GONZALEZ V. F.

ESTUDIO QUIMICO METALURGICO DE UN HORNO...

1935

INSTITUTO DE GEOLOGIA

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO.
FACULTAD DE CIENCIAS FISICAS Y MATEMATICAS.
INSTITUTO DE QUIMICA.

ESTUDIO QUIMICO - METALURGICO DE UN HORNO SIEMENS-MARTIN PARA FABRICACION DE ACERO.

TESIS.

QUE PARA SU EXAMEN PROFESIONAL DE

INGENIERO QUIMICO

PRESENTA

FERNANDO GONZALEZ VARGAS

México, D.F. enero de 1935.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO.

FACULTAD DE CIENCIAS FISICAS Y

INSTITUTO DE QUIMICA.

ESTUDIO QUIMICO - METALURGICO DE UN HORNO SIEMENS-MARTIN PARA FABRICACION DE ACERO.

TESIS.

QUE PARA SU EXAMEN PROFESIONAL DE

INGENIERO QUIMICO

PRESENTA

FERNANDO GONZALEZ VARGAS

México, D.F. enero de 1975.

A LA MEMORIA DE MI HERMANO
EL ING.
LUIS A. GONZALEZ.

A QUIEN DEBO MI INICIACION EN EL ESTUDIO
DE LA QUIMICA Y SIDERURGIA.

A MIS MAESTROS EN LA TEORIA Y EN LA PRACTICA.

A MIS COMPAÑEROS DE ESTUDIO Y DE TRABAJO.

ESTUDIO QUIMICO-METALURGICO DE UN HORNO SIEMENS-MARTIN PARA FABRICACION DE ACERO.

I.- INTRODUCCION.

II.-EL CALCULO DEL HORNO DESDE EL PUNTO DE VISTA METALURGICO.

III.-LA TEORIA QUIMICA DEL PROCESO SIEMENS-MARTIN BASICO.

IV.- LA CONDUCCION PRACTICA DEL HORNO Y LAS MANIOBRAS.

V.- LA PRACTICA DEL PROCESO BASICO CON CARGA FRIA.

VI.- CALCULO DE LOS BALANCES DE MATERIALES Y TERMICO.

VII.-PRESUPUESTO Y CONSIDERACIONES COMERCIALES.

ESTUDIO QUIMICO-METALURGICO DE UN HORNO SIEMENS-MARTIN PARA FABRICACION DE ACERO.

I.- INTRODUCCION.

II.-EL CALCULO DEL HORNO DESDE EL PUNTO DE VISTA METALURGICO.

III.-LA TEORIA QUIMICA DEL PROCESO SIEMENS-MARTIN BASICO.

IV.- LA CONDUCCION PRACTICA DEL HORNO Y LAS MANIOBRAS.

V.- LA PRACTICA DEL PROCESO BASICO CON CARGA FRIA.

VI.- CALCULO DE LOS BALANCES DE MATERIALES Y TERMICO.

VII.-PRESUPUESTO Y CONSIDERACIONES COMERCIALES.

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

El presente trabajo no tiene la pretención de encerrar nada original ni fundamentalmente importante desde los puntos de vista científico ni técnico, solo aspira al mérito de constituír en su mayor parte, el fruto de la experiencia y observación personales del suscrito, quién ha puesto todo su empeño en que estas líneas no sean un simple acopio de datos bibliográficos poco o mal dirigidos, sino un pequeño pero efectivo trabajo realizado personalmente.

La parte práctica encierra en escencia la experiencia adquirida sobre el particular durante su práctica de cinco meses en la Fundición de Acero "Stahl und Walzwerk Hennigsdorf", de Alemania y de siete años en la Fundición Nacional de Artillería de la Nación, así como de las observaciones hechas durante sus visitas y cortas estancias en los siguientes establecimientos de fundición de acero: "Cía. Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey", N.L., " La Consolidada S.A." de México, D.F. "Deutsche Werke" de Spandau, Alemania, "Versuchschmelze der Vereinigte Stahlwerke" en Bochum, Alemania, "Deutz Motoren Werke" en Deutz, Alemania, "Ludwig Loewe" de Berlín, Alemania, y "EEdelstahlwerke" de Krefeld, Alemania.

En el desarrollo del tema, el suscrito se ha preocupado principalmente por la parte netamente químico-metalúrgica, dejando a un lado los pormenores escencialmente constructivas, a cuyo respecto solo apunta los datos mas importantes desde el punto de vista metalúrgico.

Dichos datos que van especificados tanto en los dibujos adjuntos, como en el texto, se refieren en concreto al horno de cinco toneladas reinstalado en la Fundición Nacional de Artillería en el año de 1931 y cuyo recálculo y supervisión tuvo el honor de tener a su cargo el suscrito.

Para no aumentar innecesariamente el volumen de este trabajo, se ha suprimido en general el detalle de varios cálculos sencillos que ha habido que efectuar, no expresándoseles sino abreviadamente, con los datos y resultados finales respectivos.

Solo me resta pedir a los estimables maestros perdón por los errores cometidos y benevolencia en su juicio. Ojalá y su acogida favorable corone el pequeño esfuerzo realizado.

México, D.F., enero de 1935

Fernando González V.

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

El presente trabajo no tiene la pretención de encerrar nada original ni fundamentalmente importante desde los puntos de vista científico ni técnico, solo aspira al mérito de constituir en su mayor parte, el fruto de la experiencia y observación personales del suscrito, quién ha puesto todo su empeño en que estas líneas no sean un simple acopio de datos bibliográficos poco o mal digeridos, sino un pequeño pero efectivo trabajo realizado personalmente.

La parte práctica aclara en escencia la experiencia adquirida sobre el particular durante su práctica de cinco meses en la Fundición de Acero "Stahl und Walzwerk Hennigedorf", de Alemania y de siete años en la Fundición Nacional de Artillería de la Nación, así como de las observaciones hechas durante sus visitas y cortas estancias en los siguientes establecimientos de fundición de acero: "Cía. Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey", N.L., " La Consolidada S.A." de México, D.F. "Deutsche Werke" de Spandau, Alemania, "Verenchsanstalt der Vereinigte Stahlwerke" en Bochum, Alemania, "Deutsche Motoren Werke" en Deutz, Alemania, "Ludwig Loewe" de Berlín, Alemania, y "Edelstahlwerke" de Krefeld, Alemania.

En el desarrollo del tema, el suscrito se ha preocupado principalmente por la parte netamente químico-metalúrgica, dejando a un lado los pormenores escencialmente constructivos, a cuyo respecto solo apunta los datos mas importantes desde el punto de vista metalúrgico.

Dichos datos que van especificados tanto en los dibujos adjuntos, como en el texto, se refieren en concreto al horno de cinco toneladas reinstalado en la Fundición Nacional de Artillería en el año de 1931 y cuyo recálculo y supervisión tuvo el honor de tener a su cargo el suscrito.

Para no aumentar innecesariamente el volumen de este trabajo, se ha suprimido en general el detalle de varios cálculos sencillos que ha habido que efectuar, no expresándoseles sino sucintamente, con los datos y resultados finales respectivos.

Solo me resta pedir a los estimables maestros perdón por los errores cometidos y benevolencia en su juicio. Cálcé y su acogida favorable cotone el pequeño esfuerzo realizado.

México, D.F., enero de 1935

Fernando González V.

CALCULO DEL HORNO DESDE EL PUNTO DE VISTA QUIMICO-METALURGICO.

- CAPACIDAD DEL CRISOL -

Las dimensiones del crisol son:
Longitud:- 3,54 mts.- Ancho: 1.55 mts.- Profundidad: 0.45 mts. en promedio.

Superficie del baño: 5.50 mts^2.
Volumen util del crisol: 1.90 mts^3.

Si consideramos que la densidad media del acero líquido es de 6.9 y la de la escoria básica normal es de 3, así como que en condiciones normales la cantidad de escoria es a lo sumo un 15 % del peso de la carga metálica, tendremos:

5 toneladas de acero ocupan:---0.725 mts^3.
0.75 toneladas de escoria ocupa:-0.250 mts^3.

Total.....0.975 mts^3.

Por lo que nos queda una reserva de 0.925 mts^3.
o sea el 49 % de la capacidad util total.

Esta reserva es necesaria a fin de evitar que en casos de ebullición violenta del baño, la escoria que suele aumentar considerablemente de volumen al hacerse espumosa, se tire por las puertas. Constituye además una reserva disponible que permite en caso dado, forzar eventualmente la capacidad del horno cargándole de 1 a 2 toneladas mas y aumentar así su producción.

CONDICIONES FISICAS DENTRO DEL SISTEMA DEL HORNO.

El gasto medio de petroleo combustible es de 400 lts. por tonelada y dado que la duración media de una carga de 5 toneladas es de seis horas, tendremos un gasto de 333.3 lts. por hora

Ahora bien, para efectuar la perfecta combustión de 1 kg. de petroleo (aceite combustible pesado), se requiere teóricamente de 13.5 a 14.5 kgs. de aire; en la práctica sin embargo, se requiere un exceso que varía, en buenas condiciones, entre el 25 al 50 %. En nuestros cálculos tomamos como un promedio 19 kgs de aire para cada kilogramo de petroleo.

Ahora bien, si tenemos en cuenta que la densidad media de los aceites combustibles mexicanos de la clase del nuestro es de 0.96, tendremos que por cada litro de petroleo se requiere 18.24 kgs. de aire, los cuales ocupan en condiciones normales (0°C. y 760 mm. presión) un volumen de 18.24 ÷ 1.293 = --- 14.1 mts^3.

Y como producto de la combustión supuesta esta completa, tendremos un volumen total de gases de 15.1 mts^3. N. o sea en números redondos:

15 mts^3. N.

CALCULO DEL HORNO DESDE EL PUNTO DE VISTA QUIMICO-METALURGICO.

- CAPACIDAD DEL CRISOL -

Las dimensiones del crisol son:
Longitud:- 3,54 mts.- Ancho: 1.55 mts.- Profundidad: 0.45 mts.
en promedio.
Superficie del baño: 5.50 mts^2.
Volumen util del crisol: 1.90 mts^3.

Si consideramos que la densidad media del acero líquido es de 6.9 y la de la escoria líquida normal es de 3, así como que en condiciones normales la cantidad de escoria es a lo sumo un 15 % del peso de la carga metálica, tendremos:

5 toneladas de acero ocupan:---0.725 mts^3.
0.75 toneladas de escoria ocupa:-0.250 mts^3.

Total.....0.975 mts^3.
Por lo que nos queda una reserva de 0.925 mts^3,
o sea el 49 % de la capacidad util total.

Esta reserva es necesaria a fin de evitar que en caso de ebullición violenta del baño, la escoria que suele aumentar considerablemente de volumen al hacerse espumosa, se tire por las puertas. Constituye además una reserva disponible que permite en caso dado, forzar eventualmente la capacidad del horno cargándole de 1 a 2 toneladas mas y aumentar así su producción.

CONDICIONES FISICAS DENTRO DEL SISTEMA DEL HORNO.

El gasto medio de petroleo combustible es de 400 lts. por tonelada y dado que la duración media de una carga de 5 toneladas es de seis horas, tendremos un gasto de 333.3 lts. por hora.

Ahora bien, para efectuar la perfecta combustión de 1 kg. de petroleo (aceite combustible pesado), se requiere teóricamente de 13.5 a 14.5 kgs. de aire; en la práctica sin embargo, se requiere un exceso que varía, en buenas condiciones, entre el 25 al 50 %. En nuestros cálculos tomamos como un promedio 19 kgs de aire para cada kilogramo de petroleo.

Ahora bien, si tenemos en cuenta que la densidad media de los aceites combustibles mexicanos de la clase del nuestro es de 0.96, tendremos que por cada litro de petroleo se requiere 18.24 kgs. de aire, los cuales ocupan en condiciones normales (0°C. y 760 mm. presión) un volumen de 18.24 ÷ 1.293 = ---
14.1 mts^3.

Y como producto de la combustión supuesta esta completa, tendremos un volumen total de gases de 15.1 mts^3. N. o sea en números redondos:

15 mts^3. N.

y por hora: $15 \times 333.3 = 4999.5$ mts^3. N. o en números redondos:
5000 mts^3. N.

y el aire necesario por hora será: $14.1 \times 333.3 = 4699.5$ - mts^3. No. o en número redondos:
4700 mts^3. N.

Esta cantidad de aire es precalentada en la cámara de recuperación, de donde sale para entrar al horno, a una temperatura de 1100ºC. como promedio. A esta temperatura y a la presión barométrica media en la ciudad de México o sea - de 588 mm. (columna de mercurio), su volumen es:

30500 mts^3. por hora y 8.48 mts^3. por segundo.

valores obtenidos sustituyendo los valores respectivas indicados en la fórmula:

$$V = \frac{VoPo(1+\alpha T)}{P}$$

Ahora bien, las dos bocas de entrada del aire al laboratorio del horno tienen las dimensiones siguientes:

la del lado de la puerta de carga: 0.55×0.385 mts. = 0.212 mts^2.
la del lado de la pared posterior: 0.51×0.36 mts. = 0.184 mts^2.
O sea una sección total de.....0.396 mts^2.
o en números redondos: 0.40 mts^2.

La velocidad de entrada del aire al laboratorio del horno será pues de:

$8,48 \div 0.40 =$ 21.2 mts/segundo.

Richards menciona como valor mas adecuado una velocidad de 10 a 20 mts/segundo, por lo que se ve que el obtenido es solo muy ligeramente superior a dichos límites y con seguridad queda prácticamente dentro de ellos, si se tiene en cuenta las pérdidas de velocidad por rozamiento dentro de los canales de las cámaras a las bocas de entrada al horno.

Los gases producto de la combustión abandonan el laboratorio del horno a una temperatura media de 1600ºC., saliendo por los canales opuestos para ir a calentar la cámara respectiva a su paso por ella hacia la chimenea.

El volumen de gases que sale por hora, en estas condiciones será de:

$$5000 . \frac{1873}{273} . \frac{760}{588} = 44380 \text{ mts}^3.$$

o sea por segundo: 12.32 mts^3.

Siendo la sección total de las bocas de salida 0.40 mts^2., la velocidad de salida de los gases será:

$12.32 \div 0.40 =$ 30.8 mts.

y por hora: $15 \times 333.3 = 4999.5$ mts^3. N. o en número redondo; 5000 mts^3. N.

y el aire necesario por hora será: $14.1 \times 333.3 = 4699.5$ mts^3. No. o en número redondo: 4700 mts^3. N.

Esta cantidad de aire es precalentada en la cámara de recuperación, de donde sale para entrar al horno, a una temperatura de 1100°C. como promedio. A esta temperatura y a la presión barométrica media en la ciudad de México o sea de 586 mm. (columna de mercurio), su volumen es:

30500 mts^3. por hora y 8.48 mts^3. por segundo.

valores obtenidos sustituyendo los valores respectivos indicados en la fórmula: $V = \frac{V_o P_o (1+T)}{P}$

Ahora bien, las dos bocas de entrada del aire al laboratorio del horno tienen las dimensiones siguientes:

la del lado de la puerta de carga: 0.55x0.385 mts.= 0.212 mts^2.
la del lado de la pared posterior: 0.51x0.36 mts.= 0.184 mts^2.

O sea una sección total de.....0.396 mts^2.
o en número redondo: 0.40 mts^2.

La velocidad de entrada del aire al laboratorio del horno será pues de:

$8.48 \div 0.40 =$ 21.2 mts/segundo.

Rioharde menciona como valor mas adecuado una velocidad de 10 a 20 mts/segundo, por lo que se ve que el obtenido es solo muy ligeramente superior a dichos límites y con seguridad queda prácticamente dentro de ellos, si se tiene en cuenta las pérdidas de velocidad por rozamiento dentro de los canales de las cámaras a las bocas de entrada al horno.

Los gases producto de la combustión abandonan el laboratorio del horno a una temperatura media de 1600°C., saliendo por los canales opuestos para ir a calentar la cámara respectiva a su paso por ella hacia la chimenea.

El volumen de gases que sale por hora, en estas condiciones será de:

$$5000 \cdot \frac{1873}{273} \cdot \frac{760}{586} = 44380 \text{ mts}^3.$$

o sea por segundo: 12.32 mts^3.

Siendo la sección total de las bocas de salida 0.40 mts^2., la velocidad de salida de los gases será:

$12.32 \div 0.40 =$ 30.8 mts.

En cuanto a la sección libre del laboratorio del horno encima de la superficie del baño, ésta es de 1.76 mts^2. y el - volumen total del mismo es de 5.984 mts^3.

Si tomamos como temperatura media de los gases dentro del horno la de 1800ºC., tendremos que la velocidad de paso de dichos gases por el laboratorio será:

Volumen de gases por hora a 1800ºC. y 588 mm.: 49200 - mts^3. y por segundo: 13,64 mts^3.

y su velocidad: 13.64 ÷ 1.76 = 7.75

El tiempo de estancia de los gases dentro del laboratorio es:

5.984 ÷ 13.64 = 0.44 segundos.

A causa de la incertidumbre de los datos de temperaturas necesarios para los cálculos como los precedentes, dadas - las dificultades prácticas para su medición exacta y con el objeto de poder comparar las constantes de diferentes hornos trabajando en circunstancias distintas, se acostumbra actualmente el hacer dichos cálculos tomando los volúmenes gaseosos en condiciones normales de presión y temperatura y sin reducirlos a las reales de trabajo.

Verificado nuestro cálculo en tales condiciones obtenemos los valores siguientes:

I.- Velocidad de entrada del aire al laboratorio --3,27 mt/seg.
II.- Velocidad de los gases dentro del laboratorio-0.79 mts/seg.
III.- Tiempo de estancia de los gases dentro del -- laboratorio------ 4.32 segundos
IV.-Velocidad de salida de los gases del laboratorio ---------- 3.48 mts/seg.

Osann menciona los siguientes datos para un horno de 5 toneladas:

Velocidad de los gases dentro del laboratorio ---0.9 mts/seg.
Velocidad del aire al entrar al laboratorio -----3.7 mts/seg.
Tiempo de estancia de los gases en el labora ---- torio----------5.3 mts/seg.

Valores que son un poco mas elevados que los de nuestro horno, hay sin embargo que tomar en cuenta, que los últimos de Osann se refieren a un horno calentado con gas, mientras que en nuestro caso se lo hace con petroleo y se cuenta así con menores volúmenes gaseosos.

CALCULO DE LAS CAMARAS DE RECUPERACION.

Tratándose de un horno calentado con petroleo, solo - se necesita precalentar el aire para la combustión, así que - solo tenemos dos cámaras de aire.

En cuanto a la sección libre del laboratorio del horno enoima de la superficie del baño, ésta es de 1.76 mts^2. y el - volumen total del mismo es de 5.984 mts^3.

Si tomamos como temperatura media de los gases dentro del horno la de 1800ºC., tendremos que la velocidad de paso de dichos gases por el laboratorio será:

Volumen de gases por hora a 1800ºC. y 585 mm.: 4200 - mts^3, y por segundo: 13.64 mts^3.

y su velocidad: 13.64 ÷ 1.76 = 7.75

El tiempo de estancia de los gases dentro del laboratorio es:

5.984 ÷ 13.64 = 0.44 segundos.

A causa de la incertidumbre de los datos de temperatura necesarios para los cálculos como los precedentes, dada - las dificultades prácticas para su medición exacta y con el objeto de poder comparar las constantes de diferentes hornos trabajando en circunstancias distintas, se acostumbra actualmente el hacer dichos cálculos tomando los volúmenes gaseosos en condiciones normales de presión y temperatura y sin reducirlos a las reales de trabajo.

Verificado nuestro cálculo en tales condiciones obtenemos los valores siguientes:

I.- Velocidad de entrada del aire al laboratorio --3.27 mt/seg.
II.- Velocidad de los gases dentro del laboratorio-0.79 mts/seg.
III.- Tiempo de estancia de los gases dentro del -- laboratorio------- 4.32 segundos
IV.-Velocidad de salida de los gases del laboratorio ---------- 3.48 mts/seg.

Osann menciona los siguientes datos para un horno de 5 toneladas:

Velocidad de los gases dentro del laboratorio ----0.9 mts/seg.
Velocidad del aire al entrar al laboratorio ------3.7 mts/seg.
Tiempo de estancia de los gases en el labora- torio----------5.3 mts/seg.

Valores que son un poco más elevados que los de nuestro horno, hay sin embargo que tomar en cuenta, que los últimos de Osann se refieren a un horno calentado con gas, mientras que en nuestro caso se lo hace con petróleo y se cuenta así con menores volúmenes gaseosos.

CALCULO DE LAS CAMARAS DE RECUPERACION.

Tratándose de un horno calentado con petróleo, solo - se necesita precalentar el aire para la combustión, así que - solo tenemos dos cámaras de aire.

Sus dimensiones son:

Longitud.....	3.68 mts.	Sección total....	5.124 mts^2.
Ancho.....	1.83 mts.	Sección libre....	3.07 mts^2.
Altura total del		Volumen total...	18.556 mts^3.
emparrillado	2.80 mts.	Volumen libre...	11.12 mts^3.

La velocidad media mas adecuada del aire dentro de las cámaras, tomado el volumen del mismo en condiciones normales,- debe ser de 0.45 mts/seg. (Osann). En nuestro caso tenemos:

Siendo F la sección libre, Q el volumen normal de aire que pasa por segundo y V su velocidad dentro de la cámara:

$$V=\frac{Q}{F}=\frac{1.305}{3.07}=\underline{0.43}$$ valor muy próximo al especificado.

El tiempo de estancia del aire dentro de la cámara debe ser de acuerdo con Osann, de 8.5 a 9 segundos.

En nuestro caso, teniendo un volumen libre de 11.12 -- mts^3. y siendo 1.305 la cantidad de aire en volumen normal, que para por segundo, obtenemos un tiempo de permanencia de

$$11.12 \div 1.305 = \underline{8.52}$$

En cuanto a la cantidad de tabiques refractarios que - forman el emparrillado interior de la cámara, si bien es posible hoy día el calcularlo teóricamente de una manera bastante exacta (Defrance et Sanger: Etude sur les appareils regenera - teurs a inversion.- Rev.d. Met. 1931 P.305.), también lo es - que dicho cálculo es bastante complicado y requiere una serie de datos que de no ser preciso conducirían a acumulación de errores; porlo cual preferí atenerme mas bien a datos empíricos pero sancionados por la experiencia y solo a guisa de comprobación verifico el cálculo simplificado y aproximado segun F. -- Toldt.

Segun Campbell es necesario un volumen mínimo de 1.4 - mts^3. de tabiques Chamotte de emparrillado, para obtener un aprovechamiento térmico óptimo,para cada cámara y por cada tonelada de capacidad. En nuestro horno tenemos:

Volumen total de la cámara----------	18.556 mts^3.
Volumen libre de la misma ----------	11.12 mts^3.
Volumen de tabiques del emparrillado ----------	7.436 mts^3.

De acuerdo con Campbell deberían ser como mínimo:

$$1.4 \times 5 = 7.0 \text{ mts } 3.$$

Si calculamos aproximadamente de acuerdo con Toldt, - tendremos:

Sus dimensiones son:

Longitud.....3.68 mts.	Sección total....5.124 mts^2.
Ancho.....1.83 mts.	Sección libre....3.07 mts^2.
Altura total del	Volumen total...18.556 mts^3.
emparrillado 2.80 mts.	Volumen libre...11.12 mts^3.

La velocidad media mas adecuada del aire dentro de las cámaras, tomado el volumen del mismo en condiciones normales, debe ser de 0.45 mts\seg. (Osann). En nuestro caso tenemos:

Siendo F la sección libre, Q el volumen normal de aire que pasa por segundo y V su velocidad dentro de la cámara:

$$V = \frac{Q}{F} = \frac{1.305}{3.07} = \underline{0.43}$$ valor muy próximo al especificado.

El tiempo de estancia del aire dentro de la cámara debe ser de acuerdo con Osann, de 8.5 a 9 segundos.

En nuestro caso, teniendo un volumen libre de 11.12 mts^3. y siendo 1.305 la cantidad de aire en volumen normal, que pasa por segundo, obtenemos un tiempo de permanencia de

$$11.12 \div 1.305 = \underline{8.52}$$

En cuanto a la cantidad de tabiques refractarios que forman el emparrillado interior de la cámara, si bien es posible hoy día el calcularlo teóricamente de una manera bastante exacta (Defrance et Sanger: Etude sur les appareils regenerateurs a inversion.- Rev. d. Met. 1931 P. 305.), también lo es que dicho cálculo es bastante complicado y requiere una serie de datos que de no ser preciso conducirían a acumulación de errores; por lo cual prefiri atenerme mas bien a datos empíricos pero sancionados por la experiencia y solo a guisa de comprobación verifico el cálculo simplificado y aproximado segun F. Todt.

Segun Campbell es necesario un volumen mínimo de 1.4 mts^3. de tabique Chamotte de emparrillado, para obtener un aprovechamiento térmico óptimo para cada cámara y por cada tonelada de capacidad. En nuestro horno tenemos:

Volumen total de la cámara----------	18.556 mts^3.
Volumen libre de la misma ----------	11.12 mts^3.
Volumen de tabique del emparrillado ----------	7.436 mts^3.

De acuerdo con Campbell deberían ser como mínimo:

$$1.4 \times 5 = 7.0 \text{ mts } 3.$$

Si calculamos aproximadamente de acuerdo con Todt, tendremos:

La cantidad de calor W_s almacenada en el emparrillado durante un lapso de calentamiento es:

$W_s = G \times S \times T_s$ siendo G el peso de los ladrillos del emparrillado de la cámara, S el calor específico de los mismos, cuyo valor para el material refractario Chamotte es de 0.23 y T_s la temperatura media de la cámara que viene a ser de 1000ºC.

Al pasar el aire absorbido del exterior por la cámara, se produce un enfriamento que puede expresarse por la fórmula:

$W_s' = G \times S \times T - W_L = Q_L \times S_L \times T_L$ y en donde Q_L es la cantidad de aire que para y es precalentado en un lapso de calentamiento que normalmente es de 20 minutos y cuyo valor es 10176 mts³., T_L la elevación de temperatura del aire dentro de la cámara, que tomamos como de 1000ºC. aproximadamente y S_L el calor específico del mismo para dicha temperatura, cuyo valor es de 0.330.

Ahora bien en una cámara de aire bien calculada el enfriamiento W_s' no debe exceder de 100ºC., así que tomando este valor tendremos:

$$100 = G \times 0.23 \times 1000 - 10176 \times 0.330 \times 1000$$

$\therefore$ G = 14580 Kgs. de tabiques y siendo la densidad de estos de 2 en números redondos, tendremos un volumen de 7.29 mts³ de tabiques por cámara, valor análogo al que realmente tenemos.

CALCULO DE LA CHIMENEA.

Al hacerse la instalación del horno, se contaba con una chimenea cuya utilización se imponía, por lo que el problema no fué calcular una chimenea por construir, sino decidir si la ya existente podía llenar los requisitos necesarios. El suscrito procedió de la manera siguiente:

Datos:- Chimenea tronco-cónica con un diámetro medio de 1.38 mts o sea una sección media de 1.50 mts². Su diámetro mínimo en la boca es de 1.05 mts., correspondiendo a una sección de 0.865 mts². Su altura desde el nivel del suelo es 35.35 mts.

Valores tomados para el cálculo: Temperatura media de los gases dentro de la chimenea: 600ºC. Temperatura media del aire ambiente exterior: 25ºC.

El cálculo de la sección es el siguiente:

Por la chimenea debe salir un volumen de gases de 1,388 mts³. N. por segundo, que calculados a la temperatura de 600ºC. y a la presión de 588 mm. son:

$$1.388 \times \frac{873}{273} \times \frac{760}{588} = 5.74 \text{ mts}^3./\text{seg.}$$

y siendo 1.5 mts². la sección media, la velocidad de los gases -

La cantidad de calor W_a almacenada en el empastillado durante un lapso de calentamiento es:

$W_a = G \times S \times T_a$ siendo G el peso de los ladrillos del empastillado de la cámara, S el calor específico de los mismos, cuyo valor para el material refractario Chamotte es de 0.25 y T_a la temperatura media de la cámara que viene a ser de 1000ºC.

