

T
669.1423
PAC

ESCUELA SUPERIOR
POLITECNICA DEL LITORAL
FACULTAD DE INGENIERIA MECANICA

"ESTUDIO DEL PROCESO OXIDACION-REDUCCION
EN EL CONVERTIDOR LD"

TESIS DE GRADO
Previa a la obtención del Título de:

INGENIERO MECANICO

Presentada por:
JOSE PACHECO MOSQUERA

GUAYAQUIL - ECUADOR

1985

A G R A D E C I M I E N T O

A la Escuela Superior Politécnica del Litoral.

Al Ing. HOMERO ORTIZ A., Director de Tesis e Ing. IGNACIO WIESNER F., por la valiosa ayuda y dirección brindada para la realización de este trabajo.

A los compañeros de trabajo del Laboratorio Metalurgia Mecánica, por su colaboración en la realización de las experiencias.

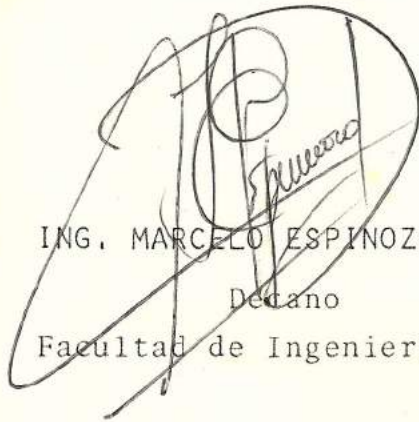
Al Consejo Nacional de Universidades y Escuelas Politécnicas (CNUEP) y al Banco Nacional de Fomento (BNF), por la financiación de materiales y equipos utilizados en el Proyecto de Investigación ESPOL-CICYT, PI. 340.03.

D E D I C A T O R I A

A MIS PADRES

A MIS HERMANOS

A MI ESPOSA



ING. MARCELO ESPINOZA LUNA
Decano
Facultad de Ingeniería Mecánica



ING. HOMERO ORTIZ A.
Director de Tesis



ING. IGNACIO WIESNER F.
Tribunal de Tesis

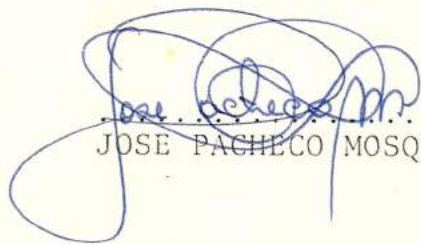


ING. OMAR SERRANO V.
Tribunal de Tesis

DECLARACION EXPRESA

"La responsabilidad por los hechos, ideas y doctrinas expuestos en esta Tesis, me corresponden exclusivamente; y, el patrimonio intelectual de la misma, a la ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL".

(Reglamentos de Exámenes y Títulos Profesionales de la ESPOL).


.....
JOSE PACHECO MOSQUERA

RESUMEN

En el presente trabajo se estudia la fabricación de acero en base al proceso de acero al Oxígeno (Proceso LD), a partir de arrabios obtenidos en horno de cubilote, técnica denominada proceso Dúplex.

Esta investigación está orientada al estudio de los parámetros que influyen en el proceso de fabricación, tales como composición química del arrabio de partida, consumo y presión del Oxígeno insuflado, diámetro de la boquilla de la lanza de inyección, altura de la lanza sobre la superficie del baño metálico, elementos formadores de escoria, desoxidación y ajuste de la composición química del acero obtenido, proceso de colado, etc.

Todos estos parámetros fueron ajustados en el transcurso de las experiencias realizadas, y así establecer una técnica de fusión eficiente y de fácil aplicación.

El control de calidad del acero obtenido se lo realizó mediante análisis químico, los mismos que se realizaron en los laboratorios de FUNASA (Fundiciones Nacionales S. A.) y del Instituto de Química de la ESPOL.

Esta investigación se realizó bajo el marco de un convenio en el que participaron el CONUEP (Consejo Nacional de Universidades y Escuelas Politécnicas) y el BNF (Banco Nacional de Fomento), entidades que financiaron los gastos de operación y equipos, respectivamente.

I N D I C E G E N E R A L

	Pág.
RESUMEN	VI
INDICE GENERAL	VIII
INDICE DE FIGURAS	X
INDICE DE TABLAS	XV
INTRODUCCION	XVIII
I. CAPITULO	20
1. PROCESO DE FABRICACION DE ACERO	20
1.1 Generalidades	20
1.2 Descripción de equipo básico empleado	24
1.2.1 Convertidor	26
1.2.2 Lanza de soplado	30
1.2.3 Refractario	32
1.3 Parámetros del proceso de oxidación-reducción.	39
1.3.1 Composición química	39
1.3.2 Regimen de admisión del oxígeno	42
1.3.3 Oxidación de impurezas	53
1.3.4 Formación de escoria	70
1.3.5 Disolución de gases	77
1.4 Balance de materiales y energía	86
1.4.1 Balance de materiales	86
1.4.2 Balance de calor	90
1.4.3 Aplicación al proceso LD	94
1.5 Afino del acero	112
1.5.1 Cálculo de la cantidad de desoxidante requerida.	115
1.5.2 Desoxidación por manganeso	119
1.5.3 Desoxidación por silicio	122
1.5.4 Desoxidación por aluminio	130

	Pág.
1.5.5 Ajuste del carbono y elementos de aleación.	132
II. CAPITULO	135
2. TRABAJO EXPERIMENTAL	135
2.1 Plan general de trabajo	135
2.2 Diseño y construcción de equipo utilizado ...	136
2.3 Obtención de fundición base	141
2.4 Proceso de aceración	142
2.5 Desoxidación y ajuste de composición química .	189
2.6 Análisis químico de acero obtenido	191
III. CAPITULO	194
3. DISCUSION DE RESULTADOS	194
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	203
APENDICES	206
BIBLIOGRAFIA	213

INDICE DE FIGURAS

Nº		Pág.
1.	Partes principales de una planta LD	25
2.	Sección esquemática de tipos de recipientes usados en el proceso LD.	27
3.	Tobera refrigerada por agua utilizada en el proceso LD.	31
4.	Corte de un convertidor mostrando el reves- timiento refractario.	34
5.	Influencia del grado de pureza del oxígeno soplado en el contenido de nitrógeno del ace- ro fabricado.	42
6.	Perfil típico en un chorro subsónico	45
7.	Razón de flujo específico del oxígeno usado en convertidores LD.	48
8.	Influencia de la presión de soplado y de la altura de la lanza en la superficie y profun- didad de la zona afectada por el chorro de oxígeno.	50
9.	Principales zonas que se forman en el inte- rior del convertidor.	51
10.	Chorro de oxígeno y agitación del baño	54
11.	Eliminación de los elementos en el proceso LD	55
12.	Curva de pérdida de Silicio	58

Nº	Pág.
13. Velocidad de oxidación del carbono en los procesos Bessemer, Thomas y LD.	59
14. Evolución de la descarburización	60
15. Variación de MnO/Mn con el contenido total de óxido de hierro y basicidad B de escorias a 1.600°C.	65
16. Relación entre la remoción de fósforo y contenido de óxido de hierro y basicidad de la escoria.	67
17. Superficies líquidas en el sistema CaO-FeO-SiO ₂	71
18. Variación de la composición de la escoria .	72
19. Influencia de la temperatura en la solubilidad del oxígeno en el hierro puro.	78
20. Contenido de oxígeno de los aceros, cuando se encuentran oxidados en la última etapa de fabricación a 1 atm de presión.	80
21. Contenidos de Nitrógeno de diversos tipos de aceros.	82
22. Influencia de la temperatura en la solubilidad de nitrógeno en el hierro puro.	83
23. Influencia de la temperatura en la solubilidad del hidrógeno en el hierro puro.	85
24. Balance de materiales para producir una tonelada de acero.	90

Nº	Pág.
25. Consumo total de energía involucrada en el proceso LD.	92
26. Balance de energía para control del proceso LD.	93
27. Datos utilizados para realizar el balance de calor en el proceso LD.	100
28. Diagrama de Sankey del balance de energía para la producción de una tonelada de acero, mediante el proceso LD.	112
29. Representación gráfica mediante barras del balance de energía.	113
30. Equilibrio entre varios desoxidantes y el contenido de oxígeno en el acero.	116
31. Contenido de Mn y Oxígeno del hierro en equilibrio con una solución sólida o líquido de FeO-MnO.	121
32. Contenido de Silicio y Oxígeno del hierro en equilibrio con sílice sólida.	124
33. Datos de equilibrio en desoxidación simultánea del acero por silicio y manganeso a 1.600°C.	126
34. Oxígeno residual en hierro a 1.600°C, relacionada a % de Si y % de Mn, al desoxidar acero conteniendo inicialmente 0.10% de oxígeno.	127

Nº		Pág.
35.	Oxígeno residual en hierro a 1.600°C, relacionada a % Si y % Mn, al desoxidar acero, conteniendo inicialmente 0.05% de oxígeno.	128
36.	Concentración de Silicio y Manganeso en hierro en equilibrio con sílica saturada de silicatos de Manganeso fundido.	129
37.	Pérdida del Aluminio en función del O ₂ del acero durante la colada.	132
38.	Convertidor terminado y listo para su operación.	137
39.	Esquema de lanza de oxígeno	139
40.	Lanza de inyección de oxígeno utilizada en el proceso de aceración.	140
41.	Horno de cubilote de 350 mm. con su respectivo antecrisol, empleado para obtener el "arrabio" utilizado en el proceso de aceración. .	143
42/ 47.	Sangrado del cubilote, trasvase al convertidor, colocación de lanza y soplado hasta el minuto 4.5.	148
48/ 53.	Soplado del convertidor desde el minuto 7 hasta el minuto 14.	149
54/ 56.	Trasvase a cuchara, desoxidación y ajuste de composición química, colado del acero.	150
57.	Principio de operación del difusor	176

Nº	Pág.
58. Equipo utilizado para desulfurar el metal en el antecrisol, mediante el método de inyección.	178
59. Dimensiones principales del convertidor ..	209
60. Dimensiones del convertidor utilizado en las experiencias.	211

INDICE DE TABLAS

Nº		Pág.
I.	Designación ASTM: A27-65 para aceros al carbón de baja y media resistencia, moldeados para aplicaciones generales.	24
II.	Dimensiones típicas de convertidores LD .	29
III.	Análisis típicos de los refractarios básicos.	37
IV.	Calores de solución de elementos en hierro fundido a 1% de concentración y 1600°C. .	102
V.	Materia prima utilizada para la obtención del arrabio de partida.	144
VI.	Composición química del arrabio obtenido en cubilote.	145
VII.	Datos experimentales del proceso de acera- ción.	151
VIII.	Cantidades de Ferrosilicio- Ferromanganeso y Aluminio, utilizados para desoxidar y ajustar la composición química.	192
IX.	Composición química del acero obtenido ..	193
X.	Rendimiento obtenido en pruebas realizadas	202

S I M B O L O G I A

ASTM	American Society for Testing Materials
A	Actividad
b	Constante de ecuación 3
$^{\circ}\text{C}$	Grado centigrado
c_p	Calor específico
cm	Centímetro
CE	Carbono equivalente
d, D	Diámetro
dm	Decímetro
g	Aceleración de la gravedad
gr.	Gramo
G	Energía libre de Gibbs
h	Altura de lanza
h_1	Altura del metal fundido
H_1, H_2, H_T	Altura del cuerpo, cono y total del convertidor
H	Entalpía
Hp	Caballo de fuerza
J_{CaO}	Razón de asimilación
J	Joule
$^{\circ}\text{K}$	Grados Kelvin
K	Constante de equilibrio
Kcal	Kilocaloría
Kg.	Kilogramo

k	Razón de oxidación del carbono
k_l	Coefficiente de proporcionalidad
LD	Linz-Donawitz
M	Elemento metálico
m	Metro
mm	Milímetro
\dot{m}	Flujo másico
P	Presión parcial
P	Presión
Q	Caudal de oxígeno
S_{ax}	Profundidad de penetración del chorro de oxígeno
T	Temperatura
ton.	Tonelada
t	Tiempo
V	Volumen
v	Velocidad
W	Peso de elemento
X	Constante de ecuación 7
α	Hierro alfa
β	Hierro beta
γ	Hierro gamma
δ	Hierro delta
v	Razón de disolución
η	Número de moles
ρ_l	Densidad de metal líquido
ρ_g	Densidad de gas generado en el punto de impacto del chorro de oxígeno.

INTRODUCCION

La fabricación de acero en el Ecuador, es una imperiosa necesidad, tanto para fundición de piezas moldeadas como para productos de laminación, maquinado y forja.

El consumo nacional de acero estructural se estima debe ser alrededor de 600.000 toneladas por año. En cambio, el mercado para acero fundido puede estimarse en unas 8.000 toneladas por año, considerando solamente el abastecimiento de piezas de repuesto para maquinaria industrial. Si se considera los requerimientos de otros sectores de la producción, este valor puede llegar hasta unas 20.000 toneladas por año.

Los procesos de fusión de partes de acero en cantidades como las citadas, puede ser suplido por prácticas diversas, entre las que podemos citar:

- a) Fusión en horno eléctrico de arco
- b) Fusión en horno eléctrico de inducción de alta frecuencia.
- c) Fusión en cubilote y aceración en convertidor LD.

La alternativa más viable para iniciar la producción de acero es, a través del uso de convertidor, por ser la de menor inversión económica.

El objetivo de la presente investigación es el de continuar el trabajo iniciado por el Ing. Gonzalo Sánchez⁽¹¹⁾ y optimizar una técnica de fusión para la producción de acero partiendo de arrabio de cubilote. Los resultados obtenidos en esta primera etapa, sirvieron de estímulo para seguir estudiando el proceso, ya que actualmente la ESPOL posee la suficiente infraestructura en su taller de fundición para realizarlo a escala de producción.

CAPITULO I

PROCESO DE FABRICACION DE ACERO

1.1 GENERALIDADES.-

El proceso LD*, parece especialmente adaptado para las acerías de moldeo que parten de la fusión en cubilote de una fundición de bajo fósforo, partiendo a su vez de una carga compuesta de chatarra y retomos de fabricación. Este proceso ya ha sido adoptado en muchas acerías de moldeo y se han montado varias instalaciones en diferentes países. El sistema utilizado es el proceso Duplex, que utiliza la combinación Cubilote-Convertidor.

El proceso en síntesis, consiste en trabajar en cubilote cargado ya sea de chatarra de hierro gris, chatarra de acero o combinación de ambos, para tratar de obtener un arrabio bajo en azufre y fósforo, el cual se pasa a un convertidor de revestimiento

* Proceso LD, probado experimentalmente por primera vez por Robert Durrer, profesor del Instituto de Siderurgia de la Escuela Politécnica de Berlín, en Suiza en 1.948. Las siglas LD obedecen a las ciudades austriacas de Linz y Donawitz donde el proceso se implementó industrialmente por primera vez en la empresa VOEST-ALPINE AG., el 9 de diciembre de 1944.

básico, con una lanza vertical que se introduce por la boca del convertidor, por la que se inyecta oxígeno (98% de pureza) pero a velocidad supersónica y con una presión de 6 a 12 bares en la superficie del arrabio que se va a afinar.

La ventaja de la conversión al oxígeno consiste en poder tratar fácil y rápidamente la fundición en revestimiento básico y en presencia de cal, para obtener una desfosforación y desulfuración interesante.

Desde los primeros momentos de la inyección, se produce casi simultáneamente la oxidación de los principales elementos que contiene la fundición. A los pocos momentos de comenzado el soplado, se suele añadir la mitad de la cal y luego, unos cuatro minutos aproximadamente después de la iniciación de la operación, se añade el resto de la cal.

En los primeros minutos de soplado comienza la eliminación de silicio y casi al mismo tiempo la del manganeso. El carbono y el fósforo se eliminan un poco después, pero casi simultáneamente, durante toda la operación.

Aproximadamente después de 20 minutos de haber co-

menzado el proceso, cuando se considera que se ha inyectado el volumen de oxígeno calculado para la operación, se interrumpe el soplado y se sacan muestras de acero y de la escoria para analizar y se mide la temperatura del baño. Si en ese momento la composición del baño y su temperatura son adecuados, se procede a realizar la colada.

Este procedimiento tiene las siguientes ventajas:

- 1) La calidad del acero fabricado con oxígeno es mucho mejor que la del acero Bessemer o Thomas. Es sensiblemente del mismo orden de calidad que la de los aceros Siemens y se aproxima a la de los aceros eléctricos. Los aceros fabricados con oxígeno suelen contener porcentajes de fósforo variables de 0.015 a 0.040% y de nitrógeno 0.0020 a 0.0050%.
- 2) El costo de una instalación con convertidores LD es muy inferior al de otra con hornos Siemens o con hornos eléctricos de la misma capacidad de producción.
- 3) El proceso es de corta duración. Cada colada dura 40 minutos en total. Una colada en horno eléctrico dura de dos a cuatro horas.

- 4) Al final de la fase oxidante y antes de colar , el acero LD contiene generalmente menos oxígeno que los aceros Bessemer, Thomas y Siemens en esta misma fase de fabricación, sobre todo cuando se emplean fundiciones altas en manganeso. Por esta razón, su desoxidación es más sencilla y exige una menor cantidad de desoxidantes.
- 5) Se puede partir de materias ricas en fósforo y azufre.
- 6) No requiere de instalaciones especiales
- 7) Tiene gran elasticidad de marcha, ya que permite fabricar distintos tipos de acero.
- 8) Permite fabricar aceros de calidad

El acero obtenido en el proceso LD cubre los siguientes campos de aplicación:

- Aceros suaves al carbono para fuerte trabajado en frío.
- Aceros suaves y semisuaves al carbono para barcos, calderas, puentes, etc.

- Aceros de baja aleación con alto límite elástico y resistencia para construcciones soldadas.
- Aceros al carbono para forjas, maquinarias y herramientas, estos son susceptibles a los tratamientos térmicos. Por ser esta parte de nuestro interés, en la Tabla 1, se muestra la composición química de éstos.

GRADO	C	Mn	Si	P	S
N - 1	0.25	0.75	0.80	0.06	0.05
N - 2	0.35	0.60	0.80	0.06	0.05
U - 60 - 30	0.25	0.75	0.80	0.06	0.05
60 - 30	0.30	0.60	0.80	0.06	0.05
63 - 35	0.30	0.70	0.80	0.06	0.05
70 - 36	0.35	0.70	0.80	0.06	0.05
70 - 40	0.25	1.20	0.80	0.06	0.05

TABLA 1: DESIGNACION ASTM: A27 - 65 PARA ACEROS AL CARBON DE BAJA Y MEDIA RESISTENCIA MOLDEADOS PARA APLICACIONES GENERALES.

