2 y 3

$M_o$  reactancia mutua entre 1 y 3.

$X$  es la reactancia media del horno.

$$X = \frac{2 P + Q}{3} = \frac{2 X_o + X_f - 2 M_f - M_o}{3}$$

$R_u$  es la resistencia de la descompensación.

$$R_u = (X_o - M_o - X) \cdot 3 = \frac{X_o - X_f - 2 M_f - 2 M_o}{3}$$

$X$  añadida es la reactancia para la corrección

$$X \text{ añadida} = (X_o - M_o - X) \cdot 3 = R_u \cdot 3$$

$X_d$  es la reactancia correspondiente al voltaje entre el horno y las conexiones neutras.

$$X_d = \frac{2 X_o - 2 X_f + M_f - M_o}{3} = (X + M_f - M_f)$$

B). *Cálculo de la reactancia, factor de potencia y características del sistema eléctrico:*

$$I \text{ máx.} = \frac{2,000 \times 1,000}{1.73 \times 65} = 17785 \text{ amperios}$$

De las tablas de F. V. Andrae para 18,000 amperios

$D = 30''$ ,  $d = 60''$ ,  $l = 72''$  se tiene para una frecuencia de 60 ciclos.

$$\begin{aligned} 1,000 X_o &= 1.3497, 1,000 X_f = .9737 \\ 1,000 M_o &= 1,000 M_{1.3} = .1083 \\ 1,000 M_f &= 1,000 M_{2.3} = 1,000 M_{1.2} = .2996 \\ 1,000 X &= .9885 \\ 1,000 R_u &= .4380 \end{aligned}$$

Estos valores se transformarán a una frecuencia de 50 ciclos multiplicándolos por

$$\frac{50}{60} \text{ o } .833. \text{ Los nuevos valores serán}$$

$$\begin{aligned} 1,000 X_o &= 1.1243, 1,000 X_f = .8111 \\ 1,000 M_o &= .09021 \\ 1,000 M_f &= .2496 \\ 1,000 X &= .8234 \\ R_u &= .3649 \end{aligned}$$

Comprobación del valor X:

$$1000 X \text{ (reactancia media)} = \frac{2X_o + X_f - 2M_f - M_o}{3} = \frac{2(1.1243) + .8111 - 2(.2496)}{3} = .0921$$

$$1,000 X = .8234$$

$$X \text{ (añadida)} = R_u \sqrt{3} = .0003649 \times 1.73 = .0006313$$

En resumen tenemos:

$$\begin{aligned} X_o &= .0011243 \\ X_f &= .0008111 \\ M_o &= .00009021 \\ M_f &= .0002496 \\ X &= .0008234 \\ R_u &= .0003649 \\ X \text{ (añadida)} &= .0006313 \end{aligned}$$

La reactancia del transformador depende de su sideño y debe ser lo más

pequeña posible. Si se especifica el 5% del voltaje reactivo, al mayor amperaje en la conexión más alta tenemos.

$$\frac{2,000 \times 1,000}{100 \sqrt{3}} = 11550 \text{ amperios}$$

5% de 100 V, = 5 V de caída de potencial.

$$\frac{5}{11550} = .0004325 \text{ ohms por fase}$$

Esta reactancia es aproximadamente la misma en todas las conexiones.

Los nuevos valores serán:

$$X_o = .0011243 + .0004325 = .0015568$$

$$X_f = .0008111 + .0004325 = .0012436$$

$$M_f = .0008234$$

$$X = \frac{(2X .0015568) + .0012436 - (2 X .0008234) - .00009021}{3}$$

$$X = .008734$$

Las características del horno en la conexión de 75 voltios serán:

$$I = \frac{2,000 \times 1,000}{75 \times \sqrt{3}} = 15400 \text{ amperios}$$

$$Z = \frac{75}{\sqrt{3} \times 15400} = .002810$$

$$R \text{ media} = \sqrt{Z^2 - X^2} = \sqrt{.00281^2 - .0008734^2} =$$

$$R \text{ media} = .00267 \text{ ohms.}$$

$$\cos. \phi = \frac{R}{Z} = \frac{.00267}{.00281} = .936$$

La resistencia de .00267 ohms., incluye la carga., electrodos conductores y transformador. Si las pérdidas del transformador son 1.5%

de la carga total, la resistencia por fase de la carga total de  $.00281 \times .015 = .000042$ . La resistencia de cobre es despreciable cerca de  $.000000$  en comparación de la resistencia del electrodo. Los electrodos tienen una resistencia específica de  $.0015$  ohms. por pulgada<sup>2</sup> por pulgada.

$$R = \frac{.0015 \times 72}{592.5} = .000182 \text{ ohms.}$$

$$.000182 + .000042 = .000224$$

adicionado un 10% más, por resistencia de contactos

tenemos  $.000246$  ohms por fase.