Al pasar el aire absorbido del exterior por la cámara, se produce un enfriamiento que puede expresarse por la fórmula:

$W_4 = G \times S \times T - W_1 = G_1 \times S_1 \times T_1$ y en donde G_1 es la cantidad de aire que para y es precalentado en un lapso de calentamiento que normalmente es de 20 minutos y cuyo valor es 101.76 mts³, T_1 la elevación de temperatura del aire dentro de la cámara, que tomamos como de 1000ºC. aproximadamente y S_1 el calor específico del mismo para dicha temperatura, cuyo valor es de 0.330.

Ahora bien en una cámara de aire bien calculada el enfriamiento W_4 no debe exceder de 100ºC., así que tomando este valor tendremos:

$100 = G \times 0.25 \times 1000 - 101.76 \times 0.330 \times 1000$.

$\therefore G = 1480$ Kgs. de ladrillos y siendo la densidad de estos de 2 en número redondo, tendremos un volumen de 7.29 mts³ de ladrillos por cámara, valor análogo al que realmente tenemos.

CALCULO DE LA CHIMENEA.

Al hacerse la instalación del horno, se contaba con una chimenea cuya utilización se imponía, por lo que el problema no fué calcular una chimenea por construir, sino decidir si la ya existente podía llenar los requisitos necesarios. El escrito procedió de la manera siguiente:

Datos:- Chimenea tronco-cónica con un diámetro medio de 1.38 mts o sea una sección media de 1.50 mts². Su diámetro mínimo en la boca es de 1.05 mts., correspondiendo a una sección de 0.865 mts². Su altura desde el nivel del suelo es 35.35 mts.

Valores tomados para el cálculo: Temperatura media de los gases dentro de la chimenea: 600ºC. Temperatura media del aire ambiente exterior: 25ºC.

El cálculo de la sección es el siguiente:

Por la chimenea debe salir un volumen de gases de 1.388 mts³. N. por segundo, que calculados a la temperatura de 600ºC. y a la presión de 588 mm. son:

$$1.388 \times \frac{273 \times 760}{273 \quad 588} = 5.74 \text{ mts}^3./\text{seg.}$$

y siendo 1.5 mts². la sección media, la velocidad de los gases -

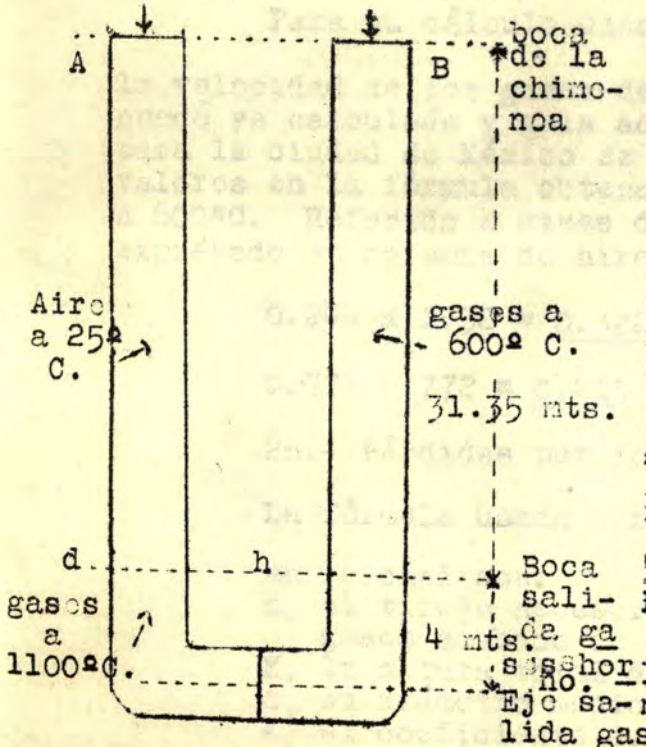
dentro de la chimenea será de 3.86 mts/seg. Esta velocidad es un poco baja ya que Richards recomienda por ejemplo, una de 5 mts/seg., como conveniente para hornos Siemens-Martin, pero es posible aumentarla algo en caso necesario, cerrando un poco la compuerta situada en el canal de salida de los gases para la regulación del tiro.

Cálculo del Tiro:

Para efectuarlo prefirió el suscrito no emplear ninguna de las fórmulas empíricas o condensadas usuales, a causa de la incertidumbre en los datos que suponen y de los resultados dudosos a que suelen conducir, sino hacer el cálculo directo y detallado según va expuesto a continuación:

El sistema horno-chimenea es considerado como un sistema de vasos comunicantes de varias ramas, el aire es aspirado a través de la cámara al laboratorio y de éste a su vez a la cámara de salida y a la chimenea. Dentro del horno mismo debe existir siempre una muy ligera sobrepresión (Campbell, Dichmann) de modo que el aire para la combustión entra al laboratorio por el tiro que ocasiona la diferencia de temperaturas en el sistema horno cámara de entrada y aire exterior, sin que deba ser aspirado por la chimenea. Los gases de la combustión además, pasan por el horno y salen del mismo en virtud de la velocidad adquirida, según se calculó antes, de modo que solo necesitan ser aspirados por la chimenea desde su salida del horno.

Para el cálculo pues, solo debemos considerar el sistema de dos ramas, formadas por la chimenea por un lado y por la columna de aire exterior correspondiente mas la columna de gases desde las bocas de salida del horno hasta el pié de la chimenea por el otro, según se representa en el esquema siguiente:



El tiro o fuerza ascencional de los gases de la chimenea, está dado por la diferencia de pesos de ambas columnas gaseosas. Así que tendremos:

Como sección de las dos ramas tomamos la media de la chimemea o sea 1.5 mts^2. El peso de la columna Ae es la suma de los pesos de las columnas Ad de aire a 25ºC. y de gases a 1200ºC.

Siendo el volumen de Ad = 1.5X31.35 = 47 mts^3. y su densidad en condiciones normales 1.293, su peso a 0ºC. y 760 mm. será 47 mts^3. y a 25ºC. y 588 mm. será 43.1 Kgs.

El volumen de es:

1.5 x 4 = 6 mts^3. y siendo 1.32 la densidad de los gases que la forman (a 0ºC. y 760 mm.), su peso ---

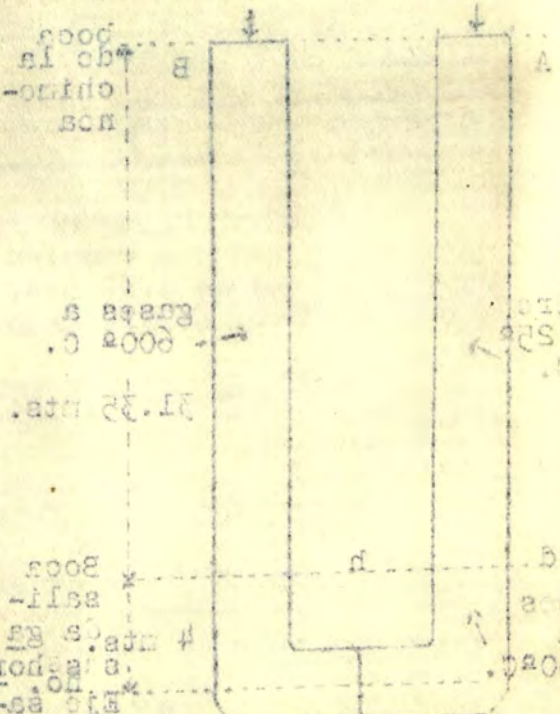
dentro de la chimenea será de 1.85 mts/seg. Esta velocidad es un poco baja ya que Richards recomienda por ejemplo, una de 5 mts/seg., como conveniente para hornos Siemens-Martin, pero es posible aumentarla algo en caso necesario, cerrando un poco la compuerta situada en el canal de salida de los gases para la regulación del tiro.

Cálculo del Tiro:

Para efectuarlo prefirió el autor no emplear ninguna de las fórmulas empíricas o condensadas usuales, a causa de la incertidumbre en los datos que ambos y de los resultados dudosos a que suelen conducir, sino hacer el cálculo directo y detallado según va expuesto a continuación:

El sistema horno-chimenea es considerado como un sistema de vasos comunicantes de varias ramas, el aire es aspirado a través de la cámara al laboratorio y de éste a su vez a la cámara de salida y a la chimenea. Dentro del horno mismo debe existir siempre una muy ligera sobrepresión (Gampbell, Dickmann) de modo que el aire para la combustión entra al laboratorio por el tiro que ocasiona la diferencia de temperaturas en el sistema horno cámara de entrada y aire exterior, sin que deba ser aspirado por la chimenea. Los gases de la combustión además, pasan por el horno y salen del mismo en virtud de la velocidad adquirida, según se calculó antes, de modo que solo necesitan ser aspirados por la chimenea desde su salida del horno.

Para el cálculo pues, solo debemos considerar el sistema de dos ramas, formada por la chimenea por un lado y por la columna de aire exterior correspondiente más la columna de gases desde la boca de salida del horno hasta el pié de la chimenea por el otro, según se representa en el esquema siguiente:



El tiro o fuerza ascencional de los gases de la chimenea, está dado por la diferencia de peso de ambas columnas gaseosas. Así que tendremos:

Como sección de las dos ramas tomamos la media de la chimenea o sea 1.5 mts^2. El peso de la columna Ae es la suma de los pesos de las columnas Ad de aire a 25ºC. y de gases a 1200ºC.

Siendo el volumen de Ad = 1.5X21.35 = 47 mts^3. y su densidad en condiciones normales 1.293, su peso a 0ºC. y 760 mm. será 47 mts^3. y a 25ºC. y 566 mm. será 43.1 Kgs.

El volumen de es:

1.5 x 4 = 6 mts^3. y siendo 1.32 la densidad de los gases que forman (a 0ºC. y 760 mm.), su peso ---

Idem gases a la chimenea.

en estas condiciones será 6 x 1.32 = 7.92 y a 1100ºC. y 588 mm., condiciones reales a las que se encuentran los gases en la cámara será:

$$7.92 \cdot \frac{273}{1373} \cdot \frac{588}{760} = \underline{1.218}$$

El peso total de la columna Ae será pues 44.318 Kgs.

En cuanto al peso de la columna BL, siendo su volumen - 1.5 x 35.35 = 53 mts^3., su peso a 0ºC. y 760 mm. será: ---------- 53 x 1.32 = 69.96 Kgs., y a 600ºC. y 588 mm. 16.95 Kgs.

La diferencia de peso de las dos ramas será así:

44.318 - 16.95 = 27.368 Kgs.

y por cm^2.: 27.368 ÷ 1500 = 1.825 gr/cm^2., o sea expresado en milímetros de columna de agua, medida usual para el tiro, será: 18.23, o bien en metros de columna de aire:

18.23 x .772 = 14.1 mts.

Esta es la fuerza de aspiración o tiro total, de ella - hay que restar sin embargo la gastada 1o. en impartir a los gases su velocidad de salida y 2o. en vencer las resistencias por rozamiento de los mismos, obteniendo así el tiro util. El cálculo de dichas fuerzas es:

1o.- Fuerza para impartir la velocidad a los gases:

Para su cálculo usamos la fórmula $h = \frac{v2}{2g}$ en la cual v es la velocidad de los gases dentro de la chimenea o sea 3.9 según - quedó ya calculado y g la aceleración de la gravedad, cuyo valor para la ciudad de México es de 9.778; así que sustituyendo dichos valores en la fórmula obtenemos h = 0.78, valor referido a gases a 600ºC. Referido a gases de 0ºC. será 0.78 x 273 ÷ 873 = 0.244 y - expresado en columna de aire a 0ºC. es

0.244 x 1.32 = 0.322 mts. y en columana de agua:

0.323 ÷ 772 = 0.416 mm., o sea 2.28 % del tiro total.

2o.- Pérdidas por rozamiento:

La fórmula usada para este cálculo es $h' = h \cdot \frac{H}{d} \cdot K$

en la cual son:
h, el tiraje necesario para impartir su velocidad a los gases acabado de calcular o sea 0.322 mm. col. de agua
H, la altura total de la chimenea, que es 35.35 mts.
d, su diámetro medio o sea 1.38 mts.
K, el coeficiente de rozamiento, cuyo valor varía, según Grashof, entre 0.05 para superficies lisas y 0.12 para rugosas y para el cual tomamos un valor medio de 0.10

Así que: h=0.824 mts. col. de aire.

en estas condiciones será 6 x 1.32 = 7.92 y a 1100ºC. y 588 mm., condiciones reales a las que se encuentran los gases en la cámara será:

$$7.92 \cdot \frac{273}{1373} \cdot \frac{588}{760} = 1.218$$

El peso total de la columna Ae será pues 44.318 Kgs.

En cuanto al peso de la columna El, siendo su volumen 1.5 x 35.35 = 53mts³, su peso a 0ºC. y 760 mm. será: 53 x 1.32 = 69.96 Kgs., y a 600ºC. y 588 mm. 16.95 Kgs.

La diferencia de peso de las dos ramas será así:

44.318 - 16.95 = 27.568 Kgs.

y por cm²: 27.568 ÷ 1500=1.837 gr/cm², o sea expresado en milímetros de columna de agua, media vara al tiro, será: 18.37, o bien en metros de columna de aire:

18.37 x .772 = 14.1 mts.

Esta es la fuerza de aspiración o tiro total, de ella hay que restar sin embargo la gastada lo. en impartir a los gases su velocidad de salida y 2o. en vencer las resistencias por rozamiento de los mismos, obteniendo así el tiro útil. El cálculo de dichas fuerzas es:-

1o.- Fuerza para impartir la velocidad a los gases:

Para su cálculo usamos la fórmula $h = \frac{v^2}{2g}$ en la cual v es la velocidad de los gases dentro de la chimenea o sea 3.9 según quedó ya calculado y g la aceleración de la gravedad, cuyo valor para la ciudad de México es de 9.778; así que sustituyendo dichos valores en la fórmula obtenemos h = 0.78, valor referido a gases a 600ºC. Referido a gases de 0ºC. será 0.78 x 273 ÷ 873=0.244 y expresado en columna de aire a 0ºC. es

0.244 x 1.32 = 0.322 mts. y en columna de agua:

0.323 ÷ 772 = 0.416 mm., o sea 2.28 % del tiro total.

2o.- Pérdidas por rozamiento:

La fórmula usada para este cálculo es $h = h \cdot \frac{H}{d} \cdot K$

en la cual son:

h, el tirio necesario para imprimir su velocidad a los gases según la calcular o sea 0.322 mm. col. de agua
H, la altura total de la chimenea, que es 35.35 mts.
d, su diámetro medio o sea 1.38 mts.
K, el coeficiente de rozamiento, cuyo valor varía, según Grashof, entre 0.03 para superficies lisas y 0.12 para rugosas y para el cual tomamos un valor medio de 0.10

Así que: h=0.824 mts. col. de aire.

o sea 5.94 % del tiraje total.

Así que tenemos en resumen:

Tiro	mm. col. agua	mts col. aire	en %
Tiro total	18.23	14.1	100.00
menos:			
Para velocidad de los gases	0.416	0.322	2.28
Pérdida por rozamiento	1.07	0.824	5.94
Aspiración (tiro) util	16.744	12.954	91.78

Este tiro util basta para un horno de la capacidad del nuestro, ya que Osann exige por ejemplo, un tiro de 25 a 30 mm. col. de agua para hornos S iemens-Martin de 20 a 60 toneladas, - en tanto que Richards menciona 20 mm. como un buen tiro para hornos metalúrgicos de temperatura elevada.

CALCULO DEL ESPESOR DE LA SOLERA.

Para cerciorarnos de la conveniencia del espesor dado al piso del horno, podemos calcular las pérdidas de calor que a traves del mismo se producen. El cálculo es el siguiente:

Espesor del tabique de magnesita del piso	191 mm.
Espesor de la magnesita aglomerada del mismo	300 mm.
Total.....	491 mm.

Tomamos además, como valor λ de conductividad térmica en - Calorías por metro cuadrado, por grado centígrado y por hora, el de 2.7 (Buell) para los materiales de magnesita. Así que la Resistencia térmica del piso será (no considerando la de las placas - metálicas que es muy pequeña:

$R = 0.491 \div 2.7 = 0.182$ o tomada en números redondos 2 y

y la pérdida de calor Q a traves del piso será:

$$Q = \frac{t_i - t_a}{R} = (t_a - t_r) \alpha a$$

en donde son:

t_i, la temperatura de contacto entre el metal y el piso, que puede tomarse de 1600ºC.

t_a, la temperatura de la superficie exterior del piso del crisol.

t_r, la temperatura del aire exterior en contacto son la - superficie externa del crisol y que viene a ser 38ºC.

αa, el valor de la permeabilidad térmica del piso.

Buell (st. u. E. 1933 p.427) ha calculado y trazado en -

o sea 5.94 % del tiraje total.

Así que tenemos en resumen:

Tiro	mm. col. agua	mts col. aire	en %
Tiro total	18.27	14.1	100.00
menos:			
Para velocidad de los gases	0.416	0.322	2.28
Pérdida por rozamiento	1.07	0.824	5.94
Aspiración (tiro) útil	16.774	12.954	91.78

Este tiro útil basta para un horno de la capacidad del muestro, ya que Osann exige por ejemplo, un tiro de 25 a 30 mm. col. de agua para hornos 8 Siemens-Martin de 20 a 60 toneladas, - en tanto que Richards menciona 20 mm. como un buen tiro para hornos metalúrgicos de temperatura elevada.

CALCULO DEL ESPESOR DE LA SOLERA.

Para cerciorarnos de la conveniencia del espesor dado al piso del horno, podemos calcular las pérdidas de calor que a través del mismo se producen. El cálculo es el siguiente:

Espesor del tabique de magnesita del piso	191 mm.
Espesor de la magnesita aglomerada del mismo	300 mm.
Total.....	491 mm.

Tomamos además, como valor λ de conductividad térmica en - Calorías por metro cuadrado, por grado centígrado y por hora, el de 2.7 (Sweil) para los materiales de magnesita. Así que la Resistencia térmica del piso será (no considerando la de las placas - metálicas que es muy pequeña:

$$R = 0.491 \div 2.7 = 0.182$$ o tomada en números redondos 2 y

y la pérdida de calor Q a través del piso será:

$$Q = \frac{t_1 - t_a}{R} = (t_a - t_r)\alpha_a$$

en donde son:

t_1, la temperatura de contacto entre el metal y el piso, que puede tomarse de 1600°C.

t_a, la temperatura de la superficie exterior del piso del crisol.

t_r, la temperatura del aire exterior en contacto con la - superficie externa del crisol y que viene a ser 35°C.

α_a, el valor de la permeabilidad térmica del piso.

Sweil (et. u. E. 1933 p.427) ha calculado y trazado en -

gráficas los valores para α_a y t_a, conociendo el de R y el de t_r. Extraídos de dichas gráficas y con los valores aquí tomados res - tantes obtenemos:

$$\alpha = 24; \quad t_a = 320; \quad (t_a - t_r) = 282$$

de donde: $Q = 24 \times 282 =$ Cal/mt^2/h.

Ahora bien, como la superficie exterior del crisol en - contacto con el metal es de 7.05 mts^2., tendremos una pérdida total por hora de

$V = C \times Q \times 7.05$, en donde si sustituímos el valor arriba obtenido Q y por C el de 1.835, que a dicho coeficiente fija Buell en el cálculo a fin de compensar en la estimación de las - pérdidas de calor la diferencia causada por la forma del crisol, ya que esta no es extrictamente plana como la hemos supuesto al calcular su superficie de radiación, obtendremos finalmente para V un valor de:

87556 Cal/h. de pérdida, o sea calculada en petroleo, supuesto para el mismo un valor calorífico de 10000 Cal./lt. de:

8.75 lts./hora., y como el gasto total horario medio de - éste combustible es 333.3 lts., tendremos que la pérdida de calor a traves de la solera, es un 2.62 % del calor total producido por el combustible.

OTROS DATOS CONSTRUCTIVOS DE IMPORTANCIA.

Además de las previamente calculadas, son dignas de mencion las siguientes características del horno en estudio:

1o.- Las bocas de entrada del aire y salida de los gases se modificaron del diseño original, haciendo mayor la sección de la correspondiente al lado de las puertas de carga y trabajo. La relación de dimensiones es:

	Sección:
Boca del lado de la canal de colada	0.1836 mts^2.
Boca del lado de las puertas	0.21175 mts^2.

Esto se hizo con el fin de compensar las pérdidas de tiro a traves de los intersticios de las puertas, así como de los huecos de las mismas al abrirlas durante la carga y trabajo.

2o.- La pared posterior, vertical en el diseño original,- se modificó, dándole una inclinación hacia atras, de 15º, de acuerdo con las últimas patentes alemanas y americanas sobre construcción de hornos Siemens-Martin (St. u. E. 1933 p. 606). Dicha - innovación presenta las siguientes ventajas:

Facilita la reparación de la pared prolongando su duración,

gráficas los valores para "a" y t_a, conociendo el de R y el de t_r. Extrayendo de dichas gráficas y con los valores aquí tomados resultan obtenemos:

$$a = 24; \quad t_a = 320; \quad (t_a - t_r) = 282$$

de donde: $Q = 24 \times 282 = 6\,768$ cal/mt^2/h.

Ahora bien, como la superficie exterior del crisol en contacto con el metal es de 7,05 mts^2, tendremos una pérdida total por hora de

$V = 6768 \times 7.05$, en donde si sustituimos el valor arriba obtenido Q y por C el de 1.875, que a dicho coeficiente fija Buell en el cálculo a fin de compensar en la estimación de las pérdidas de calor la diferencia causada por la forma del crisol, ya que esta no es extrictamente plana como la hemos supuesto al calcular su superficie de radiación, obtendremos finalmente para V un valor de:

<u>87556 cal/h.</u> de pérdida, o sea calculada en petróleo, supuesto para el mismo un valor calorífico de 10000 cal./lt. de:

8.75 lts./hora., y como el gasto total horario medio de este combustible es 375.5 lts., tendremos que la pérdida de calor a través de la solera, es un 2.62 % del calor total producido por el combustible.

OTROS DATOS CONSTRUCTIVOS DE IMPORTANCIA.

Además de las previamente calculadas, son dignas de mención las siguientes características del horno en estudio:

1o.- Las bocas de entrada del aire y salida de los gases de modificación del diseño original, haciendo mayor la sección de la correspondiente al lado de las puertas de carga y trabajo. La relación de dimensiones es:

	Sección:
Boca del lado de la canal de colada	0.1876 mts^2
Boca del lado de las puertas	0.2175 mts^2.

Esto se hizo con el fin de compensar las pérdidas de tiro a través de los intersticios de las puertas, así como de las nuevas de las mismas al abrirlas durante la carga y trabajo.

2o.- La pared posterior, vertical en el diseño original, se modificó, dándole una inclinación hacia atrás, de 15°, de acuerdo con las últimas patentes alemanas y americanas sobre construcción de hornos Siemens-Martin (St. u. E. 1935 p. 606). Dicha innovación presenta las siguientes ventajas:

Facilita la reparación de la pared prolongando su duración,

Por recibir menos radiación se alarga así mismo su duración.

Da mayor sección al horno y facilita el paso de los gases retardando un tanto su velocidad y logrando un mejor aprovechamiento de su calor.

Aumenta, aunque en pequeña cantidad, la capacidad del crisol

Para el resto de detalles y dimensiones generales véase los adjuntos dibujos.

Por recibir menos radiación se alarga así mismo su duración.

Da mayor acción al horno y facilita el paso de los gases retardando un tanto su velocidad y logrando un mejor aprovechamiento de su calor.

Aumenta, aunque en pequeña cantidad, la capacidad del crisol.

Para el resto de detalles y dimensiones generales véase los adjuntos dibujos.

LA TEORIA QUIMICA DEL PROCESO SIEMENS MARTIN BASICO.

Hasta hace algunos años bien poco se sabía acerca del mecanismo de reacciones químicas que en los procesos de la fabricación de acero tienen lugar. Se tenía es cierto, como admitido un esquema estático acerca de ellas, pero en que condiciones se verifican, que influencias las modifican, en que grado se interfieren unas a otras, en fín su dinámica, era desconocida casi en absoluto.

Osann con sus "fusiones interrumpidas" marcó en 1912 nuevos derroteros a la investigación en este punto y los estudios de diferentes hombres de ciencia, en los últimos 10 años sobre todo, han venido apenas a hacer luz efectiva en el complejo del mecanismo físico químico dentro del horno de fusión. La aplicación sobre todo, de la ley de las fases, de la ley de la acción de masas y del estudio de los equilibrios químicos, se ha mostrado fecunda en esta ardua tarea y a ella se debe el que la fabricación de acero vaya pasando lenta pero definitivamente del estadio de arte empírico al de rama técnica controloble científicamente.

Mucho queda por hacer aún, pero el camino está trazado y muchos son los incansables investigadores que trabajan y valiosísimos los frutos que la técnica va cosechando de esa labor. La siguiente exposición no puede ser sino una ligera reseña de los procesos químicos fundamentales que tienen lugar en el proceso ------ Siemens-Martin Básico.

El esquema químico estático de las reacciones químicas dentro del horno es bien sencillo. Se trata en general solo de unos cuantos procesos de oxidación y reducción.

La carga metálica del horno, constituída esencialmente por acero y hierro colado, contiene cantidades relativamente elevadas de carbono, magneso, silicio, fósforo y azufre principalmente, que hay que disminuir o eliminar en lo posible. Ello se verifica mediante la acción oxidante de la flama dentro del horno, la cual contiene siempre cantidades considerables de CO_2 de vapor de agua y de oxígeno en exceso, que obran oxidando el Fe a FeO, Fe_2O_3 o Fe_3O_4 y ya sea por medio de estos óxidos o directamente, a los restantes elementos del baño. Pero este FeO ataca además a los materiales refractarios del horno con los cuales etá en contacto, y forma con la SiO_2 de los mismos, silicatos de hierro (Fe_2SiO_4 y $FeSiO_3$) y con la CaO ferritas de Calcio ($CaO.Fe_2O_3$ por ejemplo). Estos compuestos son facilmentefusibles y disuelven ademas cantidades considerables de SiO_2, MgO, FeO, y otros óxidos metálicos que intencional o cicunstancialmente se adiciona, constituyendo así la escoria que juega un papel muy importante en el horno. Según preponderen en su contenido la SiO_2 o la CaO es llamada ácida o básica. En nuestro caso siendo básico el material refractario del re-

LA TEORIA QUIMICA DEL PROCESO SIEMENS MARTIN BASICO.

Hasta hace algunos años bien poco se sabía acerca del mecanismo de reacciones químicas que en los procesos de la fabricación de acero tienen lugar. Se tenía es cierto, como admitido un esquema estático acerca de ellas, pero en que condiciones se verifican, que influencias las modifican, en que grado se interfieren unas a otras, en fin su dinámica, era desconocida casi en absoluto.

Osann con sus "Ensayos interrumpidos" marcó en 1912 nuevo derrotero a la investigación en este punto y los estudios de diferentes hombres de ciencia, en los últimos 10 años sobre todo, han venido apenas a hacer luz efectiva en el complejo del mecanismo físico químico dentro del horno de fusión. La aplicación sobre todo, de la ley de las fases, de la ley de la acción de masas y del estudio de los equilibrios químicos, se ha mostrado fecunda en estudio tarea y a ella se debe el que la fabricación de acero vaya pasando lenta pero definitivamente del estadio de arte empírico al de rama técnica controlable científicamente.