1.2 DESCRIPCION DE EQUIPO BASICO EMPLEADO.-

La Figura 1, es un esquema que muestra la localización relativa de los principales elementos que cons-

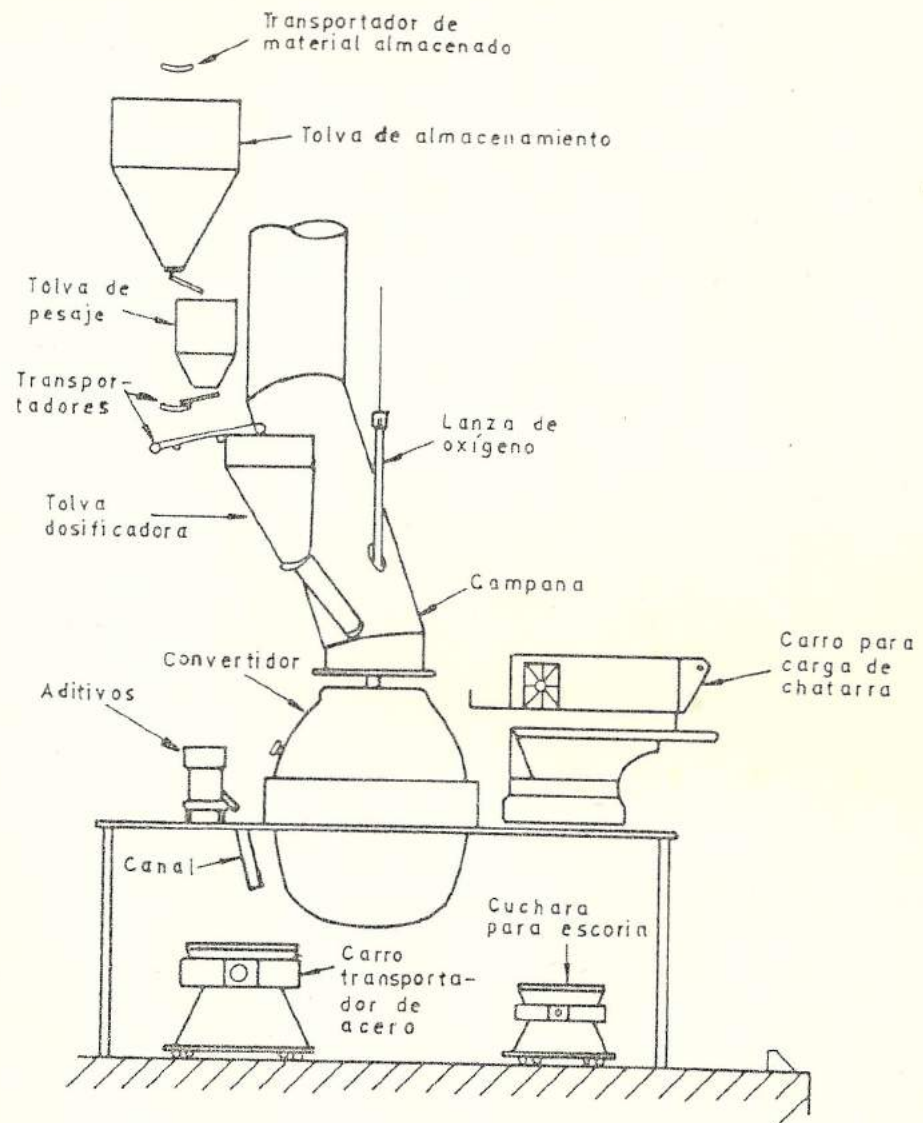


FIGURA 1: PARTES PRINCIPALES DE UNA PLANTA LD⁽¹⁾.

tituyen una planta para fabricación de acero mediante el proceso LD. Aunque el recipiente en sí no es muy grande comparado con un horno Siemens-Martín, sin embargo la toma de humo y el enfriado de gases demandan un gasto total de construcción elevado. El reemplazo periódico y necesario de la lanza de oxígeno vertical, refrigerada por agua, también exige un espacio de trabajo considerable alrededor del convertidor.

1.2.1 El Convertidor.-

Los convertidores LD inicialmente fueron casi cilíndricos, diferentes a los de extremo cónico. Posteriormente, se diseñaron con otra conformación, para ganar superficie transversal en los niveles que resultara más ventajoso para la duración del revestimiento refractario.

El cuerpo del convertidor está constituido por las siguientes partes principales:

- 1) La parte superior troncocónica, donde se halla situada la boca del convertidor.

- 2) La zona cilíndrica que coincide con la parte central del convertidor.
- 3) El fondo del convertidor que unas veces es fijo y otras móvil.
- 4) La piquera o agujero de colada

La sección de la boca puede ser concéntrica o excéntrica como se observa en la Figura 2, cada tipo ofrece sus ventajas e inconvenientes particulares.

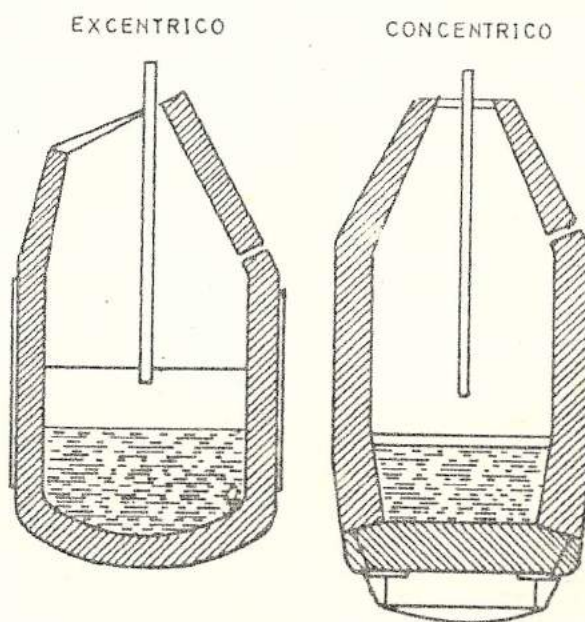


FIGURA 2: SECCION ESQUEMATICA DE TIPOS DE RECIPIENTES USADOS EN PROCESO LD. ⁽¹⁾

Las ventajas de la forma excéntrica son:

- 1) Es más fácil extraer la escoria con escasa pérdida de metal, debido a que, en la posición horizontal el nivel de metal es más bajo.
- 2) Es más fácil instalar una chimenea colectora de humos sobre el convertidor, puesto que no se requiere de una larga acción de eyección de escoria. También resulta más conveniente, cuando se desea instalar una caldera de recuperación de calor.
- 3) Los controles de lanza pueden estar situados a un nivel más bajo.

Las ventajas del convertidor concéntrico son:

- 1) El revestimiento del crisol es simétrico
- 2) Las condiciones del baño son las mismas a ambos lados cuando el convertidor está en posición horizontal, de manera que las operaciones de carga, soplado, sangrado y extracción de la escoria puede efectuarse desde ambos lados.

La capacidad de los convertidores varía de 30 a 300 toneladas, y la carga fundida suele ocupar solo 1/5 del volumen útil del convertidor. En un principio el volumen de los convertidores, era aproximadamente de $1.0 \text{ m}^3/\text{ton.}$ de acero, pero últimamente, se ha reducido el valor de esa relación y suele ser de $0.6 \text{ m}^3/\text{ton.}$ de acero(2).

Algunas dimensiones típicas para diversas capacidades del convertidor en fábricas de construcción modernas, son las siguientes:

CARACTERISTICAS	CAPACIDAD DEL CONVERTIDOR.		
	30 t	75 t	200 t
Altura del cuerpo (m)	7	7.60	8.50
Diámetro del cuerpo (m)	3,90	4,50	6,70
Diámetro del baño (m)	2,40	3,75	5
Profundidad del baño (m)	1	1,30	1,50
Volumen total (m^3/t)	0,8	0,75	0,75
Diámetro de boca (m)	1,20	1,70	2,30

TABLA II: DIMENSIONES TÍPICAS DE CONVERTIDORES
LD⁽³⁾

El volumen total del convertidor por tonelada de capacidad, no ha cambiado materialmente, ni

tampoco lo ha hecho la superficie del baño que sigue siendo de $13 \text{ dm}^3/\text{t}$ de acero⁽²⁾. Es algo inferior a la mitad del área que se encontrará en un horno de solera abierta, pero esto no es importante, ya que el proceso LD no depende de la superficie expuesta del baño para la transferencia de calor a partir del combustible.

El convertidor está montado sobre soportes giratorios situados casi a mitad de su altura y si es accionado por motor puede girar 360 grados en un plano determinado, y así colocarse en cada momento del proceso en la posición adecuada, para recibir las cargas, para el soplado y para la colada del acero.

1.2.2 Lanza de Soplado.-

El oxígeno se hace llegar al convertidor a través de una lanza que, para poder ser colocada a la altura adecuada se desplaza verticalmente. Esta constituida por un tubo de acero terminado en una boquilla de cobre fuertemente refrigerada con agua, que al principio tenía un solo orificio para salida del

oxígeno (Fig.3). Posteriormente, se tiende a utilizar lanzas con tres o cuatros orificios o bocas de salida. Los convertidores de 60t. utilizan lanzas con cuatro orificios de 27mm. de diámetro cada uno.

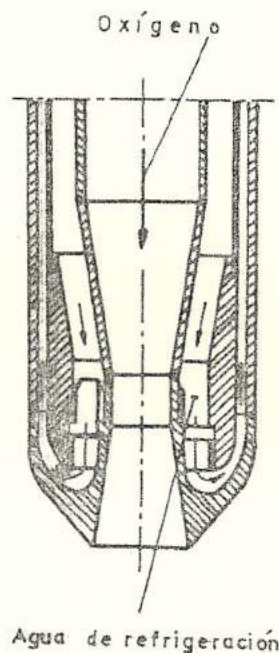


FIGURA 3: TOBERA REFRIGERADA POR AGUA UTILIZADA EN EL PROCESO LD.⁽²⁾

Se considera de suma importancia que el oxígeno sea soplado verticalmente hacia abajo, sobre el centro de la superficie del baño. Para conseguirlo se inmoviliza la lanza en una plantilla de posición asegurada en el interior de la cuba durante el soplado, que se

soltará momentos antes de concluir esta operación.

La exigencia de agua es muy pequeña; por ejemplo, un convertidor de 30 ton. necesitará de 700 a 800 litros de agua por minuto a 5 kg/cm^2 de presión.

1.2.3 Refractarios.-

Uno de los problemas más importantes que plantea una acería, es el del revestimiento refractario. A este respecto, los convertidores LD, trabajan bajo condiciones muy severas por causa de los factores siguientes:

- 1) Agitación del acero fundido y de la escoria por la inyección de oxígeno.
- 2) Basculamiento del horno
- 3) Generación de gran cantidad de polvo, gases, de cambios de temperaturas durante el ciclo de operación constituido por carga, soplado y colado.
- 4) Alta temperatura de operación.

5) Impacto por carga

Por tanto, estos revestimientos refractarios necesitan tener una elevada resistencia a la corrosión química, resistencia al desgaste causado por el flujo de acero fundido, resistencia al choque térmico y a los impactos mecánicos.

Las condiciones de servicio de un refractario son diferentes según la zona de aplicación, lo que lleva en ocasiones a compensar los distintos desgastes, seleccionando el revestimiento adecuado a cada zona particular.

El revestimiento de un convertidor puede ser dividido en el revestimiento de seguridad (o de respaldo) y el de trabajo (Fig. 4).

El de seguridad se coloca normalmente con el fin de proteger la coraza del convertidor contra rotura del revestimiento de trabajo y temperaturas excesivas.

El de trabajo se lo puede dividir en cinco partes: fondo, unión, fondo-cilindro, cilindro, cono y piquera.

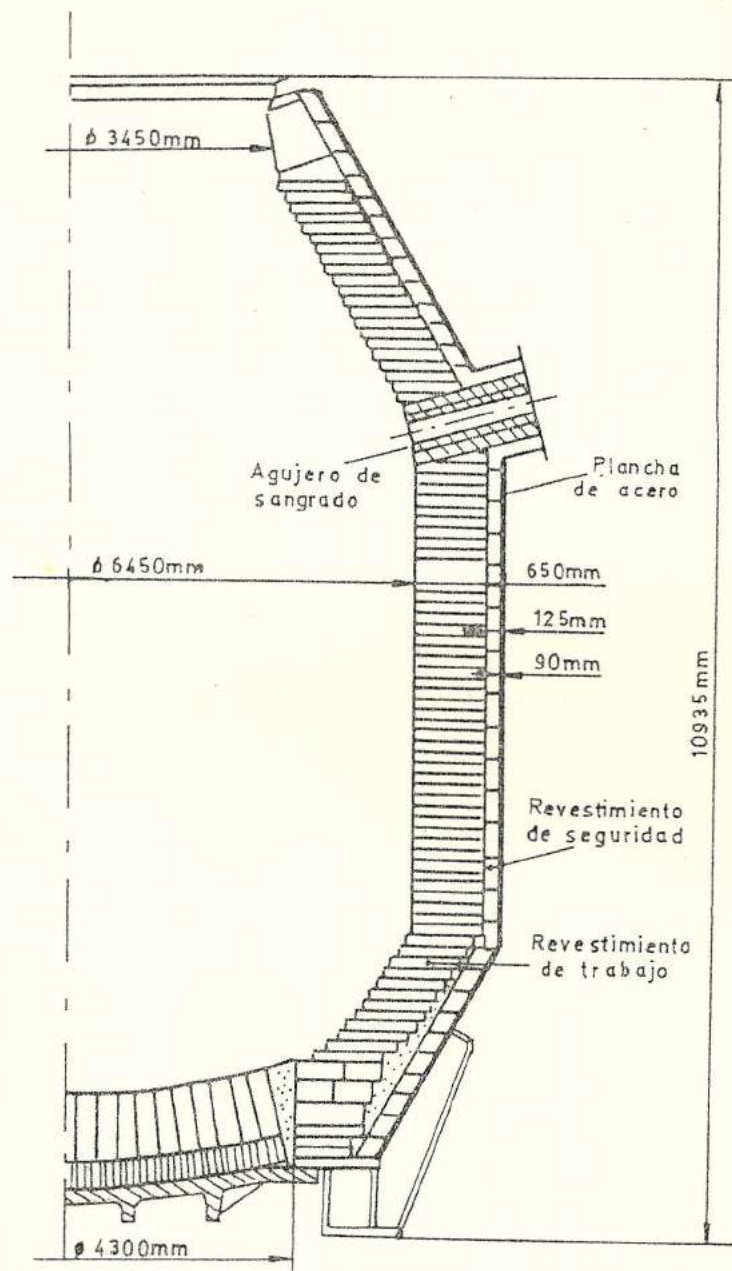


FIGURA 4: CORTE DE UN CONVERTIDOR DE 300 TONELADAS MOSTRANDO EL REVESTIMIENTO REFRACTARIO⁽¹¹⁾.

- El revestimiento del fondo debe resistir la penetración del metal y la posible incidencia del oxígeno desde la lanza. El ladrillo debe tener buena resistencia bajo carga en caliente y ser resistente al desgaste mecánico. Se usan ladrillos en forma de cuña.

- Unión fondo-cilindro, es una zona delicada que si no está bien construida puede provocar inestabilidad del fondo o cilindro o perforación. Los materiales tienen la misma resistencia que en el fondo.

- El cilindro tiene normalmente espesor de un solo bloque; zonas de mayor exigencias, en cuanto a calidad del ladrillo son las zonas de impacto de carga y la línea de escoria. En la mayoría de los casos, se utilizan ladrillos cocidos e impregnados con alquitrán. En cuanto a la línea de escoria, éstas sufren un fuerte ataque químico por reacción entre el ladrillo y la escoria.

- El cono se construye con diseño plano en ménsula y de un solo bloque en todo su espesor. El cono es una zona expuesta a las

llamas durante el soplado y a severos y frecuentes cambios de temperatura. El revestimiento debe tener elevada resistencia al choque térmico y gran resistencia a la oxidación.

- La piquera sufre una severa acción de desgaste por la corriente del acero fundido y debe ser resistente a las variaciones de temperatura. Se utilizan bloques monolíticos con éxito.

Normalmente, se utiliza refractario básico, lo que garantiza una buena eliminación de fósforo y azufre de la fundición cargada.

Se utilizan ladrillos de dolomía, dolomía enriquecida con magnesita y magnesita, aunque la tendencia actual es hacia los ladrillos de magnesita, usándose cada vez menos los ladrillos de dolomía. En el cuadro adjunto se muestra una serie de análisis típicos de estos refractarios básicos.

MATERIAL	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Pérdida
Dolomita bruta	0,2	1	0,4	30	20	46
Dolomita calcinada	3	2	2	55	36	2
Dolomita estabilizada	12-14	2	3	40	40	1
Dolomita calcina con adición de hierro.	0,3	1	9	52	36	0,5
Magnit	2-5	1	4-6	10-25	75-80	1-2
Dolomita semi-estable	3	2	3	56	34	1
Magnesita calcinada	3	1,5	2-5	2-4	88-90	--

TABLA III: ANALISIS TÍPICOS DE LOS REFRACTARIOS BÁSICOS.⁽³⁾

Se fabrican varias clases de ladrillo, empleándose generalmente magnesia de 94% de MgO, baja en hierro, en granos de diferentes tamaños impregnados en alquitrán. Se prensan en frío y los ladrillos se colocan directamente en el convertidor, donde luego, debido a la alta temperatura que alcanzan, los ladrillos sufren un tratamiento de cocción. Debido a la presencia de alquitrán estos ladrillos contienen de 4 a 5 % de carbono.

Otro tipo de ladrillo se fabrica por prensado recibiendo luego un cocido posterior. Son introducidos en una cámara de vacío especial,

en la que, al dar entrada a la cámara a una cierta cantidad de alquitrán, la magnesia queda impregnada con alquitrán. Estos ladrillos contienen de dos a tres por ciento de carbono. Los ladrillos cocidos e impregnados con alquitrán se usan, en la mayoría de los casos, especialmente en la línea de escoria sujeta a intensa corrosión y en el lado de carga del cilindro que sufre severos impactos mecánicos y el consiguiente desgaste.