Las resistencias en cada electrodo serán

Fase 1.

$$R_1 = R - r - R_u = .00267 - .000246 - .0003649 = .002059$$

Fase 2

$$R_2 = R - r = .00267 - .000246 = .002424$$

Fase 3

$$R_3 = R - r - R_u = .00267 - .000267 - .000246 - .0003649 = .002789$$

Con una corriente de 15400 amperios por fase la caída de voltaje en cada electrodo será de:

$$\text{fase 1: } 15400 \times .002059 = 31.68 \text{ voltios.}$$

$$\text{fase 2: } 15400 \times .002424 = 37.18 \text{ voltios.}$$

$$\text{fase 3: } 15400 \times .002789 = 42.95 \text{ voltios.}$$

La potencia disipada en cada electrodo será:

$$\text{fase 1: } \frac{15400^2}{1000} \times .002059 = 492.5 = 28.5\%$$

$$\text{fase 2: } \frac{15400^2}{1000} \times .002424 = 575 = 33.5\%$$

$$\text{fase 3: } \frac{15400^2}{1000} \times .002789 = 661 = 38.0\% = 90.8\%$$

$$\frac{1728.5}{100.0\%}$$

$$\text{Pérdidas } \frac{15400^2}{1000} \times 3 \times .0002464 = 175.5 = 9.2\%$$

$$\text{KW en el transformador } \frac{1904.0}{100.0\%}$$

Para la corrección de la descompensación se añadirá a la fase 2 una reactancia

$$\text{KVA: } \frac{15400^2}{1000} \times 3 \times .00281 = 2000 \text{ KVA}$$

$$\text{Cos } \phi = .936$$

$$X \text{ (añadida)} = .0006313$$

Las constantes del horno serán

$$X_0 = .0015568$$

$$X_f = .0012436 + .0006313 = .0018794$$

$$X = \frac{(2 \times .0015568) + .0018794 - (2 \times .0008234) - .00009021}{3}$$

$$X = .001084$$

$$M_0 = .00009021$$

$$M_f = .0008234$$

$$R_u = .0000$$

$$X \text{ (añadida)} = 0$$

Si deseamos en el horno las mismas condiciones se necesitará sin embargo un voltaje mayor en el transformador ya que la reactancia ha sido aumentada.

$$Z = \sqrt{R^2 - X^2} = \sqrt{.00267^2 - .001084^2} = .00288$$

El factor de potencia medio será

$$\cos \varnothing = \frac{R}{Z} = \frac{.00267}{.00288} = .927$$

El voltaje del transformador será:

$$.00288 \times 15,400 \times \sqrt{3} = 75.7 \text{ V.}$$

El horno se compensará con 37.18 V en cada electrodo y 575 K.W. Con esta modificación se reduce el factor de potencia de .936 a .927 y una ligera sobrecarga en el transformador que no tiene importancia ya que la tensión menor es la misma.

Las pérdidas de cobre en la alta tensión serán sin embargo mayores pero las pérdidas del núcleo serán más pequeñas y las pérdidas totales serán prácticamente las mismas.

El entrehierro de la reactancia adicionada se calculará

$$I = 17785, B = 100,000 \text{ líneas por pulgada}^2$$

Longitud de la abertura

$$= \frac{4.51 \times 17785}{1000,000} = .802'' = 2.037 \text{ cms.}$$

Área del núcleo

$$= \frac{.0006313 \times 17785 \times 10^8}{4.44 \times 50 \times 100,000} = 55 \text{ pulgadas}^2 = 354.8 \text{ cms.}^2$$

La mejor localización de esta reactancia será entre la  $\Delta$  y el flexible.