Mucho queda por hacer aún, pero el camino está trazado y muchos son los incansables investigadores que trabajan y realizan los frutos que la técnica va cosechando de ese labor. La siguiente exposición no puede ser sino una ligera reseña de los procesos químicos fundamentales que tienen lugar en el proceso ------ Siemens-Martin Básico.

El esquema químico estático de las reacciones químicas dentro del horno es bien sencillo. Se trata en general solo de unos cuantos procesos de oxidación y reducción.

La carga metálica del horno, constituida esencialmente por acero y hierro colado, contiene cantidades relativamente elevadas de carbono, manganeso, silicio, fósforo y azufre principalmente, que hay que disminuir o eliminar en lo posible. Ello se verifica mediante la acción oxidante de la llama dentro del horno, la cual contiene siempre cantidades considerables de CO_2 de vapor de agua y de oxígeno en exceso, que obran oxidando el Fe a FeO, Fe_2O_3 o Fe_3O_4 y ya sea por medio de estos óxidos o directamente, a los restantes elementos del baño. Pero este FeO atoca además a los materiales refractarios del horno con los cuales está en contacto, y forma con la SiO_2 de los mismos, silicatos de hierro ($FeSiO_4$ y $FeSiO_3$) y con la CaO ferritas de Calcio ($CaO.Fe_2O_3$ por ejemplo). Estos compuestos son fácilmentefusibles y disuelven además cantidades considerables de SiO_2, MgO, FeO, y otros óxidos metálicos que intencional o circunstancialmente se adicionan, constituyendo así la escoria que juega un papel muy importante en el horno. Según predominen en su contenido la SiO_2 o la CaO se llamada ácida o básica. En nuestro caso siendo básico el material refractario del re-

vestimiento (magnesita y dolomita), tiene la escoria que ser básica, lo que se logra por adiciones adecuadas de CaO, ya que de ser ácida atacaría fuertemente, destruyéndolos rápidamente, los materiales básicos del horno.

Esta escoria recoge, pues, la gran mayoría de los óxidos formados en el baño, saturándose de ellos en lo posible y es así como se establece entre las dos fases Escoria-Metal un equilibrio cuya constante depende de las concentraciones respectivas y de la temperatura. Tiene además la escoria, el papel de proteger al metal, formando sobre él una capa viscosa e impermeable en cierto grado que impide su oxidación excesiva.

Las reacciones fundamentales que en tales condiciones se producen son esquemáticamente las siguientes:

El carbono se oxida rápida y enérgicamente al reaccionar con el FeO disuelto o emulsionado en el baño, dando C que se desprende como gas a traves del metal y de la escoria. Dicha reacción fuertemente exotérmica (1788 Cal/Kg.) suele producirse en forma mas o menos tumultuosa dando la apariencia de ebullición al baño.

El contenido en carbono de la carga, que generalmente oscila alrededor de 1 % baja así, en presencia de suficiente cantidad de FeO, en poco tiempo. Cuando la oxidación causada por la atmósfera del horno no basta, lo que generalmente es el caso, se acelera mediante la adición de óxido de hierro en forma de mineral o de caspa de laminación o de forja. Una ebullición demasiado tumultuosa del baño no es conveniente, sin embargo, tanto por el peligro de que la abundante espuma en tales condiciones producida haga salir parte del metal por la puertas de carga, como por la gran cantidad de FeO que quedaría disuelto y emulsionado en el baño.

El CO formado, para desprenderse debe vencer la resistencia del metal fundido y la de la escoria que sobre el mismo se encuentra, por lo cual requiere primero juntarse en burbujas grandes poseyendo la suficiente presión para borbotear a traves del baño, facilitando al hacerlo, el contacto del acero líquido con los gases oxidantes de la flema.

La mayor parte de este CO al desprenderse, se quema con el O_2 de la flama dando CO_2, y produciendo pequeñas llamas azuladas características facilmente visibles.

Como es de comprenderse, a medida que la proporción de C va rediciéndose en el baño, se requiere una mayor concentración de FeO para reaccionar con él. La curva adjunta No. 1, de Vacher y Hamilton (St. u. E. 1933 p. 490), nos muestra el considerable aumento del FeO en equilibrio con el C. al disminuir la proporción de éste y el peligro por tanto de sobreoxidar el metal al perder su carbono. La ebullición del baño, signo de su decarburación, debe pues ser conducida de

vestimiento (magnesita y dolomita), tiene la escoria que ser bási-
ca, lo que se logra por adiciones adecuadas de CaO, ya que de ser
ácida atacaría fuertemente, destruyéndolo rápidamente, los mate-
riales básicos del horno.

Esta escoria tengo, pues, la gran mayoría de los óxidos
formados en el baño, estando de ellos en lo posible y es así
como se establece entre las dos fases Escoria-Metal un equilibrio
cuya constante depende de las concentraciones respectivas y de la
temperatura. Tiene además la escoria, el papel de proteger al me-
tal, formando sobre el una capa viscosa e impermeable en cierto
grado que impide su oxidación excesiva.

Las reacciones fundamentales que en tales condiciones se
producen son esquemáticamente las siguientes:

El carbono se oxida rápida y enérgicamente al reaccionar
con el FeO diluído o emulsionado en el baño, dando C que se des-
prende como gas a través del metal y de la escoria. Dicha reac-
ción fuertemente exotérmica (1.758 cal/kg.) puede producirse en
forma más o menos tumultuosa cuando la experiencia de ebullición al
baño.

El contenido en carbono de la carga, que generalmente coci-
la alrededor de 1 % baja así, en presencia de suficiente cantidad
de FeO, en poco tiempo. Cuando la oxidación causada por la atmós-
fera del horno no basta, lo que generalmente es el caso, se acele-
ra mediante la adición de óxido de hierro en forma de mineral o de
cospe de laminación o de forja. Una ebullición demasiado tumultuo
sa del baño no es conveniente, sin embargo, tanto por el peligro
de que la abundante espuma en tales condiciones producida haga es-
lir parte del metal por la puerta de carga, como por la gran can-
tidad de FeO que quedaría diluído y emulsionado en el baño.

El CO formado, para desprenderse debe vencer la resistencia
del metal fundido y la de la escoria que sobre el mismo se encuen-
tra, por lo cual requiere primero juntarse en burbujas grandes pose
yendo la suficiente presión para borbotear a través del baño, facil
litando al hacerlo, el contacto del acero líquido con los gases
oxidantes de la llama.

La mayor parte de este CO al desprenderse, se quema con el
O_2 de la llama dando CO_2, y produciendo pequeñas llamas azuladas
características fácilmente visibles.

Como es de comprenderse, a medida que la proporción de C
va reduciéndose en el baño, se requiere una mayor concentración de
FeO para reaccionar con él. La curva adjunta No. 1, de Vacher y
Hamilton (St. u. E. 1933 p. 490), nos muestra el considerable
aumento del FeO en equilibrio con el C. al disminuir la proporción
de éste y el peligro por tanto de sobre
oxidar el metal al perder su carbono.
La ebullición del baño, signo de su de-
carburación, debe pues ser conducida de

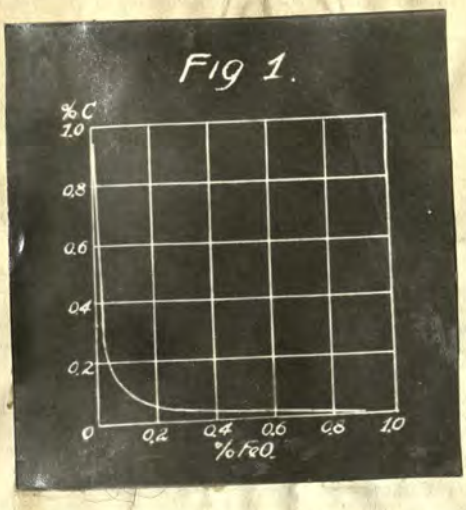


Fig. 1.- Equilibrio de la reacción:
FeO C Fe CO a 1620ºC.
(Vacher y Hamilton)

una manera regular. Beitter se ha ocupado de estudiar las mejores condiciones de rapidez de decarburación y ha hallado con Goerens, que los mejores resultados se obtienen con una velocidad de la misma de 22 puntos (0.22 %) por hora para hornos básicos. Basado en esto ha establecido sus "Líneas de Dirección", que dan el descenso de carbono en función del tiempo y que bien puede servir de guía en la conducción de una carga. Una desviación fuerte de dicha línea de dirección, es signo de una marcha anormal y que sumistra coladas defectuosas. Una ebullición regular en cambio, es muy ventajosa para la calidad del metal pues el CO al borbotar arrastra consigo gran parte de los demás gases disueltos en el baño, mejorando su calidad notablemente.

El Silicio se quema rápidamente según:

$Si + 3FeO = SiO_3Fe + 2Fe$, dando silicato de hierro muy fluído y ligero que sube inmediatamente a la escoria a la que da su fluidez, al crecer sin embargo, la cantidad de SiO_2 en la escoria, ésta se iría tornando más y más espesa a pesar del aumento de temperatura en el horno, hasta llegar a un grado tal en que el carbono reaccionaría con la SiO_2 según:

$2C + SiO_2 = Si + 2\ CO$ dando Si por reducción. Esto es imposible en el proceso básico dado el exceso que en la escoria hay siempre de bases (CaO y MgO) las que ligan inmediatamente la SiO_2 segun:

$FeSiO_3 + CaO = CaSiO_3 + FeO$

reacción que aumenta con la temperatura. Así que todo el silicio se quema vivamente y permanece en forma estable en la escoria.

Mediante la última reacción queda pues en libertad el FeO (y MnO) que acelera por su parte la combustión de los elementos oxidables del baño, razón por la cual es el proceso básico el mas adecuado para una fácil y rápida decarburación (fabricación de aceros suaves).

El magneso se oxida facilmente dando MnO. La existencia de un compuesto del MnO con la CaO no ha podido ser comprobada, de modo que este solo puede ser fijado por la SiO_2 dando $MnSiO_3$ el que al encontrarse a su vez en presencia de bases enérgicas reaciona según:

$MnSiO_3 + CaO = CaSiO_3 + MnO$

y el MnO así liberado queda expuesto a la acción de los elementos reductores del baño que

una manera regular. Beitter se ha ocupado de estudiar las mejores condiciones de rapidez de descarburación y ha realizado con Goerens, que los mejores resultados se obtienen con una velocidad de la misma de 22 puntos (0.88 %) por hora para hornos básicos. Fundo en esto ha establecido una "Línea de Dirección", que sirve el desenvolvimiento en función del tiempo y que bien puede servir de guía en la conducción de una carga. Una desviación fuerte de dicha línea de dirección, es signo de una marcha anormal y que suministra colada defectuosa. Una ebullición regular en cambio, es muy ventajosa para la calidad del metal pues el CO al borbotar arrastra consigo gran parte de los demás gases disueltos en el baño, mejorando su calidad notablemente.

Fig. 1.- Equilibrio de la reacción:
FeO + FeO a 1620°C.
(Vacher y Hamilton)

El silicio se quema rápidamente según:

$Si + 2FeO = SiO_2 + 2Fe$, dando silicato de hierro muy fluido y ligero que sube inmediatamente a la escoria a la que da su fluidez; al crecer sin embargo, la cantidad de SiO_2 en la escoria, esta se iría tornando más y más espesa a pesar del aumento de temperatura en el horno, hasta llegar a un grado tal en que el carbono reaccionaría con la SiO_2 según:

$2C + SiO_2 = Si + 2CO$ dando Si por reducción. Esto es imposible en el proceso básico dado el exceso que en la escoria hay siempre de bases (CaO y MgO) las que ligan inmediatamente la SiO_2 según:

$$FeSiO_3 + CaO = CaSiO_3 + FeO$$

reacción que aumenta con la temperatura. Así que todo el silicio se quema vivamente y permanece en forma estable en la escoria.

Mediante la última reacción queda pues en libertad el FeO (y MnO) que acelera por su parte la combustión de los elementos oxidables del baño, razón por la cual es el proceso básico el más adecuado para una fácil y rápida descarburación (fabricación de aceros suaves).

El magnesio se oxida fácilmente dando MnO. La existencia de un compuesto del MnO con la CaO no ha podido ser comprobada, de modo que este solo puede ser fijado por la SiO_2 dando $MnSiO_3$ el que al encontrarse a su vez en presencia de bases energicas reaccionan según:

$$MnSiO_3 + CaO = CaSiO_3 + MnO$$

y el MnO así liberado queda expuesto a la acción de los elementos reductores del baño que -

lo restituyen al éste en forma de Mn metálico, lográndose así su combustión solo de una manera lenta en el proceso básico.

Dada la gran afinidad del Mn por el O, reacciona entonces nuevamente con el FeO, robándole su oxígeno y obrando de esta manera como desoxidante enérgico.

A diferencia del FeO, el MnO es solo escasamente soluble en el Fe fundido, de modo que su exceso pasa a la escoria sin -- dar como el primero inclusiones de óxido numerosas y difíciles de separar a causa de su emulsionabilidad, durante el vaciado y solidificación. Es por esto que su papel como desoxidante es de la - mayor importancia en la fabricación de acero. Dicho papel puede resumirse como sigue:

La presencia de grandes cantidades de FeO en la escoria - determinaría en virtud del coeficiente de distribución correspondiente, una fuerte concentración de dicho compuesto en el baño, - provocando dentro de éste una enérgica decarburación que podría - ser excesiva, quedando además un exceso de FeO disuelto en el baño. La reacción:

$$FeO + Mn = Fe + MnO,$$

regula como queda dicho, la decarburación y ebullición del metal, disminuyendo la acción oxidante de la escoria sobre él. Esto es de particular importancia al final de la carga, cuando el % C es ya bajo y el acero puede - absorber cantidades considerables de O_2.

Pero además, como también queda apuntado, a esta oxida -- ción del Mn sigue una reducción de su oxídulo y su regreso como - metal al baño. Tal fenómeno está sujeto a las siguientes condiciones:

El baño metálico y la escoria forman dos fases en las cuales el Mn, el MnO, el FeO y el Fe, estan en equilibrio. Expresado según la ley de la acción de masas constituye el siguiente esquema:

I. Fase Metal: $K'_{Mn} = \frac{[MnO] \cdot [Fe]}{[FeO] \cdot [Mn]}$

II. Fase Escoria: $K_{Mn} = \frac{(MnO) \cdot (Fe)}{(FeO) \cdot (MnO)}$

III. Fases (Sistema) Escoria-Metal: $K_{Mn} = \frac{(MnO) \cdot [Fe]}{(FeO) \cdot [Mn]}$

en donde (Fe), (MnO), (FeO) y (MnO) son las respectivas concentraciones en la fase escoria y [Fe], [Mn], [FeO] y [MnO] las de la fase metal.

lo restituyen el éste en forma de Mn metálico, lográndose así en combustión solo de una manera lenta en el proceso básico.

Dada la gran afinidad del Mn por el O, reacciona entonces nuevamente con el FeO, robándole su oxígeno y obrando de esta manera como desoxidante energico.

A diferencia del FeO, el MnO es solo escasamente soluble en el Fe fundido, de modo que su exceso pasa a la escoria sin dar como el primero inclusiones de óxido numerosas y difíciles de separar a causa de su emulsionabilidad, durante el vaciado y solidificación. Es por esto que su papel como desoxidante es de la mayor importancia en la fabricación de acero. Dicho papel puede resumirse como sigue:

La presencia de grandes cantidades de FeO en la escoria determinaría en virtud del coeficiente de distribución correspondiente, una fuerte concentración de dicho compuesto en el baño, provocando dentro de éste una energica descarburación que podría ser excesiva, quedando además un exceso de FeO disuelto en el baño. La reacción:

$$FeO + Mn = Fe + MnO,$$

regula como queda dicho, la descarburación y solidificación del metal, disminuyendo la acción oxidante de la escoria sobre él. Esto es de particular importancia al final de la carga, cuando el % C es ya bajo y el acero puede absorber cantidades considerables de O_2.

Pero además, como también queda apuntado, a esta oxidación del Mn sigue una reducción de su oxidulo y su regreso como metal al baño. Tal fenómeno está sujeto a las siguientes condiciones:

El baño metálico y la escoria forman dos fases en las cuales el Mn, el MnO, el FeO y el Fe, estan en equilibrio. Expresado según la ley de la acción de masas constituye el siguiente sistema:

I. Fase Metal: $K'_{Mn} = \frac{[MnO] \cdot [Fe]}{[FeO] \cdot [Mn]}$

II. Fase Escoria: $K''_{Mn} = \frac{(MnO) \cdot (Fe)}{(FeO) \cdot (MnO)}$

III. Fase (Sistema) Escoria-Metal: $K_{Mn} = \frac{(MnO) \cdot [Fe]}{(FeO) \cdot [Mn]}$

en donde (Fe), (MnO), (FeO) y (MnO) son las respectivas concentraciones en la fase escoria y [Fe], [Mn], [FeO] y [MnO] las de la fase metal.

La última ecuación (III) ha sido estudiada ultimamente de una manera especial por Körber y Oelsen (St. u. E. 1932 p. 133) El valor de K_{Mn} para temperaturas entre 1520ºC y 1660ºC. es de -- 240 por término medio, pero dicho valor depende de la temperatura disminuyendo al aumentar ésta, por lo que si suponemos constante - el cuociente (MnO) + (FeO) de la escoria, siendo Fe prácticamente constante, aumentará con ella la concentración del Mn en el Metal. Así por ejemplo si suponemos la relación (MnO)+ (FeO) igual a 1 y la temperatura aumenta de 1600 a 1700ºC., se tiene un aumento de Mn de aproximadamente un 50 %.

Además al crecer la temperatura se disuelve mas cal en la escoria y ésta se hace mas básica, es decir, aumenta su proporción de CaO en relación con la de SiO_2. De acuerdo con Tammann y -- Oelsen dicha relación debe ser en las escorias básicas mayor de 2 y la relación:

sílice $\frac{CaO \times 100}{CaO \times SiO_2}$, mayor de 65. De manera que toda la sílice en ellas, está unida a la CaO como ortosilicato (Ca_2SiO_4) Al hablar aquí de CaO se entiende el % CaO de la escoria disminuído - en la CaO ligada al P_2O_5.

En una escoria de esta composición el FeO y el MnO se hallan disueltos como oxídulos libres, pues entre mas CaO hay en relación con la SiO_2, tanta menor posibilidad tienen dichos oxídulos de combinarse con esta última. De modo que al aumentar el valor de K_{Mn}, aumenta la concentración (Mn) en la escoria. Es por esto que el - valor de esa constante alcanza valores de hasta 1000 en las escorias ácidas y solamente de 200 a 300 en las básicas.

Al aumentar pues, la basicidad de la escoria por la acción de la temperatura, disminuye el valor de K_{Mn}, es decir el (MnO) -- disminuye en la escoria y el Mn aumenta en el baño.

Finalmente al quemarse rápidamente el C del metal a expensas de su contenido en FeO, decrece en él la concentración del O y por tanto, si consideramos la ecuación I del equilibrio en la fase metal, tendremos, siendo Fe y MnO constantes, que al disminuir FeO tendrá que crecer Mn tanto como lo exija el valor de K_{Mn}.

Estas tres condiciones pues, aumento de la temperatura, aumento de la bascicidad de la escoria y desoxidación del baño, ocasionan un aumento del contenido de Mn en el metal, después del rápido descenso inicial mencionado. Al fin de la carga sin embargo, baja en general nuevamente el magneso del metal aunque en pequeña proporción, a causa de su aumento de FeO a consecuencia de la -- fuerte decarburación que para entonces ha sufrido.

El Fósforo se elimina con relativa facilidad en el proceso básico, por la presencia de una escoria suficientemente básica y rica en óxidos.

La última ecuación (III) ha sido estudiada últimamente de una manera especial por Körber y Oelsen (St. u. E. 1932 p. 133) El valor de K_{Mn} para temperaturas entre 1320°C y 1660°C, es de 240 por término medio, pero dicho valor depende de la temperatura disminuyendo al aumentar ésta, por lo que si suponemos constante el concepto (MnO) + (FeO) de la escoria, siendo Fe prácticamente constante, aumentará con ella la concentración del Mn en el metal. Así por ejemplo si suponemos la relación (MnO)+ (FeO) igual a 1 y la temperatura aumenta de 1600 a 1700°C., se tiene un aumento de Mn de aproximadamente un 50 %.

Además al crecer la temperatura se disuelve más cal en la escoria y ésta se hace más básica, es decir, aumenta su proporción de CaO en relación con la de SiO_2. De acuerdo con Tammann y Oelsen dicha relación debe ser en las escorias básicas mayor de 2 y la relación:

$$\frac{CaO \times 100}{CaO \times SiO_2}$$

sólice , mayor de 65. De manera que toda la sílice en ella, está unida a la CaO como ortosilicato (Ca_2SiO_4) Al hablar aquí de CaO se entiende el % CaO de la escoria disminuido en la CaO ligada al P_2O_5.

En una escoria de esta composición el FeO y el MnO se hallan disueltos como oxídulos libres, pues entre más CaO hay en relación con la SiO_2, tanto menor posibilidad tienen dichos oxídulos de combinarse con esta última. De modo que al aumentar el valor de K_{Mn}, aumenta la concentración (Mn) en la escoria. Es por esto que el valor de esa constante alcanza valores de hasta 1000 en las escorias ácidas y solamente de 200 a 300 en las básicas.

Al aumentar ésta, la basicidad de la escoria por la acción de la temperatura, disminuye el valor de K_{Mn}, es decir el (MnO) disminuye en la escoria y el Mn aumenta en el baño.

Finalmente al quemarse rápidamente el C del metal a expensas de su contenido en FeO, decrece en él la concentración del O y por tanto, si consideramos la ecuación I del equilibrio en la fase metal, tendremos, siendo Fe y MnO constantes, que al disminuir FeO tendrá que crecer Mn tanto como lo exija el valor de K_{Mn}.

Estas tres condiciones pues, aumento de la temperatura, aumento de la basicidad de la escoria y descoxidación del baño, coinciden un aumento del contenido de Mn en el metal, después del rápido descenso inicial mencionado. Al fin de la carga sin embargo, básica en general nuevamente el magnesio del metal aunque en pequeña proporción, a causa de su aumento de FeO a consecuencia de la muerte descarburación que para entonces ha surtido.

El fósforo se elimina con relativa facilidad en el proceso básico, por la presencia de una escoria suficientemente básica y rica en óxidos.

Este elemento se encuentra en el baño al estado de fosfuro de hierro (Fe_3P) y reacciona con el FeO según:

$$8\ FeO + 2\ Fe_3P \rightleftharpoons (FeO)_3\ P_2O_5 + 11Fe$$

Pero el fosfato tribásico de hierro así formado es muy fácilmente reducible por el C y el Fe y solo estable por tanto, en un medio muy oxidante. De aquí que se requiere una escoria rica en FeO (segun D ichmann no menos de un 10 % FeO) y con ella un metal en las mismas condiciones, para lograr una desfosforación efectiva. Pero además, a pesar del carácter básico del FeO, éste no lo es suficiente para formar con el P_2O_5 un compuesto estable dificil de ser reducido, de modo que se requiere la presencia de una base fuerte como es la CaO. Esta reacciona según:

$$(FeO)_3\ P_2O_5 + 3\ CaO = (CaO)_3\ P_2O_5 + 3\ FeO$$

o bien: $(FeO)_3\ P_2O_5 + 4\ CaO = (CaO)_4\ P_2O_5 + 3\ FeO$

Estos fosfatos son bastante mas estables y menos accesibles por tanto, a la acción reductora del C y del Fe, sobre todo el tetrabásico, el que segun se desprende de las experiencias de Hilgenstock, es el único no reducible por el Fe carburado.

En el horno Siemens-Martin básico se tiene desde un principio una escoria activa, rica en óxidos (FeO) y suficientemente básica, de modo que la desfosforación se efectúa fácilmente y desde el comienzo de la fusión, aun cuando se tenga todavía un alto % C. Condición es naturalmente que no haya mucha SiO_2. Así admite Schmidhammer un máximo de 15 % SiO_2 en presencia de 11 a 12 % y de hasta 20 % si éste es menor.

A últimas fechas C. Schwarz, E. Schröder y G. Leiber (St. u. E. 1933 p.962), han venido estudiando el equilibrio: P_2O P_2O_5 y calculado su constante cuyo valor es:

$$\text{Log. } K_p \equiv \log. \frac{P_2}{(P_2O_5)} \times (Fe)^5\ B^3 = -\frac{24000}{T} + 3{,}62$$

en la cual B (Basicidad) es igual a :

$$0.01\ (\%\ CaO - 0.93\ \%SiO_2 - 1.175\ \%P_2O_5),\ \text{siendo } (Fe) \equiv 1.$$

Siendo los fosfatos de calcio todavía atacables por los elementos reductores del baño, se produce durante la desoxidación al final de la carga, es decir cuando el medio es mas reductor, un regreso del fósforo al baño o refosforación. La concentración de dichos reductores es pues decisiva para la eliminación del fósforo. Así al hacer las adiciones finales de ferrosilicio y ferromagneso para desoxidar, se observa siempre una refosforación que puede alcanzar valores bastante altos.

La elevación de temperatura dificulta la desfosforación a causa de que con ella crece el poder reductor del C, así como la cantidad de SiO_2 en la escoria.

Este elemento se enmenta en el baño al estado de fosfuro de hierro (Fe_3P) y reacciona con el FeO según:

$$8\ FeO + 2\ Fe_3P = (FeO)_3\ P_2O_5 + 11\ Fe$$

Pero el fosfato trifásico de hierro así formado es muy fácilmente reducible por el C y el Fe y solo estable por tanto, en un medio muy oxidante. De aquí que se requiere una escoria rica en FeO (según D Iohmann no menos de un 10 % FeO) y con ella un metal en las mismas condiciones, para lograr una desfosforación eficiente. Pero además, a pesar del carácter básico del FeO, éste no lo es suficiente para formar con el P_2O_5 un compuesto estable difícil de ser reducido, de modo que se requiere la presencia de una base fuerte como es la CaO. Esta reacciona según:

$$(FeO)_3\ P_2O_5 + 3\ CaO = (CaO)_3\ P_2O_5 + 3\ FeO$$

o bien: $(FeO)_3\ P_2O_5 + 4\ CaO = (CaO)_4\ P_2O_5 + 3\ FeO$

Estos fosfatos son bastante más estables y menos accesibles por tanto, a la acción reductora del C y del Fe, sobre todo el tetrabásico, el que según se desprende de las experiencias de Hilgenstock, es el único no reducible por el Fe carburado.

En el horno Siemens-Martin básico se tiene desde un principio una escoria activa, rica en óxidos (FeO) y suficientemente básica, de modo que la desfosforación se efectúa fácilmente y desde el comienzo de la fusión, aun cuando se tenga todavía un alto % C. Condición es naturalmente que no haya mucho SiO_2. Así admite comúnmente un máximo de 15 % SiO_2 en presencia de 11 a 12 % y de hasta 20 % si éste es menor.

A últimas fechas C. Schwarz, E. Schröder y G. Leiber (St. u. E. 1933 p.962), han venido estudiando el equilibrio: P_2O_5 C P_2O_5 y calculado su constante cuyo valor es:

$$\log. K_p = \log. \frac{P_2}{(P_2O_5)} \times (Fe)^5\ B^3 = -\frac{24000}{T} + 3,62$$

en la cual B (Basicidad) es igual a :

$$0.01\ (\%\ CaO - 0.93\ \%SiO_2 - 1.175\ \%P_2O_5),\ siendo\ (Fe) = 1.$$

Siendo los fosfatos de calcio todavía atacables por los elementos reductores del baño, se produce durante la desoxidación - al final de la carga, se decir cuando el medio es más reductor, un retroceso del fosforo al baño o rafosforación. La concentración de dichos reductores es pues decisiva para la eliminación del fósforo. Así al hacer las adiciones finales de ferrosilicio y ferromanganeso - para desoxidar, se observa siempre una rafosforación que puede alcanzar valores bastante altos.