Entre las propiedades físicas generales que requiere el revestimiento de un convertidor LD, puede citarse la estabilidad volumétrica a alta temperatura, elevada resistencia bajo carga en caliente y alto punto de ablandamiento bajo carga.

En lo que se refiere a reparaciones en caliente de zonas desgastadas en distintas partes del horno, ya sea por variaciones anormales en la calidad de los ladrillos o por construcción defectuosa, se puede inyectar o bien rellenar con masas de magnesita y así intentar aumentar al máximo la vida del revestimiento.

1.3 PARAMETROS DEL PROCESO DE OXIDACION-REDUCCION.-

1.3.1 Composición Química.-

En este proceso se pueden utilizar fundiciones bases de composiciones muy variadas. Hay algunas que son más apropiadas que otras para el mismo, pues permiten seguir marchas más económicas.

Debido a que el revestimiento del convertidor LD es de tipo básico, conviene que el contenido de silicio no sea muy elevado para que la sílice que se forma no desgaste al refractario básico y de esta manera aumentar la vida del revestimiento.

Incrementos en la sílice formada en la escoria, requerirá un incremento adicional de cal para mantener la razón de basicidad y pérdidas extras de hierro podría ocurrir debido al incremento de escoria. Generalmente el silicio suele variar de 0.2 a 1 %.

El fósforo conviene también que sea lo más bajo posible, pues así evita su eliminación y se acorta la operación. Así se puede em-

plear menos cal y se forma menos cantidad de escoria. Se desea que sea menor de 0.30% y, si es posible, menor de 0.20%. Si mantenemos el nivel de fósforo en 0.15%, es posible mantener una altura normal de la lanza de soplado en un consumo predeterminado de oxígeno para el nivel de carbono requerido. Si empleamos contenidos más altos en fósforo, la velocidad del proceso es entonces tal, que el carbono quedará eliminado antes que el fósforo, debido principalmente a que el tiempo del soplado no es lo suficientemente largo para producir una escoria fluída, lo cual es un prerequisite para la eliminación del fósforo.

La influencia del azufre en la calidad del acero es bien conocida, por lo que interesa que sea lo más bajo posible y además porque se elimina relativamente mal en este proceso. Se recomienda que sea inferior a 0.060%; quedando reducido generalmente a la mitad, obteniéndose valores entre 0.02 y 0.040 % en el acero producido.

Se ha demostrado que un incremento del contenido de azufre de 0.05 a 0.06%, puede resul-

tar un incremento del 0.004% en el acero, asumiendo condiciones equivalentes de escoria.

Muchos autores sostienen que el nivel de magnesio debe ser elevado para proteger al acero de una sobre-oxidación; generalmente varía en la fundición de 1.5 a 2.5%. El manganeso que se obtiene en el acero suele ser aproximadamente 1/5 de la fundición.

El carbono suele estar contenido entre 3.5 y 4.5% para arrabio proveniente de alto horno. También se puede utilizar el arrabio proveniente de un horno de cubilote, que fácilmente llega al 3% de carbono.

Se obtiene así, a partir de un arrabio con la composición química anteriormente mencionada, un acero con el siguiente rango de constituyentes: (2,5,6)

	COMPOSICION QUIMICA				
	C	Si	S	P	Mn
Arrabio	3.5 -4.5	0.2-1	0.06	0.30	1.5 -2.5
Acero	0.04-1.05	trazas	0.018-0.051	0.007-0.085	0.07-0.44

1.3.2 Régimen de admisión del Oxígeno.-

El empleo de oxígeno puro introdujo nuevas variables en la metalurgia de fabricación de acero que hay que considerar y es interesante conocer. Se debe emplear oxígeno, con una pureza superior a 99%, ya que el contenido en nitrógeno del oxígeno influye en el contenido en nitrógeno que se obtiene en el acero. En la Fig. 5, se señala la relación aproximada que hay entre la pureza del oxígeno y el nitrógeno que contiene el acero.

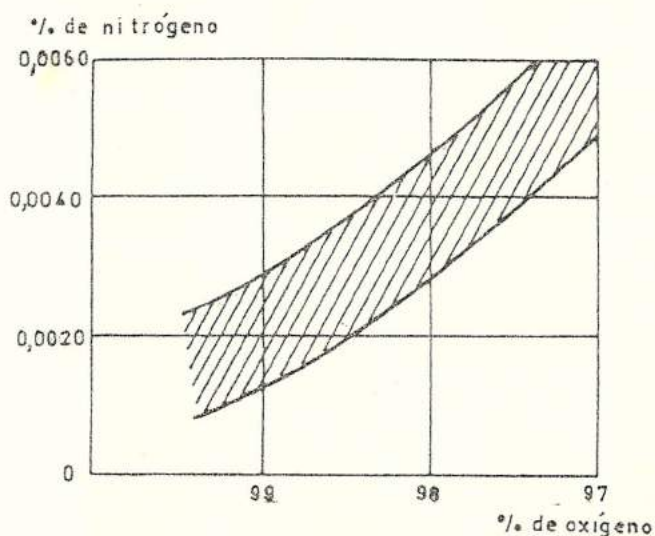


FIGURA 5: INFLUENCIA DEL GRADO DE PUREZA DEL OXIGENO SOPLADO EN EL CONTENIDO DE NITROGENO DEL ACERO FABRICADO. ⁽²⁾

El oxígeno se sopla por medio de una lanza vertical, terminada en una tobera de cobre refrigerada por agua.

Algunos diseños de lanza han sido probados, pero tienen un valor limitado, pues es casi imposible reproducir condiciones en un convertidor, debido a que:

- 1) El oxígeno reacciona con el baño
- 2) Se produce un gas (CO)
- 3) La corriente de oxígeno es circundada por un gas a alta temperatura.
- 4) Algo del CO producido es oxidado (CO₂).

El chorro de oxígeno sobre la superficie del baño, produce una depresión en la superficie del líquido, y además gotitas de metal son lanzadas tangencialmente de esta depresión por los gases salientes. La producción de gotas y la forma y dimensión de la depresión son importantes en el entendimiento del proceso. En algún punto sobre la depresión, hay un equilibrio entre la presión hidrostática del líquido y la presión dinámica del chorro ($\frac{1}{2} \rho v^2$). Sobre esta base, se puede esta-

blecer la máxima profundidad de penetración del chorro. El efecto de la altura de la lanza o sea, la distancia entre la superficie del baño y la lanza, es dado por la ecuación (1).

$$Sax = 1.1 \frac{Pd}{\sqrt{h}} + 38.1 \quad (1)$$

El chorro de gas libre puede ser clasificado en subsónico o supersónico, dependiendo de si la velocidad a la salida es mayor o menor que la velocidad del sonido. Estos dos tipos de chorro tienen un comportamiento algo diferente, y es mejor considerarlo separadamente.

En la Figura 6, se muestra el perfil típico de un chorro subsónico, en el cual y desde el punto de vista de fabricación de acero, mediante el proceso LD, los parámetros que nos interesan y que son los más importantes son: longitud del núcleo potencial, en el cual la velocidad es igual a la velocidad de salida del chorro; y la distribución de velocidad, la cual depende del diseño de la boquilla de la lanza.

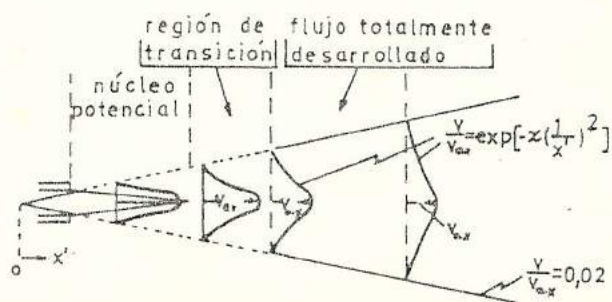


FIGURA 6: PERFIL TIPICO EN UN CHORRO SUBSONICO ⁽⁶⁾

Para el caso del chorro subsónico la expresión que relaciona la profundidad de penetración con altura de la lanza, está dada por la ecuación ⁽⁷⁾:

$$\frac{Sax}{h} \left(1 + \frac{Sax}{h}\right)^2 = \frac{115 (\dot{m}v) \text{ chorro}}{\pi \rho \ell gh^3} \quad (2)$$

En flujo supersónico, tenemos que:

$$\frac{Sax}{h} \left(1 + \frac{Sax - b}{h}\right)^2 = \frac{93 (\dot{m}v) \text{ chorro} (\rho g)}{\pi \rho \ell gh^3 \rho_{\text{ambiente}}} \quad (3)$$

Donde: b es el punto de arranque imaginario del chorro supersónico. Los valores de b/d chorro para Mach 1, 1.4 y 1.8 son 1.7, 3.25 y 5.8 respectivamente.

La ecuación anterior puede ser usada para estimar la posible profundidad de la depresión producida por el chorro de oxígeno en un convertidor LD. Los datos de Jones y Laughlin Aliquippa⁽⁷⁾ indican una razón de aproximadamente $3.0 \text{ m}^3/\text{s}$. y una velocidad de salida con tobera de un solo agujero correspondiente a Mach 2. Asumiendo, que el oxígeno anterior a la descarga está a la temperatura del cuarto y, que la expansión es insentrópica y adiabática, el momentum del chorro es aproximadamente 2.0×10^3 Newtons; a una altura de lanza de dos metros sobre la superficie del líquido, la profundidad de la depresión es cerca de 22 cm. en acero fundido o cerca de 40 cm. en escoria o en una emulsión de gas-escoria-metal con una densidad media; a una altura de lanza de un metro, la profundidad sería de 50 cm. en acero fundido o aproximadamente 80 cm. en escoria o emulsión.

La distancia entre la lanza y el metal, depende en gran parte del tamaño y diseño del convertidor, de los materiales empleados y de las condiciones que se presentan durante la aceración. La distancia al iniciarse el soplado, varía con los diferentes convertidores y según las distintas plantas de 90 cm. a 2 m., a una presión de oxígeno de 67 Kg/cm².

El consumo de oxígeno en la producción de una tonelada de acero es del orden de 50-60 m³.⁽²⁾ El régimen de entrada del oxígeno es función de la capacidad del convertidor como se observa en la Figura 7, y determina el tiempo de refinado y, por consiguiente, el tiempo disponible para el desarrollo de las reacciones necesarias. Es decir, que el tiempo de afino se ve limitado exclusivamente por el progreso de las reacciones entre el metal y la escoria, así como por la necesidad de que ambos alcancen una "aproximación" al equilibrio al final del proceso de afino.

Es importante mantener el chorro de oxígeno a gran velocidad. Si no se hiciera así, se encontraría excesivo óxido en la escoria que reaccionaría con el baño a intervalos esporá-

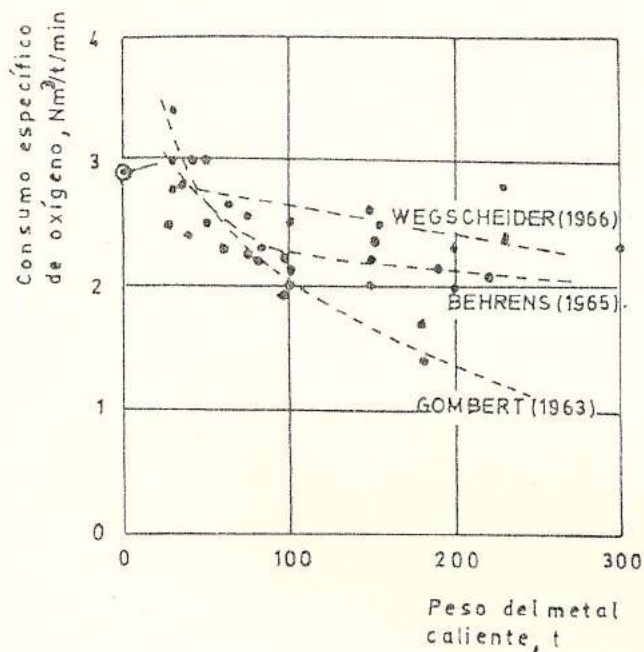


FIGURA 7: RAZON DE FLUJO ESPECIFICO DEL OXIGENO USADA EN CONVERTIDORES LD. ⁽⁸⁾

dicos, produciendo una serie de violentas erupciones seguidos de períodos de calma, erupciones que expulsarían por la boca del convertidor cantidades indebidas de metal y escoria. El mantenimiento de la penetración necesaria, tiende casi automáticamente a producir una duración constante del tiempo de soplado, de 20 a 24 minutos, cualquiera que sea el tamaño del convertidor; en consecuencia, la producción es casi, aunque no completamente,

proporcional al peso cargado en el convertidor. El aumento de la velocidad de impacto del oxígeno sobre el baño tiende a aumentar la rapidez de la eliminación del carbono a expensas del fósforo.

También la presión del oxígeno, junto a la distancia entre la boquilla y la superficie del baño, influyen en el curso de las reacciones, especialmente cuando la eliminación del fósforo es una característica importante de la operación. En la Figura 8, se muestra las variaciones que se producen en el baño al modificarse la presión y la altura del soplado, observándose las siguientes circunstancias:

- 1) A presión constante, cuanto mayor sea la distancia de la lanza, mayor será la zona de impacto del oxígeno sobre el baño y menor la presión de impacto y, por consiguiente el grado de penetración.
- 2) Si se eleva la presión de oxígeno, a distancia constante, aumentan la presión de impacto y la penetración. En una práctica determinada, tal cambio supondría un

aumento del flujo de oxígeno; recíprocamente, el aumento del flujo de oxígeno aumentaría la presión de impacto, sin que se extendiera sensiblemente el área del círculo reactivo; no obstante, el ritmo de reacción aumentará aún más, principalmente a causa del aumento en la formación del rociado del metal resultante del mayor volumen y velocidad en la zona de reacción.

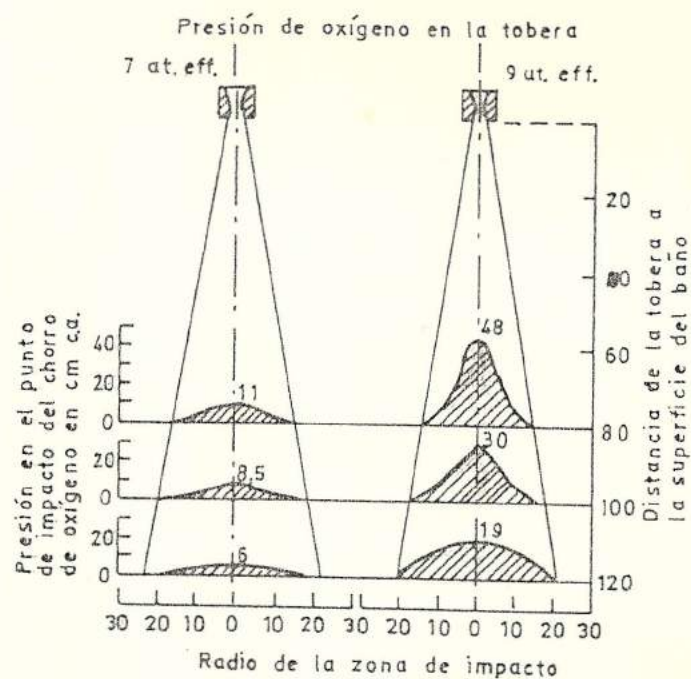


FIGURA 8: INFLUENCIA DE LA PRESION DE SOPLADO Y DE LA ALTURA DE LA LANZA EN LA SUPERFICIE Y PROFUNDIDAD DE LA ZONA AFECTADA POR EL CHORRO DE OXIGENO. (2)

La presión de oxígeno determina pues, en gran parte la relación entre las reacciones directas metal-gas y metal-escoria, en el área de impacto.

Durante la operación se forma en el interior del convertidor tres zonas principales que se indican en la Figura 9.

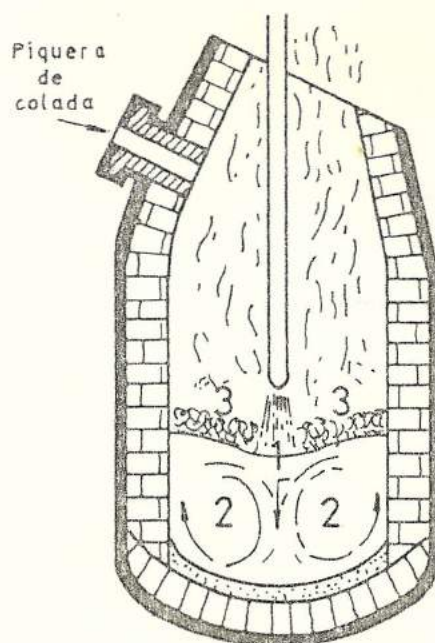


FIGURA 9: PRINCIPALES ZONAS QUE SE FORMAN EN EL INTERIOR DEL CONVERTIDOR. ⁽²⁾

Primera Zona.- La afectada directamente por el chorro de oxígeno. Tiene pequeña profundidad y extensión, pero es la de más alta temperatura. En esta zona, en la que se llegan a alcanzar temperaturas elevadísimas variables de 2.500 a 3.000°C, comienza a producirse la oxidación del baño a una velocidad extraordinaria. Esta zona es muy pequeña, representa aproximadamente solo un 3% del total del baño, y constituye el centro activo del proceso.

Segunda Zona.- El resto del metal. Esta zona rodea a la primera y entre las dos se establece una fuerte circulación de metal, que es una de las características principales del proceso, pues el movimiento permanente del baño, hace que el metal de esas dos zonas se mezcle continuamente.

Tercera Zona.- La zona de escoria. Se encuentra sobre el baño metálico y se mantiene durante el proceso en ebullición tumultuosa, acentuada por la circulación del metal, y por el continuo desprendimiento de gases, chispas, gotas de metal y partícu-

las de óxido de la masa metálica fundida, sometida a una fuerte oxidación. Se forma una capa de espuma que flota sobre el baño metálico, lo cual puede ser un objeto deseable de alcanzar. Durante la operación, aumenta la reactividad y la basicidad de la escoria, y así favorece la eliminación de fósforo y azufre.

Vemos pues, que el chorro de oxígeno que se inyecta en este proceso, desempeña un doble papel. Ejerce una acción química al oxidar las impurezas y realiza una acción física al contribuir al movimiento y a la emulsión del metal y de la escoria.