## CAPITULO V.

### CALCULO DE LA ENERGIA ELECTRICA NECESARIA PARA PRODUCIR UNA TONELADA DE FERROMANGANESO

#### *Balance de Calor.—Datos:*

1). La escoria y el metal contienen al vaciarse 600 y 400 calorías por libra respectivamente.

2). Los gases escapan del horno a 300° C.

El calor útil es principalmente el calor de oxidación del carbón más el suministrado por la energía eléctrica usada. Por el balance de O y C se ve que prácticamente todo el carbón se quema a CO. El CO es capaz de reducir el Mn O<sub>2</sub> y es probable que cierta parte de la reducción tenga lugar de esta manera. El CO que escapa a la salida, a la temperatura de 300 grados no se quema a CO<sub>2</sub>.

3). El calor de formación de la escoria es de 150 calorías por libra de Si O<sub>2</sub> y Al<sub>2</sub> O<sub>3</sub>.

El calor de combustión del carbón con el manganeso es de 825 cal. por libra de carbón combinado.

El calor de formación del siliciuro de manganeso es 1693 calorías por libra de Si combinado.

Estos valores de calor sensible en el estado líquido y sólido, calor latente de fusión y el calor empleado en la separación y descomposición de la cementita en solución en el manganeso.

El balance de calor sólo incluye los cambios químicos y térmicos netos que tienen lugar durante el proceso. Las energías químicas de formación de los óxidos y silicatos que pasan a través del proceso sin sufrir ningún cambio no interesan. En el curso de la reducción tienen lugar muchas reacciones intermedias acompañadas por cambios de calor. sin embargo, en cualquier proceso químico el cambio total de energía depende únicamente de los estados inicial y final de constitución química, temperatura,



presión y estado de agregación y es independiente de cualquier estado intermedio.

Los óxidos de magnesio y calcio y el  $Al_2 O_3$  pasan aparentemente sin cambio, pero el estado de óxido es muy diferente en la escoria que en el mineral o fundente.

El cálculo se basará en 97.58 kilogramos de ferromanganeso producidos.

La temperatura de referencia será de  $18^\circ C$ .

1). Calor de reducción de  $Mn O_2$ .

Reactivos	Moles Kgrs.	Calor de formación por mol	Calor de formación total en calorías
$Mn O_2$	1.821	119,400	217,490
Productos			
Mn	1.4568	0	
$MnO$	.3642	90,800	33,069
O	3.2778	0	

Calor empleado en la reducción del  $Mn O_2$

$$33,069 - 217,490 = - 184,421 \text{ calorías}$$

2). Calor de reducción del  $Fe_2 O_3$

Reactivos	Moles Kgrs.	Calor de formación por mol	Calor de formación total en calorías
$Fe_2 O_3$	.0285	191,600	5,461
Productos			
Fe	.0459	0	
$FeO$	.01111	64,000	710
O	.738	0	

Calor empleado en la reducción del  $Fe_2 O_3$

$$710 - 5,461 = - 4,751 \text{ calorías}$$

3). Calor de reducción del  $SiO_2$

Reactivos	Moles Kgrs.	Calor de formación por mol	Calor de formación total en calorías
$SiO_2$ reducido	.0123	201,000	2,472
Productos			
Si	.0123	0	
O	.0246	0	

Calor empleado en la reducción del  $SiO_2$  - 2,472 calorías.

4). Calor empleado en la formación del  $C_2 Ca$ . (La reducción por el C y formación de CO se incluye en el inciso 6).

Reactivos	Moles Kgrs.	Calor de formación por mol	Calor de formación total en calorías
C	.0184	-2,600	-47.80
CaO	.0092	151,700	1,395.64
Productos			
$C_2 Ca$	.0092	14,580	132.68

Calor empleado  $47.80 + 132.68 - 1,395.64 = 1,215.2$  calorías.

5). Calor de calcinación de los carbonatos.

Reactivos	Moles Kgrs.	Calor de formación por mol	Calor de formación total en calorías
Ca $CO_3$	.364	288,000	104,900
Productos			
$CO_2$	.364	94,400	34,361
CaO	.364	151,700	55,200

Calor empleado en la calcinación

$$34,361 + 55,200 - 109,900 = - 15,340 \text{ calorías.}$$

6). Calor en la combustión parcial del coque.