La elevación de temperatura dificulta la desfosforación a - causa de que con ella crece el poder reductor del C, así como la - cantidad de SiO_2 en la escoria.

Por esto para eliminar cantidades considerables de P de una carga, lo indicado es trabajar con dos escorias (Procedimientos Talbot, Bertrand-Thiel, Duplex, etc.), esto es hacer primero una escoria negra muy oxidante que decarbure y desfosfore hasta el grado deseado, sacarla entonces del horno y volver a hacer otra escoria poco oxidante y gruesa con la cual se puede desoxidar y desulfurar, sin peligro de refosforación, puesto que al hacer las adiciones reductoras finales, no existe una escoria rica en fosfatos. En estas condiciones es posible llevar la desfosforación hasta porcentajes finales de 0102 y hasta de 0.01 de P.

La eliminación del azufre que se encuentra al estado de FeS en el baño, se efectúa de acuerdo con las reacciones siguientes:

$$FeS + CaO + CO = Fe + CaS + CO_2$$

y $$Mn + FeS = MnS + Fe$$

La última es según Osann la que produce sobre todo una desulfuración efectiva, requisitos para ello son condiciones reductoras en la escoria permitiendo suficiente Mn en el baño, así como una escoria bien básica y activa.

La primera reacción solo es posible en condiciones suficientemente reductoras, de otra manera el FeO la impediría. Su acción es limitada ademas, ya que el CaS formado puede oxidarse a $CaSO_4$, que a su vez puede ser reducido según:

$CaSO_4 + 4\ Fe = FeS + Ca + 3Fe$, produciendo así una resulfuración del S oxidado a SO_2 mediante la flama, al obrar sobre la superficie del metal.

Esta manera de desufuración es particularmente importante por cuanto contrarresta en gran parte o totalmente, la acción sulfurante de los gases de la flama, Estos contienen siempre cantidades apreciables de H_2S (99 %) y compuestos orgánicos de azufre (1 %), sobre todo cuando el combustible es petroleo mexicano como es nuestro caso, ya que suele éste contener hasta 5 % de S. (es decir alrededor de 3 gramos de S. por cada metro cúbico normal de gases de combustible).

De acuerdo con las experiencias realizadas por F. Eisenstecken y E. U. Schultz (St. u. E. 1932 p.677), tiene lugar, durante el periodo de fusión del metal, una absorción considrable del S de los gases por éste. Dichos gases contienen no solamente el S del petroleo, sino que el mismo aire que sale de la cámara lleva ya una cantidad apreciable de dicho elemento en forma de SO_2, que recoge en la misma, ya que los gases de la combustión al pasar por las cámaras dejan parte de su azufre 'hasta un 25 % según Will y Hülsbruch o un 35 % según Dahlström y Ahren) en el

Por esto para eliminar cantidades considerables de P de una carga, lo indicado es trabajar con dos escorias (Procedimientos Talbot, Bertrand-Thiel, Duplex, etc.), esto es hacer primero una escoria negra muy oxidante que descarbure y desfosforte hasta el grado deseado, escurrir entonces del horno y volver a hacer otra escoria poco oxidante y gruesa con la cual se puede desoxidar y desulfurar, sin peligro de reforsforación, puesto que al hacer las adiciones reductoras finales, no existe una escoria rica en fosfatos. En estas condiciones se posible llevar la desfosforación hasta porcentajes finales de 0.02 y hasta de 0.01 de P.

La eliminación del azufre que se encuentra al estado de FeS en el baño, se efectúa de acuerdo con las reacciones siguientes:

$$FeS + CaO + CO = Fe + CaS + CO_2$$

$$y \quad Mn + FeS = MnS + Fe$$

La última es según Osann la que produce sobre todo una desulfuración efectiva, requisitos para ello son condiciones reductoras en la escoria permitiendo suficiente Mn en el baño, así como una escoria bien básica y activa.

La primera reacción solo es posible en condiciones suficientemente reductoras, de otra manera el FeO la impediría. Su acción es limitada además, ya que el CaS formado puede oxidarse a $CaSO_4$, que a su vez puede ser reducido según:

$CaSO_4 + 4\ Fe = FeS + Ca + 3Fe$, produciendo así una resulfuración del S oxidado a SO_2 mediante la llama, al obrar sobre la superficie del metal.

Esta manera de desulfuración es particularmente importante por cuanto contrarresta en gran parte o totalmente, la acción sulfurante de los gases de la llama. Estos contienen siempre cantidades apreciables de H_2S (99 %) y compuestos orgánicos de azufre (1 %), sobre todo cuando el combustible es petróleo mexicano como es nuestro caso, ya que suele éste contener hasta 5 % de S. (es decir alrededor de 3 gramos de S. por cada metro cúbico normal de gases de combustible).

De acuerdo con las experiencias realizadas por F. Eisenstecken y E. U. Schulz (St. u. E. 1932 p.677), tiene lugar, durante el periodo de fusión del metal, una absorción considerable del S de los gases por éste. Dichos gases contienen no solamente el S del petróleo, sino que el mismo aire que sale de la cámara lleva ya una cantidad apreciable de dicho elemento en forma de SO_2, que recoge en la misma, ya que los gases de la combustión al pasar por las cámaras dejan parte de su azufre 'hasta un 25 % según Will y Hölbrook o un 35 % según Dahlström y Ahren) en el

emparrillado de las mismas y saber debido a la acción catalítica del FeO (Fe) y CaO depositado en la superficie de los ladrillos, de modo que estas van acumulando S en forma de $CaSO_4$, a pesar de la mencionada acción del aire que al pasar por ellas arrastra -- consigo gran parte de dicho elemento; pues mediante la acción -- del FeO el $CaSO_4$ se disocia según:

$$2\ CaSO_4 \rightleftharpoons 2\ CaO + 2SO_2 + O_2$$

El grado de esta desulfuración por disociación del sulfa- de calcio depende de la temperatura, siendo las de 1000º a 14-- 00º C. (Budnikoff y A Syrkin).

Este S es absorvido por el metal dada la acción reductora del Fe sobre el SO_2 especialmente durante la fusión de la carga Una vez fundida y protegida por una escoria oxidante, tiene lugar mas bien una desulfuración por combustión del S a SO_2. Esta puede llegar hasta eliminar la mayor parte del S antes absorvido.

Cuando se trabaja con gas de gasógenos, logra eliminarse por completo el S absorvido de modo que una y otra reacciones - sulfurante y desulfurante, quedan balanceadas; pero cuando se - trabaja con petrole rico en S, queda probablemente siempre un - exceso del mismo en el baño, según deduzco del alto contenido - de dicho elemento, que las cargas hechas en hornos de nuestro - país tienen, el cual suele alcanzar valores de hasta 0.1 %. Una investigación precisa a este respecto no me es conocida.

De todas maneras, la eliminación de la mayor parte del S de la carga líquida se efectúa mediante una escoria apropiada y bajo condiciones adecuadas. Dadas las condiciones oxidantes del horno Siemens-Martin, se consideraba efectiva en él (Dichmann), pero las experiencias y estudios realizados a últimas fechas -- han venido a mostrar la posibilidad de llevarla a cabo en condiciones favorables. Son de mencionarse muy especialmente los trabajos realizados al respecto por H. Schenck (Arch. Eisenhüttenwes. 1929/30 p. 685) y C. Bettendorff y Wark (St. u. E. 1932 p. 577)

En tanto que el primero estudia las condiciones físico-- químicas teóricas de la desulfuración y llega a fijar la fórmula siguiente que nos da el valor del rendimiento:

$$N_s\ max. = \frac{(\Sigma S)}{|\Sigma S|max.} = \frac{(CaO)}{(FeO)} K_s,$$

y en la cual aparece de relieve la indluencia contraria del FeO y la favorable del CaO en la escoria así como la de la temperatura cuya relación con la constante K_s expresa la fórmula:

$$Log.\ K_s = \frac{7570}{T} + 4,316.,$$

los segundos hacen un estudio práctico de las condiciones mas - favorables para lograr la desulfuración.

empavilldo de las mismas y saber debido a la acción estática del FeO (Fe) y CaO depositado en la superficie de los ladrillos, de modo que estas van acumulando S en forma de $CaSO_4$, a pesar de la mencionada acción del aire que al pasar por ellas arrastra consigo gran parte de dicho elemento; pues mediante la acción del FeO el $CaSO_4$ se disocia según:

$$2\ CaSO_4 \rightleftharpoons 2\ CaO + 2SO_2 + O_2$$

El grado de esta desulfuración por disociación del sulfato depende de la temperatura, siendo las de 1000° a 1400° C. (Budnikoff y A Syrkin).

Este S es absorvido por el metal desde la acción reductora del Fe sobre el SO_2 especialmente durante la fusión de la carga. Una vez fundida y protegida por una escoria oxidante, tiene lugar mas bien una desulfuración por combustión del S a SO_2. Esta puede llegar hasta eliminar la mayor parte del S antes absorvido.

Cuando se trabaja con gas de gasógenos, logra eliminarse por completo el S absorvido de modo que una y otra reacciones sulfurante y desulfurante, quedan balanceadas; pero cuando se trabaja con petrole rico en S, queda probablemente siempre un exceso del mismo en el baño, según deduzco del alto contenido de dicho elemento, que las cargas hacen en horno de muestro pais tienen, el cual suele alcanzar valores de hasta 0.1 %. Una investigación precisa a este respecto no me es conocida.

De toda manera, la eliminación de la mayor parte del S de la carga líquida se efectúa mediante una escoria apropiada y bajo condiciones adecuadas. Dadas las condiciones oxidantes del horno Siemens-Martin, se consideraba efectiva en él (Dichmann), pero las experiencias y estudios realizados a últimas fechas han venido a mostrar la posibilidad de llevarla a cabo en condiciones favorables. Son de mencionarse muy especialmente los trabajos realizados al respecto por H. Schenck (Arch. Eisenhüttenwes. 1929/30 p. 685) y O. Bettendorff y Wark (St. u. E. 1932 p. 577)

En tanto que el primero estudia las condiciones físico-químicas teóricas de la desulfuración y llega a fijar la fórmula siguiente que nos da el valor del rendimiento:

$$N_s\ max. = \frac{(\underline{S})}{(S)\ max.} = \frac{(CaO)}{(FeO)}\ K_s,$$

y en la cual aparece de relieve la influencia contraria del FeO y la favorable del CaO en la escoria así como la de la temperatura cuya relación con la constante K_s expresa la fórmula:

$$\log.\ K_s = \frac{7570}{T} + 4,316.,$$

los segundos hacen un estudio práctico de las condiciones mas favorables para lograr la desulfuración.

Desde luego se requiere una escoria muy básica, bienfluída y activa; la temperatura favorece en este sentido la desulfuración. Es espato fluor tiene una influencia muy favorable, tal vez por la fluidez que da a la escoria y la formación de fluoruros volátiles de azufre.

Los mejores resultados se obtienen con una escoria que contenga 40 partes de espato fluor y 60 de CaO. También la sílice, al dar escorias fluídas y facilitar el poder reaccionante de la cal, favorece la eliminación del azufre, obteniéndose un máximo de desulfuración con 20 % SiO_2 para 80 % CaO y es naturalmente tanto mayor a medida que el metal está mas tiempo en contacto con la escoria.

La velocidad de desulfuración queda en estos casos expresada por la fórmula:

$$\frac{dx}{dt} - k(a-x)$$

en la cual a es el % S inicial del baño, x el % S en el momento de la prueba y k la constante de velocidad.

Con las escorias prácticas normales conteniendo ademas de CaO y SiO_2, MnO, FeO, Al_2O_3, P_2O_5, etc., se logra aumentar la desulfuración, elevando en lo posible la basidad por adición de cal y mas aún de estronciana, carbonato de sodio y carbonato de potasio, bases fuertes estas últimas con las cuales se logra aumentar el poder desulfurante de una escoria hasta en un 40 %.

El mayor efecto se obtiene sin embargo por la formación de una escoria reductora mediante la adición de carbono, ferro-silicio, ferrotitanio y carburo de calcio, sobre todo ést último, el cual reacciona en la forma siguiente que constituye la manera mas efectiva de desulfurar:

$$CaC_2 + 2\ CaO + 3\ FeS = CaS + 2\ CaO + Fe.$$

En tales condiciones es posible llegar a bajar el S hasta el 0.01 % y aún menos. Esta constituye una de las ventajas del horno eléctrico de arco, dada la facilidad de formar en él una escoria tris de carburo de calcio a expensas de la cal y el carbon pulverizado con que se la hace por medio del arco eléctrico.

En el horno Siemens-Martin no es posible la formación de de carburo, de modo que éste tiene que ser adicionado ya hecho o mas bien y teniendo en cuenta la atmósfera oxidante de este horno, recurrirse a los otros medios indicados. Es así posible desulfurar con escorias muy básicas conteniendo como mínimo 47& CaO y como máximo 20% SiO_2, hasta el límite arriba mencionado aún con contenidos de hasta 10 a 12 % FeO. Condición es naturalmente, buena fluídez de la escoria lograda mediante una temperatura suficientemente alta.

Desde luego se requiere una escoria muy básica, bien fluida y activa; la temperatura favorece en este sentido la desulfuración. Un espato flúor tiene una influencia muy favorable, tal vez por la fluidez que da a la escoria y la formación de fluoruros volátiles de azufre.

Los mejores resultados se obtienen con una escoria que no tenga 40 partes de espato flúor y 60 de CaO. También la adición al dar escorias fluidas y facilitar el poder reaccionante de la cal, favorece la eliminación del azufre, obteniéndose un máximo de desulfuración con 20 % SiO_2 para 80 % CaO y es naturalmente tanto mayor a medida que el metal está mas tiempo en contacto con la escoria.

La velocidad de desulfuración queda en estos casos expresada por la fórmula:

$$\frac{dx}{dt} - K(a-x)$$

en la cual a es el % S inicial del baño, x el % S en el momento de la prueba y K la constante de velocidad.

Con las escorias básicas normales conteniendo además de CaO y SiO_2, MnO, FeO, Al_2O_3, P_2O_5, etc., se logra aumentar la desulfuración, elevando en lo posible la basidad por adición de cal y mas aún de sustancias, carbonato de sodio y carbonato de potasio, bases fuertes estas últimas con las cuales se logra aumentar el poder desulfurante de una escoria hasta en un 40 %.

El mayor efecto se obtiene sin embargo por la formación de una escoria reductora mediante la adición de carbono, ferro-silicio, ferrotitanio y carburo de calcio, sobre todo éste último, el cual reacciona en la forma siguiente que constituye la manera mas efectiva de desulfurar:

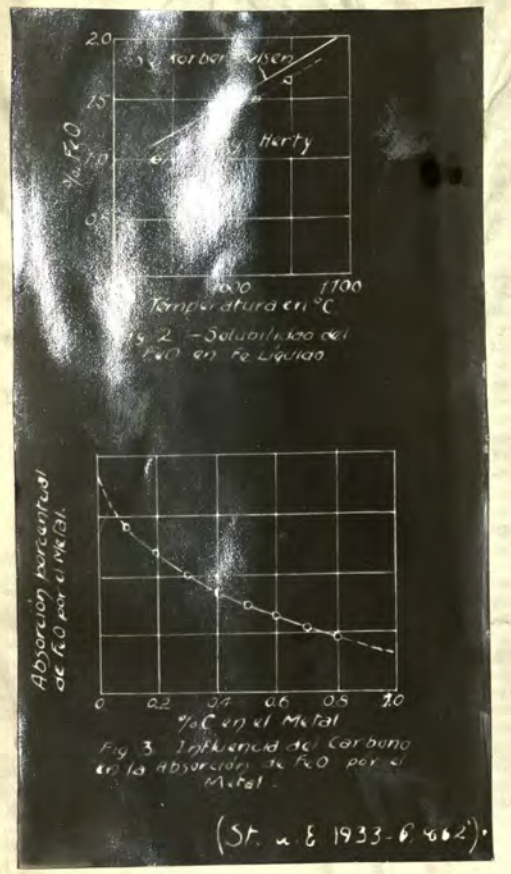
$$CaC_2 + 2\ CaO + 3\ FeS = CaS + 2\ CaO + Fe.$$

En tales condiciones es posible llegar a bajar el S hasta el 0.01 % y aún menos. Esta constituye una de las ventajas del horno eléctrico de arco, dada la facilidad de formar en él una escoria triá de carburo de calcio a expensas de la cal y el carbon pulverizado con que se la hace por medio del arco eléctrico.

En el horno Siemens-Martin no es posible la formación de de carburo, de modo que éste tiene que ser adicionado ya hecho o mas bien y teniendo en cuenta la atmósfera oxidante de este horno, recurrirse a los otros medios indicados. Es así posible desulfurar con escorias muy básicas conteniendo como mínimo 47% CaO y como máximo 20% SiO_2, hasta el límite arriba mencionado aún con contenidos de hasta 10 a 12 % FeO. Condición es naturalmente, buena fluidez de la escoria lograda mediante una temperatura suficientemente alta.

A últimas fechas se ha experimentado el empleo de la bauxita en lugar de espato fluor, obteniendose una buena y rápida fluidificación de la escoria y mejorando sus propiedades desulfurantes sin los inconvenientes del espato (corrosión intensa del revestimiento y tinas. (St. u. E. 1933 p.494)

En cuanto al oxígeno, dicho elemento entra al baño en forma de FeO en donde este compuesto puede disolverse en cantidades de consideración, dependiendo de la temperatura. La fig. 2 adjunta nos muestra la solubilidad del Feo en el Fe puro a diferentes temperaturas según las investigaciones recientes de Körber y Oelsen y de Herty.



El carbono contenido en el baño disminuye naturalmente la solubilidad del FeO según se desprende de la Fig. 3 que muestra dicha dependencia.

El oxígeno queda así disuelto en el acero sobre el cual ejerce una influencia sumamente perjudicial, por producir como el azufre, aunque en mayor grado aún, la ruptura al rojo. Bastan 0.5 % FeO en un acero según Weding, para hacerlo inservible, por no dejarse forjar ni laminar.

Existe pues la necesidad de desoxidar el metal al final de la carga, es decir de eliminar en lo posible el FeO que contiene. Ello se realiza mediante las adiciones de desoxidantes o sea de elementos que poseyendo gran afinidad por el O, reduzcan el FeO y den a su vez óxidos separables en la escoria.

Los elementos usuales mas efectivos son el Mn, el Si, el Al y los mas recientemente usados Ti y Ca. Todos ellos se usan por lo general en forma de ferroligas binarias o ternarias.

De gran importancia para la elección de los desoxidantes es ademas de su poder reductor, su capacidad para dar productos de desoxidación insolubles en el acero y poco emulsionables, de modo que se separen facilmente en la escoria.

El desoxidante por excelencia es el manganeso, el que según se explicó antes, reacciona activamente con el FeO, reduciéndolo y dando MnO que es prácticamente insoluble en el acero líquido, de modo que si la escoria es apropiada y se le da el tiempo suficiente para ello, sube a la misma dejando solo cantidades mínimas emulsionadas en el metal en forma de cristalitas pequeñas.

A últimas fechas se ha experimentado el empleo de la basuki- ta en lugar de espato flúor, obteniéndose una buena y rápida fili- dificación de la escoria y mejorando sus propiedades desulfurant- tes sin los inconvenientes del espato (corrosión interna del re- vestimiento y tinas. (St. u. E. 1932) p.494)

En cuanto al oxígeno, dicho elemento entra al baño en forma de FeO en donde este compuesto puede disolverse en cantidades de consideración, dependiendo de la temperatura. La fig. 2 adjunta nos muestra la solubilidad del FeO en el Fe puro a diferentes temperaturas según las investigaciones realizadas de Körber y Oelsen y de Herty.

El carbono contenido en el baño disminuye naturalmente la solubilidad del FeO según se desprende de la fig. 3 que muestra dicha dependencia.

El oxígeno queda así disuelto en el acero sobre el cual ejerce una influencia sumamente perjudicial, por producir como el azufre, aunque en mayor grado aún, la rupture al rojo. Bastan 0.5 % FeO en un acero según Yeding, para hacerlo inservible, por no dejar se forjar ni laminar.

Existe pues la necesidad de desoxidar el metal al final de la carga, se debe de eliminar en lo posible el FeO que contiene. Ello se realiza mediante las adiciones de desoxidantes o sea de elementos que poseyendo gran afinidad por el O, reducen el FeO y dan a su vez óxidos separables en la escoria.

Los elementos usados mas efectivos son el Mn, el Si, el Al y los mas recientemente usados Ti y Ca. Todos ellos se usan por lo general en forma de ferroligas bina- rias o terrarias.

De gran importancia para la elección de los desoxidantes es además de su poder reductor, su capacidad para dar productos de desoxidación insolubles en el acero y poco emulsionables, de modo que se separen fácilmente en la escoria.

El desoxidante por excelencia es el manganeso, el que según se explicó antes, reacciona activamente con el FeO, reduciéndolo y dando MnO que es prácticamente insoluble en el acero líquido, de modo que si la escoria se apropiada y se le da el tiempo suficien te para ello, sube a la misma dejando solo cantidades mínimas e- mulsionadas en el metal en forma de criatalitas pequeñas.

De aquí que la mejor manera de impedir la excesiva oxidación de un baño sea mantener en él una concentración suficiente de manganeso residual. Lindenmuth menciona de 0.20 a 0.25 % como mínimo para obtener metales de buena calidad. (Chem. Abs. 1933 - p. 1038).

Körber (St. u. E. 1932 p.133) ha estudiado detenidamente el equilibrio FeO Mn MnO Fe, y fijado la constante respectiva según queda ya indicado antes, habiendo trazado según su valor las isotermas correspondientes que permiten calcular la concentración Mn necesaria para el equilibrio con el O a distintas temperaturas y bajo distintas escorias. Según éstas mismas investigaciones, también las adiciones finales de ferromanganeso producen una mejor desoxidación si éste se agrega precalentado y se le deja el tiempo suficiente para la reacción, la cual generalmente no termina dentro del horno sino en la lingotera misma.

Inmediatamente después de una adición de ferromanganeso se observa en la práctica una elevación del [O] en lugar de un descanso, esto se debe al aumento violento del [Mn] que trae consigo una alteración del equilibrio $\frac{(MnO)\cdot[Fe]}{(FeO)\cdot[Mn]}$ y con ello un aumento del (MnO) que tarda en subir a la escoria. Solo después de algun tiempo se nota un descenso considerable del contenido en [O] del baño.

Junto con el manganeso es el silicio el desoxidante mas usado en forma de ferrosilicio. Siendo éste elemento aún mas ávido de oxígeno que el primero, produce una rápida desoxidación dando SiO_2 que tiene en cambio el inconveniente de emulsionarse en el baño metálico del cual solo se segrega en forma lenta e incompleta.

A últimas fechas F. Körber y W. Oelsen (St. u. E. 1934 p. 535) han estudiado el sistema de reacciones simultaneas entre los componentes Mn, Fe, Si, C, FeO, MnO, SiO_2 y CO habiendo logrado fijar las isotermas de Si y Mn en combinación con las de (MnO) y (FeO) y O bajo escorias saturadas de SiO_2, delimitando así los campos de oxidación y reducción del Si y de la SiO_2 así como del MnO respectivamente, en función de las correspondientes concentraciones y temperaturas y logrando así un gran adelanto en el esclarecimiento de los procesos siderúrgicos y una valiosísima base científica para su mejor conducción.

A base de dichas investigaciones es posible fijar las aleaciones ternarias Fe-Mn-Si mas adecuadas para una desoxidación efectiva dando productos (silicatos) muy fluidos y facilmente separables del metal. Estas ligas ternarias conteniendo por ejemplo de 4 a 7 partes de Mn por una de Si, son mejores que las binarias Fe-Mn y Fe-Si separadas, dada su tendencia a formar grandes suspensiones segregables a condición naturalmente como se ha dicho, de dejarles el tiempo necesario para su separación.

De aquí que la mejor manera de impedir la excesiva oxidación de un baño sea mantener en él una concentración suficiente de manganeso residual. Lindemuth menciona de 0.20 a 0.25 % como mínimo para obtener metales de buena calidad. (Chem. Abs. 1939 p. 1038).

Körber (St. u. E. 1932 p.133) ha estudiado detenidamente el equilibrio FeO Mn MnO Fe, y fijado la constante respectiva según queda ya indicado antes, habiendo trazado según su valor las isotermas correspondientes que permiten calcular la concentración Mn necesaria para el equilibrio con el O a distintas temperaturas y bajo distintas escorias. Según éstas mismas investigaciones, también las adiciones finales de ferromanganeso producen una mejor desoxidación si éste se agrega previamente y se deja el tiempo suficiente para la reacción, la cual generalmente no termina dentro del horno sino en la lingotera misma.

Inmediatamente después de una adición de ferromanganeso se observa en la práctica una elevación del [O] en lugar de un descenso, esto se debe al aumento violento del [Mn] que trae consigo una alteración del equilibrio $\frac{(MnO)\cdot[Fe]}{(FeO)\cdot[Mn]}$ y con ello un aumento del (MnO) que tarda en subir a la escoria. Solo después de algún tiempo se nota un descenso considerable del contenido en [O] del baño.

Junto con el manganeso es el silicio el desoxidante más usado en forma de ferrosilicio. Siendo éste elemento aún más avido de oxígeno que el primero, produce una rápida desoxidación dando SiO_2 que tiene en cambio el inconveniente de emulsionarse en el baño metálico del cual solo se separa en forma lenta e incompleta.

A última fecha F. Körber y W. Oelsen (St. u. E. 1934 p. 535) han estudiado el sistema de reacciones simultáneas entre los componentes Mn, Fe, Si, O, FeO, MnO, SiO_2 y CO logrando fijar las isotermas de Si y Mn en combinación con las de (MnO) y (FeO) y O bajo escorias saturadas de SiO_2, delimitando así los campos de oxidación y reducción del Si y de la SiO_2 así como del MnO respectivamente, en función de las correspondientes concentraciones y temperaturas y logrando así un gran adelanto en el esclarecimiento de los procesos siderúrgicos y una valiosísima base científica para su mejor conducción.

A raíz de dichas investigaciones es posible fijar las aleaciones ternarias Fe-Mn-Si más adecuadas para una desoxidación efectiva dando productos (silicatos) muy fluidos y fácilmente separables del metal. Estas ligas ternarias contenidas por ejemplo de 4 a 7 partes de Mn por una de Si, son mejores que las binarias Fe-Mn y Fe-Si separadas, dada su tendencia a formar grandes emulsiones segregables a condición naturalmente como se ha dicho, de dejarlas el tiempo necesario para su separación.

Herty jun. (St. u. E. 1933 p. 862) fija en 17 a 25 minutos el tiempo que debe transcurrir entre la desoxidación y la colada para que la segregación sea efectiva.

Recientemente se han logrado resultados muy favorables usando como desoxidante el calcio-silicio, aleación conteniendo alrededor de 40% de Ca. Dado que ambos elementos que la forman son enérgicos reductores se logra con ella una rápida y activa desoxidación que da como productos finales silicatos de calcio que suben facilmente a la escoria. La violenta reacción exotérmica que producen, causa ademas un calentamiento del baño deseable en muchos casos.

De acuerdo con las experiencias de C. Schwartz (Sr. u. E. 1933 p. 1000) su uso tiene ademas de las ventajas mencionadas, la de requerir menores cantidades de aluminio para aquietar un baño de alúminio para aquietar un baño efervescente, con la correspondiente disminución de inclusiones de alúmina. Su empleo ademas resulta mas económico que el del ferrosilicio.

Otro de los desoxidantes mas usados es el aluminio. La gran afinidad de éste elemento por el oxígeno y lo exotérmico de su reacción con el FeO, lo hacen de primordial utilidad para obtener una rapidísima desoxidación y para calmar un baño en el momento de vaciar.