1.3.3 Oxidación de Impurezas.-

En el convertidor LD se llevan a cabo las reacciones de oxidación primaria; el oxígeno total soplado se reparte entre los distintos elementos, principalmente carbón, silicio o hierro, aunque el manganeso, fósforo y azufre también se oxidan y se eliminan en parte o por completo.

Las leyes de distribución de oxígeno dependen en gran parte de las condiciones de soplado, tales como flujo de oxígeno, altura de la lanza, etc. De acuerdo con la Figura 10, al impactar la superficie del baño, el chorro puede ser dividido en una parte central, la cual forma un cráter en el metal, y la parte de los lados, que fuerza un movimiento circulatorio en el baño. Las condiciones más fuertes de soplado (lanza baja, flujo de oxígeno alto) son los más importantes en el chorro central.

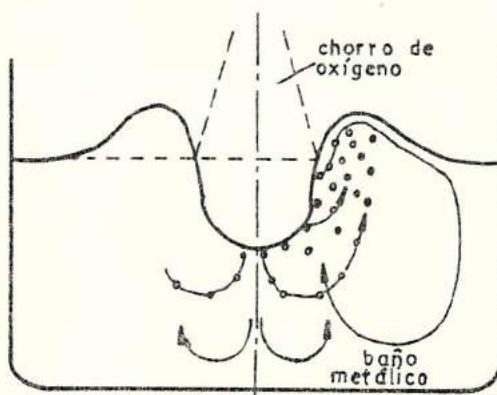


FIGURA 10: CHORRO DE OXIGENO Y AGITACION DEL BANO⁽⁹⁾.

El oxígeno de este chorro central, es suministrado principalmente al carbón y el silicio; el chorro externo, en cambio lleva hierro dentro de la escoria.

La Figura 11, es una representación de la marcha de las reacciones de oxidación durante el curso de soplado, el cual toma cerca de 20 minutos.

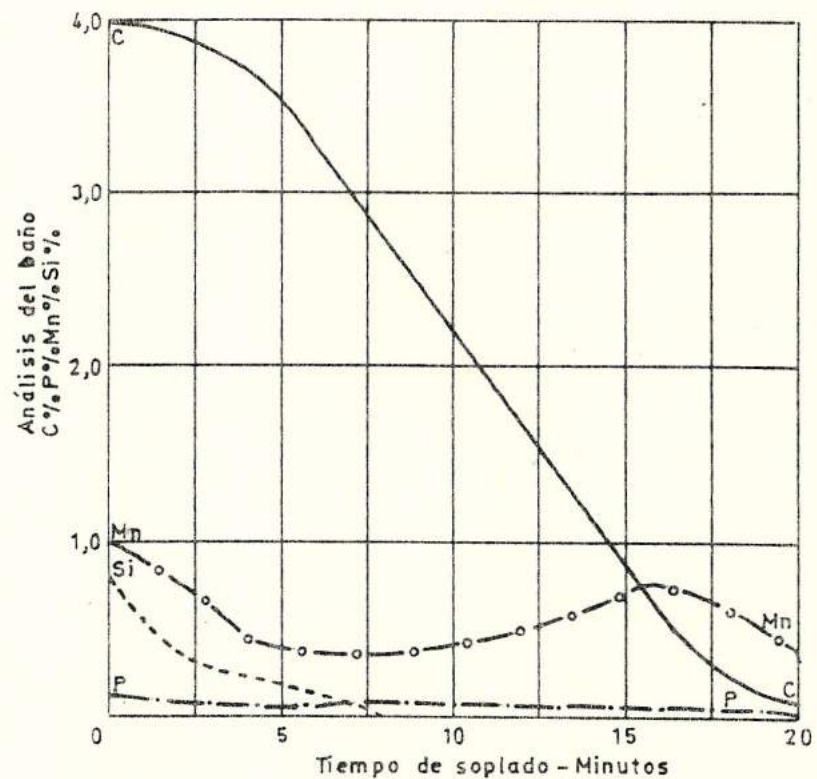


FIGURA 11: ELIMINACION DE LOS ELEMENTOS EN EL PROCESO LD. ⁽³⁾.

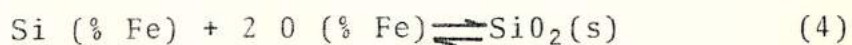
La eliminación del carbono, silicio, fósforo y manganeso, se inicia desde los primeros momentos de una forma progresiva y regular, comenzando por el silicio, seguido de cerca por el

manganeso. La descarburización realmente no es intensa hasta que el silicio y parte del manganeso se ha eliminado.

A los siete minutos, aproximadamente, el silicio desaparece prácticamente del baño de acero. También se reduce bastante rápido el manganeso, mientras que, el porcentaje de carbono va disminuyendo progresivamente.

ELIMINACION DE SILICIO.-

El silicio es completamente quemado durante la primera mitad del soplado, como se ve en la Figura 11. Como resultado de la agitación del baño durante el soplado, existe un intercambio entre la zona sobrecalentada, enriquecida en oxígeno y el resto del baño, donde la temperatura es baja y la oxidación del silicio se ve favorecida. A través de esta agitación del baño, el sílice entra en contacto con la escoria y su precipitación se acelera, mediante la siguiente reacción:



El cambio de energía libre para la formación de SiO_2 está dado por:

$$\Delta G^\circ = - 557900 + 211 T \quad (\text{J/mol}) \quad (5)$$

y la constante de equilibrio por:

$$\log K_{\text{Si}} = \log \frac{(A_{\text{SiO}_2})}{[A_{\text{Si}}][A_0]^2} = \frac{29150}{T} = 11.01 \quad (6)$$

La formulación exacta de la ecuación de su eliminación $d\text{Si}/dt = (\text{Si}, h, Q)$ requiere un conocimiento del mecanismo de transferencia de oxígeno de la lanza al baño y de éste al silicio, si mantenemos la altura de la lanza de soplado constante y un flujo de oxígeno sin cambio, se puede escribir que⁽⁹⁾:

$$- \frac{d\text{Si}}{dt} = X_{\text{Si}} \left[\% \text{ Si} \right] \quad (7)$$

esto después de la integración de:

$$\left[\% \text{ Si} \right]_t = \left[\% \text{ Si} \right]_i e^{-X \text{ Si} t} \quad (8)$$

La forma de esta exponencia es reproducido en la Figura 12, por una curva punteada.

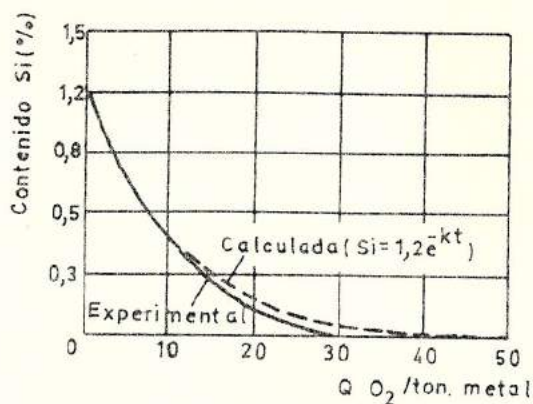


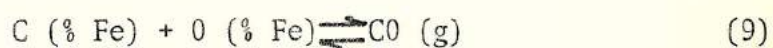
FIGURA 12: CURVA DE PERDIDA DE SILICIO⁽⁹⁾

ELIMINACION DE CARBONO.-

Esta es la reacción más importante en el proceso LD, pues la intensidad de esta oxidación durante el soplado es más uniforme que en los procesos Bessemer y Thomas (Figura 13).

Esta se produce por intermedio del óxido ferroso, o sea que el carbono reduce FeO, produciendo un intenso burbujeo, debido al desprendimiento del óxido de carbono.

La eliminación de carbono está dada por la siguiente ecuación:



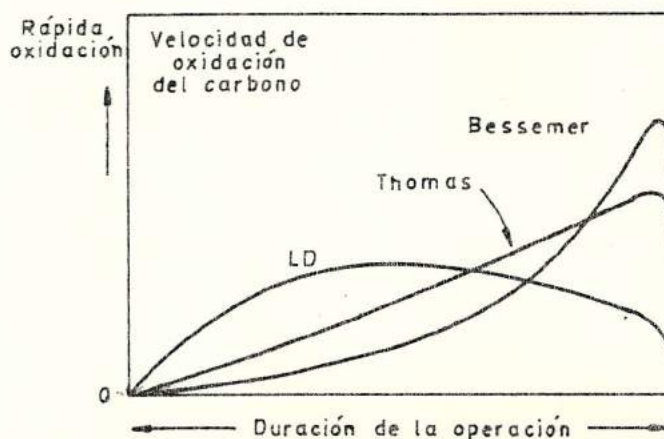


FIGURA 13: VELOCIDAD DE OXIDACION DEL CARBONO EN LOS PROCESOS BESSEMER, THOMAS Y LD. ⁽²⁾

La constante de equilibrio para esta reacción está dada por:

$$\log K_c = \log \frac{(p_{CO})}{[A_C][A_O]} = \frac{1045}{T} + 2.131 \quad (10)$$

y el cambio de energía libre está dada por:

$$\Delta G^\circ = - 20.000 - 40.79 T \quad (\text{J/mol}) \quad (11)$$

Muchos autores dividen el proceso de descarbonización en tres pasos (Figura 14), distinguiéndose un primer periodo (I) en el cual dc/dt primero, permanece pequeño y entonces incrementa rápidamente. Durante el período

II dc/dt permanece moderadamente constante a un nivel alto; durante esta parte del soplado casi todo el oxígeno es transferido al carbón. El período III, es marcado por una caída en la velocidad de descarburización.

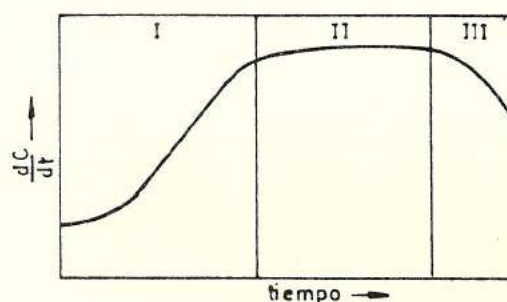


FIGURA 14: EVOLUCION DE LA DESCARBURIZACION⁽⁹⁾

Los parámetros que influyen en el modelo de descarburización son el contenido de silicio y la temperatura del hierro, razón de flujo de oxígeno y diseño de la lanza de soplado.⁽¹⁰⁾

Para dar una descripción continua de la secuencia de descarburización total, mostrada en la Figura 14, por lo menos dos mecanismos de descarburización deben ser considerados.⁽⁹⁾ Primero, oxidación directa del carbón que se produce en la zona de impacto del chorro de

oxígeno; y, segundo una oxidación indirecta por la reacción de la escoria con las gotas de metal suspendidas en ella.

La heterogeneidad química y física en la zona de impacto permite una pérdida de carbón a pesar de la presencia de silicio. El número de núcleos de CO, los cuales parecen ser formados aquí, sin embargo, limita esta descarburización.

Después de pocos minutos del soplado, la velocidad de descarburización total incrementa apreciablemente, sin ningún cambio en las condiciones de soplado y a pesar de la presencia de una considerable cantidad de silicio; este hecho puede ser explicado por la descarburización indirecta. Después de dos o tres minutos del soplado, la combustión de hierro y silicio así como la disolución de cal, dan como resultado la formación de suficiente cantidad de escoria. Con el flujo de gas resultante de la descarburización directa, la escoria forma una espuma que atrapa gotas de metal, las cuales son transportadas por el CO, o fueron rociadas hacia arriba por el chorro de oxígeno.

La emulsión escoria-metal produce así un incremento en velocidad de descarburización (dc/dt) que es paralelo al aumento en la cantidad de escoria, y en un cierto momento también la razón de descarburización depende solamente de la cantidad de oxígeno soplado (período II).

Así, al final del soplado, con contenidos bajos en carbono, la difusión de carbón hacia la reacción se detiene y la razón de descarburización decrece gradualmente.

Si prosigue la conversión hasta el final, observando el descenso de la llama, se puede obtener un acero con 0.05% de carbono y luego poner fin al período de afino⁽¹¹⁾. Pero, si se desea detener la conversión en un contenido determinado de carbono, es necesario tener un medio preciso de control del caudal de oxígeno. El problema principal consiste en detener el soplado cuando el carbono, fósforo y azufre y temperatura se encuentran al nivel adecuado para la colada. Las ventajas de esta operación son importantes ya que⁽³⁾:

- 1) El tiempo de soplado es inferior para conseguir acero bajo en carbono y recarburarlo posteriormente.
- 2) El consumo de oxígeno es menor
- 3) Se reduce la pérdida ocasionada por la escoria férrica.
- 4) El acero contendrá menos oxígeno al ser colado.
- 5) El desgaste del revestimiento refractario del convertidor será menor.

MANGANESO.-

La oxidación del manganeso en la interfase escoria-metal, puede ser representada por la siguiente ecuación:



$$\Delta G^\circ = - 22.800 + 97.1 T \text{ (J/mol)} \quad (13)$$

$$\log K_{\text{Mn}} = \log \frac{C_{\text{MnO}}^{\text{A}}}{[A_{\text{Mn}}][A_{\text{O}}]} = \frac{11.900}{T} - 5.07 \quad (14)$$

La distribución del manganeso entre la escoria y el metal, depende de: ⁽¹²⁾

- 1) La cantidad de manganeso en la carga
- 2) La cantidad de manganeso en la chatarra que pueda adicionarse.
- 3) El volumen y composición de la escoria
- 4) El contenido de carbono del metal
- 5) Las características oxidantes de la escoria.
- 6) Temperatura.

El manganeso en la carga y en la chatarra suministrada, determina la cantidad total de manganeso al colar. Obviamente, entonces, un mayor volumen de escoria arroja una gran proporción de manganeso dentro de la escoria; y la extensión de esta distribución es afectada por la composición de la escoria. Una razón de basicidad alta o baja en la escoria tiende a decrecer el manganeso residual, contenido en el metal. Si el contenido de FeO de la escoria es alto, el manganeso es oxidado a MnO ; una razón $Mn-FeO$ alta en la escoria dá como resultado un elevado contenido de Mn residual en el metal; esto se puede apreciar en

la Figura 15.

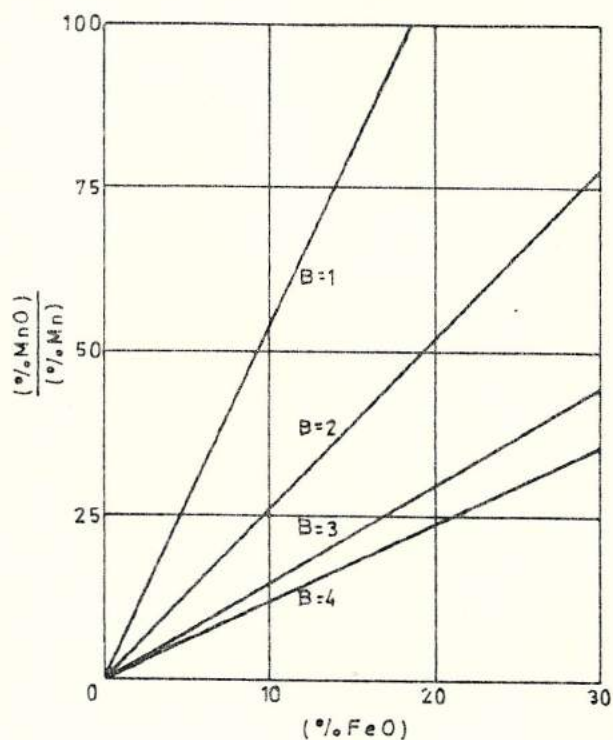


FIGURA 15: VARIACION DE MnO/M_n CON EL CONTENIDO TOTAL DE OXIDO DE HIERRO Y BASICIDAD B, DE ESCORIAS CERCA DE $1.600^{\circ}C$.⁽¹⁾

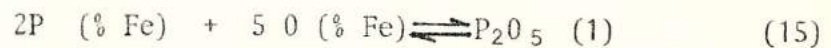
Como sucede con otros de los elementos oxidables en el acero, un incremento en la temperatura traslada el equilibrio hacia un manganeso residual elevado en el metal.

Puesto que el manganeso reacciona con el FeO y puede fácilmente reemplazar FeO en la es-

coria sin alterar las propiedades de la misma, el manganeso es usado en el control del estado de oxidación. El manganeso adicionado al baño durante el período de refinación reacciona con el FeO reduciendo su concentración, y de este modo baja el carácter oxidante de la escoria.

FOSFORO.-

La desfosforación resulta de la oxidación del fósforo al estado de pentóxido de fósforo (P_2O_5) mediante la siguiente ecuación.



$$\Delta G^\circ = - 68.300 + 580 T \quad (J/mol) \quad (16)$$

$$K_p = \log \frac{(A_{P_2O_5})}{[A_P]^2 [A_O]^5} = \frac{35.700}{T} - 30.3 \quad (17)$$

En procesos de fabricación de acero donde el oxígeno es soplado en la superficie del baño como en el proceso LD, una escoria básica rica en FeO y cal se forma rápidamente y el potencial de oxígeno del sistema en la inter-

fase escoria-metal se mantiene alto. En estas condiciones se produce una buena remoción del fósforo en la interfase escoria-metal y la razón de transferencia del metal a la escoria es directamente proporcional al área de esta interfase.

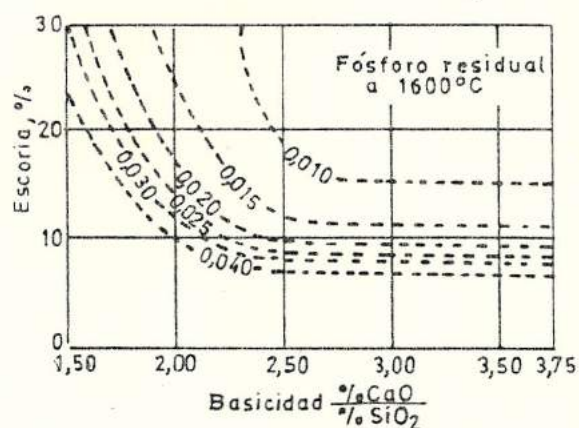


FIGURA 16: RELACION ENTRE LA REMOCION DE FOSFORO Y CONTENIDO DE OXIDO DE HIERRO Y BASICIDAD DE LA ESCORIA. ⁽¹²⁾

Las mejores condiciones de desfosforación se conseguirán con escoria líquida saturada con cal o fosfato de calcio. Kozakevitch y Riboud⁽¹⁰⁾ han derivado del diagrama de fases una fórmula que da el contenido óptimo de cal en la escoria.

$$\begin{aligned} \% \text{ CaO} &= 1.41 (\% \text{ P}_2\text{O}_5 + \% \text{ Al}_2\text{O}_3 + \% \text{ TiO}_3) + 2.61 \% \text{ SiO}_2 + \\ &\text{FeO} - 0.005 (5 \text{ FeO})^2 \end{aligned} \quad (18)$$

La desfosforación es una de las características fundamentales del proceso LD, ya que una razón de remoción muy alta dentro de una escoria de composición dada, se logra cuando el metal es dispersado como gotas en la escoria.