Reactivos	Moles Kgrs.	Calor de formación por mol	Calor de formación total en calorías
C	3.386 átomos	-2600	-8804
Productos			
CO	3.386	26,780	90,677

Calor en la oxidación del C a CO

$$8804 + 90,677 = 99,481 \text{ calorías.}$$

7). Calor en la formación del silicato en la escoria tomando el valor de 150 calorías por libra de  $Si O_2$  y  $Al_2 O_3$ :

$$150 \text{ calorías por libra} = 150 \times 2.2046 \text{ calorías/Kgrs.} = 311 \text{ calorías}$$

$$Si O_2 + Al_2 O_3 = 20,039$$

$$20.039 \times 311 = -6220 \text{ calorías}$$

8). Calor sensible de la escoria.

Tomando el valor de 600 calorías por libra de escoria se tiene 600 calorías/libra =  $600 \times 2.2046$  calorías/Kgrs. = 1,322.76 calorías.

$$49.7163 \times 1322.76 = 65,730 \text{ calorías.}$$

9). Calor de formación del  $Mn_3 C$ .

Se tomarán 825 calorías por libra de C combinado.

$$825 \text{ calorías/libra} = 2.2046 \times 825 \text{ calorías/Kgrs.} = 1.817 \text{ calorías.}$$

$$5.85 \times 1,817 = - 10,630 \text{ calorías.}$$

10). Calor de formación del  $Mn_7 Si_2$

Tomando -1693 calorías por libra de Si combinado tenemos.

$$1693 \text{ calorías/libra} = 1693 \times 2.2046 \text{ calorías/Kgr.} = 3,740 \text{ calorías}$$

$$.3427 \times 3,740 = - 1,280 \text{ calorías.}$$

11). Calor sensible del ferromanganeso.

Tomando 400 calorías por libra de metal tenemos

$$400 \text{ calorías/libra} = 400 \times 2.2046 \text{ calorías/Kgr.} = 881,84 \text{ calorías.}$$

$$97.585 \times 881.84 = 86,000 \text{ calorías.}$$

12). Calor necesario para evaporar el agua.

Calor latente de vaporización del agua a  $18^\circ C$ . = 586 calorías por Kgr.

$$7.807 \times 586 = 4.570 \text{ calorías.}$$

13). Calor sensible de los gases del horno entre  $18^\circ$  y  $300^\circ C$ . de la tabla VI Hougen and Watson.

$$CO_2 \quad .3643 \times 9.75 = 3.552$$

$$CO \quad 3.387 \times 7.05 = 23.880$$

$$H_2O \quad .434 \times 8.5 = 3.689$$

---

$$21.121 \text{ calorías por } ^\circ C.$$

Contenido total de calor  $31.121 (300-18) = 8,750$  calorías.

14). Contenido de calor del polvo.

Calor específico del polvo = 0.2 calorías por Kgr. por °C.

$$21.6038 \times 0.2 \times (300-18) = 1,220 \text{ calorías}$$

15). Calor perdido por conducción, convección y radiación en el

Aplicando la fórmula:

$$Q = \frac{A (t_2 - T_1)}{\frac{1}{h_0} + \frac{1}{h_1} + \frac{L_1}{K_1} + \frac{L_2}{K_2} + \frac{L_3}{K_3}}$$

a). Pérdidas de calor por las paredes laterales

El área interior es:

$$L_1 = 80'' = 6.67 \text{ pies}, L_2 = 50'' = 4.16 \text{ pies}, L_3 = 200'' = 16.67 \text{ pies.}$$

$$A_1 = 2 \times 6.67 \times 4.16 + 2 \times 16.67 \times 4.16 = 194 \text{ pies}^2$$

El área exterior es:

$$L_1 = \frac{6.67 + 2 ( 9 + 4.5 + 5.39 )}{12} = 9.82 \text{ pies}$$

$$L_2 = \frac{4.16 + 2 ( 20 + 4.5 + 7.2 )}{12} = 9.44 \text{ pies}$$

$$L_3 = \frac{16.67 + 2 ( 9 + 4.5 + 5.39 )}{12} = 19.82 \text{ pies}$$

$$A_2 = 2 \times 9.82 \times 9.44 + 2 \times 19.82 \times 9.44 = 561.6 \text{ pies}^2$$

$$A = \frac{194 + 561.6 - 377.8}{2} \text{ pies}^2$$

$$Q = \frac{377.8 (1112 - 100)}{\frac{1}{1.8} + \frac{9}{12 \times 2.42} + \frac{4.5}{12 \times .634} + \frac{.411}{.165}} = 92400 \text{ BTU por hora}$$

b). Pérdidas de calor por el fondo.