Se añade generalmente en la tina y eventualmente en las lingoteras ayudando con el calor que produce a la maniobra del vaciado. No conviene sin embargo abusar de su uso ya que causa por una parte un aumento de contracción durante la solidificación del acero y con ello un mayor rechupe en los lingotes y ocasiona por otra numerosas inclusiones de alúmina muy facilmente emulsionables en el metal y que solo se separan dificilmente en la escoria. Estas inclusiones se traducen en agrietamientos y y defectos superficiales al forjar, laminar o trabajar el acefo.

Se trata de aminorar esta tendencia a las inclusiones mediante el empleo de sílico-aluminio o de sílico-manganeso-aluminio, que produciendo silicatos, debe favorecer la formación de suspensiones. Igualmente se ha obtenido ventajas adicionando el aluminio previamente fundido, durante el vaciado en las lingoteras, pero sin llegarse a evitar absolutamente las inclusiones. A últimas fechas se ha introducido el ferrotitanio como un desoxidante efectivo que puede sustituir al aluminio, pero las opiniones aún están divididas respecto a las ventajas que pudiera presentar.

Las cantidades que de estas adiciones desoxidantes se requiere para la eliminación del FeO de una carga, dependen natu-

Berty Jun. (St. u. E. 1933 p. 862) fija en 17 a 25 minutos el tiempo que debe transcurrir entre la desoxidación y la colada para que la segregación sea efectiva.

Recientemente se han logrado resultados muy favorables usando como desoxidante el calcio-silicio, aleación conteniendo alrededor de 40% de Ca. Dado que ambos elementos que la forman son enérgicos reductores se logra con ella una rápida y activa desoxidación que da como productos finales silicatos de calcio que salen fácilmente a la escoria. La violenta reacción exotérmica que producen, causa además un calentamiento del baño deseable en muchos casos.

De acuerdo con las experiencias de C. Schwartz (St. u. E. 1933 p. 1000) su uso tiene además de las ventajas mencionadas, la de requerir menores cantidades de aluminio para equilibrar un baño de aluminio para requilibrar un baño efervescente, con la correspondiente disminución de inclusiones de alúmina. Su empleo además resulta más económico que el del ferrosilicio.

Otro de los desoxidantes más usados es el aluminio. La gran afinidad de éste elemento por el oxígeno y lo exotérmico de su reacción con el FeO, lo hacen de primordial utilidad para obtener una rapidísima desoxidación y para calmar un baño en el momento de vaciar.

Se añade generalmente en la tina y eventualmente en las lingoteras ayudando con el calor que produce a la manobra del vaciado. No convienen sin embargo abusar de su uso ya que causa por una parte un aumento de contracción durante la solidificación del acero y con ello un mayor rechupe en los lingotes y ocasiona por otra numerosas inclusiones de alúmina muy fácilmente emulsionables en el metal y que solo se separan difícilmente en la escoria. Estas inclusiones se traducen en agrietamientos y defectos superficiales al forjar, laminar o trabajar el acero.

Se trata de aminorar esta tendencia a las inclusiones mediante el empleo de silico-aluminio o de silico-manganeso-aluminio, que produciendo silicatos, debe favorecer la formación de escorialones. Igualmente se ha obtenido ventajas adicionando el aluminio previamente fundido, durante el vaciado en las lingoteras, pero sin llegarse a evitar absolutamente las inclusiones. A última fecha se ha introducido el ferrotitanio como un desoxidante efectivo que puede sustituir al aluminio, pero las opiniones aún están divididas respecto a las ventajas que pudiera presentar.

Las cantidades que de estas aleaciones desoxidantes se requiere para la eliminación del FeO de una carga, dependen ma-

realmente del contenido de este compuesto en la misma. Hata hace poco tiempo y en vista de la dificultad de analizar rápida y seguramente el oxígeno de un baño, se hacían estas adiciones siempre en un gran exceso para asegurar una buena desoxidación, con el consiguiente aumento innecesario de inclusiones de silicatos y óxidos de aluminio, silicio y manganeso. A lo mas se usaban fórmulas empíricas que permitían un cálculo de las adiciones, así por ejemplo la fórmula de Brinell, quien aseguraba que para obtener un metal bien desoxidado eran necesarias las siguientes proporciones de desoxidantes: Mn + 5,2 Si + 90 Al = 1,66 - 2,05

La tendencia actual es tratar de controlar en forma efectiva y viable el contenido en FeO de un baño y calcular así de una manera racional la cantidad de desoxidantes. Dos son los métodos empleados para este objeto habiendo dado resultados utilizables prácticamente: El americano de Herty (St. u. E. 1933 p. 862) que se basa en el valor de la constante de equilibrio entre el FeO de la escoria y el del baño a una temperatura dada y consiste en analizar el contenido de (O) en la escoria calculándolo todo como (FeO) y deducir de éste el [FeO] del metal teniendo en cuenta su contenido de carbono. Algunas fundiciones americanas utilizan así, tablas que derivadas de las curvas respectivas, dan directamente la cantidad de desoxidante (aluminio o ferro-titanio) que hay que adicionar conociendo el % FeO de la escoria el % C del baño y su temperatura. (St. u. E. 1933 p.625).

En Alemania se ha introducido el método de Schenck (St.u. E. 1933 p. 1049), quién basándose en la cinética de la reacción $FeO + C \rightleftarrows Fe + CO$, ha desarrolado un procedimiento para calcular facilmente el % FeO del baño. Para ello utiliza la fórmula:

$v = [FeO] \cdot [\Sigma C] \cdot k_1 - k_2' \cdot p_{CO}$, en la cual son $[FeO]$ y $[\Sigma C]$ las concentraciones del FeO disuelto y del carbono total en el baño en momento de la prueba y v la velocidad de decarburación del mismo en descenso del % C por minuto, la cual se determina por análisis rápidos sucesivos del % C cada 10 minutos. En cuanto a p_{CO} o sea la tensión parcial del CO en el lugar de la reacción, es según Schenck prácticamente constante y tiene un valor en los hornos Siemens-Martin y eléctrico de aproximadamente 1,1 atmósferas.

De la ecuación anterior se deduce:

$$[FeO] = \frac{v - k_2' \cdot p_{CO}}{k_1 \, [\Sigma C]}$$

Las constantes k_1 y k_2 han sido determinadas por Schenck y no guardan dependencia con la temperatura sino con $[\Sigma C]$.

De ésta manera es facil calcular el contenido en O del baño metálico, conocidos los valores restantes de la ecuación.

La tabla siguiente contiene dichos valores calculados por Schenck:

realmente del contenido de este compuesto en la misma. Hasta hace poco tiempo y en vista de la dificultad de analizar rápida y seguramente el oxígeno de un baño, se hacían estas adiciones siempre en un gran exceso para asegurar una buena desoxidación, con el consiguiente aumento innecesario de inclusiones de silicatos y óxidos de aluminio, silicio y manganeso. A lo mas se usaban fórmulas empíricas que permitían un cálculo de las adiciones, e si por ejemplo la fórmula de Brinell, quien aseguraba que para obtener un metal bien desoxidado eran necesarias las siguientes proporciones de desoxidantes: Mn + 5,2 Si + 90 Al = 1,66 - 2,05

La tendencia actual es tratar de controlar en forma efectiva y viable el contenido en FeO de un baño y calcular así de una manera racional la cantidad de desoxidantes. Dos son los métodos empleados para este objeto habiendo dado resultados utilizables prácticamente: El americano de Hertz (St. u. E. 1933 p. 862) que se basa en el valor de la constante de equilibrio entre el FeO de la escoria y el del baño a una temperatura dada y consiste en analizar el contenido de (O) en la escoria calculándolo todo como (FeO) y deducir de éste el [FeO] del metal teniendo en cuenta su contenido de carbono. Algunas fundiciones americanas utilizan así, tablas que derivadas de las curvas respectivas, dan directamente la cantidad de desoxidante (aluminio o ferrotitanio) que hay que adicionar conociendo el % FeO de la escoria el % C del baño y su temperatura. (St. u. E. 1933 p.625).

En Alemania se ha introducido el método de Schenck (St.u. E. 1933 p. 1049), quién basándose en la cinética de la reacción $FeO + C = Fe + CO$, ha desarrollado un procedimiento para calcular fácilmente el % FeO del baño. Para ello utiliza la fórmula:

$v = [FeO] \cdot [C] \cdot k_1 - k_2 \cdot p_{CO}$, en la cual son $[FeO]$ y $[C]$ las concentraciones del FeO disuelto y del carbono total en el baño en momento de la prueba y v la velocidad de descarburación del mismo en descenso del % C por minuto, la cual se determina por análisis rápidos sucesivos del % C cada 10 minutos. En cuanto a p_{CO} o sea la tensión parcial del CO en el lugar de la reacción, es según Schenck prácticamente constante y tiene un valor en los hornos Siemens-Martin y eléctrico de aproximadamente 1,1 atmósferas.

De la ecuación anterior se deduce:

$$[FeO] = \frac{v - k_2 \cdot p_{CO}}{k_1 \cdot [C]}$$

Las constantes k_1 y k_2 han sido determinadas por Schenck y no guardan dependencia con la temperatura sino con $[C]$.

De ésta manera es fácil calcular el contenido en O del baño metálico, conocidos los valores restantes de la ecuación.

La tabla siguiente contiene dichos valores calculados por Schenck:

C	K_1	k_2'	$k_2' p_{co}$	C	k_1	k_2'	$k_2' p_{co}$
0.0	0.418	0.00458	0.00504	0.8	0.250	0.00435	0.00479
0.1	0.416	0.00458	0.00504	0.9	0.232	0.00429	0.00472
0.2	0.414	0.00457	0.00503	1.0	0.220	0.00424	0.00466
0.3	0.388	0.00455	0.00501	1.1	0.207	0.00417	0.00459
0.4	0.357	0.00453	0.00498	1.2	0.194	0.00412	0.00453
0.5	0.322	0.00450	0.00495	1.3	0.178	0.00407	0.00448
0.6	0.301	0.00446	0.00490	1.4	0.165	0.00403	0.00444
0.7	0.271	0.00440	0.00485	1.5	0.157	0.00398	0.00438

Otro procedimiento directo para la determinación rápida del contenido de FeO en un baño es el analítico según Herty y perfeccionado por Schenck (St. u. E. 1933 p. 381) y el que en seguida describimos someramente: Consiste en tomar una prueba del acero líquido del horno, en una cuchara de muestreo cubierta con una lámina delgada y en la cual se ha puesto de antemano un exceso de aluminio en forma fina, vaciándola enseguida en una pequeña lingotera. De éste modo el aluminio reacciona con el oxídulo de fierro quedando su oxígeno en forma de Al_2O_3 que en forma de inclusión se encuentra en el block de metal solidificado. Del mismo se toma viruta y se analiza según el procedimiento siguiente: 20 gr. de muestra se ponen en un vaso con 400 cc. de agua destilada, se calienta a 90°C y se agrega 100 cc. de HCL concentrado. Una vez terminada la disolución, se filtra, el residuo se lava dos veces con agua caliente y de cuatro a cinco con HNO_3 (1:2), despues nuevamente dos veces con agua caliente y cuatro con HCL (1:1); finalmente otras cuatro veces con agua. El filtro con el precipitado se calcina en crisol de platino, la sílice se evapora con ácido fluorhídrico y una gotas de ácido sufúrico, se vuelve a calcinar y se pesa. De la cantidad de alúmina restante se calcula la de oxígeno y por tanto de FeO en el baño. El suscrito ha ensayado este procedimiento con buen resultado obteniendo en 30 minutos resultados que concuerdan con los obtenidos con los cálculos según Schenck.

Ademas del compotamiento de los elementos mas importantes ya descritos, resumimos en seguida el de otros elementos usuales, durante el proceso Siemens-Martin básico:

El Nitrógeno:- Proviene del aire introducido para la combustión y que es absorvido por el metal líquido. Su cantidad en éste no sufre alteraciones de importancia, experimentando solo una ligera reducción, durante el proceso de fusión y refinación, Generalmente se le encuentra en cantidades de aproximadamente 0.005% en los aceros Siemens-Martin.

C	K_1	K_2	$K_2 p_{co}$	C	K_1	K_2	$K_2 p_{co}$
0.0	0.418	0.00458	0.00504	0.8	0.250	0.00435	0.00479
0.1	0.416	0.00458	0.00504	0.9	0.232	0.00429	0.00472
0.2	0.414	0.00457	0.00503	1.0	0.220	0.00424	0.00466
0.3	0.388	0.00455	0.00501	1.1	0.207	0.00417	0.00459
0.4	0.357	0.00453	0.00498	1.2	0.194	0.00412	0.00453
0.5	0.322	0.00450	0.00495	1.3	0.178	0.00407	0.00448
0.6	0.301	0.00446	0.00490	1.4	0.165	0.00403	0.00444
0.7	0.271	0.00440	0.00485	1.5	0.157	0.00398	0.00438

Otro procedimiento directo para la determinación rápida - del contenido de FeO en un baño es el analítico según Hertz y - perfeccionado por Schenck (St. u. E. 1933 p. 381) y el que en - seguida describimos sumariamente: Consiste en tomar una prueba - del acero líquido del horno, en una cuchara de muestreo cubier- ta con una lámina delgada y en la cual se ha puesto de antemano un exceso de aluminio en forma fina, vaciándola enseguida en u- na pequeña lingotera. De éste modo el aluminio reacciona con el óxidulo de fierro quedando su oxígeno en forma de Al_2O_3 que en- forma de inclusión se encuentra en el block de metal solidificado. Del mismo se toma virutas y se analiza según el procedimien- to siguiente: 20 gr. de muestra se ponen en un vaso con 400 cc. de agua destilada, se calienta a 90°C y se agrega 100 cc. de - HCl concentrado. Una vez terminada la disolución, se filtra, el residuo se lava dos veces con agua caliente y de cuatro a cinco con HNO_3 (1:2), después nuevamente dos veces con agua caliente y cuatro con HCl (1:1); finalmente otra cuatro veces con agua. El filtro con el precipitado se calcina en crisol de platino, - la sílice se evapora con ácido fluorídrico y una gotas de ácido sulfúrico, se vuelve a calcinar y se pesa. De la cantidad de alúmina restante se calcula la de oxígeno y por tanto de FeO en el baño. El autor ha ensayado este procedimiento con buen resultado obteniendo en 30 minutos resultados que concuerdan con los obtenidos con los cálculos según Schenck.

Además del comportamiento de los elementos más importantes ya descritos, resumimos en seguida el de otros elementos usua- les, durante el proceso Siemens-Martin básico:

El Nitrógeno:- Proviene del aire introducido para la combustión y que es absorvido por el metal líquido. Su cantidad en éste no sufre alteraciones de importancia, experimentando solo una ligera reducción, durante el proceso de fusión y refinación. Generalmente se le encuentra en cantidades de aproximadamente - 0.005% en los aceros Siemens-Martin.

El Cobre:- Este metal que se encuentra siempre en cantidades mas o menos grandes en la pedacería de acero, procedente de fusiones anteriores o de impurezas mezcladas de latón,bronce y otras aleaciones, pasa casi completamente al baño sin escorificarse en grado apreciable.

El Niquel:- Procede también de la pedacería o bien es adicionado intencionalmente para obtener aceros ligados. Se consrva casi sin alteración en el baño. Tanto éste elemento como el cobre y el cobalto y en general todos aquellos metales que en la escala de las tensiones electroquímicas se hallan a la derecha del hierro, no pueden existir al estado de óxidos en la escoria según exige la teoría y ha comprobado experimentalmente Tammann (St. u. E. p.623). Si en algunas escorias se encuentra en ocasiones algo de niquel por el análisis, éste se debe a inclusiones metálicas.

El Cromo:- Es facilmente oxidable y dado el caracter ácido de sus óxidos resta a la escoria su caracter básico. Una escoria suficientemente básica disminuye la escorificación de éste elemento, en tanto que una ácida la facilita, dando silicato que es dificilmente reducible por lo que siempre hay pérdidas. Se logran disminuir saturando previamente la escoria de cromo con mineral del mismo o con cromatos adicionados.

El Tungsteno:- Es muy oxidable y pasa facilmente a la escoria en forma de WO_3. Un alto porcentaje de cal en la escoria facilita la escorificación por la formación de tugstato de calcio, que por lo demas es facilmente reducible de modo que es posible reintegrarlo al baño mediante escorias adecuadas. Al adicionarlo debe cuidarse de que entre rápidamente al baño y se ligue prontamente antes de sufrir una oxidación intensa.

El Molibdeno:- Se comporta de una manera análoga al tungsteno, comienza a oxidarse al rojo oscuro. En el ferromolibdeno se nota ya a 750°C. una capa amarilla de MoO_3 de modo que las mayores pérdidas por oxidación tienen lugar durante el periodo de fusión ya que según Feiser (St. u. E. 1934 p.627),el trióxido de molibdeno posee ya una pequeña tensión de vapor a 750°C. que aumenta naturalmente con la temperatura, pero que por otra parte es aminorada por la influencia de la cal. El MoO_3 que pasa a la escoria como molibdato, es igual que el tugstato, suceptible de ser recuperado mediante una escoria reductora.

El Vanadio:- Posee también una gran afinidad por el osígeno por lo cual se usa como desoxidante y purificador de los aceros de alta calidad. Pasa facilmente a la escoria como vanadato que imparte a la misma un color grisaceo característico, Por lo demas se comporta de una manera enteramente análoga al silicio.

El Titanio:- Es sumamente oxidable y por ello se le usa en

El Cobre:- Este metal que se encuentra siempre en cantidades mas o menos grandes en la pedacería de acero, procedente de fundiciones anteriores o de impurezas mezcladas de latón, bronce y otras aleaciones, pues casi completamente al baño sin escorificarse en grado apreciable.

El Níquel:- Procede también de la pedacería o bien es adicionado intencionalmente para obtener aceros ligados. Se comporta casi sin alteración en el baño. Tanto éste elemento como el cobre y el cobalto y en general todos aquellos metales que en la escala de las tensiones electroquímicas se hallan a la derecha del hierro, no pueden existir al estado de óxidos en la escoria según exige la teoría y ha comprobado experimentalmente Tammann (St. u. E. p.623). Si en alguna escoria se encuentra en cosa mas algo de níquel por el análisis, éste se debe a inclusiones metálicas.

El Cromo:- Es fácilmente oxidable y dado el carácter ácido de sus óxidos resta a la escoria su carácter básico. Una escoria sufficientemente básica disminuye la escorificación de éste elemento, en tanto que una ácida la facilita, dando silicato que es difícilmente reducible por lo que siempre hay pérdidas. Se logra disminuir sustituyendo previamente la escoria de cromo con mineral del mismo o con cromatos adicionados.

El Tungsteno:- Es muy oxidable y pasa fácilmente a la escoria en forma de WO_3. Un alto porcentaje de cal en la escoria facilita la escorificación por la formación de tungstato de calcio, que por lo demas es fácilmente reducible de modo que es posible reintegrarlo al baño mediante escorias adecuadas. Al adicionarlo debe cuidarse de que entre rápidamente al baño y se funda prontamente antes de sufrir una oxidación intensa.

El Molibdeno:- Se comporta de una manera análoga al tungsteno, comienza a oxidarse al rojo oscuro. En el ferromolibdeno se nota ya a 750°C. una capa amarilla de MoO_3 de modo que las mayores pérdidas por oxidación tienen lugar durante el período de fusión ya que según Meiser (St. u. E. 1934 p.627), el trióxido de molibdeno posee ya una pequeña tensión de vapor a 750°C. que aumenta naturalmente con la temperatura, pero que por otra parte es aminorada por la influencia de la cal. El MoO_3 que pasa a la escoria como molibdato, es igual que el tungstato, susceptible de ser recuperado mediante una escoria reductora.

El Vanadio:- Posee también una gran afinidad por el oxígeno por lo cual se usa como desoxidante y purificador de los aceros de alta calidad. Pasa fácilmente a la escoria como vanadato que imparte a la misma un color grisáceo característico. Por lo demas se comporta de una manera enteramente análoga al silicio.

El Titanio:- Es sumamente oxidable y por ello se le usa en

forma de ferrotitanio como desoxidante en sustitución del aluminio según ya se indicó. Sobre éste tiene la ventaja de no dar inclusiones difícilmente separables. Su adición debe ser hecha con precaución para evitar pérdidas excesivas por lo cual es preferible adicionarlo preferentemente en la tina igual que el vanadio.

El Arsénico:- Se comporta en forma enteramente análoga al fósforo y siempre se encuentra en cantidades pequeñas hasta de aproximadamente 0.040 % en los aceros, procedente del material cargado.

forma de ferrotitanio como desoxidante en sustitución del aluminio según ya se indicó. Sobre este tiene la ventaja de no dar inclusiones difícilmente separables. Su adición debe ser hecha con precaución para evitar pérdidas excesivas por lo cual es preferible adicionarlo preferentemente en la cuna igual que el vanadio.

El Arsénico:- Se comporta en forma enteramente análoga al fósforo y siempre se encuentra en cantidades pequeñas hasta de - aproximadamente 0.040 % en los aceros, procedente del material - cargado.

- LA CONDUCCION PRACTICA DEL HORNO Y LAS MANIOBRAS -

Calentamiento y Puesta en Marcha del Horno.- El calentamiento de un horno con revestimiento nuevo debe hacerse con el mayor cuidado a fin de que el material refractario sensible a los cambios bruscos de temperatura, no se agriete ni perjudique. En primer lugar hay que secar el horno colocando sobre el piso dos o tres leños y se les enciende poniendo la palanca o volante que abre las válvulas, en su posición media. Una vez que han ardido se van renovando y aumentando gradualmente en cantidad durante unos dos o tres días hasta tener bien seco el revestimiento, entonces se sustituye la leña por carbon coke y se va dejando ascender lentamente la temperatura, colocando el volante de las válvulas a un lado y cambiándolo de posición al lado opuesto una vez al día durante otros tres o cuatro, hasta que el horno adquiera una temperatura de 600 a 700° C.. Entonces se puede ir dejando entrar un poco de petroleo a pequeños intervalos y aumentando muy lentamente su cantidad, el recambio de válvulas se hace entonces dos veces cada doce horas, continuándose hasta alcanzar una temperatura en el interior del horno de 900 a 1000°C.

Al ir subiendo la temperatura del horno y de las cámaras hay que tener cuidado de ir aflojando los tirantes respectivos para evitar rupturas. El calentamiento se prosigue en esta forma aumentando gradualmente la cantidad de petroleo y el tiempo de combustión del mismo así como acortando los intervalos de inversión de las válvulas de tiro hasta llegar en otros tres días a la temperatura de 1400 a 1500°C., a la cual se procede al arreglo de la solera. Este consiste en su limpieza y aplanado y en seguida en su fusión mediante adición de magnesita granulada mezclada con un 15% de escoria rica en óxidos, la cual se deja poner al estado pastoso y se apisona bien mediante rastrillos y ganchos adecuados.

De esta manera se hacen unas tres capas de piso y se deja reposar y enfriar un poco el horno a fin de que la solera se consolide bien. Al siguiente día se puede hacer la primera carga que debe ser pequeña y de prueba, para observar las condiciones térmicas y metalúrgicas del horno.

Colada la primera carga es conveniente no hacer inmediatamente la siguiente sino dejar calentar bastante el horno durante dos o tres horas, despues puede ya seguirse trabajando en condiciones normales.

A guisa de ejemplo cito el siguiente caso práctico seguido por el suscrito: El sábado a medio día se encendió el horno y se mantuvo a partir del lunes con carbon de coke hasta el jueves; entonces se encendieron los quemadores y se continuó el calentamiento para hacer ya la solera el martes próximo en la noche. El miércoles se hizo la primera carga.

La llama y el tiro de la chimenea deben ser cuidadosamente observados durante el calentamiento a fin de regular la combustión y el tiro mediante la compuerta respectiva.

- LA CONDUCCION PRACTICA DEL HORNO Y LAS MANIOBRAS -

Calentamiento y Puesta en Marcha del Horno.- El calentamiento de un horno con revestimiento nuevo debe hacerse con el mayor cuidado a fin de que el material refractario denable a los cambios bruscos de temperatura, no se agrieta ni perjudique. En primer lugar hay que secar el horno colocando sobre el piso dos o tres leños y se les encima ponienbo la palanca o volante que sirve las válvulas, en su posición media. Una vez que han ardido se van renovando y aumentando gradualmente en cantidad durante unos dos o tres días hasta tener bien seco el revestimiento, entonces se sustituye la leña por carbon coke y se va dejando secander lentamente la temperatura, colocando el volante de las válvulas a un lado y cambiándolo de posición al lado opuesto una vez al día durante otros tres o cuatro, hasta que el horno adquiera una temperatura de 600 a 700° C.. Entonces se puede ir dejando entrar un poco de petroleo a pequeños intervalos y aumentando muy lentamente su cantidad, el recambio de válvulas se hace entonces dos veces cada doce horas, continuándose hasta alcanzar una temperatura en el interior del horno de 900 a 1000°C.

Al ir subiendo la temperatura del horno y de las cámaras hay que tener cuidado de ir aflojando los tirantes respectivos para evitar rupturas. El calentamiento se prosigue en esta forma aumentando gradualmente la cantidad de petroleo y el tiempo de combustión del mismo así como acortando los intervalos de inversión de las válvulas de tiro hasta llegar en otros tres días a la temperatura de 1400 a 1500°C., a la cual se procede al arreglo de la solera. Este consiste en su limpieza y aplanado y en seguida en su fusión mediante adición de magnesita granulada mezclada con un 15% de escoria rica en óxido, la cual se deja poner al estado pastoso y se aplasna bien mediante rastrillos y ganchos adecuados.

De esta manera se hacen unas tres capas de piso y se deja reposar y enfriar un poco el horno a fin de que la solera se consolide bien. Al siguiente día se puede hacer la primera carga que debe ser pequeña y de prueba, para observar las condiciones térmicas y metalúrgicas del horno.

Colada la primera carga es conveniente no hacer inmediatamente la siguiente sino dejar calentar bastante el horno durante dos o tres horas, despues puede ya seguirse trabajando en condiciones normales.

A guisa de ejemplo cito el siguiente caso práctico seguido por el suscrito: El sábado a medio día se encendió el horno y se mantuvo a partir del lunes con carbon de coke hasta el jueves; entonces se encendieron los quemadores y se continuó el calentamiento para hacer ya la solera el martes próximo en la noche. El miércoles se hizo la primera carga.

La llama y el tiro de la chimenea deben ser cuidadosamente observados durante el calentamiento a fin de regular la combustión y el tiro mediante la compuerta respectiva.

Inversión de las válvulas:- Se cambia la dirección de entrada del aire y salida de los gases para calentar la cámara de regeneración respectiva, cada 20 o 25 minutos. Muy conveniente es vigilar la temperatura de las cámaras mediante pirómetros termoeléctricos registradores adecuados, de modo que esta sea de unos 1200ºC. como máximo en su parte media. Si el horno está demasiado caliente es conveniente efectuar algunas inversiones cada cinco minutos hasta disminuir su temperatura. Recientemente se ha introducido principalmente en los Estados Unidos el sistema automático de inversión de las válvulas a base de pirómetros en las cámaras, aunque cómodo y preciso no ha logrado hasta hoy sin embargo, una aplicación general en todos los hornos modernos.

Carga:- La forma mas conveniente de efectuarla depende de la calidad y tamaño de la pedacería. El orden acostumbrado es mas o menos el siguiente; Se carga sobre el piso limpio una capa ligera de cal, enseguida pedacería chica con algo de cal en medio, enseguida el hierro colado, las rebabas, recortes y desperdicios diversos y al final encima de todo, las piezas grandes.

Regulación de la Flama:- Para fundir la carga se deja entrar el máximo de combustible de modo que la llama llene el laboratorio del horno y por los intesticios de las puertas salgan pequeñas llamas. A medida que la carga funde y el horno adquiere una temperatura mas elevada, se va regulando la flama de modo de evitar un sobre calentamiento, arreglando así mismo la inclinación del quemador y el tiro por medio de su compuerta, para hacer que la flama lama bien el baño sin tocar la bóveda. Se evitará también el sobrecalentamiento de un lado invirtiendo el tiro a tiempo.