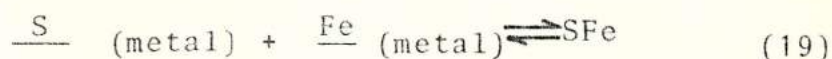
Cabe indicar que en el proceso LD, la oxidación del fósforo y del carbón ocurren casi simultáneamente durante el soplado.

AZUFRE.-

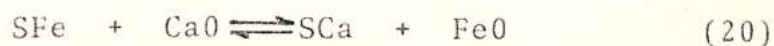
Durante el proceso de refinación del metal caliente, la oxidación del azufre se produce no sólo a través de la escoria, sino por formación de óxidos gaseosos del tipo SO_2 .

Para el caso de metal caliente de bajo fósforo, el grado de desulfuración gaseosa para el período de inyección de oxígeno, es de aproximadamente 8% del azufre total cargado y parece ser que se produce a través del metal en *la zona de impacto del chorro.* (8)

La oxidación del azufre en la interfase escoria-metal puede escribirse como:



Al contacto con la cal, el hierro del sulfuro se oxida.



Entre los factores que favorecen una eliminación de azufre, tenemos⁽¹²⁾:

- 1) Alta actividad de los iones oxígeno en la escoria. Generalmente, esto se incrementa cuando la basicidad de la escoria aumenta, cuando la sílice (SiO_2) se reemplaza por alúmina (Al_2O_3), o cuando la cal se reemplaza por óxido de Manganeso (MnO), etc. Se requiere un índice de basicidad igual a $(CaO + MgO) / (SiO_2 + P_2O_5) = 3.5$ aproximadamente.
- 2) Alto coeficiente de actividad del azufre en el metal. Esto aumenta con elementos como Al, C, Si y P y disminuye con Cr, Cu y Mn.

- 3) Elevado contenido de cal
- 4) Bajo contenido de óxido de hierro
- 5) Alta temperatura

El mejor camino para obtener acero bajo en azufre en un convertidor, es usar cargas con bajo azufre; de lo contrario, debe realizarse una desulfuración del metal en la cuchara previa a la realización del proceso de afino.

1.3.4 Formación de Escoria.-

En el proceso LD, las fuentes de escoria son: la oxidación de los componentes del hierro (silicio, hierro y manganeso), el suministro de óxidos en las adiciones hechas al baño, la solución del revestimiento y; sobre todo, la solución de cal.

Las escorias formadas en el soplado de arrabio de bajo fósforo son esencialmente escorias de $\text{CaO} - \text{SiO}_2 - \text{FeO}$. Este sistema es mostrado en la Figura 17. La primera escoria formada, es rica en FeO y SiO_2 y baja en CaO , la composición se encuentra en la región de la fase primaria de Wustita y Olivina del

sistema ternario. La temperatura de liquidus de estas escorias es del orden de 1.200°C . A medida que el CaO entra en la solución, la escoria se mueve hacia el campo de la fase primaria de silicato dicálcico ($2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$) y la temperatura de liquidus rápidamente se incrementa a 1.400°C o más.

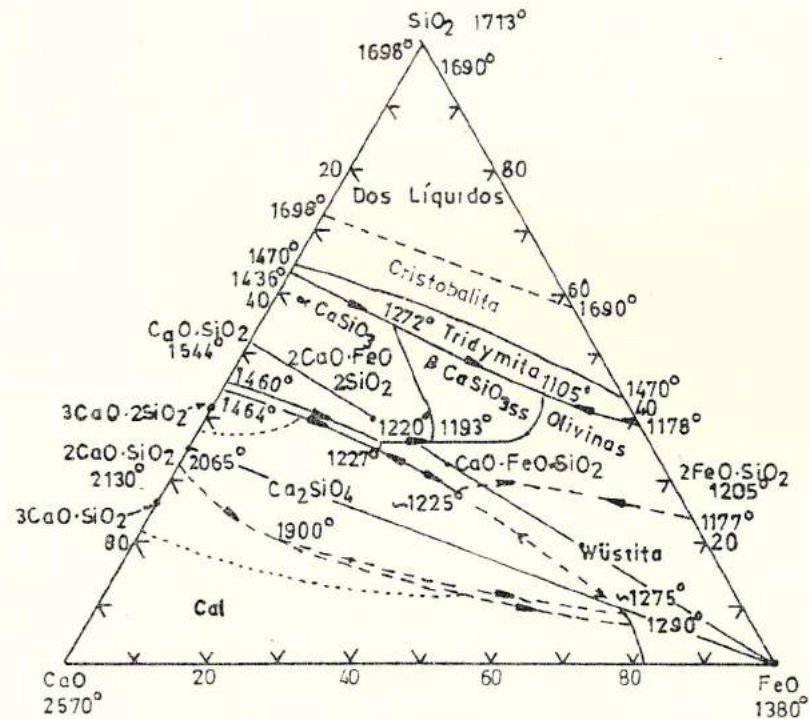


FIGURA 7: SUPERFICIES LIQUIDAS EN EL SISTEMA $\text{CaO} - \text{FeO} - \text{SiO}_2$ (10).

La pronta formación de una escoria básica fluída, facilita la eliminación del fósforo y del azufre antes que el carbono, a lo que contribuye la adición de óxidos de hierro.

o fundentes (como el espato fluor, el cual es usado en cantidades variando de 0.2 - 0.4 % del peso de metal cargado)⁽¹³⁾ con la primera cal cargada.

La Figura 18, muestra la variación de la composición química de la escoria en una operación normal en el proceso LD.

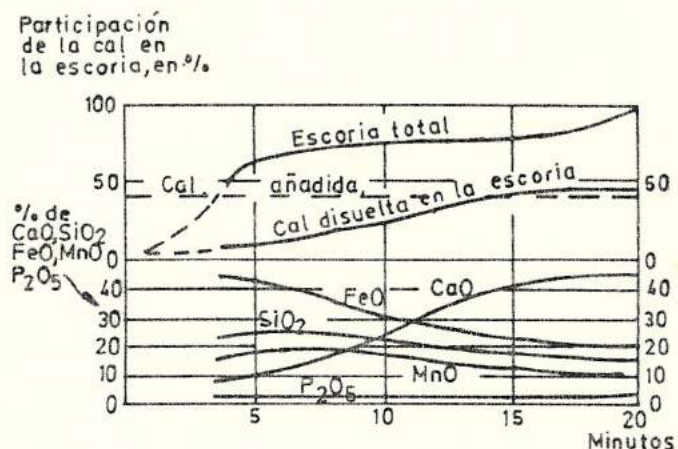


FIGURA 18: VARIACION DE LA COMPOSICION DE LA ESCORIA.⁽²⁾

El curso que toma la composición de la escoria, depende de factores como composición y temperatura del metal caliente, diseño de la lanza, distancia lanza-baño, característica de la cal.

En lo que se refiere a las características de la cal, tres factores deben ser considerados: análisis químico, tamaño y reactividad.⁽¹³⁾

Químicamente en Consett⁽¹³⁾ se ha encontrado que la especificación más satisfactoria es la siguiente: SiO_2 , 2.% máximo; CaO , 92 - 94%; S, 0,050% máximo; pérdida por ignición, 4% máximo.

La especificación de tamaño es 4 cm., máximo, de diámetro medio, con un mínimo de 10% de finos (menos de 0.5 cm.).

La reactividad es un factor difícil de medir. La cal usada en este proceso debería tener una alta reactividad, la cual está asociada con su estructura (la estructura de la red de cristal, tamaño del cristal, porosidad y densidad) que a su vez está gobernado por las condiciones de calcinación.

La adición de cal se calcula de acuerdo con el contenido de silicio de la fundición, para alcanzar al final una relación $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 2.8 - 3$ en la escoria y así asegurar una buena desfosforación y desulfuración.⁽¹³⁾

$$\text{Cal requerida} = (\text{Peso metal caliente}) \times \% \text{ Si} \times 2.14 \frac{\text{SiO}_2}{\text{Si}} \times 3 \quad (21)$$

Para facilidad de cálculo, los requerimientos de cal pueden ser calculados por la siguiente ecuación:

$$\text{Cal requerida} = (\text{Peso metal caliente}) \times \% \text{ Si} \times 7 \quad (22)$$

La relación entre la razón de asimilación de la cal por la escoria J_{CaO} ($\text{Kg}/\text{m}^2 \cdot \text{s}$) y la composición química de la escoria está dada por⁽¹⁴⁾: $J_{\text{CaO}} = k_1 (\text{CaO} + 1.35 \text{MgO} - 1.09 \text{SiO}_2 + 2.75 \text{FeO} + 1.90 \text{MnO} - 39.1)$. (23)

Donde k_1 es el coeficiente de proporcionalidad, el cual puede ser determinado experimentalmente para cada convertidor en particular.

El principal solvente de la cal, son los óxidos de hierro, por su efecto favorable en la viscosidad de la escoria. La influencia de la composición química y temperatura de la escoria en la solución de cal es reflejada en el cambio de viscosidad de la escoria y en el

estímulo termodinámico de la solución (diferencia de concentración). Bajo condiciones de producción se ha encontrado que la acción burbujeante del baño tiene un marcado efecto en la velocidad a la cual la cal es disuelta.

La ecuación aproximada de la razón a la cual la cal es disuelta v_{CaO} (Kg/s) está dada por⁽¹⁴⁾

$$v_{CaO} = k (CaO + 1.35 MgO - 1.09 SiO + 2.75 FeO + 1.90 MgO - 39.1) \exp -2.550/T) v_c^{0.7} W^{0.5} \quad (24)$$

Donde k representa la razón de oxidación de carbón, %/min; T, temperatura, °K; W, peso de cal, Kg; para un coeficiente de proporcionalidad k igual a 0.02 - 0.05.

Esta ecuación puede ser usada para análisis cualitativo y cuantitativo de la dinámica de la solución de cal para una conversión normal LD, usando trozos de cal y sin remoción de escoria. Bajo condiciones de operación, un incremento en la basicidad de la escoria es también siempre acompañado por un incremento en la razón a la cual la cal es disuelta.

El objeto final del proceso de formación de escoria será la saturación por óxido de calcio, lo cual asegura la remoción extensiva de impurezas nocivas.

Se puede citar diferentes análisis de escoria para establecer un rango de composiciones posibles. Rombough reporta una composición promedio de una planta LD en seis meses de operación⁽¹⁵⁾.

FeO	-	20.51	Al ₂ O ₃	-	1.45
CaO	-	47.92	MgO	-	6.68
SiO ₂	-	12.24	MnO	-	7.10

La composición promedio de un año para una operación LD en otra planta diferente, la cual fue reportada por Pugh y Fletcher,⁽¹⁵⁾ es algo distinta.

FeO	-	20.05	MgO	-	5.44
CaO	-	45.70	MnO	-	3.59
SiO ₂	-	12.93	P	-	0.54
Al ₂ O ₃	-	1.70	S	-	0.10

El peso de la escoria en el método de escoria única, será aproximadamente el doble del peso de cal añadido.

1.3.5 Disolución de Gases.-

El oxígeno, hidrógeno y nitrógeno, son gases que están frecuentemente en contacto con los aceros fundidos en las diversas etapas del proceso de fabricación, y, en ocasiones, son causas de importantes problemas en la calidad del producto terminado.

La solubilidad de estos gases aumenta con la temperatura, y esa solubilidad es mucho mayor en los aceros fundidos que en los aceros en estado sólido. El acero llega a contener importantes porcentajes de gases, cuando el baño metálico alcanza su temperatura máxima en los procesos de fabricación. Al enfriarse el acero fundido en el horno, y en especial durante la colada, se van desprendiendo los gases, sobre todo en el momento de la solidificación, en que disminuye mucho y muy bruscamente su solubilidad (Figura 19, 22 y 23).

Sievert encontró experimentalmente que la cantidad de gases disueltos en el metal fundido es directamente proporcional a la raíz cuadrada de la presión parcial del gas. Esto es conocido como la Ley de Sievert y dice,

que cuando un gas diatómico reacciona con un metal, éste disuelve en la forma atómica⁽¹⁰⁾.

OXIGENO. -

Al ponerse en contacto el oxígeno con el acero fundido, se combina con el hierro, formando óxido ferroso (FeO), que se disuelve en cantidades importantes en el baño metálico.

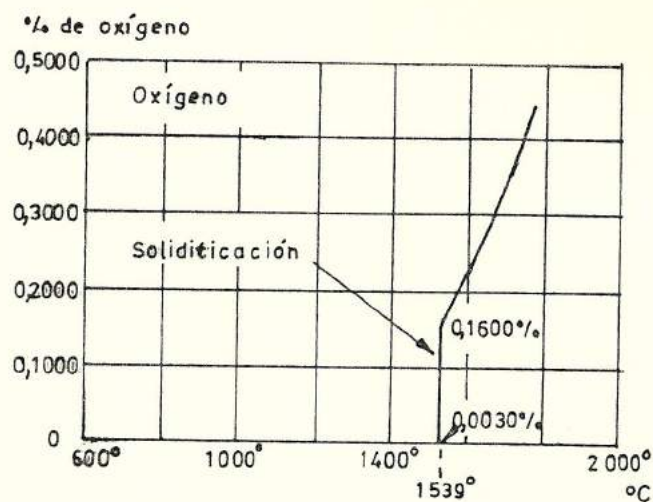


FIGURA 19: INFLUENCIA DE LA TEMPERATURA EN LA SOLUBILIDAD DEL OXIGENO EN EL HIERRO PURO⁽³⁾.

La cantidad de oxígeno que pueden disolver los aceros aumenta con la temperatura y es representada con la ecuación:

$$\log. (\% O) = - \frac{6320}{T} + 2.734 \quad (25)$$

La solución de oxígeno en hierro obedece también a la Ley de Sievert , que dice que:

$$\% O = K \sqrt{P_{O_2}} \quad (26)$$

Esto también, representa la constante de equilibrio para la reacción:



Además, la solubilidad del oxígeno en el hierro varía con el contenido de carbono; la Ley que regula el contenido de oxígeno en equilibrio con el carbono en los aceros fundidos, viene dada por la siguiente ecuación:

$$(C) \times (O) = K \quad (28)$$

El valor K varía con la temperatura y la presión parcial del CO. Para 1.600°C y a la presión atmosférica, Vacher y Hamilton hallaron para la constante K el valor de 0.0025⁽³⁾, o sea que:

$$(\% C) \times (\% O) = 0.0025 \quad (29)$$

De acuerdo con ésto, a una temperatura y una presión determinadas, cuanto menor sea el contenido de carbono, mayor es el contenido de oxígeno que normalmente tienen los aceros fundidos (Figura 20).

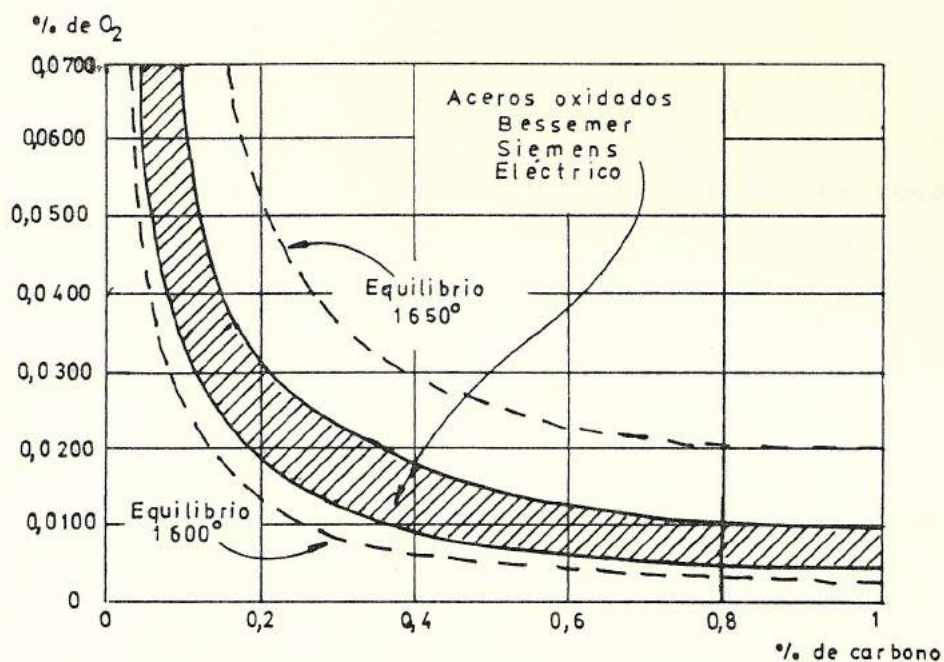


FIGURA 20: CONTENIDO DE OXIGENO DE LOS ACEROS, CUANDO SE ENCUENTRAN OXIDADOS EN LA ULTIMA ETAPA DE FABRICACION A 1 ATM DE PRESION. ⁽³⁾

La solubilidad de oxígeno en hierro fundido, es afectado por los elementos aleantes, ya que se produce una interacción entre el oxí-

geno y elementos disueltos en el hierro, dando la formación de un óxido.

La energía libre de solución es derivada del trabajo de Dostur y Chipman⁽¹⁾.

$$\Delta F^\circ = - 28.000 - 0.69 T \quad \begin{array}{l} \text{Calorías por átomo} \\ \text{gramo de O.} \end{array} \quad (30)$$

NITROGENO.-

Crea dificultades en los aceros por provocar fragilidad y reducir la ductilidad. Esto ocurre, cuando se halla presente en cantidades importantes como sucede en los aceros Bessemer y Thomas. Con la fabricación de acero al oxígeno (proceso LD), se ha superado las bajas características mecánicas y se mejora en especial la ductilidad.