El área interior es:  $L_1 = 6.67$  pies,  $L_2 = 16.67$  pies.

$$A_1 = 6.67 \times 16.67 = 111.1 \text{ pies}^2$$

El área exterior es:  $L_1 = 9.82$  pies,  $L_2 = 19.82$  pies.

$$A_2 = 9.82 \times 19.82 = 194.7 \text{ pies}^2$$

$$A = \frac{197.4 + 111.1}{2} = 152.9 \text{ pies}^2$$

$$Q = \frac{152.9(2552 - 302)}{\frac{1}{2.8} + \frac{1}{1.4} + \frac{20}{12 \times 1.85} + \frac{4.5}{12 \times .875} + \frac{.6}{.165}} = 57,000 \text{ BTU por hora}$$

c). Pérdidas por conducción a través de los 3 electrodos.

$D=30''=2.5$  pies,  $L=72''=6$  pies,  $\Delta/t=(1100-250)=850^\circ \text{ C.}=1562^\circ \text{ F.}$

$$K = 3.87 \text{ BTU/pie h } ^\circ\text{F}, A = \frac{3.1416 \times 2.5^2}{4} = 4.82 \text{ pies}^2$$

$$Q = \frac{KA\Delta t}{L} = \frac{3.87 \times 4.82 \times 1562 \times 3}{6} = 9710 \text{ BTU por hora}$$

d). Las pérdidas totales de calor por las paredes, fondo y electrodos serán:

$$92,400 + 57,000 + 9,710 = 159,100 \text{ BTU por hora}$$

$$159,110 \times .000293 = 46.7 \text{ K.W. por hora}$$

$$159,110 \times .252 = 40,100 \text{ calorías Kgr. por hora}$$

La capacidad de producción de un horno de 2,000 K.V.A. es aproximadamente de media tonelada por hora de ferromanganeso y para producir 97,585 Kgrs., se necesitarán

$$.975 \times \frac{1}{.500} = .1950 \text{ horas o sea } \frac{1}{5} \text{ h}$$

Las pérdidas de calor por las paredes, electrodos y fondo por cada 97.585 Kgrs., serán  $40,100 \times \frac{1}{5} = 8,020$  calorías.

<i>Calor útil del proceso</i>	<i>Calorías kilogramo</i>
Suministrado por la energía eléctrica	X
Oxidación del carbón a CO	99,481
Formación del silicato en la escoria	6,220
Formación del Mn <sub>3</sub> C	10,630
Formación del Mn <sub>7</sub> Si <sub>2</sub>	1,280
	<hr/>
	117,611 + X

<i>Distribución del calor</i>	<i>Calorías kilogramo</i>
Reducción del MnO <sub>2</sub>	184,421
Reducción del Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,751
Reducción del SiO <sub>2</sub>	2,472
Calcinación del CaCO <sub>3</sub>	15,340
Evaporación de la humedad	4,570
Calor sensible de los gases	8,750
Calor sensible de la escoria	54,730
Calor sensible del metal	86,000
Calor sensible del polvo	1,220
Calor empleado en la formación del C <sub>2</sub> Ca	1,215
Pérdidas por conducción, convección y radiación	8,020
	<hr/>
TOTAL	382,489

Igualando el calor que entra al que sale:

$$117,611 + X = 382,489$$

$$X = 264,878$$

1 K.W.H. = 860 calorías Kgr. por hora.

$$\frac{264,878}{860} = 308 \text{ K.W.H. para } 97,585 \text{ Kgrs. de ferromanganeso}$$

Para producir 1,000 Kgrs. se necesitarán:

$$\frac{308 \times 1,000}{97.585} = 3160 \text{ K.W.H.}$$

Si se pierden de cada 1904 K.W.H., 175.5 K.W.H.

Las pérdidas en un consumo de energía de 3,160 K.W.H. serán de:

$$\frac{3160 \times 175.5}{1904} = 291 \text{ K.W.H.}$$

Consumo total de energía por tonelada de ferromanganeso:

$$3160 + 291 = 3451 \text{ K.W.H.}$$

La energía que se consume prácticamente en la reducción de un mineral con 50% de Mn es de 3600 K.W.H. El consumo de energía depende mucho de la pureza de los minerales usados y del tamaño del horno.