Control de Temperatura:- La del laboratorio del horno se vigila observándolo continuamente a travez de un buen vidrio azul especial no muy claro ni rojizo, que permita al práctico apreciar por el color de la bóveda y de las paredes su temperatura; así un color amarillo rojizo indica un horno frio, uno blanco amarillento, calor medio, uno blanco mate, caliente y uno blanco deslumbrador borrándose las juntas de los tabiques, sobrecalentamiento. Aún mas facilmente se aprecia la temperatura comparando el calor de la flama con el del horno, en tanto que el de éste se aproxima mas al de aquella, tanto mas elevada es su temperatura. Precaución especial debe tomarse para no dejar escurrir la bóveda, lo que suele suceder al final de una carga, cuando el horno adquiere su temperatura máxima. Si esto llegara a acontecer, hay que efectuar algunas inversiones rápidas de las válvulas disminuyendo un poco la entrada del combustible y sobre todo de aire caliente procedente de las cámaras. El control de la temperatura mediante pirómetros ópticos no es facil de llevarse a cabo dada la radiación luminosa de la llama así como la presencia de gases que impiden una lectura límpida. El empleo de termómetros termoeléctricos requiere el empleo de pares especiales y precauciones tales que la hacen poco práctica y accesible aun cuando se la ha llegado a usar por via experimental y especulativa.(E. Scröder St. u. E. 1933 p.873.)

Inversión de las válvulas:- Se cambia la dirección de entrada del aire y salida de los gases para calentar la cámara de regeneración respectiva, cada 20 o 25 minutos. Muy conveniente es vigilar la temperatura de las cámaras mediante pirómetros termoéctricos registradores adecuados, de modo que esta sea de unos 1200ºC. como máximo en su parte media. Si el horno está dentro cierto límite es conveniente efectuar algunas inversiones cada cinco minutos hasta disminuir su temperatura. Recientemente se ha introducido principalmente en los Estados Unidos el sistema automático de inversión de las válvulas a base de pirómetros en las cámaras, aunque cómodo y práctico no ha logrado hasta hoy sin embargo, una aplicación general en todos los hornos modernos.

Carga:- La forma más conveniente de efectuarla depende de la calidad y tamaño de la pedacería. El orden acostumbrado es más o menos el siguiente: Se carga sobre el piso limpio una capa ligera de cal, enseguida pedacería chica con algo de cal en medio, enseguida el hierro colado, las tablas, recortes y desperdicios diversos y al final encima de todo, las piezas grandes.

Regulación de la llama:- Para fundir la carga se deja entrar el máximo de combustible de modo que la llama llene el lado interior del horno y por los intersticios de las puertas salgan pequeñas llamas. A medida que la carga funde y el horno adquiere una temperatura más elevada, se va regulando la llama de modo de evitar un sobre calentamiento, arreglando así mismo la inclinación del quemador y el tiro por medio de su compuerta, para hacer que la llama lame bien el baño sin tocar la bóveda. Se evitará también el sobrecalentamiento de un lado invirtiendo el tiro a tiempo.

Control de Temperatura:- La del laboratorio del horno se vigila observándolo continuamente a través de un buen vidrio ahumado especial no muy claro ni rojizo, que permita al práctico apreciar por el color de la bóveda y de las paredes su temperatura: así un color amarillo rojizo indica un horno frío, uno blanco amarillento, calor medio, uno blanco mate, caliente y uno blanco deslumbrador borrándose las juntas de los ladrillos, sobrecalentamiento. Aún más fácilmente se aprecia la temperatura comparando el color de la llama con el del horno, en tanto que el de ésta se aproxima más al de aquella, tanto más elevada es su temperatura. Precaución especial debe tomarse para no dejar ascurrir la bóveda, lo que suele suceder al final de una carga, cuando el horno adquiere su temperatura máxima. Si esto llegara a ocurrir, hay que efectuar algunas inversiones rápidas de las válvulas disminuyendo un poco la entrada del combustible y sobre todo de aire calliente procedente de las cámaras. El control de la temperatura mediante pirómetros ópticos no es fácil de llevarse a cabo dada la radiación luminosa de la llama así como la presencia de gases que impiden una lectura límpida. El empleo de termómetros termoeléctricos requiere el empleo de pares especiales y precauciones tales que la hacen poco práctica y accesible aun cuando se la llegado a usar por vía experimental y especialmente. (E. Sorédor St. u. E. 1933 p.873.)

Reparaciones de la Solera:- Despues de una carga y antes de efectuar la siguiente, es necesario limpiar bien el piso cuidando de que no quede acero en las oquedades, para lo cual se raspa bien con un rastrillo o un gancho; el acero que penetro en la solera y se solidifica, debe ser fundido y extraído, de otra manera al fundirse la siguiente carga, ese acero va corroyendo el material del piso y penetrando en él en forma de pequeñas venas, pudiendo llegar hasta a perforarlo completamente.

Los agujeros formados en la solera se raparan con dolomita o mejor magnesita calcinadas y granuladas, siendo la última mejor, aunque mas cara, por su dificil escoriabilidad. Se les introduce bien con la pala, bien con una cuchara grande adecuada al objeto, a fin de que pegue bien se les puede humedecer un poco con melaza o bien amasar con chapopote, sobre todo si se trata de reparar las paredes de las cuales resbala facilmente. Hay que dejar entonces reposar un rato el horno caliente a fin de que la magnesita se conglomere y adhiere bien antes de cargar. Si se han formado algunos montículos de escoria se les puede fundir con un poco de óxido de hierro, rebaba fina, arena o espato fluor.

La solera debe quedar bien lisa y uniforme, el orificio de colada se cierra por el interior del crisol con magnesita que se aprieta con un pisón largo adecuado, así como por fuera con magnesita tambien bien apretada y luego con una gruesa capa de buen barro refractario. Si el piso está ya muy gastado se procede a elevarlo un poco, rehaciéndolo según se indicó al hablar de la puesta en marcha, de un nuevo hornó.

Toma de muestras:- Las muestras del metal para darse cuenta del estado del mismo dentro del horno, se toman con las cucharas apropiadas para ello, que son de un contenido de unos dos o tres kilos de acero, mas bien amplias que profundas, por ejemplo de un radio de 10 cms. y una profundidad de 6 y con un maneral largo de aproximadamente 2 mts. Esta cuchara se introduce al horno y reviste primero bien con una delgada capa de escoria a fin de que el metal no se pegue ni se enfrie demasiado aprisa, este se extrae de la parte media del baño y se vacía despacio en una lingotera pequeña para el objeto. Segun la clase de prueba deseada se usa bin una lingotera para pruebas solo vaciadas, que consiste en una pequeña caja rectangular de hierro colado con una elevación triangular transversal en su parte media a fin de producir un entalle en la muestra que permita romperla mas facilmente en esa linea, o si se trata de pruebas forjadas se usa mejor una lingotera formada de dos escuadras de hierro colado que cierran una contra la otra y se colocan sobre una pequeña placa que les sirve de fondo.

Ya por el aspecto del metal líquido se puede ver su grado de dureza (contenido en carbono), si es muy duro presenta un aspecto mas oscuro con numerosos puntos grasos oscuros, mientras mas suave, mas claro se ve y menos de esos puntos presenta, igualmente puede apreciarse por dicho aspecto superficial el contenido aproximado de manganeso en el baño. Si al vaciarse hierve el

Reparaciones de la solera:- Después de una carga y antes de efectuar la siguiente, es necesario limpiar bien el piso cuando de que no quede acero en las oquedades, para lo cual se rasca bien con un rastrillo o un gancho; el acero que penetra en la solera y se solidifica, debe ser fundido y extraído, de otra manera al fundirse la siguiente carga, ese acero va corroyendo el material del piso y penetrando en él en forma de pequeñas venas, pudiendo llegar hasta a perforarlo completamente.

Los agujeros formados en la solera se reparan con dolomita o mejor magnesita calcinadas y granuladas, siendo la última mejor, aunque mas cara, por su difícil accesibilidad. Se les introduce bien con la pala, bien con una cuchara grande adecuada al objeto, a fin de que pegue bien se les puede humedecer un poco con maizas o bien amasar con chapopote, sobre todo si no tra- ta de reparar las paredes de las cuales resbala fácilmente. Hay que dejar entonces reposar un rato el horno calientes a fin de que la magnesita se conglomere y adhiere bien antes de cargar. - Si se han formado algunos montículos de escoria se les puede fundir con un poco de óxido de hierro, resina fina, arena o espato fluor.

La solera debe quedar bien lisa y uniforme, el orificio de colada se cierra por el interior del crisol con magnesita que se apriete con un pisón largo adecuado, así como por fuera con magnesita también bien apretada y luego con una gruesa capa de buen barro refractario. Si el piso está ya muy gastado se procede a - elevarlo un poco, rebajándolo según se indicó al hablar de la - puesta en marcha, de un nuevo horno.

Toma de muestras:- Las muestras del metal para darse cuenta del estado del mismo dentro del horno, se toman con las cucharas apropiadas para ello, que son de un contenido de unos dos o tres kilos de acero, mas bien amplias que profundas, por ejemplo de un radio de 10 cms. y una profundidad de 6 y con un mangos largo de aproximadamente 2 mts. Esta cuchara se introduce al horno y revista primero bien con una delgada capa de escoria a fin de que el metal no se pegue si se enfría demasiado aprisa, esto se extrae de la parte media del baño y se vacía desparcido en una lingotera pequeña para el objeto. Según la clase de prueba deseada se ven bien unas lingoteras para pruebas solo vaciadas, que consistes en una pequeña caja rectangular de hierro colado con una elevación triangular transversal en su parte media a fin de producir un entalle en la muestra que permita romperla una fácilmente en sus líneas, o si se trata de pruebas forjadas se usa mejor una lingotera formada de dos escuadras de hierro colado que cierran una contra la otra y se colocan sobre una pequeña placa que les sirve de fondo.

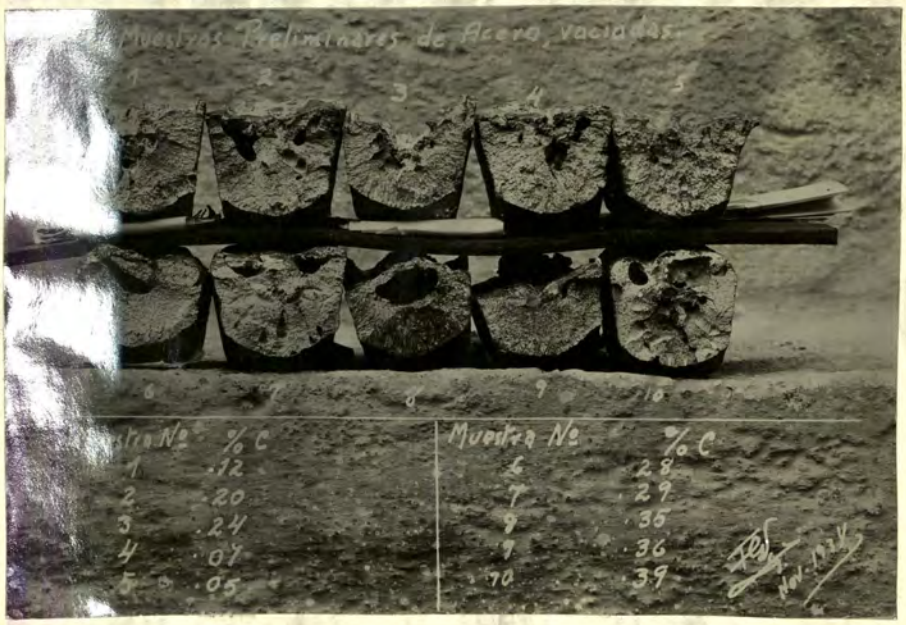
Ya por el aspecto del metal líquido se puede ver su grado de dureza (contenido en carbono), si es muy duro presenta un aspecto mas oscuro con numerosos puntos grasos oscuros, mientras - mas suave, mas claro se ve y menos de esos puntos presenta, igualmente puede apreciarse por dicho aspecto superficial el contenido aproximado de manganeso en el baño. Si al vaciarse hierve el

metal bastante y sube, contiene aún mucho carbono en tanto que si este es bajo la muestra cae bastane y se pega mas a la lingotera.

La escoria debe tambien estar homogenea y bien fundida con una fluidez apropiada, su color y aspecto deben corresponder a los de una escoria básica no muy rica en óxidos.

Igualmente puede apreciarse la temperatura del metal por el tiempo que éste tarda en solidificarse en la cuchara y por su fluidez al vaciarlo sobre el piso, generalmente se tomo como normal para colar una carga un tiempo de 30 segundos para solidificación de la muestra dentro de una cuchara de dimensiones normales bien revestida de escoria, estando la superficie del metal descubierta.

Las muestras simplemente vaciadas se enfrian en agua y se quiebran en un yunque adecuado, pudiendose apreciar por el aspecto del grano su % de carbono, así como de fósforo y de manganeso. La fotografía adjunta puede dar una idea de las diferencias de aspecto del grano en varias muestras preliminares en función de su contenido en carbono.



Las muestras forjadas que se preparan forjando el pequeño lingote vaciado en las condiciones antes dichas, en un martillo mecánico, enfriándolas enseguida en agua y doblándolas en frio hasta quebrarlas; de acuerdo con el ángulo que la prueba resiste de doblez hasta romperse, se puede apreciar su % C. Así una prueba con mas de 0.4% de éste elemento se quiebra sin admitir flexión apreciable, una de 0,3 % admite solo un ligero doblez, abajo 0.2 % la flexión es de hasta 180º. Pruebas con menos de 0.2% C. se entallan en caliente y rompen despues de enfriarlas en agua. Por el aspecto del grano de la quebradura, puede apreciarse tambien en esta clase de pruebas el % C. con gran aproximación.-

metal bastante y sube, contiene sólo mucho carbono en tanto que - el este es bajo la muestra ese bastante y se pega mas a la lingo- tera.

La escoria debe también estar homogenea y bien fundida con una fluidez apropiada, su color y aspecto deben correspondere a - los de una escoria basica no muy rica en óxidos.

Igualmente puede apreciarse la temperatura del metal por - el tiempo que éste tarda en solidificarse en la cuchara y por su fluidez al vaciarlo sobre el piso, generalmente se toma como nor mal para colar una carga un tiempo de 30 segundos para solidifi- cación de la muestra dentro de una cuchara de dimensiones norma- les bien revestida de escoria, estando la superficie del metal - descubierta.

Las muestras simplemente vaciadas se enfrian en agua y ex- ploran en un yunque adecuado, pudiendose apreciar por el aspec to del grano su % de carbono, así como de fósforo y de manganeso. La fotografía adjunta puede dar una idea de las diferencias de - aspecto del grano en varias muestras preliminares en función de su contenido en carbono.

Las muestras forjadas que se preparan forjando el pequeño - lingote vaciado en las condiciones antes dichas, en un martillo mecánico, enfriándolas enseguida en agua y doblándolas en frío - hasta quebrarlas; de acuerdo con el ángulo que la prueba resiste de doblar hasta romperse, se puede apreciar su % C. Así una pru ba con mas de 0.4% de éste elemento se quiebra sin admitir fle- xión apreciable, una de 0.3 % admite solo un ligero doblez, sim- ple 0.2 % la flexión es de hasta 180°. Pruebas con menos de 0.2% C. se entallan en caliente y rompen después de enfriarlas en a- gua. Por el aspecto del grano de la quebradura, puede apreciarse también en esta clase de pruebas el % C. con gran aproximación.-

El rósforo puede reconocerse asimismo por el aspecto brillante y estructura tosca que imparte al grano, el manganeso lo hace un poco mas gris y duro. Es facil ademas apreciar en ellas si el % de azufre o de oxígeno es elevado, por las grietas que al forjarse en caliente se producen en éste caso.

Cuando estas indicaciones no bastan o son insuficientes para el objeto deseado, se requiere naturalmente el análisis rápido de control, que permite en pocos minutos saber el % de C. de Mn, de P, de S, de Ni, de Cr, etc., siguiendo los métodos de rutina conocidos y cuya descripción hemos querido dejar fuera de éste trabajo por no desnaturalizar su objeto ni alargarlo demasiado innecesariamente. Solo mendionaremos como interesante por su novedad y utilidad práctica la determinación rapidísima y exacta del carbono en muestras preliminares de aceros al carbono y ligeramente ligados, mediante el carbómetro de Malmberg, aparato magnético que permite leer el % de C en función de la permeabilidad magnética de un pequeño block de prueba enfriado en condiciones normales, durante la operación un total de 6 minutos.-- (Rev. de Met. 1931 p.53 Extr.)

A mas de las muestras de metal, son muy importantes para la debida conducción de una fusión, las muestras de escoria tomadas mediante las cucharas comunes y dejadas enfriar al aire. Las experiencias de R. Back (St. u. E. p.945) han venido a demostrar la importancia práctica de tales pruebas que permiten reconocer por el aspecto de la superficie del pan de escoria enfriada, así como por su quebradura, su relación de basicidad V (relación % CaO a % SiO_2), de gran importancia para la conducción del proceso, así como su contenido aproximado de FeO, Mno, MgO y P_2O_5.

Afinado de la Carga:- De acuerdo con las pruebas tomadas se procede a hacer las adiciones convenientes; Si el baño es muy duro se adiciona mineral de hierro o de manganese y si es rico en fósforo, se agrega bastante cal, de acuerdo siempre con lo ya expuesto en el capítulo referente a la teoría química del proceso. Toda carga debe hervir convenientemente y una vez alcanzada la composición adecuada se le aquieta y desoxida convenientemente con ferromanganeso, ferro-silicio y aluminio u otros medios ya expuestos. Nunca debe agregarse mineral de hierro al final de una carga, para evitar numerosas inclusiones de FeO en el baño; se señala en 45 minutos (St. u. E. 1933 p.315) el tiempo mínimo que debe transcurrir entre la última adición de mineral y la colada. La adición de ferromanganeso como desoxidante debe ser hecha también oportunamente a fin de dar tiempo a que las inclusiones de MnO suban a la escoria, señalándose en 11 minutos el tiempo mínimo entre ésta adición y la colada y no debiendo de hacerse sino estando ya el metal bien caliente y listo para ser colado. El ferrosilicio debe adicionarse pocos instantes antes de la colad y de preferencia en la canal o en la tina, a menos que se trate de ferrosilicio con mas de 80% Si, dada su dificil fusibilidad.

El calcio-silicio se agrega también en la tina, así como

El ferloro puede reconocerse animado por el aspecto brillante y estructura tosca que imparte al grano, el manganeso lo hace un poco más gris y duro. Es fácil además apreciar en ellas al % de azufre o de oxígeno es elevado, por las grietas que al fraj se en calliento se producen en este caso.

Cuando estas indicaciones no bastan o son insuficientes para el objeto deseado, se requiere naturalmente el análisis rápido de control, que permite en pocos minutos saber el % de C. de Mn, de P, de S, de Ni, de Cr, etc., siguiendo los métodos de rutina conocidos y cuya descripción hemos querido dejar fuera de este trabajo por no desnaturalizar su objeto ni alargarlo demasiado innecesariamente. Solo mencionaremos como interesante por su novedad y utilidad práctica la determinación rápidisma y exacta del carbono en muestras prolimiares de aceros al carbono y ligeramente ligados, mediante el carbómetro de Malmberg, aparato magnético que permite leer el % de C en función de la permeabilidad magnética de un pequeño block de prueba enfriado en condiciones normales, durante la operación un total de 6 minutos.--- (Rev. de Met. 1931 p.53 Extr.)

A más de las muestras de metal, son muy importantes para la debida conducción de una fusión, las muestras de escoria tomadas mediante las cucharas comunes y dejadas enfriar al aire. Las experiencias de R. Baok (St. u. E. p.945) han venido a demostrar la importancia práctica de tales pruebas que permiten reconocer por el aspecto de la superficie del pan de escoria enfriada, así como por su quebradura, su relación de basicidad V (relación % CaO a % SiO2), de gran importancia para la conducción del proceso, así como su contenido aproximado de FeO, MnO, MgO y F2-O5.

Afinado de la Carga:- De acuerdo con las pruebas tomadas se procede a hacer las adiciones convenientes; Si el baño es muy duro se adiciona mineral de hierro o de manganeso y si es rico en ferloro, se agrega bastante cal, de acuerdo siempre con lo ya expuesto en el capítulo referente a la teoría química del proceso. Toda carga debe hervir convenientemente y una vez alcanzada la composición deseada se le quiete y desoxida convenientemente con ferromanganeso, ferro-silicio y aluminio u otros medios ya expuestos. Nunca debe agregarse mineral de hierro al final de una carga, para evitar numerosas inclusiones de FeO en el baño; se señala en 45 minutos (St. u. E. 1933 p.315) el tiempo mínimo que debe transcurrir entre la última adición de mineral y la colada. La adición de ferromanganeso como desoxidante debe ser hecha también oportunamente a fin de dar tiempo a que las inclusiones de MnO suban a la escoria, señalándose en 11 minutos el tiempo mínimo entre esta adición y la colada y no debiendo de hacerse sino estando ya el metal bien calliente y listo para ser colado. El ferrosilicio debe adicionarse pocos instantes antes de la colada y de preferencia en la cucharl o en la tina, a menos que se trate de ferrosilicio con más de 80% Si, dada su difícil fusibilidad.

El calcio-silicio se agrega también en la tina, así como -

el aluminio o el ferrotitanio, según se indicó antes. Breviámente se ha hecho asímismo indicación de la forma mas conveniente de adicionar otras ferro-aleaciones, así el Ferrocromo es bueno adicionarlo previamente calentado a unos 900º E. en un pequeño horno ad hoc, el ferrovanadio en la tina, el tungsteno en el horno al final de la carga y en cajas cerradas etc.

Si el baño requiere una recarburación, ésta puede hacerse de la mejor manera en forma de hierro lavado (fundición de hierro muy pura con elevado contenido en carbono, hasta de 4 %) o bien de ferromanganeso con poco contenido en manganeso o bien de spiegel. De no ser ésto viable se recarbura mediante carbon de electrodo, de antracita o bien de coke molidos para lo cual es necesario sacar previamente o al menos retirar la escoria, de otra manera el carbono se gastaría en reducir los óxidos que ésta contiene Eventualmente y en casos muy especiales puede hacerse ésta adición de carbono en la canal de colada o bien en la tina. El carbono absorvido en éstas condiciones puede calcularse en mas o menos un 50 %.

En cuanto a las adiciones de desoxidantes y aleaciones como ferromanganeso, ferrosilicio, aluminio etc., se efectúan a base de análisis o apreciación del contenido de dichos elementos y de FeO del baño, según queda ya explicado en el capítulo anterior. El cálculo respectivo no es mas de una simple proporción bien sencilla por lo que no creo necesario exponerla auí, hay que tener sí en cuenta, las pérdidas normales por escorificación, las cuales se determinan de la mejor manera por la experiencia en cada caso y para cada horno.

Colada y vaciada:- Cuando la carga está ya en condiciones de composición y de temperatura para ser colada, se procede a perforar el orificio de colada del horno, lo cual se hace quitando con una barreta la capa exterior de barro y magnesita o dolomita hasta que ésta aparece ya de un color rojo oscuro. La tina previamente calentada y arreglado el tapón, se coloca mediante la grúa bajo la canal y con unos golpes fuertes de barreta se perfora definitivamente el horno a fin de dar salida al metal. El chorro debe ser suficientemente grande para que la colada no sea demasiado lenta y el metal se enfríe, de no ser así se agrandará el orificio por la parte interior del horno mediante un grueso y fuerte espetón. En cuanto todo el metal ha salido, empieza a escurrir la escoria, conviene entonces retirar la tina, cubriendo eventualmente el metal con unas paladas de cal y recibir la escoria en una caja u olla colocada al efecto en el foso de colada.

El vaciado tiene lugar en las lingoteras dispuestas para el objeto. La forma de vaciar en fuente o por arriba cada lingote y la clase de lingotera usada, depende de la naturaleza de la carga y del trabajo ulterior del lingote. Todos estos detalles constituyen una de las partes mas importantes dentro de la técnica de la fabricación de acero, pero saldría fuera de los límites de este modesto trabajo el entrar en detalles minuciosos al respecto, por lo que solo mencionaremos que para el vaciado de cargas suaves efervecentes es decir no aquietadas (desoxidadas y desga-----

el aluminio o el ferrotitanio, según se indicó antes. Previamente se ha hecho saltaseo indicación de la forma más convenientemente de adicionar otras ferro-aleaciones, así el ferrocromo es bueno adicionarlo previamente calentado a unos 900° C. en un pequeño horno ad hoc, el ferrovanadio en la tina, el tungsteno en el horno al final de la carga y en caja cerrada etc.

Si el baño requiere una recarburación, ésta puede hacerse de la mejor manera en forma de hierro lavado (fundición de hierro muy pura con elevado contenido en carbono, hasta de 4 %) o bien de ferromanganeso con poco contenido en manganeso o bien de spiegel. De no ser ésto visible se recarbura mediante carbon de electrodo, de antracita o bien de coke molido para lo cual se necesita hacer previamente o al menos retirar la escoria, de otra manera el carbono se gasteria en reducir los óxidos que ésta contiene. Eventualmente y en casos muy especiales puede hacerse ésta adición de carbono en la cazo de colada o bien en la tina. El carbono absorvido en éstas condiciones puede calcularse en más o menos un 50 %.

En cuanto a las adiciones de desoxidantes y aleaciones como ferromanganeso, ferrosilicio, aluminio etc., se efectúan a ese de análisis o apreciación del contenido de dichos elementos y de foo del baño, según queda ya explicado en el capítulo anterior. El cálculo respectivo no es más de una simple proporción bien sencilla por lo que no creo necesario exponerla aquí, hay que tener el en cuenta, las pérdidas normales por escorificación, las cuales se determinan de la mejor manera por la experiencia en cada caso y para cada horno.

Colada y vaciada:- Cuando la carga está ya en condiciones de composición y de temperatura para ser colada, se procede a perforar el orificio de colada del horno, lo cual se hace quitando con una barreta la capa exterior de barro y magnesita o dolomita hasta que ésta aparece ya de un color rojo oscuro. La tina previamente calentada y arreglado el tapón, se coloca mediante la grúa bajo la canal y con unos golpes fuertes de barreta se perfora definitivamente el horno a fin de dar salida al metal. El chorro de ser suficientemente grande para que la colada no ses demasiado lenta y el metal se enfríe, de no ser así se agrandará el orificio por la parte interior del horno mediante un grueso y fuerte espetón. En cuanto todo el metal ha salido, empieza a escurrir la escoria, conviene entonces retirar la tina, cubriendo eventualmente el metal con unas paladas de cal y recibir la escoria en una caja u olla colocada al efecto en el foso de colada.

El vaciado tiene lugar en las lingoteras dispuestas para el objeto. La forma de vaciar en fuente o por arriba cada lingote y la clase de lingoteras usada, depende de la naturaleza de la carga y del trabajo ulterior del lingote. Todos estos detalles constituyen una de las partes más importantes dentro de la técnica de la fabricación de acero, pero saldría fuera de los límites de este modesto trabajo el entrar en detalles minuciosos al respecto, por lo que solo mencionaremos que para el vaciado de carga suave ciertamente es decir no aquietadas (desoxidadas y dosga-----

sificadas) mediante adiciones de ferroaleaciones o de aluminio, sino dejadas desoxidar mediante su propio carbono durante la solidificación (cargas trabajando en la lingotera o abiertas), conviene la vaciada en fuente o sea mediante un tubo central que comunica con todas las lingoteras colocadas en una placa, de manera que el metal ascienda simultaneamente en todas ellas. En cuanto a las cargas finas, duras o especiales y calmadas, es preferible vaciar individualmente cada lingote por arriba y en lingotera provista de cabeza perdida. pués así es menor el rechupe sobre todo si la lingotera es ademas de con cidad invertida.