A la temperatura ambiente, los aceros fabricados en convertidores Bessemer o Thomas suelen contener de 0.010 a 0.015% de Nitrógeno, y los fabricados en hornos Siemens y eléctrico suelen contener de 0.005 a 0.010 %. En los aceros fabricados en convertidores LD, se suelen obtener contenidos en Nitrógeno variables de 0.0020 a 0.0050 % (Fig. 21)⁽³⁾.

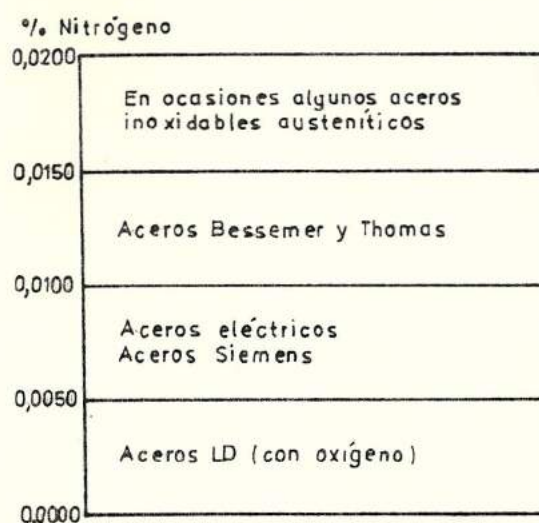


FIGURA 21: CONTENIDOS EN NITRÓGENO DE DIVERSOS TIPOS DE ACERO⁽³⁾.

Muchos investigadores han medido la solubilidad de Nitrógeno en hierro α , δ , γ y líquido. Usando los datos considerados, la solubilidad del nitrógeno en hierro a 1 atm. de presión se muestra en la Figura 22, de la cual se obtienen las siguientes ecuaciones de energía libre:

$$\text{para la reacción } \frac{1}{2} \text{N}_2 (\text{g}) = \underline{\text{N}} \quad (31)$$

$$\text{para hierro } \alpha \text{ y } \delta: \Delta G^\circ = - 7.200 + 4.62T$$

cal. por átomo gramo (32)

$$\text{para hierro } \gamma : \Delta G^\circ = - 2.060 + 8.94T$$

cal. por átomo gramo (33)

para hierro líquido : $G^{\circ} = + 860 + 5.71 T$

cal. por átomo gramo (34)

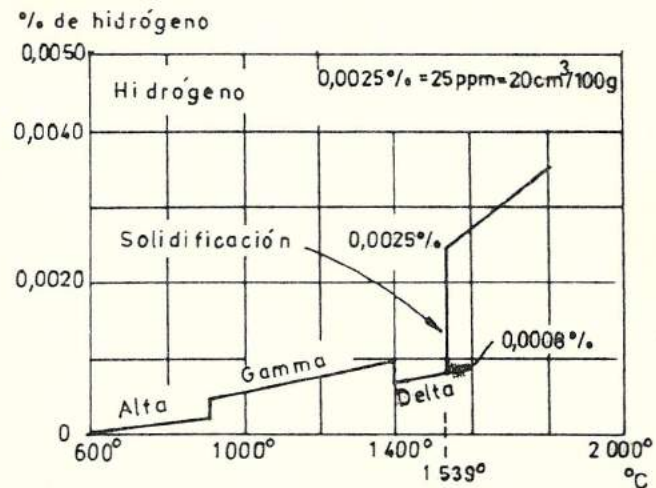


FIGURA 22: INFLUENCIA DE LA TEMPERATURA EN LA SOLUBILIDAD DE NITROGENO EN EL HIERRO PURO⁽³⁾.

HIDROGENO.-

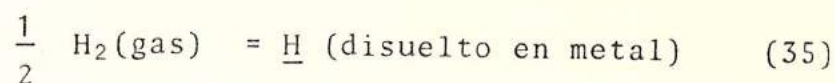
Este gas crea problemas, sobre todo cuando se fabrican piezas de acero de grandes dimensiones. La presencia de hidrógeno en el acero sólido, aún en pequeñas cantidades, ocasiona defectos denominados copos.

En los aceros en estado sólido, el hidrógeno suele presentarse en cantidades variables entre 2 a 15 cm³ por 100 g. de acero.

Esto representa en peso, aproximadamente de 0.0002 a 0.0015 %.

En términos generales se puede decir que, cuando el contenido en hidrógeno es superior a 6 cm³/100 g., puede haber problemas y aparecer copos o manchas brillantes en el acero.

La reacción que produce es:



donde el hidrógeno puede ser de carácter gaseoso.

Asumiendo solución ideal, la cantidad de gas disuelta es dada por la Ley de Siervert y es:

$$\% (\text{H}) = K\sqrt{P_{\text{H}_2}} \quad (36)$$

La solubilidad de hidrógeno en hierro en equilibrio con $P_{\text{H}_2} = 1.0 \text{ atm.}$, es dado en la Figura 23.

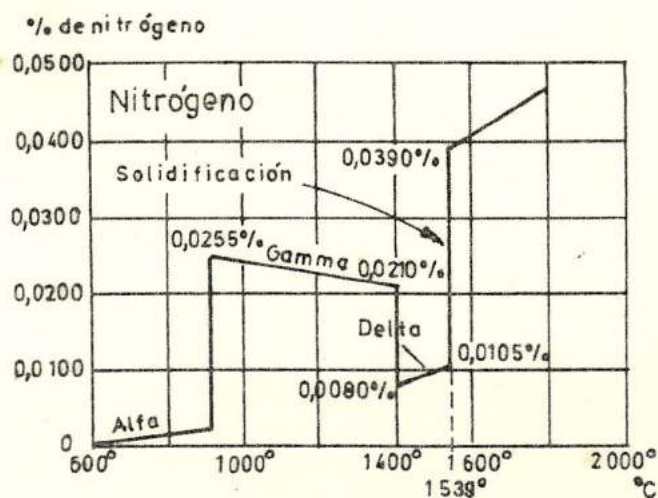


FIGURA 23: INFLUENCIA DE LA TEMPERATURA EN LA SOLUBILIDAD DEL HIDROGENO EN EL HIERRO PURO ⁽³⁾.

La constante de equilibrio y las energías libres de solución de hidrógeno en hierro α , γ , δ e hierro líquido son dadas por las siguientes ecuaciones:

$$\log. k_{\alpha, \delta} = - \frac{1418}{T} + 1.677 \quad (37)$$

$$\Delta G^{\circ}_{\alpha, \delta} = 6490 - 7.672 T \quad \text{cal. por } 0.5 \text{ mol } H_2 \quad (38)$$

$$\log. K_{\gamma} = - \frac{1182}{T} + 1.677 \quad (39)$$

$$\Delta G_{\gamma}^{\circ} = 5408 - 7.672 T \quad \text{cal. por } 0.5 \text{ mol } H_2 \quad (40)$$

$$\log. K_L = - \frac{1637}{T} + 2.362 \quad (41)$$

$$\Delta G_L^{\circ} = 7490 - 10.806T \quad \text{cal. por } 0.5 \text{ mol } H_2 \quad (42)$$

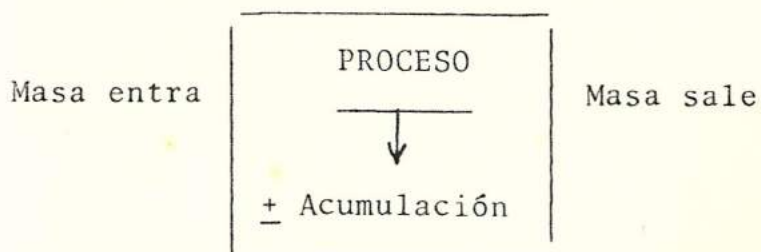
1.4 BALANCE DE MATERIALES Y ENERGIA .-

1.4.1 Balace de Materiales.-

Cualquier proceso metalúrgico involucra una interacción entre dos o más materiales que pueden estar sujetos a un análisis que comprende un balance de materiales. Hay dos estados diferentes en la vida de un proceso, cuando se puede hacer balances: el estado de diseño, donde se puede estimar las eficiencias de las reacciones, se ignora o no se anticipa las pérdidas menores y se pueden computar balances de materiales con bastante exactitud. En cambio, en el estado operacional, en donde, para propósitos de control de proceso o evaluación de rendimientos, se determinan balances reales por muestreo y medi-

ción de las diferentes entradas y salidas del proceso, tal como en los cálculos estequiométricos, la base para todo balance de materiales es la ley de la conservación de la materia, según la cual la materia no puede ser creada ni destruida en un sistema dado. En el caso de cálculos estequiométricos, esto significa que el peso de los productos de una reacción, tiene que ser igual al de los reactivos.

En el caso de procesos, esto no es necesariamente cierto. Es posible tener una situación en estado no-estable en la cual puede ocurrir acumulación o agotamiento dentro del proceso. En general: Masa entra = Masa sale \pm Acumulación de masa.



La ecuación general para un proceso continuo será:

$$\begin{array}{rcl} \text{Masa entra por} & & \text{Masa sale por} & & \text{Acumulación masa por} \\ \text{Unidad de tiempo} & = & \text{unidad de tiempo} & + & \text{unidad de tiempo} \end{array} \quad (43)$$

En un proceso contínuo, el estado estable es definido como el estado de un proceso en el cual no hay cambio con el tiempo de cualquier condición del proceso⁽¹⁶⁾. Esto incluye la cantidad y composición del material dentro del proceso, de modo que en un proceso contínuo operado a estado estable, no puede haber acumulación o agotamiento. Por tanto,

$$\frac{\text{Masa entra}}{\text{unidad de tiempo}} = \frac{\text{Masa sale}}{\text{unidad de tiempo}} \quad (\text{estado estable}) \quad (44)$$

Por otro lado un proceso batch nunca es un proceso en estado estable, pero usualmente tampoco comprende acumulación y así:

$$\frac{\text{Masa entra}}{\text{unidad de tiempo}} = \frac{\text{Masa sale}}{\text{unidad de tiempo}} \quad (\text{proceso batch}) \quad (45)$$

Es evidente que las bases: tiempo, batch, etc. para cualquier balance de materiales depende del proceso. Por conveniencia, usualmente se

toma como base para un balance a la unidad de peso del producto. Por ejemplo, la base para un balance de material en la fabricación de acero, puede ser una tonelada de acero producido.

La ley de conservación de la masa se aplica no solamente a la masa total, sino a la conservación de elementos también. Es decir, en un estado estable o en un batch de cualquier elemento, lo que entra al proceso será igual a la masa de los elementos a la salida. Asimismo, la suma de todos los elementos en el balance de masa sería igual a la masa total del balance; es obvio que si hay (n) elementos presentes, entonces hay justamente (n) balances independientes, aún cuando hay $(n + 1)$ posibles ecuaciones. Sin embargo, el balance total puede ser utilizado en vez de cualquier balance elemental.

La información detallada para la producción de una tonelada de acero, se muestra en la Figura 24. Se incluye el aire infiltrado, pues el análisis de los gases de escape es posible únicamente en la campana, precisamen-

te donde el aire se infiltra. El análisis de gases reportado es el promedio durante el soplado.

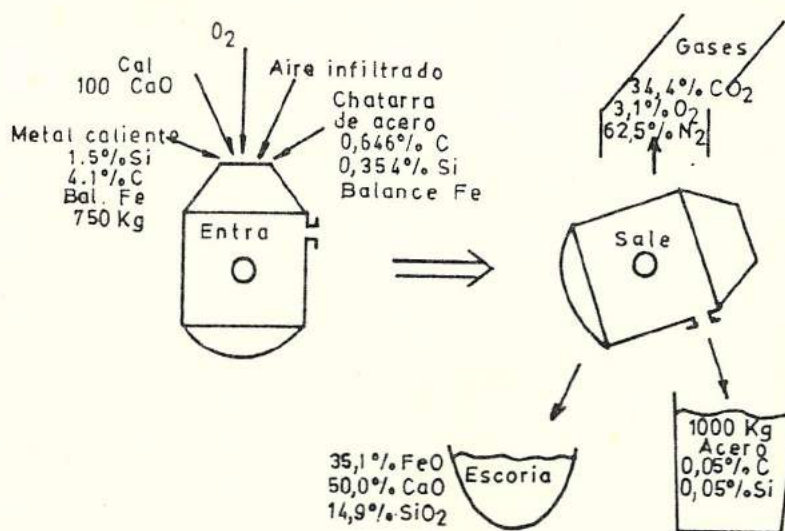


FIGURA 24: BALANCE DE MATERIALES PARA PRODUCIR UNA TONELADA DE ACERO⁽¹⁶⁾.

1.4.2 Balace de Calor.-

Como en el caso de balance de materiales, el propósito del balance de energía debe ser considerado antes de formular el problema apropiadamente. Tal propósito puede ser comparar muchos procesos completos que producen el mismo producto y ver cual requiere menos

energía total del universo, poder comparar modos alternativos de operación de un proceso existente, o poder desarrollar la información necesaria para control de un proceso. Cada propósito cuida de diferentes detalles y requerirá de diferentes datos.

Considérese el proceso de fabricación de acero al oxígeno (LD). Si el objeto es compararlo con el proceso de fabricación en horno eléctrico en cuanto al consumo total de energía, el consumo de energía del proceso debería incluir el requerimiento de energía eléctrica necesaria para inclinar el convertidor, la energía eléctrica para levantar la lanza, la energía requerida para producir el oxígeno del aire, la energía para enviar los gases de escape al sistema de recuperación (FIG. 25).

Por otro lado, si un balance de energía ha sido desarrollado para ser usado como control de proceso, muchas de sus entradas pueden no ser requeridas. En otras palabras, podemos obtener un sistema de control (límite) diferente (Figura 26).

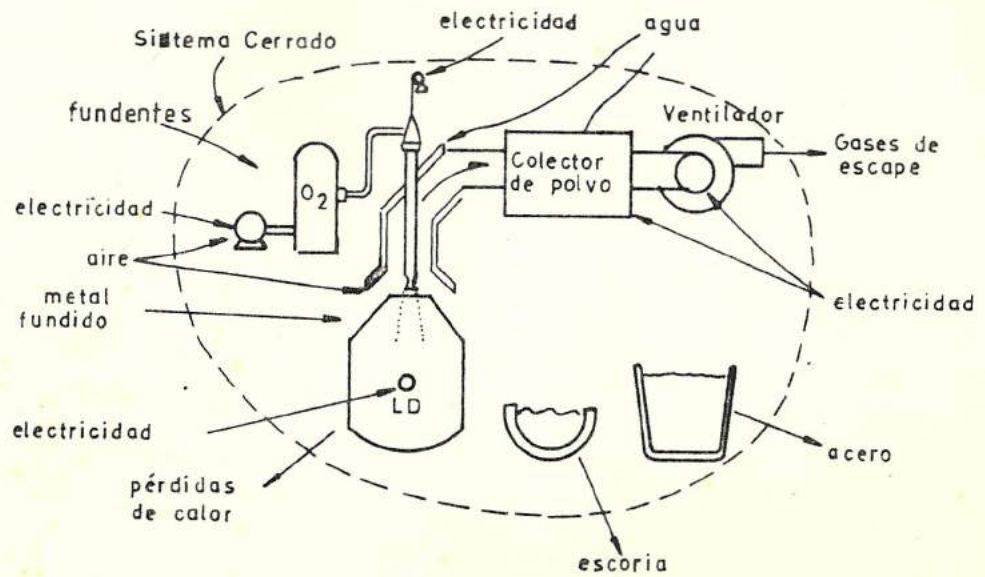


FIGURA 25: CONSUMO TOTAL DE ENERGIA INVOLUCRADA EN EL PROCESO LD⁽¹⁶⁾.

El tipo más común de balance de energía en procesos metalúrgicos es el balance de calor, en el cual se considera únicamente la energía térmica (calor) que entra y sale del proceso.

$$\begin{array}{rcl}
 \text{Calor entra} & = & \text{Calor sale} & + & \text{Calor acumulado} \\
 \text{Sistema} & & \text{Sistema} & & \text{Sistema}
 \end{array} \quad (46)$$

Es un proceso de estado estable, el calor no se acumula.

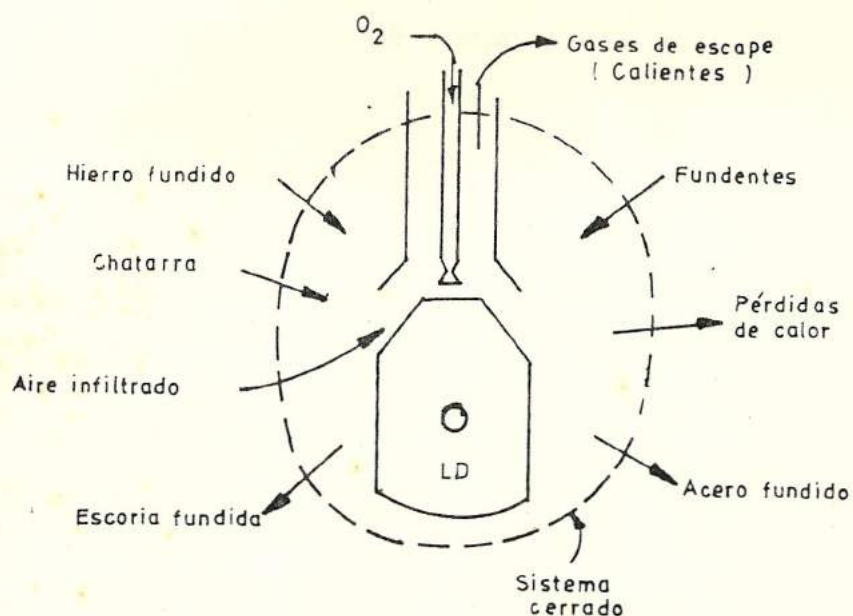


FIGURA 26: BALANCE DE ENERGIA PARA CONTROL DEL PROCESO ⁽¹⁶⁾.

El principal problema, y el lugar donde más errores se cometen, está en el tomar la temperatura de referencia. Los calores de reacción pueden ser calculados a cualquier temperatura de acuerdo a las leyes de Kirchoff. Como muchos procesos metalúrgicos son procesos a presión constante, la entalpía es la medida de la energía de calor.