De cierto número de hornos eléctricos variando el tamaño del transformador y capacidad, trabajando en iguales condiciones demuestran que los hornos pequeños tienen mejor eficiencia en pérdidas de manganeso que los grandes. Los hornos pequeños que trabajan a bajo voltaje tienen pequeñas pérdidas de Mn en la escoria y volatilización, siendo en los grandes mucho mayores. El alto voltaje hace el funcionamiento del horno irregular sobrecalentando áreas diferentes debido a que la corriente toma el camino de menor resistencia. El Mn es parcialmente reducido en las áreas frías, pasa a la escoria y no se reduce. Además una alta temperatura local incrementa la volatilización y aumenta la formación de  $C_2$  Ca que quita cal a la escoria.

El consumo de energía eléctrica en cambio es mayor en los hornos chicos que en los grandes.

## CAPITULO VI.

### ESTIMACION DEL COSTO DE UNA TONELADA DE FERROMANGANESO

#### 1).—COSTOS INDIRECTOS

Terreno 10,000 m <sup>2</sup> a \$2.00 m <sup>2</sup>	\$ 20,000.00
Almacenes minerales 8 × 5 m <sup>2</sup> a \$ 50 m <sup>2</sup>	2,000.00
Edificio del horno 20 × 50 m <sup>2</sup> a \$ 75 m <sup>2</sup>	75,000.00
Horno 2,000 K.V.A.	300,000.00
2 vagonetas de 1 tonelada, a \$ 500.00	1,000.00
Transportador de banda de 16" y 20m. longitud a \$100/m.	2,000.00
Transportador a la quebradora de 16" y 30 m. longitud	3,000.00
Quebradora 11 × 15" con motor de 15 H.P.	6,000.00
Transportador inclinado de banda 10 m. longitud y 16"	1,000.00
Muestreador 40"	2,500.00
Mezclador de 2 toneladas hora de capacidad	5,000.00
Muestreador 30"	2,000.00
Transportador 16" al horno de 10 m. de longitud	1,000.00
Laboratorio y oficinas 70 m <sup>2</sup> a \$ 100 m <sup>2</sup>	7,000.00
Herramientas y piezas de repuesto	3,000.00
Balanza 1 tonelada	2,000.00
Escape ferrocarril 100 m. largo	5,000.00
Rieles para vagonetas	6,000.00
	<hr/>
Inversión total	\$ 443,500.00
Imprevistos 5% sobre la inversión total	22,165.00
	<hr/>
	\$ 465,665.00
	<hr/>



Amortización	10% sobre 465,665.00	\$ 46,657.00
Interés	9% sobre 465,665.00	41,910.00
Impuestos	1% sobre 465,665.00	4,657.00
Seguros	1% sobre 465,665.00	4,657.00

---

Por año \$ 97,791.00

Producción del horno  $\frac{1}{2}$  ton. h., 4 ton./día,  $300 \times 4 = 1,200$  ton./año.

$$\text{Costos Indirectos } \frac{97,791}{1,200} = \$ 81.49 \text{ por tonelada}$$

## II).—COSTOS DIRECTOS

Mineral de manganeso a 120/ton., 1,930 Kgrs.	\$ 231.50
Coque 90/ton., 553 Kgrs.	49.77
Caliza 10/ton., 347 Kgrs.	3.74
Torneaduras acero 97/ton., 84.2 Kgrs.	8.00
30 Kgrs. electrodos de carbón a \$ 1/Kgr.	30.00
Refractarios 5/ton.	5.00
Energía eléctrica 4,000 K.W.H. a \$ 0.04/K.W.H.	160.00
Energía y refacciones transporte de materiales \$ 5/ton.	5.00
Gastos diversos \$ 6/ton.	6.00
Gastos laboratorio \$ 3/ton.	3.00
Agua de refrigeración \$ .50/ton.	.50
	<hr/>
	\$ 502.51

## PERSONAL

1 maestro mecánico	\$ 300.00	por mes
1 herrero	250.00	
1 jefe descargador	300.00	
1 descargador	150.00	
1 conductor de vagonetas	150.00	
1 hornero	450.00	
1 velador	200.00	
2 encargador, cargar y sangrar el horno 250 c/u.	500.00	
2 ayudantes de hornero 300 c/u.	600.00	