De fundamental importancia para la obtención de lingotes sanos es el control de las temperaturas de colada y vaciada. La tendencia moderna es como ya hemos dicho, a medir con la mayor exactitud posible dichas temperaturas mediante pirómetros ópticos unicos practicamente utilizables hasta ahora para ello. Las temperaturas adecuadas dependen naturalmente de la composición de la carga. Segun las mediciones efectuadas por E. Schröder (St. u. E. 1933 p.873), se requiere generalmente un sobrecalentamiento arriba del punto de fusión del metal de unos 100 a 170º C. y da así la lista siguiente de temperaturas mas adecuadas para la colada de aceros al carbono, medidas con pirómetro de desaparición de filamento y corregidas con un factor de ε = 0.50 :

% Carbono	Temperatura de Colada	Colada
0.75 a 0.85	1560 a 1570º C.	Calmada
0.55 a 0.70	1 65 a 1575 "	"
0.45 a 0.55	1560 a 1580 "	"
0.40 a 0.45	1570 a 1590 "	"
0.35 a 0.40	1580 a 1600 "	"
0.28 a 0.35	1590 a 1610 "	"
0.15 a 0.25	1600 a 1615 "	Efervecente.
0.10 a 0.15	1600 a 1620 "	"
0.05 a 0.10	1610 a 1625 "	"
menos de 0.04	1600 a 1630 "	"

El suscrito ha obtenido las siguientes temperaturas en algunas coladas que se han dejado vaciar en buenas condiciones, medidas con pirómetros ópticos Siemens y Pyropto:

Temperaturas de Colada:	Temperaturas sin orregir:	Temperaturas corregidas: (ε = 0.50)
I	1560º C.	1605º C.
II	1460º "	1560º "
III	1470º "	1570º "
Temperaturas de vaciado:		
I	1460º C.	1560º C.
II	1430º "	1520º "
III	1460º "	1565º "

afiladas) mediante adiciones de ferroaleaciones o de aluminio, ello dejada desoxidar mediante su propio carbono durante la solidificación (carga trabajando en la lingotera o abierta), con viene la vaciada en fuente o sea mediante un tubo central que comunica con todas las lingoteras colocadas en una placa, de manera que el metal asciende simultáneamente en todas ellas. En cuanto a las carga finas, duras o especiales y aleadas, es preferible vaciar individualmente cada lingote por arriba y en lingotera provista de cabeza perdida, pues así es menor el rechupe sobre todo si la lingotera es además de con cidad invertida.

De fundamental importancia para la obtención de lingotes sanos es el control de las temperaturas de colada y vaciada. La tendencia moderna es como ya hemos dicho, a medir con la mayor exactitud posible dichas temperaturas mediante pirómetros ópticos, único practicamente utilizable hasta ahora para ello. Las temperaturas adecuadas dependen naturalmente de la composición de la carga. Según las mediciones efectuadas por E. Schröder (St. u. E. 1933 p.873), se requiere generalmente un sobrecalentamiento arriba del punto de fusión del metal de unos 100 a 170° C. y así la lista siguiente de temperaturas más adecuadas para la colada de acero al carbono, medidas con pirómetro de desapariciónde filamento y corregidas con un factor de ε = 0.50 :

% Carbono	Temperatura de Colada	Colada
0.75 a 0.85	1560 a 1570° C.	Calmada
0.55 a 0.70	1 65 a 1575 "	"
0.45 a 0.55	1560 a 1580 "	"
0.40 a 0.45	1570 a 1590 "	"
0.35 a 0.40	1580 a 1600 "	"
0.25 a 0.35	1590 a 1610 "	"
0.15 a 0.25	1600 a 1615 "	Efervescente.
0.10 a 0.15	1600 a 1620 "	"
0.05 a 0.10	1610 a 1625 "	"
menos de 0.04	1600 a 1630 "	"

El auscrito ha obtenido las siguientes temperaturas en algunas coladas que se han dejado vaciar en buenas condiciones, medidas con pirómetros ópticos Siemens y Pyropto:

Temperatura de Colada:	Temperatura sin corregir:	Temperatura corregida: (ε = 0.50)
I	1560° C.	1605° C.
II	1460° "	1560° "
III	1470° "	1570° "
Temperatura de vaciado:		
I	1460° C.	1560° C.
II	1430° "	1520° "
III	1460° "	1565° "

Las temperaturas corregidas lo han sido con el factor = 0.50, el mas adecuado según Schröder para la superficie del acero ligeramente oxidada y según la conocida fórmula de Wien: --

$$Ta = \frac{9550 \times Ts}{9550 + Log\,\varepsilon \times Ts}$$

en la cual son T_a la temperatura real absoluta, T_s la temperatura negra (observada) absoluta y ε el coeficiente de emisión del cuerpo observada y que según hemos ya dicho es para el acero con superficie ligeramente oxidada de 0.50.

Muy importante es la medición de la temperatura en las pruebas de calor tomadas en la cuchara de prueba según se ha descrito antes, a fin de controlar la de colada, como sin embargo hay un ligero enfriamiento del metal en la maniobra de extraerlo del horno y poner al descubierto su superficie en la cuchara, hay que tener en cuenta esta diferencia, la que de acuerdo con las mediciones de Schröder es por término medio de 25º C.

Duración del Revestimiento:- El piso o solera de un horno Siemens-Martin cuando ha sido debidamente preparado y conservado, tiene una duración casi ilimitada, solo requiere las reparaciones de que se ha hablado previamente después de cada colada.

Las paredes suelen resistir un gran número de coladas, las partes del horno que mas sufren desgaste son las cabezas y puentes que son las mas expuestas a la acción directa de la flama y la bóveda que recibe la mayor radiación del baño y de la flama. Su duración media en condiciones de trabajo normales varía de 300 a 400 coladas, dependiendo como se comprende de la naturaleza de las cargas y de la precaución y pericia del fundidor.

Las cámaras deben ser reparadas así mismo cada 1000 coladas mas o menos, ya que se destruyen los tabiques del emarrillado y se obstruyen sus conductos por el polvo arrastrado por la corriente gaseosa, las cámaras de polvo suelen llenarse y deben tambien ser limpiadas. Influye mucho en ésta destrucción y obstrucciones, la adición de cal en polvo que en forma fina es arrastrada por la flama, por esto hay que tener cuidado al agregarla de hacerlo contra la flama y de preferencia en forma de trozos o bien de piedra sin calcinar, caso en el cual se gasta algo mas de calor para disgregarla.

Las temperaturas corregidas lo han sido con el factor = 0.50, el mas adecuado según Schröder para la superficie del acero ligeramente oxidada y según la conocida fórmula de Wien: --

$$Ta = \frac{9550 \times Ta}{9550 + \log \varepsilon \times Ta}$$

en la cual con T_a la temperatura real absoluta, T_a la temperatura negra (observada) absoluta y ε el coeficiente de emisión del cuerpo observada y que según hemos ya dicho es para el acero con superficie ligeramente oxidada de 0.50.

Muy importante es la medición de la temperatura en las primeras de calor tomadas en la cuchara de prueba según se ha descrito antes, a fin de controlar la de colada, como sin embargo hay un ligero enfriamiento del metal en la manipulación de extracción del horno y poner al descubierto su superficie en la cuchara, hay -- que tener en cuenta esta diferencia, la que de acuerdo con las - mediciones de Schröder es por término medio de 25º C.

Duración del Revestimiento:- El piso o solera de un horno Siemens-Martin cuando ha sido debidamente preparado y conservado, tiene una duración casi ilimitada, solo requiere las reparaciones-- mas de que se ha hablado previamente después de cada colada.

Las paredes suelen resistir un gran número de coladas, las parte del horno que mas sufren desgaste son las cabezas y puertas que son las mas expuestas a la acción directa de la llama y la bóveda que recibe la mayor radiación del baño y de la llama. Su duración media en condiciones de trabajo normales varía de -- 300 a 400 coladas, dependiendo como se comprende de la naturaleza de las cargas y de la precaución y pericia del fundidor.

Las cámaras deben ser reparadas así mismo cada 1000 coladas-- mas o menos, ya que se destruyen los tabiques del emparrilla- do y se obstruyen sus conductos por el polvo arrastrado por la - corriente gaseosa, las cámaras de polvo suelen llenarse y deben también ser limpiadas. Influye mucho en éste destrucción y obstrucciones, la adición de cal en polvo que en forma fina es arrastrada por la llama, por esto hay que tener cuidado al agregarla de hacerlo contra la llama y de preferencia en forma de - trozos o bien de piedra sin calcinar, caso en el cual se gasta algo mas de calor para disgregarla.

- LA PRACTICA DEL PROCESO BASICO CON CARGA FINA. -

El procedimiento de fusión mas comunmente usado en el horno Siemens-Martin es el de la pedacería Acero-Hierro colado, en la proporción de una tercera parte del último por dos del primero. Es así mismo el que mas conviene al horno a que nos venimos refiriendo, dadas las condiciones locales, esto es existencia de pedacería mezclada de aceros diversos suaves y duros así como de hierro colado y maleable, o facilidad para adquirirlos en condiciones favorables ($25. a $30 la ton.), falta de hierro colado líquido, alto precio del lingote de primera fusión ($80/ton.). Solo en el caso eventual de escacez de pedacería de hierro colado, como suele acontecer en el mercado local, convendría variar un poco el procedimiento, usando pedacería de acero y carbon de coke (proceso pedacería-carbón) o bien sustituyendo parte del colado al menos con carbón.

Nos vamos pues a referir en concreto a un caso práctico de la primera naturaleza indicada o sea, carga de dos terceras partes de hierro dulce y acero y otra de hierro colado.

Al calcular las cargas debe tratarse de obtener en todo caso un baño recién fundido de composición adecuada, ésta es un carbono relativamente alto a fin de poder oxidar y eliminar el fósforo, así como de poder hacer hervir (trabajar) suficientemente el baño sin peligro de sobre oxidar ni decarburar excesivamente. Lo mejor es tenerlo de alrededor de 1% y no menor de 0.80%. El manganeso debe ser suficientemente alto para asegurar un % residual suficientemente elevado. Dicho manganeso residual evita el exceso de FeO en el baño. En caso de no contarse con suficientemente Mn en la carga ni tener spiegel o acero de alto manganeso, conviene trabajar desde un principio con suficiente mineral de manganeso y carbono. El silicio es conveniente como termógeno y escorificante, pero no debe ser demasiado elevado a fin de evitar la fuerte corrosión del material básico y la acidez de la escoria. El fósforo debe ser tan bajo como sea posible, un alto porcentaje del mismo requiere fuertes adiciones de cal desde un principio, ocasionando enfriamiento de la carga y aumento de la cantidad de escoria y con ello del FeO en el baño. En caso de tenerse que eliminar cantidades considerables, se requiere ademas el trabajo con dos escorias, según ya quedó explicado en capítulo anterior, con lo cual se alarga la duración de la fusión y se tienen mayores dificultades en las maniobras; por esto el hierro colado usado no debe contener mas de 0.5% de dicho elemento. El azufre debe ser así mismo tan bajo como sea posible, según se desprende facilmente de lo ya dicho al tratar del comportamiento de éste elemento en el proceso Siemens-Martin básico.

En el caso de tenerse que agregar carbono a la carga como recarburante, hay que calcular que el coke contiene generalmente alrededor de 80% de C. y que de éste solo se absorve aproximadamente de un 50 a un 60%.

- LA PRACTICA DEL PROCESO BASICO CON CARGA FINA. -

El procedimiento de fusión más comunmente usado en el horno Siemens-Martin es el de la pedacería acero-Hierro colado, en la proporción de una tercera parte del último por dos del primero. Es así mismo el que más conviene al horno a que nos venimos refiriendo, dadas las condiciones locales, esto es existencia de pedacería mezclada de aceros diversos suaves y duros así como de hierro colado y maleable, o facilidad para adquirirlos en condiciones favorables (¢25. a ¢30 la ton.), falta de hierro colado líquido, alto precio del lingote de primera fusión (¢80\ton.). Solo en el caso eventual de escasez de pedacería de hierro colado, como sucede actualmente en el mercado local, convendría variar un poco el procedimiento, usando pedacería de acero y carbon de coke (proceso pedacería-carbon) o bien sustituyendo parte del colado al menos con carbón.

Nos vamos pues a referir en concreto a un caso práctico de la primera naturaleza indicada o sea, carga de dos terceras partes de hierro dulce y acero y otra de hierro colado.

Al calcular las cargas debe tratarse de obtener en todo caso un baño recién fundido de composición adecuada, ésta es un carbono relativamente alto a fin de poder oxidar y eliminar el fósforo, así como de poder hacer hervir (trabajar) suficientemente el baño sin peligro de sobre oxidar ni descarburar excesivamente. La mejor es tenerlo de alrededor de 1% y no menor de 0.80%. El manganeso debe ser suficientemente alto para asegurar un % residual suficientemente elevado. Dicho manganeso residual evita el exceso de FeO en el baño. En caso de no contarse con suficientemente Mn en la carga ni tener spiegel o acero de alto manganeso, conviene trabajar desde un principio con suficiente mineral de manganeso y carbono. El afinito es conveniente como termógeno y escorificante, pero no debe ser demasiado elevado a fin de evitar la fuerte corrosión del material básico y la acidez de la escoria. El fósforo debe ser tan bajo como sea posible, un alto porcentaje del mismo requiere fuertes adiciones de cal desde un principio, ocasionando enfriamiento de la carga y aumento de la cantidad de escoria y con ello del FeO en el baño. En caso de tenerse que eliminar cantidades considerables, se requiere además el trabajo con dos escorias, según ya quedó explicado en capítulo anterior, con lo cual se alarga la duración de la fusión y se tienen mayores dificultades en las manioboras; por esto el hierro colado usado no debe contener más de 0.5% de dicho elemento. El azufre debe ser así mismo tan bajo como sea posible, según se desprende fácilmente de lo ya dicho al tratar del comportamiento de este elemento en el proceso Siemens-Martin básico.

En el caso de tenerse que agregar carbono a la carga como recarburante, hay que calcular que el coke contiene generalmente alrededor de 80% de C. y que de éste solo se absorve aproximadamente de un 50 a un 60%.

La cal que se adiciona para formar la escoria y se carga en la forma previamente indicada, debe formar aproximadamente un 5 a 8 % del metal (cal viva) dependiendo del % Si del mismo y de la acidez de la escoria. En lugar de cal viva puede usarse piedra de cal ($CaCO_3$), pero su disociación requiere calor y aumenta como ya también dijimos, el gasto de combustible. (compensado en parte por el menor precio de la cal sin calcinar respecto a la viva). En ciertos casos sin embargo, se impone su empleo para producir una escoria espumante que acelera las reacciones metal-escoria así como para producir un ligero enfriamiento del horno cuando éste ha sufrido un sobrecalentamiento.

Como caso concreto apunto en seguid la marcha de la siguiente carga extraída de mi práctica personal.

Carga de Acero suave (estructural).

Composición pedida:	% C	% Mn	% Si	% P	% S
	0.10	0.35			
	0.20	0.55	0.20	0.050	0.060

Carga:

Materiales	Kgs.
Pedacería de acero	2500
Pedacería de hierro colado	1250
Recorte de rebaba de acero	1000
Lingote de hierro colado	500
Total	5250

Adiciones:

Materiales	Kgs.
Cal	400
Mineral de hierro	100
Espato Fluor	25
Ferro-manganeso	40
Aluminio	3

Para reparación piso:

Magnesita	50

Descripcion de la carga:

Operaciones:

	horas.
Comienzo de la carga	14.10
Fin de la misma	15.25
Fundió la misma	17.45
se tomó la primera prueba	18.00

se analizó en el laboratorio dando por resultado: 0.53% C. y 0.085% P.
se añadió mineral de hierro y cal

se tomó la segunda prueba.....18.15

se forjó, el % C se apreció a vista en 0.30
se agregó mineral de hierro, cal y espato.

se tomó la tercera prueba.....18.35

se forjó y apreció el % C. en 0.22
se añadió mas mineral de hierro y cal.

4a. prueba forjada,%C. 0.14.....18.45

se adicionó 10 kgs. de ferromanganeso.

La cal que se adiciona para formar la escoria y se carga en la forma previamente indicada, debe formar aproximadamente un 5 a 6 % del metal (cal viva) dependiendo del % Si del mismo y de la acidez de la escoria. En lugar de cal viva puede usarse piedra de cal (CaCO3), pero su disociación requiere calor y aumenta como ya también dijimos, el gasto de combustible. (compensado en parte por el menor precio de la cal sin calcinar respecto a la viva). En ciertos casos sin embargo, se impone su empleo para producir una escoria espumante que acelera las reacciones metal-escoria así como para producir un ligero enfriamiento del horno cuando éste ha sufrido un sobrecalentamiento.

Como caso concreto apunto en seguida la marcha de la siguiente carga extraída de mi práctica personal.

Carga de Acero suave (estructural).

Composición pedida:	% C	% Mn	% Si	% P	% S
	0.10	0.35			
	0.20	0.55	0.20	0.050	0.060

Carga: Materiales Kgs.

Pedacería de acero.....2500
Pedacería de hierro colado.....1250
Recorte de rebaba de acero.....1000
Lingote de hierro colado..... 500
Total.....5250

Adiciones: Materiales Kgs.

Cal..... 400
Mineral de hierro..... 100
Espato Fluor..... 25
Ferro-manganeso..... 40
Aluminio..... 3

Para reparación piso:
Magnesita..... 50

Descripción de la carga:

Operaciones: horas.

Comienzo de la carga.....14.10
Fin de la misma.....15.25
Fundió la misma.....17.45
se tomó la primera prueba.....18.00
se analizó en el laboratorio dando por resultado: 0.35% C. y 0.085% P.
se añadió mineral de hierro y cal
se tomó la segunda prueba.....18.15
se fundió, el % C se apreció a vista en 0.30
se agregó mineral de hierro, cal y espato.
se tomó la tercera prueba.....18.35
se fundió y apreció el % C. en 0.22
se añadió mas mineral de hierro y cal.
4a. prueba fundida,%C. 0.14.....18.45
se adicionó 10 Kgs. de ferromanganeso.

Operaciones horas
Se tomó la 5a. prueba.....18.55
se forjó y apreció el % C. en 0.12
se agregó mas cal y 30 Kgs. de ferromanganeso
la carga se dispuso para ser colada, aquietándola.
6a. prueba se forjó y dobló en caliente.....19.10
después de apreciar su % Mn. se agregaron otros 10 kgs. de ferromanganeso y se preparó para colar.
Se efectuó la colada.....19.15
al caer el metal en la tina se agregaron 2kgs de aluminio para desoxidar y calmar el baño.
el resto del aluminio se añadió al vaciar -- las lingoteras en fuente.

El análisis de ésta carga fué el siguiente:

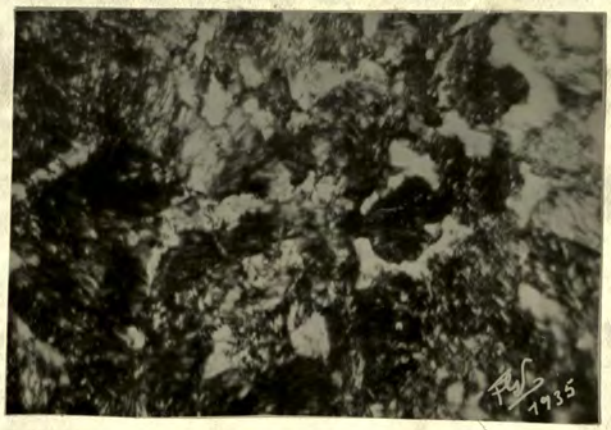
% C	% Mn	% Si	% P	% S.
0.140	0.480	0.025	0.036	0.050

La duración total de ésta carga resultó así de 5 horas y 5 minutos, mas aproximadamente otros 15 que se llevó la reparación.

El gasto de petroleo se apreció en aproximadamente 2000lts.

El material fué laminado posteriormente.

La siguiente microfotografía nos muestra la estructura de una muestra de dicho material:



Aumento:
1100 diámetros.

Microfotografía de una muestra de hierro corrugado de 3/8"- fabricado por el suscrito en la Fundición Nacional de Artillería.

Estructura:- Lagunas de ferrita laminar sorbitizada en partes, en fondo de ferrita. - Acero hipoeutectoide en estado laminado original, enfriado al aire.

Operaciones horas
Se tomó la 3a. prueba.....18.35
se fundió y apreció el % C. en 0.12
se agregó mas cal y 30 kgs. de ferromanganeso
la carga se dejó para ser colada, quietán-
dola.
3a. prueba se fundió y dobló en caliente.....19.10
después de apreciar su % Mn. se agregaron o-
tros 10 kgs. de ferromanganeso y se preparó
para colar.
Se efectuó la colada.....19.15
al caer el metal en la lina se agregaron 2kgs
de aluminio para desoxidar y calmar el baño.
el resto del aluminio se añadió al vaciar --
las lingoteras en fuente.

El análisis de esta carga fué el siguiente:

% C	% Mn	% Si	% P	% S.
0.140	0.480	0.025	0.026	0.050

La duración total de esta carga resultó así de 5 horas y 5 minutos, mas aproximadamente otras 15 que se llevó la reparación.

El gasto de petroleo se apreció en aproximadamente 2000lts.

El material fué laminado posteriormente.

La siguiente microfotografía nos muestra la estructura de una muestra de dicho material:

Aumento:
1100 diámetros.

Microfotografía de una muestra de hierro corrugado de 1/8"- fabricado por el suscrito en la Fundición Nacional de Artillería.

Estructura:- Lagunas de ferrita laminar sorbitizada en pastas, en fondo de ferrita. - Acero hipoeutectoide en estado laminado original, enfriado al aire.

- CALCULO DE LOS BALANCES DE MATERIALES Y TERMICO -

- BALANCE DE MATERIALES: -

El establecimiento de un balance exacto de ésta naturaleza requiriría en rigor mediciones precisas de los pesos de cargas, adiciones, metal colado y de las pérdidas por diversos -- conceptos, como son por fusión, por oxidación, por desperdicio - en las diferentes operaciones de colada, vaciada etc., así como análisis detallados de todos los materiales sólidos, líquidos - y gaseosos introducidos y resultantes. Dadas las dificultades - prácticas que tales mediciones y determinaciones presentan y dados en el presente caso los impedimentos materiales para realizarlas totalmente, como son, falta de básculas para pesar el -- producto líquido en la tina de colada, las cantidades que aunque cortas, siempre quedan dentro del horno después de la colada, de metal y escoria, la imposibilidad de analizar todos y cada uno de los trozos de hierro y acero cargados dada su gran heterogeneidad, la falta de aparatos analizadores de gas automáticos y registradores, las pequeñas cantidades de desperdicio de metal y escoria que siempre escapan a la apreciación, etc. De modo que solo a concepto de ejemplo ilustrativo presenta el suscrito el siguiente cálculo en el cual se ha hecho un resumen solo global y aproximado de los principales materiales de los cuales se ha analizado tan solamente los elementos mas salientes e importantes para el cálculo, por lo que no debe exigírsele un - grado de exactitud que no pretende tener.

Como ejemplo concreto he tomado el de la misma carga citada en el anterior capítulo, con promedios globales de las cantidades respectivas.

Los datos son los siguientes:

Los materiales metálicos de la carga son los que se detalla a - continuación, con los pesos respectivos cargados y su análisis:

Material	Cantidad (kgs)	%C	%Mn	%Si	%Fe
Pedacería H. Colado	1250	3.0	0.60	2.5	93.90
Lingote Hierro Colado	500	3.5	0.55	3.0	92.95
Pedacería grande Acero	2500	0.50	0.40	0.3	98.80
Rebaba Acero	1000	0.40	0.50	0.20	98.90
Ferromanganeso	40	6.0	80.00	- --	14.00

Los elementos como P y S no especificados ni considerados en éste balance, van englobados bajo la rúbrica Fe junto con éste elemento.

De manera que el promedio de los elementos considerados en los materiales especificados es:

% C	% Mn	% Si	% Fe
1.578	1.082	1.054	96.50

- CALCULO DE LOS BALANCES DE MATERIALES Y TERMICO -

- BALANCE DE MATERIALES: -

El establecimiento de un balance exacto de éste naturaleza requiriría en rigor mediciones precisas de los pesos de carga, adiciones, metal colado y de las pérdidas por diversos conceptos, como son por fusión, por oxidación, por desperdicio en las diferentes operaciones de colada, vaciada etc., así como análisis detallados de todos los materiales sólidos, líquidos y gaseosos introducidos y resultantes. Dadas las dificultades prácticas que tales mediciones y determinaciones presentan y dados en el presente caso los impedimentos materiales para realizarlas totalmente, como son, falta de básculas para pesar el producto líquido en la tina de colada, las cantidades que aunque corta, siempre quedan dentro del horno después de la colada, de metal y escoria, la imposibilidad de analizar todos y cada uno de los trozos de hierro y acero cargados dada su gran heterogeneidad, la falta de aparatos analizadores de gas automáticos y registradores, las pequeñas cantidades de desperdicio de metal y escoria que siempre escapan a la apreciación, etc. De modo que solo a concepto de ejemplo ilustrativo presenta el escrito el siguiente cálculo en el cual se ha hecho un resumen global y aproximado de los principales materiales de los que se ha analizado tan solamente los elementos mas salientes e importantes para el cálculo, por lo que no debe exigírsele un grado de exactitud que no pretende tener.

Como ejemplo concreto he tomado el de la misma carga citada en el anterior capítulo, con promedios globales de las cantidades respectivas.

Los datos son los siguientes:

Los materiales metálicos de la carga son los que se detalla a continuación, con los pesos respectivos cargados y su análisis:

Material	Cantidad (kgs)	%C	%Mn	%Si	%Fe
Pedacería H. Colado	1250	3.0	0.60	2.5	93.90
Lingote Hierro Colado	500	3.5	0.55	3.0	92.95
Pedacería grande Acero	2500	0.50	0.40	0.3	98.80
Rebaba Acero	1000	0.40	0.50	0.20	98.90
Ferromanganeso	40	6.0	80.00	- --	14.00

Los elementos como P y S no especificados ni considerados en éste balance, van englobados bajo la rúbrica Fe junto con éste elemento.

De manera que el promedio de los elementos considerados en los materiales especificados es:

% C	% Mn	% Si	% Fe
1.578	1.082	1.094	96.50

El acero colado fué apreciado de la manera siguiente:

35 lingotes de 135 kgs. de peso cada uno.....	kgs.	4725
metal que quedó en canales de vaciado.....	kgs.	250
metal desperdiciado en tina, etc.....	kgs.	25
total.....	kgs.	5000

Su análisis fué el siguiente:

%C	%Mn	%Si	%Fe (mas P y S)
0.14	0.48	0.025	99.355

La cal empleada, procedente de Cuernavaca, tuvo el siguiente análisis:

%CaO	%SiO_2	
97.30	2.70	y se usaron 400 kgs. de ella.

La escoria resultante cuyo peso se apreció en 800 kgs., acusó la siguiente composición

% SiO_2	% CaO	% FeO	% MnO
20.06	54.40	20.18	5.36

El resto de elementos no especificados como son MgO y --- P_2O_5, van englobados en la cal (CaO).

El petroleo, cuya cantidad total se estimó en 2000 lts., tiene la siguiente composición aproximada; (Petroleo Mexicano)

% C	% H	% O	% N	% S
83.0	12.0	0.4	1.7	2.9

La cantidad de aire introducido para la combustión fué considerada ser Kgs. 36480 y su composición en peso fué tomada de 23.1 % O y 76.9 % N.

Así que calculado con estos datos y teniendo en cuenta la distribución de los productos a que dan lugar, el balance de materiales resulta ser el que en la hoja de balance adjunta va detallado.