4 obreros 200 c/v.	800.00
1 químico analista	500.00
1 director técnico	1,200.00
1 administrador	600.00
1 contador	600.00
2 empleados oficina 300 c/u.	600.00
	<hr/>
Costo personal por año	\$ 7,200.00 × 12 = 86.400
	<hr/>
	86.400
	ó $\frac{86.400}{1,200} = \$ 72.00/\text{ton.}$

Costos directos 502.51 + 72.00 = 574.51

Costo de una tonelada de ferromanganeso

Costos indirectos	81.49
Costos directos	574.51
	<hr/>
	656.00

Precio de venta \$ 85.00, ganancias por tonelada 850-656 = \$ 194.00.

Ganancia anual 194 × 1,200 = \$ 232,800.00.

1875  
1876  
1877  
1878  
1879  
1880

1881  
1882  
1883  
1884  
1885

1886  
1887  
1888  
1889  
1890

1891  
1892  
1893  
1894  
1895

1896  
1897  
1898  
1899  
1900

1901  
1902  
1903  
1904  
1905

1906  
1907  
1908  
1909  
1910

## BIBLIOGRAFIA

### I) OBRAS :

- ALLMAND and ELLIGHAM — Applied Electrochemistry, Arnold, (1924).  
ANDRADE, F. V. — Transactions Electrochemistry Society, 67, 150, (1935).  
BUTTS, A. — Metallurgical Problems, MacGraw — Hill Book, (1943).  
HOUGUEN and WATSON — Chemical Process Principles, Wiley, (1943).  
KEENEY, M. R. and LONERGAN, S. E. M. — Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, Vol. LXVII, (1922).  
LEVY, C. C. — Trans. Am. Inst. Elec. Engrs. 51, 903, (1932).  
MARKS, S. L. — Mechanical Eng. Handbook, MacGraw — Hill Book, (1941).  
PASCHKIS, S. V. — Industrial Electric Furnaces and Appliances, Vol. 1, Interscience Publishers Inc., N. Y., (1945).  
PERRY, J. — Chem. Eng. Handbook, McGraw — Hill-Book, (1941).  
STANSFIELD. — The Electric Furnace for Iron and Steel, MacGraw — Hill-Book, (1923).  
TIMBIE. — Elements of Electricity, Wiley, (1940).  
ULLMAN, F. — Enciclopedia de Química Industrial, Secciones I y IV, Gustavo Gili, (1931).  
WALKER - LEWIS - MACADAMS - GILLIAND. — Principles of Chem. Eng. MacGraw — Hill-Book, (1937).

### II) REVISTAS :

- BARDWELL, E. S. — Chemical and Metallurgical Engineering, abril, (1920), pag. 681.  
BULLETIN 77, Bureau of Mines.  
BULLETIN 173, Bureau of Mines.  
DERIBERE, M. — Chimie et Industrie, Vol. 34, No. 4. Octobre (1935).

BIBLIOGRAPHIA

(I) ORAS

ALMAYO and WILSON - *Journal of Biological Chemistry* 1937  
 ANDERSON, W. W. - *Transactions of the American Society of Tropical Medicine and Hygiene* 1937  
 BERRY, A. - *International Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937  
 BROWN and WATSON - *Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937  
 KERRY, M. E. and CONNOR, J. M. - *Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937  
 LLOYD, C. C. - *Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937  
 MARRAS, E. J. - *Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937  
 PARRISH, A. W. - *Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937  
 STANFORD, J. - *Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937  
 THOMAS, J. - *Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937  
 WILLIAMS, R. - *Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937  
 WILSON, J. W. - *Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937

(II) REVISTAS

BROWN, J. - *Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937  
 GILBERT, J. - *Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937  
 HARRIS, M. - *Journal of Tropical Medicine and Hygiene* 1937

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO  
ESCUELA NACIONAL DE QUÍMICA INDUSTRIAL

# SULFONACIÓN DE ACETATO DE CALEBENAPENTANO

TESIS

DEL MAESTRO EN QUÍMICA  
CARRERA DE QUÍMICA INDUSTRIAL

DE FRANCISCO

ALVARADO GARCÍA