El acero colado fué aprovechado de la manera siguiente:

35 lingotes de 135 kgs. de peso cada uno.....kgs.	4725
metal que quedó en canales de vaciado.....kgs.	250
metal desperdiciado en tina, etc.....kgs.	25
total.....kgs.	5000

Su análisis fué el siguiente:

% C	% Mn	% Si	% Fe (mas P y S)
0.14	0.48	0.025	99.355

La cal empleada, procedente de Guernavaca, tuvo el siguiente análisis:

% CaO	% SiO_2
97.30	2.70

y se usaron 400 kgs. de cal.

La escoria resultante cuyo peso se apreció en 800 kgs., á cuó la siguiente composición

% SiO_2	% CaO	% FeO	% MnO
20.06	54.40	20.18	5.36

El resto de elementos no especificados como son MgO y --- P_2O_5, van englobados en la cal (CaO).

El petroleo, cuya cantidad total se estimó en 2000 lts.,- tiene la siguiente composición aproximada: (Petroleo Mexicano)

% C	% H	% O	% N	% S
83.0	12.0	0.4	1.7	2.9

La cantidad de aire introducido para la combustión fué -- considerada ser Kgs. 36480 y su composición en peso fué tomada de 23.1 % O y 76.9 % N.

Así que calculado con estos datos y teniendo en cuenta la distribución de los productos á que dan lugar, el balance de materiales resulta ser el que en la hoja de balance adjunta va detallado.

HOJA DE BALANCE DE MATERIALES: (cantidades en Kgs.)

CARGA		ACERO	ESCORIA	GASES
Metal (5290 kgs.)				
C.-	83.90	7.0		76.90
Mn.-	55.75	24.0	33.25	
Si.-	57.25	1.25		
Fe.-	5093.10	4967.75	125.35	
Cal (400 kgs.)				
CaO-	389.20		389.20	
SiO_2	10.80		10.80	
Revestimiento (78.1 kgs.)				
CaO -	45.80		45.80	
SiO_2-	32.30		32.30	
Petroleo (1920 Kgs.)				
C.-	1593.60			1593.60
H.-	230.40			230.40
S.-	55.64			55.64
N.-	32.64			32.64
O.-	7.68			7.68
Aire (3648 Kgs.)				
N.-	28063.00			28063.00
O.-	8417.00		108.80	8308.20
Sumas:	44168.10	5000.00	800.00	38368.10

ROLA DE BALANCE DE MATERIALES: (cantidades en Kgs.)

CARGA	ACERO	ESCORIA	GASES
Metal (5290 Kgs.)			
C.- 83.90	2.0		76.90
Mn.- 55.75	24.0	22.95	
Si.- 57.25	1.25		
Fe.- 5093.10	4967.75	125.15	
Cal (400 Kgs.)			
CaO- 389.20		389.20	
SiO_2 10.80		10.80	
Revestimiento (78.1 Kgs.)			
CaO - 45.80		45.80	
SiO_2- 32.30		32.30	
Petroleo (1920 Kgs.)			
C.- 1593.60			1593.60
H.- 230.40			230.40
S.- 55.64			55.64
N.- 32.64			32.64
O.- 7.68			7.68
Aire (3648 Kgs.)			
N.- 2806.3.00			2806.3.00
O.- 842.7.00		108.80	8398.20
Sumas:			
4416.8.10	5000.00	800.00	3836.8.10

BALANCE TERMICO.

Este se basa en el anterior balance de materiales. Las entradas de calor por los diversos conceptos, son las siguientes:

Calor introducido con el metal.- Este se introduce al horno a una temperatura media de 25°C., y si tomamos como calor específico del acero el de 0.1165 (Regnault), tendremos que se introduce con 5290 Kgs. de acero: 15404.625 Calorías.

Calor en el aire introducido:- La temperatura de éste la tomamos así mismo de 25°C., y siendo su calor específico medio a la misma 0.3037 y su volumen 28200 Mts3 N., la cantidad de calor que con él se introduce es de 212108.6 Calorías.

Calor en el petroleo antes de quemarse: Considerando que éste entra al horno con una temperatura de aproximadamente 60°C. tendremos que siendo su cantidad 2000 lts. y su calor específico 0.49 (Wirth), entran con él 49000 Calorías.

Calor por combustión del petroleo.- Este lo tomamos de 10000 Cal. por Kg., así que siendo la cantidad gastada 1920 Kgs. el calor producido por éste concepto es de: 19200000 Calorías.

Calor por las reacciones de oxidación del baño.- Estas son:

Reacción	Cal/Kg.	Kgs. de elemento oxidado	Total Cals.
C a CO_2	8100	76.9	622890.00
Si a SiO_2	7000	54.50	381500.00
Mn a MnO	1653	33.25	54962.25
Fe a FeO	1173	125.35	147035.55
		Total.....	1206387.80

Calor por formación de la Escoria.- Las reacciones principales en éste caso son la formación de 3 $CaO.SiO_2$, la de FeO.CaO y la de $MnO.SiO_2$, a base de los óxidos respectivos amas de la de $Ca_3(PO_4)_2$, pero dada la escacez de datos exactos respecto al calor de reacción de las mismas, preferimos atenernos a un dato práctico global; según Richards se desprende un promedio de 150 Cals. por cada Kg. de escoria ácida formada, del tipo normal y 280 por cada Kg. de básica. Tomando pues éste último valor para nuestro caso, tendremos un total de calor por éste concepto, siendo de 800 kgs. la cantidad de escoria, de 224000 Caloriás

Las salidas de calor por los diversos conceptos son:

Calor en el acero colado: A pesar de existir en la literatura especialista, datos exactos sobre el calor contenido en el acero líquido a diversas temperaturas, el suscrito prefirió medirla directamente en un caso práctico, aunque con medios improvisados, habiendo obtenido datos que estan bastante cerca--

BALANCE TERMICO.

Este se basa en el anterior balance de materiales. Las entradas de calor por los diversos conceptos, son las siguientes:

Calor introducido con el metal.- Este se introduce al horno a una temperatura media de 25°C., y si tomamos como calor específico del acero el de 0.1165 (Regnault), tendremos que se introduce con 5290 Kgs. de acero: 17404.625 Calorías.

Calor en el aire introducido:- La temperatura de éste la tomamos así mismo de 25°C., y siendo su calor específico medio a la misma 0.3037 y su volumen 28200 Mts3 N., la cantidad de calor que con él se introduce es de 212108.6 Calorías.

Calor en el petróleo antes de quemarse: Considerando que éste entra al horno con una temperatura de aproximadamente 60°C. tendremos que siendo su cantidad 2000 lts. y su calor específico 0.49 (Wirth), entran con él 49000 Calorías.

Calor por combustión del petróleo.- Este lo tomamos de 10000 Cal. por Kg., así que siendo la cantidad gastada 1920 Kgs. el calor producido por éste concepto es de: 19200000 Calorías.

Calor por las reacciones de oxidación del baño.- Estas son:

Reacción	Cal/Kg.	Kgs. de elemento oxidado	Total Cals.
C a CO_2	8100	76.9	622890.00
Si a SiO_2	7000	54.50	381500.00
Mn a MnO	1653	33.25	54962.25
Fe a FeO	1173	125.35	147035.55
Total.....			1206387.80

Calor por formación de la Escoria.- Las reacciones principales en éste caso son la formación de 3 CaO.SiO_2, la de FeO.CaO y la de MnO.SiO_2, a base de los óxidos respectivos a más de la de $Ca_3(PO_4)_2$, pero dada la escasez de datos exactos respecto al calor de reacción de las mismas, preferimos atenernos a un dato práctico global; según Richards se desprende un promedio de 150 Cals. por cada Kg. de escoria ácida formada, del tipo normal y 280 por cada Kg. de básica. Tomando pues este último valor para nuestro caso, tendremos un total de calor por éste concepto, siendo de 800 Kgs. la cantidad de escoria, de 224000 Calorías

Las salidas de calor por los diversos conceptos son:

Calor en el acero colado: A pesar de existir en la literatura especializada, datos exactos sobre el calor contenido en el acero líquido a diversas temperaturas, el suscrito prefirió medirla directamente en un caso práctico, aunque con medios improvisados, habiendo obtenido datos que están bastante cerca-

nos de los antes mencionados, por lo que se ha atenido a ellos, éstos son: Calor contenido en un acero líquido a la temperatura de 1600°C.: 340 Cals., la cantidad contenida en el acero colado (5000 Kgs.) es pués: 1700000 Calorías.

Calor contenido en la escoria;- El contenido de la escoria en calor, medido en las mismas condiciones fué a 1600°C. de 535 Cals., así que la cantidad contenida en los 800 Kgs. de escoria es de: 428000 Calorías.

Calor en los gases que salen a la chimenea.- Estos salen a la misma a una temperatura media de 600°C., según ya queda dicho su calor contenido depende de su composición pero careciendo de datos precisos al respecto nos atenemos a un promedio de 0.38 como calor específico medio, caso en el cual tenemos, siendo la cantidad de gases que salen de 30000 mts^3 N., que su contenido en calor total es de 6840000 Calorías.

Pérdida a travez de la solera, calculado previamente en la primera parte de éste trabajo: 525336 Calorías.

Además, de las pérdidas generales por radiación, conductividad, etc. no especificadas por su dificil estimación precisa, pero englobadas en una sola cuenta, ésta es la cantidad que resulta de las entradas totales menos las salidas antes detalladas.

Resumiendo tenemos así que el balance queda como sigue:

Entradas de Calor	Calorías	%
Calor en la carga metálica.....	15404.6	0.08
Calor en el aire introducido.....	214108.6	1.03
Calor en el petroleo introducido.....	49000.0	0.23
Calor por combustión del petroleo.....	19200000.0	91.81
Calor por oxidación del baño.....	1206387.8	5.78
Calor por formación de la escoria.....	224000.0	1.07
Total.....	20908901.0	100.00

Salidas de Calor	Calorías	%
Calor contenido en el acero.....	1700000.0	8.15
Calor contenido en la escoria.....	428000.0	2.05
Calor contenido en los gases.....	6840000.0	32.70
Resto de pérdidas.....	11940901.0	57.10
Total.....	20908901.0	100.00

Si tomamos como cantidades de calor básicas para calcular el rendimiento del horno las contenidas en el acero y en la escoria, obtenemos este de 10.15%, el cual es bajo comparado con el de hornos Siemens-Martin de mayor capacidad, cuyo rendimiento oscila de 18 a 20%. Pero hay que tener en cuenta que en nuestro caso se trata de un horno muy pequeño trabajado no a su mayor capacidad sino a una reducida.

nos de los antes mencionados, por lo que se ha atenido a ellos, éstos son: Calor contenido en un acero líquido a la temperatura de 1600°C.: 340 Cals., la cantidad contenida en el acero colado (5000 Kgs.) es pues: 1700000 Calorías.

Calor contenido en la escoria:- El contenido de la escoria en calor, medido en las mismas condiciones fué a 1600°C. de 535 Cals., así que la cantidad contenida en los 800 Kgs. de escoria es de: 428000 Calorías.

Calor en los gases que salen a la chimenea.- Estos salen a la misma a una temperatura media de 600°C., según ya queda dicho su calor contenido depende de su composición pero carecien- do de datos precisos al respecto nos atenemos a un promedio de 0.38 como calor específico medio, caso en el cual tenemos, siendo la cantidad de gases que salen de 30000 mts³ N., que su contenido en calor total es de 6840000 Calorías.

Pérdida a través de la solera, calculado previamente en la primera parte de éste trabajo: 752736 Calorías.

Además, de las pérdidas generales por radiación, conductividad, etc. no especificadas por su difícil estimación precisa, pero englobadas en una sola cuenta, ésta es la cantidad que resulta de las entradas totales menos las salidas antes detalladas.

Resumiendo tenemos así que el balance queda como sigue:

Entradas de Calor	Calorías	%
Calor en la carga metálica.....	15404.6	0.08
Calor en el aire introducido.....	214108.6	1.03
Calor en el petróleo introducido.....	49000.0	0.23
Calor por combustión del petróleo.....	19200000.0	91.81
Calor por oxidación del baño.....	1206387.8	5.78
Calor por formación de la escoria.....	224000.0	1.07
Total.....	20908901.0	100.00

Salidas de Calor	Calorías	%
Calor contenido en el acero.....	1700000.0	8.15
Calor contenido en la escoria.....	428000.0	2.05
Calor contenido en los gases.....	6840000.0	32.70
Resto de pérdidas.....	11940901.0	57.10
Total.....	20908901.0	100.00

Si tomamos como cantidades de calor útiles para calentar el rendimiento del horno las contenidas en el acero y en la escoria, obtenemos este de 10.15%, el cual es bajo comparado con el de hornos Siemens-Martin de mayor capacidad, cuyo rendimiento oscila de 18 a 20%. Pero hay que tener en cuenta que en nuestro caso se trata de un horno muy pequeño trabajando no a su mayor capacidad sino a una reducida.

PRESUPUESTOS Y CONSIDERACIONES COMERCIALES.

Para establecer nuestro presupuesto adjunto tomamos como base los precios de materiales actuales en la ciudad de México Para la mano de obra calculamos con los salarios corrientes a_ ésta índole de trabajo, en la industria nacional. Como base para calcular la amortización de la planta, tomamos como costo de la misma $ 50000, incluyendo grúa, compresora de aire, tanque_ de combustible y demas accesorios necesarios para el trabajo y suponemos una amortización del 15% anual de dicha cantidad. La base para calcular la producción ha sido la de 24 toneladas en 24 horas, a la cual se llega facilmente cargando hasta 6 toneladas de material por colada. La duración de la bóveda, revestimiento y demás matèrial refractario ha sido supuesta la normal, antes indicada. Con éstos datos queda pués el presupuesto en la forma siguiente:

Costo de una tonelada de acero en el Horno Siemens-Martin.

Materias Primas.		Precios	
1100 Kgs.	Pedacería de acero y hierro.....	$ 33.00	
5 "	Ferromanganeso.....	$ 2.25	
1 "	Ferrosilicio.....	$ 0.55	
0.5 "	Aluminio en pedacería.....	$ 0.50	
100 Kgs.	Cal viva.....	$ 1.20	
50 "	Piedra de cal.....	$ 0.40	
5 "	Espato Fluor.....	$ 1.50	
10 "	Mineral de Hierro.....	$ 0.20	
10 "	Mineral de Manganeso.....	$ 0.70	$ 40.30
Refractarios.			
Por bóveda.....		$ 0.56	
Por paredes y reparaciones diversas al horno.		0.56	
Por cámaras, canales, etc.....		$ 0.58	
Por refractarios para vaciada en fuente.....		$ 2.94	$ 4.64
Materiales de Consumo, etc.			
Por gastos de lingoteras.....		$ 1.00	
Por combustible (petroleo).....		$ 12.00	
Por fuerza eléctrica, vapor, leña, etc.....		$ 3.00	$ 16.00
Por mano de obra.....		$ 9.00	
Por gastos de administración.....		$ 5.00	
Por amortización de la planta de fundición..		$ 1.00	$ 15.00
COSTO TOTAL POR TONELADA.....		$ 75.94	

Interesante resulta comparar éste costo bien bajo con_ el que saca una tonelada del mismo material fundido en un horno eléctrico de la misma producción, calculando con los mismos

PRESUPUESTOS Y CONSIDERACIONES COMERCIALES.

Para establecer nuestro presupuesto adjunto tomamos como base los precios de materiales actuales en la ciudad de México Para la mano de obra calculamos con los salarios corrientes a_ éste índole de trabajo, en la industria nacional. Como base pa ra calcular la amortización de la planta, tomamos como costo de la misma $ 50000, incluyendo grúa, compresores de aire, tanque_ de combustible y demas accesorios necesarios para el trabajo y suponemos una amortización del 15% anual de dicha cantidad. La base para calcular la producción ha sido la de 24 toneladas en 24 horas, a la cual se llega facilmente cargando hasta 6 tonelada de material por colada. La duración de la bóveda, revestimiento y demás material refractario ha sido supuesta la normal, antes indicada. Con éstos datos puede pués el presupuesto en la forma siguiente:

Costo de una tonelada de acero en el Horno Siemens-Martin.

Materias Primas.		Precios	
1100 Kgs.	Pedacería de acero y hierro.....	$ 33.00	
5 "	Ferromanganeso.....	$ 2.25	
1 "	Ferrosilicio.....	$ 0.55	
0.5 "	Aluminio en pedacería.....	$ 0.50	
100 Kgs.	Cal viva.....	$ 1.20	
50 "	Piedra de cal.....	$ 0.40	
5 "	Espato Fluor.....	$ 1.50	
10 "	Mineral de Hierro.....	$ 0.20	
10 "	Mineral de Manganeso.....	$ 0.70	$ 40.30

Refractarios.

Por bóveda.....	$ 0.56	
Por paredes y reparaciones diversas al horno.	0.56	
Por cámaras, canales, etc.....	$ 0.58	
Por refractarios para vaciada en fuente.....	$ 2.94	$ 4.64

Materiales de Consumo, etc.

Por gastos de lingoteras.....	$ 1.00	
Por combustible (petroleo).....	$ 12.00	
Por fuerza eléctrica, vapor, agua, etc.....	$ 3.00	$ 16.00

Por mano de obra.....	$ 9.00	
Por gastos de administración.....	$ 5.00	
Por amortización de la planta de fundición..	$ 1.00	$ 15.00

COSTO TOTAL POR TONELADA..... $ 75.94

Interesante resulta comparar éste costo bien bajo con_ el que sale una tonelada del mismo material fundido en un horno eléctrico de la misma producción, calculando con los mismos

precios y solo teniendo en cuenta el gasto de electrodos (7Kgs/ton. a $ 1.60 el Kg.) y el de corriente eléctrica (700 Kwh./ton. a $ 0.022/Kwh.) Este resulta en tales condiciones a $ 88.01 la tonelada. Queda pues manifiesta la ventaja económica del horno - Siemens-Martin.

precios y solo teniendo en cuenta el gasto de electrodos (7Kg/ton. a $ 1.60 el Kg.) y el de corriente eléctrica (700 Kwh./ton. a $ 0.022/Kwh.) Este resulta en tales condiciones a $ 88.01 la tonelada. Queda pues manifiesta la ventaja económica del horno - Siemens-Martin.

BIBLIOGRAFIA

LIBROS:

Osann.- Fundición del Hierro y del Acero.
Le Chatelier.- Introction a l' Etude de la Metallurgie.
Campbell.- The Manufacture and Properties of Iron and Steel
Sisco.- The Manufacture of Electric Steel.
Best.- Burning Liquid Fuel.
Ledebur.- Handbuch der Eisenhuettenleute.
Dichmann.- Taschenbuch fuer Eisenhuettenleute.
Richars.- Metallurgische Berechnungen.
Stadtmueller.- Schmelzoefen.
Wirth.- Brennstoffchemie.

REVISTAS:

Nombre completo.	abreviación usada en el texto
Stahl und Eisen.	St.u.E.
Revue de Métallurgie.	Rev. de Met.
La fonderie Moderne.	Fond. Mod.
The Foundry.	Foundry.
Demag Nachrichten.	Dem. Nach.
Chemical Abstracts.	Chem. Abst.

BIBLIOGRAFIA

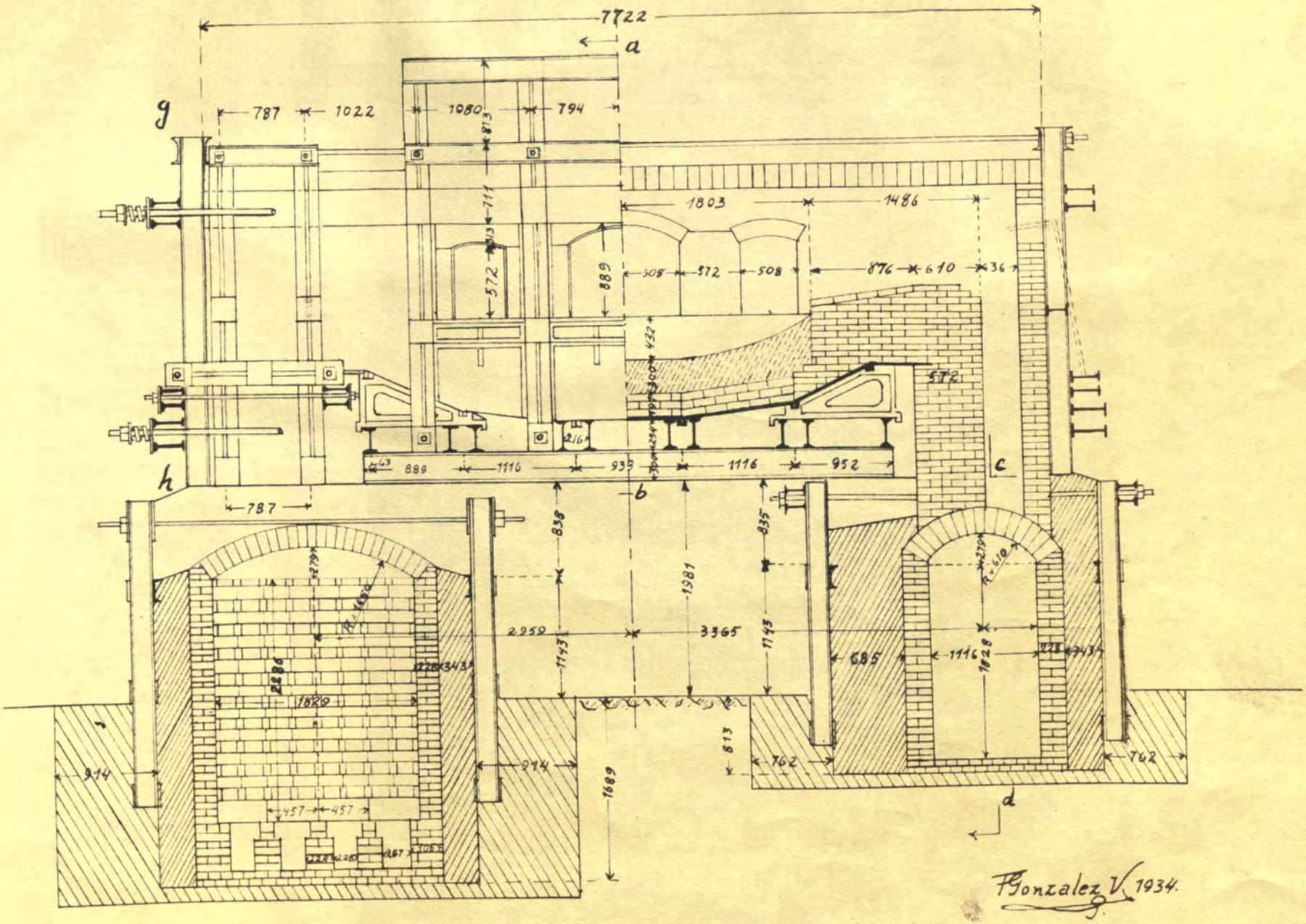
LIBROS:

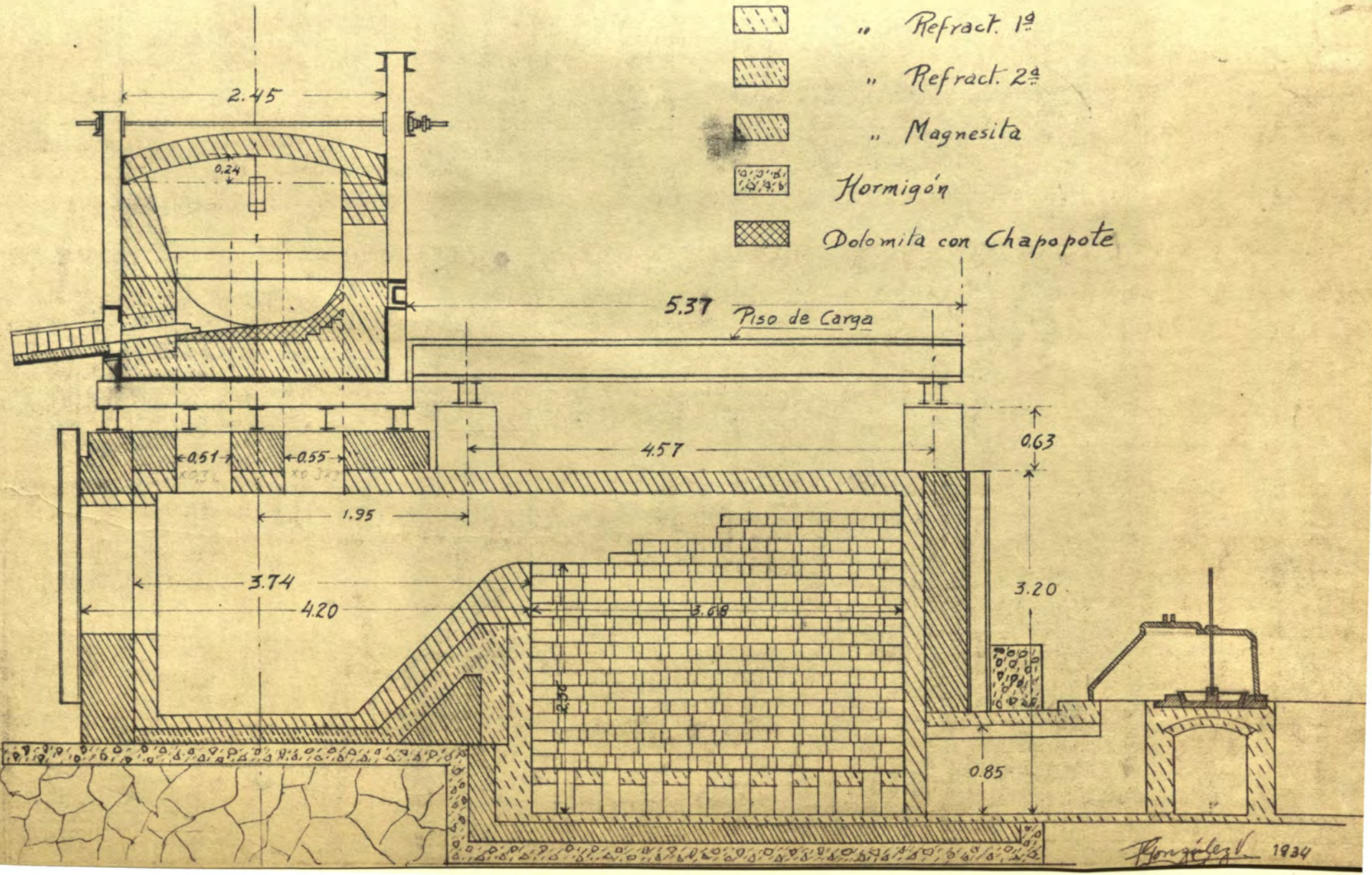
Osann.- Fundición del Hierro y del Acero.
Le Chatelier.- Introction a l' Etude de la Metallurgie.
Campbell.- The Manufacture and Properties of Iron and Steel
Stace.- The Manufacture of Electric Steel.
Boat.- Burning Liquid Fuel.
Ledebur.- Handbuch der Eisenhuettenkunde.
Diekmann.- Taschenbuch fuer Eisenhuettenleute.
Richarz.- Metallurgische Berechnungen.
Stadtmuller.- Schmelzoefen.
Wirth.- Brennstoffchemie.

REVISTAS:

Nombre completo.	abreviación usada en el texto
Stahl und Eisen.	St. u. E.
Revue de Métallurgie.	Rev. de Met.
La Fonderie Moderne.	Fond. Mod.
The Foundry.	Foundry.
Doeag Mechriehton.	Dom. Mech.
Chemical Abstracts.	Chem. Abst.

Horno Siemens-Martin




MATERIALES
Ladrillo colorado
" Sílice
" Refract. 1ª
" Refract. 2ª
" Magnesita
Hormigón
Dolomita con Chapopote
HORNO SIEMENS-MARTIN
Esc. 1/50
2.45
0.24
5.37
Piso de Carga
0.51
0.55
4.57
0.63
1.95
3.74
4.20
3.68
3.20
0.85
González V. 1934