Para realizar un correcto balance de calor,

se deben considerar los siguientes argumentos⁽¹⁶⁾:

- 1) Decidir a qué temperatura se deben calcular los calores de reacción. Esta es la temperatura de referencia.
- 2) Dibujar una escala de temperatura
- 3) Colocar los reactantes a su temperatura inicial en la escala y dibujar una flecha de esta temperatura a la de referencia.
- 4) Repetir el paso tres para todos los productos que entran al sistema.
- 5) Calcular todos los términos de calor sensibles por integración de los datos de capacidad en la dirección de la flecha a la temperatura de referencia.
- 6) Calcular los calores de reacción, solución, etc., a la temperatura de referencia.
- 7) Sumar todos los términos obtenidos en los pasos previos.
- 8) El término de pérdidas de calor es el resultado. Un valor positivo dice que hay pérdidas del sistema al medio.

1.4.3 Aplicación al proceso LD.

El proceso de fabricación de acero es posible porque el calor liberado en el proceso de refinación es suficiente para fundir la chatarra y cal y obtener acero a una temperatura suficiente para colar en moldes.

La información detallada para la producción de una tonelada de acero se muestra en la Figura 24.

Se desarrollará un modelo a ser usado para producir la carga necesaria y requerimientos de oxígeno para producir una tonelada de acero a 1.600°C .

Primero identificamos a priori los parámetros que no son considerados variables:

- 1) Análisis de chatarra
- 2) Análisis de cal
- 3) Análisis de O_2
- 4) Probable análisis de escoria
- 5) Composición del acero
- 6) Peso de acero, W_A
- 7) Composición del aire

Luego identificamos las variables:

- 1) Peso de metal caliente, W_{MC}
- 2) Peso de chatarra, W_{CH}
- 3) Peso de cal quemada, W_{CaO}
- 4) Peso oxígeno, W_{O_2}

Primero, convertimos el análisis de gas de volumen a porcentaje en peso:

aire infiltrado : (asumiendo 100 moles)

$$\left(\frac{21 \text{ moles } O_2}{100 \text{ moles aire}} \right) \cdot \left(\frac{32 \text{ gr. } O_2}{\text{mol } O_2} \right) = 672.0 \text{ g } O_2$$

$$\left(\frac{79 \text{ moles } N_2}{100 \text{ moles aire}} \right) \cdot \left(\frac{28.02 \text{ gr. } N_2}{\text{mol } N_2} \right) = 2214 \text{ g } N_2$$

$$\text{Peso total aire} = 2886 \text{ gr.}$$

Por tanto,

$$\frac{672}{2886} \times 100 = 23.3 \quad \% \text{ de } O_2 \text{ en aire}$$

$$\frac{2214}{2886} \times 100 = 76.71 \quad \% \text{ de } N_2 \text{ en aire}$$

Gases de escape : (asumiendo 100 moles)

$$34.4 \text{ moles } \text{CO}_2 \times 44.01 = 1513.9 \text{ gr. } \text{CO}_2 \quad 44.99 \% \text{ } \text{CO}_2$$

$$3,1 \text{ moles } \text{O}_2 \times 32.00 = 99.2 \text{ gr. } \text{O}_2 \quad 2.94 \% \text{ } \text{O}_2$$

$$62.5 \text{ moles } \text{N}_2 \times 28.02 = \frac{1751.2 \text{ gr.}}{3364.3 \text{ gr.}} \text{ } \text{N}_2 \quad 52.05 \% \text{ } \text{N}_2$$

total

BALANCE TOTAL

$$W_{\text{MC}} + W_{\text{CH}} + W_{\text{O}_2} + W_{\text{air}} = W_{\text{gas}} + W_{\text{escoria}} + W_{\text{acero}}$$

$$750 \text{ kg.} \qquad \qquad \qquad 1.000 \text{ kg.}$$

$$W_{\text{CH}} + W_{\text{O}_2} + W_{\text{Cal}} + W_{\text{aire}} - W_{\text{gas}} - W_{\text{escoria}} = 250 \text{ kg.}$$

(47)

BALANCE HIERRO

$$0.944 W_{\text{MC}} + 0.99 W_{\text{CH}} + (0) W_{\text{O}_2} + (0) W_{\text{Cal}} + (0) W_{\text{aire}}$$

$$= (0) W_{\text{gas}} + (0.351) \left(\frac{56}{71.85} \right) W_{\text{escoria}} + 0.999 W_{\text{acero}}$$

$$0.99 W_{\text{CH}} - 0.273 W_{\text{escoria}} = 291 \text{ kg.} \quad (48)$$

BALANCE SILICIO

$$0.015 W_{\text{MC}} + 0.00354 W_{\text{CH}} + (0) W_{\text{O}_2} + (0) W_{\text{Cal}} + (0) W_{\text{aire}}$$

$$= (0) W_{\text{gas}} + (0.149) \left(\frac{28}{60} \right) W_{\text{escoria}} + 0.005 W_{\text{acero}}$$

$$0.00354 W_{\text{CH}} - 0.0696 W_{\text{escoria}} = - 10.75 \text{ kg.} \quad (49)$$

BALANCE CARBON

$$0.041 W_{\text{MC}} + 0.00646 W_{\text{CH}} + (0) W_{\text{O}_2} + (0) W_{\text{Cal}} + (0)$$

$$W_{\text{aire}} = (0.4499) \frac{(12)}{44} W_{\text{gas}} + 0.0005 W_{\text{acero}}$$

$$0.00646 W_{\text{CH}} - 0.1228 W_{\text{gas}} = - 30.25 \text{ kg.} \quad (50)$$

BALANCE CAL

$$1.00 W_{\text{Cal}} = 0.50 W_{\text{escoria}}$$

$$W_{\text{Cal}} - 0.50 W_{\text{escoria}} = 0 \quad (51)$$

BALANCE OXIGENO

$$1.00 W_{\text{O}_2} - 10.233 W_{\text{aire}} = (0.4499) \frac{(32)}{44} W_{\text{gas}}$$

$$+ (0.0294) W_{\text{gas}} + (0.1491) \frac{(32)}{60} W_{\text{escoria}} +$$

$$(0.351) \frac{(16)}{71.85} W_{\text{escoria}}$$

$$W_{\text{O}} = 0.233 W_{\text{aire}} - 0.3565 W_{\text{gas}} - 0.15577$$

$$W_{\text{escoria}} = 0 \quad (52)$$

BALANCE NITROGENO

$$0.7671 W_{\text{aire}} = 0.5205 W_{\text{gas}}$$

$$0.7671 W_{\text{aire}} - 0.5205 W_{\text{gas}} = 0 \quad (53)$$

Ahora escribimos estas ecuaciones en forma de matriz aumentada para la solución simultánea de las variables:

BALANCE	PARAMETROS DESCONOCIDOS						CONSTANTE
	W_{chatarra}	W_0	W_{Cal}	W_{aire}	W_{gas}	W_{escoria}	
Total	1	1	1	1	-1	-1	250
Hierro	0.99	0	0	0	0	-.273	291
Silicio	0.00354	0	0	0	0	-.0696	-10.75
Carbón	0.00646	0	0	0	-0.1228	0	-30.25
Cal	0	0	0	0	0	-0.5	0
Oxígeno	0	1	0	0.233	-0.3565	-0.1577	0
Nitrógeno	0	0	0	0.7671	-0.2505	0	0

Usando las seis ecuaciones superiores y re-
dondeando:

$$\text{Metal caliente (entra)} = 750 \text{ kg.}$$

$$\text{Acero (sale)} = 1000 \text{ kg.}$$

$$\text{Chatarra (entra)} = 341 \text{ kg.}$$

$$\text{Oxígeno (entra)} = 80 \text{ Kg.}$$

$$\text{Cal (entra)} = 86 \text{ Kg.}$$

$$\text{Aire infiltrado (entra)} = 179 \text{ Kg.}$$

$$\text{Gases de escape (sale)} = 264 \text{ Kg.}$$

$$\text{Escoria (sale)} = 172 \text{ Kg.}$$

Vemos que:

$$\text{Masa entra} = \text{Masa sale} = 1.436 \text{ Kg.}$$

Usando los resultados obtenidos en el balance de materiales, se realizará un balance de calor tomando como temperatura de referencia 1.600°C . (Figura 27).

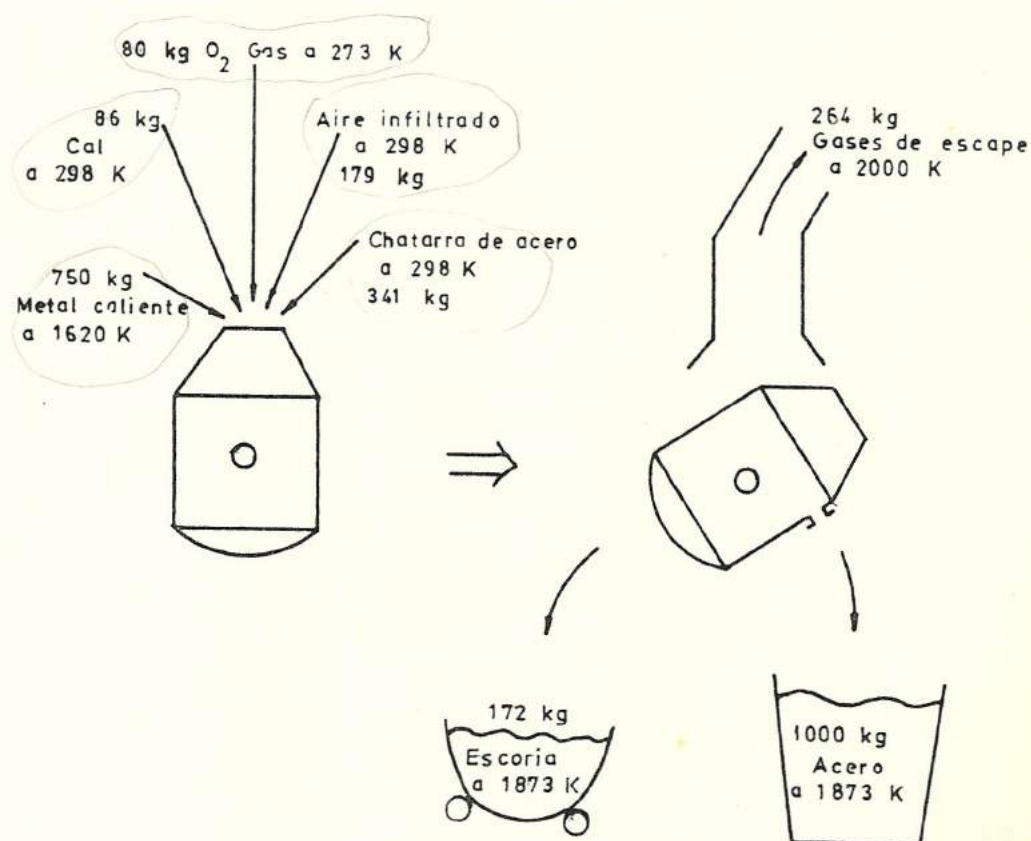
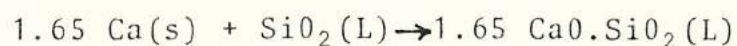
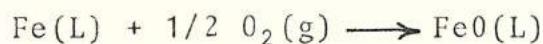
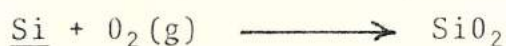


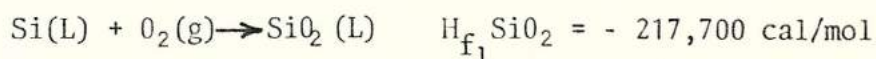
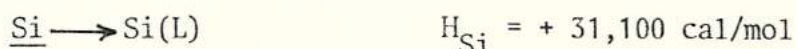
FIGURA 27: DATOS UTILIZADOS PARA REALIZAR EL BALANCE DE CALOR EN EL PROCESO LD⁽¹⁶⁾.

Las reacciones más importantes que se producen son:

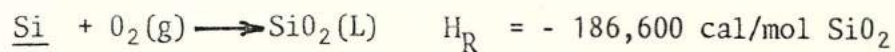


Donde lo subrayado, ejemplo, Si, indica que el elemento es disuelto en hierro fundido.

Las reacciones anteriores involucran dos pasos, Ejemplo:



La suma de los dos pasos da la reacción neta y su entalpía es:



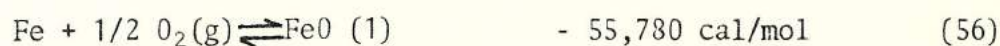
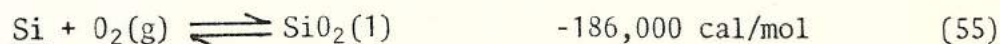
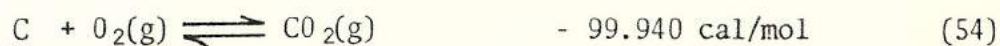
En otras palabras, encontramos el calor neto efectivo por adición del calor de los dos pasos. Esto implica conocer el calor de solución de los elementos en hierro líquido.

Estos datos se presentan en la Tabla IV para 1600°C.

REACCION	H_i cal/gr.mol
$C (gr) \longrightarrow \underline{C} (1\% Fe)$	+ 5,100
$Si (1) \longrightarrow \underline{Si} (1\% Fe)$	- 31,100
$Mn (1) \longrightarrow \underline{Mn} (1\% Fe)$	0
$Cr (1) \longrightarrow \underline{Cr} (1\% Fe)$	+ 5,000
$Al (1) \longrightarrow \underline{Al} (1\% Fe)$	- 10,300
$1/2 O (g) \longrightarrow \underline{O} (1\% Fe)$	- 28,000
$1/2 S (g) \longrightarrow \underline{S} (1\% Fe)$	- 31,000
$Co (1) \longrightarrow \underline{Co} (1\% Fe)$	0
$Cu (1) \longrightarrow \underline{Cu} (1\% Fe)$	+ 8,000
$Ni (1) \longrightarrow \underline{Ni} (1\% Fe)$	- 5,000

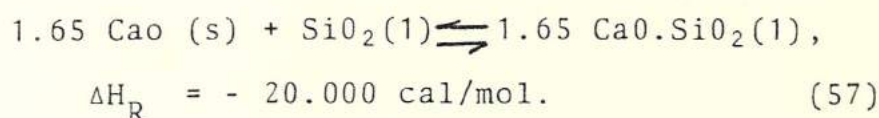
TABLA IV: CALORES DE SOLUCION DE ELEMENTOS EN HIERRO FUNDIDO A 1% DE CONCENTRACION Y 1600°C⁽¹⁶⁾.

A 1.600°C, los calores efectivos de las reacciones son: H_R 1873°K

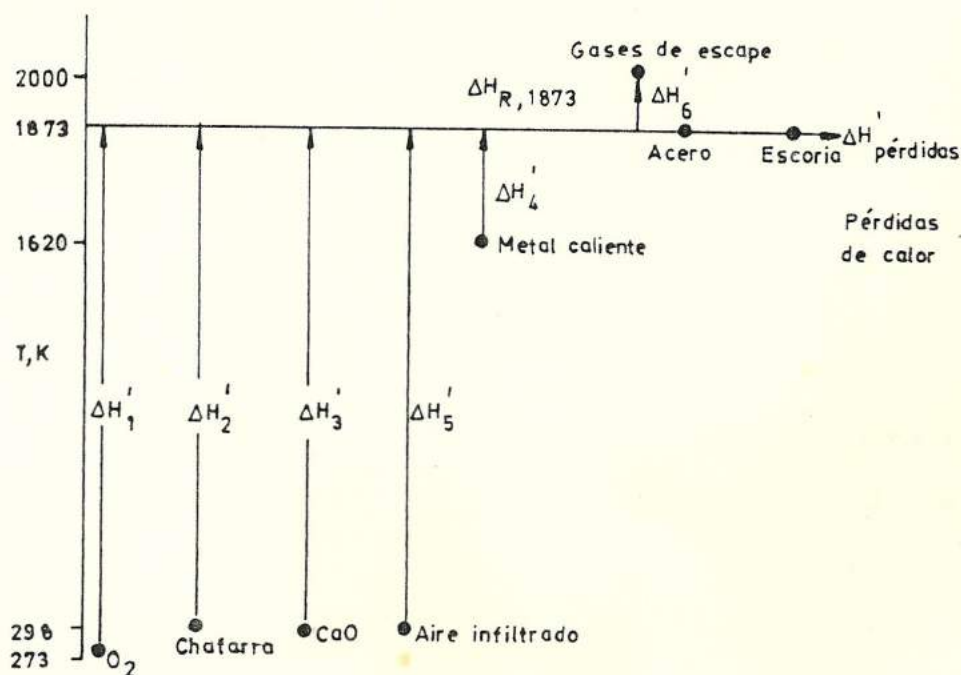


En el caso de la reacción (57), está es la más cercana que puede utilizarse para esti-

mar el calor de mezcla de la escoria formada por CaO , SiO_2 y FeO . El sistema líquido FeO-SiO_2 es casi ideal desde un punto de vista termodinámico, de ahí que el calor de mezcla de estos dos constituyentes es pequeño y puede despreciarse; pero es conocido que hay una evolución de calor cuando se mezclan CaO(s) y $\text{SiO}_2(1)$, para formar un líquido. El efecto de calor en este caso se puede aproximar por:



A continuación se puede apreciar el diagrama del balance de calor:



El balance de calor es entonces:

$$\Delta H_1 + \Delta H_2 + \Delta H_3 + \Delta H_4 + \Delta H_5 + \Delta H_{R,1873} = -\Delta H_{\text{pérdidas}} \quad (58)$$

ΔH_1 = Este es el calor para llevar el oxígeno a 1873°K

$$\Delta H_1 = n_{O_2} \int_{273}^{1873} C_{p,O_2} dT \quad (\text{cal})$$

$$\text{Donde } C_{p,O_2} = 7.16 + 10^{-3}T - 0.4 \times 10^{-5}T^{-2}$$

$$\frac{\text{cal}}{\text{mol}^\circ\text{K}}$$

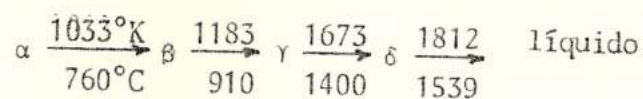
y;

$$n_{O_2} = \frac{W_{O_2}}{32} \times 10^3 \text{ moles}$$

$$\Delta H_1 = \frac{W_{O_2}}{32} \times 10 \int_{273}^{1873} (7.16 + 10^{-3}T - 0.4 \times 10^{-5}T^{-2}) dT$$

$$\Delta H_1 = 4.07 \times 10^5 W_{O_2} \quad (59)$$

ΔH_2 = Este es el calor necesario para calentar y fundir la chatarra de acero y llevarla a 1873°K. Para ésto, debemos considerar las transformaciones de fase del hierro puro a 1873°K que pueden ser representados por:



Por tanto:

$$\Delta H_2 = n_{\text{CH}} \left[\int_{298}^{1033} C_p^{\alpha} dT + \Delta H^{\circ}_{1033} + \int_{1033}^{1183} C_p^{\beta} dT + \Delta H^{\circ}_{1183} + \int_{1183}^{1673} C_p^{\gamma} dt + \Delta H^{\circ}_{1673} + \int_{1673}^{1812} C_p^{\delta} dt + \Delta H^{\circ}_{1812} + \int_{1812}^{1873} C_p^{\text{Liq}} dT \right] \quad (\text{Cal})$$

Donde:

$$C_p^{\alpha} = 3.04 + 7.58 \times 10^{-3} T + 0.60 \times 10^{-5} T^2$$

$$C_p^{\beta} = 11.13$$

$$C_p^{\gamma} = 5.85 + 1.98 \times 10^{-3} T$$

$$C_p^{\delta} = 6.74 + 1.6 \times 10^{-3} T$$

$$C_p^{\text{Liq}} = 9.77 + 0.4 \times 10^{-3} T$$

$$\alpha \rightarrow \beta \quad \Delta H^{\circ}_{1033} = 660 \text{ cal/mol}$$

$$\beta \rightarrow \gamma \quad \Delta H^{\circ} = 215 \text{ cal/mol}$$

$$\gamma \rightarrow \delta \quad \Delta H^{\circ} = 165 \text{ cal/mol}$$

$$\delta \rightarrow \text{Liq} \quad \Delta H^{\circ} = 3670 \text{ cal/mol}$$

$$n_{\text{CH}} = \frac{W_{\text{CH}}}{55.85} \times 10^3 \text{ moles}$$

Reemplazando estos valores en la ecuación anterior y resolviendo los integrales, obtenemos:

$$\Delta H_2 = 3.25 \times 10^{-5} W_{CH} \text{ (cal)} \quad (60)$$

ΔH_3 = Este es el calor requerido para llevar la cal a 1873°K. También esta cal es llevada a reaccionar con $\text{SiO}_2(1)$ para formar la escoria, y el calor de formación, ecuación(57), es escrito en términos de $\text{CaO}(s)$; no hay necesidad de adicionar el calor de fusión.

$$\Delta H_3 = \eta_{\text{CaO}} \int_{298}^{1873} C_{p,\text{CaO}} dT$$

$$C_{p,\text{CaO}} = 11.86 + 1.08 \times 10^{-3} T - 1.66 \times 10^{-5} T^2$$

$$\eta_{\text{CaO}} = \frac{W_{\text{CaO}}}{56} \times 10^3 \text{ moles}$$

$$\Delta H_3 = \frac{W_{\text{CaO}} \times 10^3}{56} (20000) = 3.571 \times 10^5 W_{\text{Cal}} \text{ (cal)} \quad (61)$$

ΔH_4 : El calor sensible para incrementar en el hierro líquido (metal caliente) desde su temperatura inicial (1620°K) a 1873°K .

$$\Delta H_4 = \eta_{MC} \cdot C_{P_{MC}} \Delta T \quad (\text{cal})$$

$$\text{Donde: } C_{P_{MC}} = 16 \frac{\text{cal}}{\text{mol } ^\circ\text{K}}$$

y el número de moles del metal caliente es:

$$\begin{aligned} 1.5\% \text{ Si} &= 0.015 \times 28 \text{ gr.} = 0.42 \\ 4.1\% \text{ C} &= 0.041 \times 12 \text{ gr.} = 0.492 \\ 94.4\% \text{ Fe} &= 0.944 \times 56 \text{ gr.} = \underline{52.86} \\ & \qquad \qquad \qquad 53.6 \text{ g/mol (gr./mol)} \end{aligned}$$

$$\eta_{MC} = \frac{W_{MX} \times 10^3}{53.6} \text{ moles}$$

$$\Delta H_4 = \frac{W_{MC} \times 10^3}{53.6} (16) (1873 - 1620)$$

$$\Delta H_4 = 0.76 \times 10^5 W_{MC} \text{ (cal)} \quad (62)$$

ΔH_5 : El aire infiltrado es calentado desde temperatura ambiente hasta 1873°K , antes de reaccionar con el CO en el ducto de gases de escape.

$$\Delta H_5 = n_{\text{aire}} \cdot C_{p_{\text{aire}}} \Delta T \quad (\text{cal})$$

$$\text{Donde: } C_{p_{\text{aire}}} = 7.85 \frac{\text{cal}}{^\circ\text{K mol}} \text{ y } n_{\text{aire}} = \frac{W_{\text{aire}} \times 10^3}{29}$$

$$\Delta H_5 = \frac{W_{\text{aire}} \times 10^3}{29} (7.85) (1873 - 298)$$

$$\Delta H_5 = 4.263 \times 10^5 W_{\text{aire}} \quad (\text{cal}) \quad (63)$$

$\Sigma \Delta H_{R,1873}$: Ahora que todos los reactantes están a la temperatura de referencia, calculamos la cantidad de reactantes, los calores de reacción y sumamos:

Basados en el análisis de los gases de escape.

$$\frac{(0.449 \text{ Kg. CO}_2) W_{\text{gas}} \text{ Kg. gas} (10^3 \text{ mol CO}_2)}{(1.0 \text{ Kg. gas}) (44 \text{ Kg. CO}_2)} = 10.225 W_{\text{gas}} \text{ moles de CO}_2$$

Basados en el análisis de escoria

$$\frac{(W_{\text{escoria}} \text{ Kg escoria}) (0.35 \text{ Kg FeO}) (10^3 \text{ mol FeO})}{(1.0 \text{ Kg escoria}) (72 \text{ Kg FeO})} = 4.86 W_{\text{escoria}} \text{ moles de FeO}$$

y;

$$\frac{(W_{\text{escoria}} \text{ Kg escoria}) (0.149 \text{ Kg SiO}_2) (10^3 \text{ mol SiO}_2)}{(1.0 \text{ Kg escoria}) (60 \text{ Kg SiO}_2)} = 2.483 W_{\text{escoria}} \text{ moles de SiO}_2$$

Los calores de reacción a 1873°K

(a) Para oxidación del carbono

$$(10.23 W_{\text{gas}} \text{ moles de CO}_2) - \frac{99.940 \text{ cal}}{\text{mol CO}_2} = - 1.022 \times 10^6 W_{\text{gas}} \text{ cal}$$

(b) Para oxidación de silicio

$$(2.483 W_{\text{escoria}} \text{ moles de SiO}_2) - \frac{186.000 \text{ cal}}{\text{mol SiO}_2} = - 4.618 \times 10^5 W_{\text{escoria}}$$

(c) Para oxidación del hierro

$$(4.86 W_{\text{escoria}} \text{ moles de FeO}) - \frac{55.780 \text{ cal}}{\text{mol FeO}} = - 2.711 \times 10^5 W_{\text{escoria}}$$

(d) Para formación de escoria

$$(2.483 W_{\text{escoria}} \text{ moles SiO}_2) - \frac{20.000 \text{ cal}}{\text{mol 1.65CaO.SiO}_2} = -4.966 \times 10^4 W_{\text{escoria}}$$

$$H_{R,1873} = - (1.022 \times 10^6 W_{\text{gas}} + 7.83 \times 10^5 W_{\text{escoria}}) \quad (64)$$

ΔH_6 : Representa la entalpía contenida en los gases de escape sobre 1873°K.

$$\Delta H_6 = n_{O_2} \int_{1873}^{2000} C_{p,O_2} dT + n_{CO_2} \int_{1873}^{2000} C_{p,CO_2} dt + n_{N_2} \int_{1873}^{2000} C_{p,N_2} dT \quad (\text{cal})$$

$$\text{Donde: } C_{p,O_2} = 7.16 + 10^{-3}T - 0.4 \times 10^{-5}T^{-2}$$

$$C_{p,CO_2} = 10.57 + 2.1 \times 10^{-3}T - 2.06 \times 10^{-5}T^{-2}$$

$$C_{p,N_2} = 6.83 + 0.9 \times 10^{-3}T - 0.12 \times 10^{-5}T^{-2}$$

$$n_{O_2} = \frac{(0.0294 \text{ Kg } O_2) (10^3 \text{ mol } O_2) (W_{\text{gas}} \text{ Kg gas})}{(1 \text{ Kg gas}) (32 \text{ Kg } O_2)} = 0.92 W_{\text{gas}} \text{ moles}$$

$$n_{CO_2} = \frac{(0.4499 \text{ Kg } CO_2) (10^3 \text{ mol } CO_2) (W_{\text{gas}} \text{ Kg gas})}{(1.0 \text{ Kg gas}) (44 \text{ Kg } CO_2)} = 10.23 W_{\text{Gas}}$$

$$n_{N_2} = \frac{(0.5205 \text{ Kg } N_2) (10^3 \text{ mol } N_2) (W_{\text{gas}} \text{ Kg gas})}{(1.0 \text{ Kg gas}) (28 \text{ Kg } N_2)}$$

Reemplazando estos valores en la ecuación anterior tenemos que:

$$\Delta H_6 = 0.4023 \times 10^5 W_{\text{gas}} \quad (\text{cal}) \quad (65)$$

Finalmente:

$$\begin{aligned} \Delta H_{\text{pérdidas}} = & 4.1 \times 10^5 W_{\text{O}_2} + 3.25 \times 10^5 W_{\text{CH}} + 3.6 \times 10^5 W_{\text{CaO}} + \\ & 0.76 \times 10^5 W_{\text{MC}} + 4.3 \times 10^5 W_{\text{aire}} - (10.2 \times 10^5 W_{\text{gas}} + \\ & 7.83 \times 10^5 W_{\text{Escoria}}) + 0.4023 \times 10^5 W_{\text{gas}} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \Delta H_{\text{pérdidas}} = & -(4.1 W_{\text{O}_2} + 3.25 W_{\text{CH}} + 3.6 W_{\text{CaO}} + 0.76 W_{\text{MC}} + 4.3 W_{\text{aire}} + \\ & 7.83 W_{\text{escoria}}) \times 10^5 \quad \text{cal} \end{aligned}$$

Reemplazando los valores encontrados en el balance de materiales, tenemos que:

$$\begin{aligned} \Delta H_{\text{pérdidas}} = & -(4.1 \times 80 + 3.25 \times 341 + 3.6 \times 86 + 0.76 \times 750 + 4.3 \times 17 \\ & + 7.83 \times 172) \quad \text{cal} \end{aligned}$$

$$\Delta H_{\text{pérdidas}} = -82.1 \times 10^6 \text{ cal } \text{ ó } 20.3\% \text{ del calor de entrada} \quad (66)$$

Esta cantidad de calor se pierde por convección y/o radiación al medio ambiente, o es absorbida por el revestimiento refractario del horno.

Un diagrama (diagrama de Sankey) para el proceso LD con una temperatura de referencia de 1.873°K puede observarse en la Figura 28.

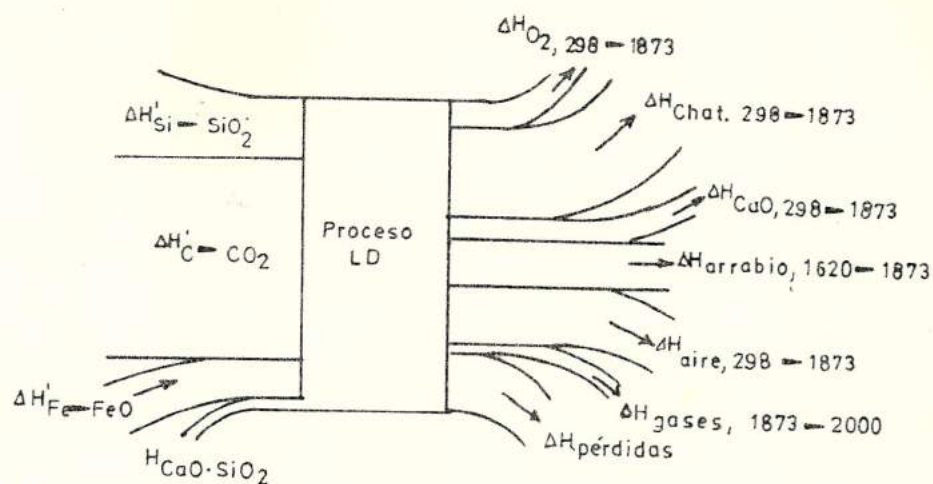


FIGURA 28: DIAGRAMA DE SANKEY DEL BALANCE DE ENERGIA PARA LA PRODUCCION DE UNA TONELADA DE ACERO, MEDIANTE EL PROCESO LD. ⁽¹⁶⁾

Finalmente, otro camino para presentar gráficamente un balance de calor es por medio de un gráfico de barras (Figura 29).

1.5 AFINO DEL ACERO.-

Al final del período de refinación, el metal posee un elevado contenido de oxígeno disuelto. El propósito de la desoxidación es, por tanto, bajar el contenido de oxígeno disuelto en el acero para mejorar

ENERGIA ENTRA	ENERGIA SALE	
Fe \longrightarrow FeO	Pérdidas calor	100
Si \longrightarrow SiO ₂	Gases de escape	90
C \longrightarrow CO ₂	Calentamiento aire infiltrado	80
	Calentamiento metal caliente	70
	Calentamiento CaO	60
	Calentamiento y fusión de chatarra	50
	Calor Sensible O ₂	40
Formación escoria		30
		20
		10
		0

FIGURA 29: REPRESENTACION GRAFICA MEDIANTE BARRAS DEL BALANCE DE ENERGIA.

su calidad. Cuando el metal solidifica, el exceso de oxígeno es rechazado de la solución y se combina con otros elementos presentes para formar óxidos. Si el contenido de carbón del metal no es mayor de 0.1%, la mayor parte del exceso de oxígeno se combina con el carbón para formar CO, el cual escapa como gas. Estos aceros son llamados efervescentes.

La evolución de gas durante la solidifica-

ción es pequeña cuando el contenido de carbón es mayor que 0.1% del peso y disminuye aún más cuando el contenido de carbón aumenta hasta que, con cerca de 2% de carbón, la cantidad de oxígeno en equilibrio disuelto en el metal líquido es similar a la solubilidad en el estado sólido.

El exceso de oxígeno que no se ha combinado con el carbón, forma óxidos de los otros elementos que están presentes en el metal. Algunos de estos óxidos escapan a la superficie de solidificación, pero la mayoría son atrapados y mantenidos dentro del metal como inclusiones.

Aparte de los efectos negativos de las partículas no metálicas en las propiedades mecánicas, algunos de los óxidos son semifundidos a las temperaturas de trabajado en caliente, formando películas en los bordes de grano que dan una pobre ductilidad. Así, con excepción de los aceros efervescientes y aceros de muy alto contenido de carbono, la cantidad de oxígeno disuelto en el metal debe reducirse antes de la solidificación, a la vez que los productos de desoxidación tengan tiempo de escapar del metal a la escoria.

Elementos como el Mn, Si y Al, se añaden al acero con el propósito de formar óxidos más estables que el hierro y que tienden a flotar sobre el acero. Estos elementos con excepción de Aluminio, se añaden en forma de ferroaleaciones.

La efectividad relativa de un desoxidante es dada por datos de equilibrio, mostrando la concentración de oxígeno que puede quedar en solución en el acero con una concentración dada de desoxidante (también en solución).

Ejemplo de tales líneas son dadas en la Figura 30, estas líneas representan los límites de solubilidad de oxígeno en acero líquido en presencia de los elementos adicionados, y pueden ser considerados como líneas en una sección isotérmica tomada del sistema hierro, oxígeno y un elemento oxidante. Se observa que el orden creciente de poder desoxidante de estos elementos es: Manganeso, Silicio y Aluminio.

1.5.1 Cálculo de la Cantidad de Desoxidante requerido.-

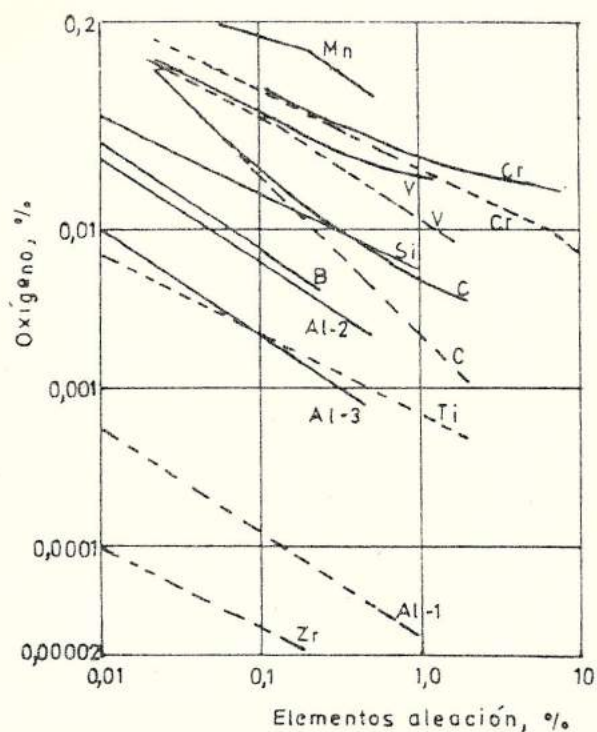


FIGURA 30: EQUILIBRIO ENTRE VARIOS DESOXIDANTES Y EL CONTENIDO DE OXIGENO EN EL ACERO⁽¹²⁾

El límite al cual una concentración dada de cualquier elemento pueda desoxidar al metal, es fácilmente determinada a partir de los datos de equilibrio para esos elementos y para los óxidos producidos con el oxígeno disuelto en el hierro.

La cantidad del elemento requerida para remo-

ver una concentración de oxígeno dada del metal puede ser determinada a partir de los mismos datos. Considérese una simple reacción en la cual un elemento M reacciona con oxígeno para formar el óxido sólido puro MO.



En este caso la actividad del óxido es unitaria y la constante de equilibrio puede ser expresada como:

$$K_{M-O} = (A_M)(A_O) \quad (68)$$

La concentración residual de M en equilibrio con la concentración requerida de oxígeno en hierro se obtiene a partir de datos para K_{M-O} , f_M y f_O a la temperatura y composición del baño líquido. A esto debe añadirse la cantidad de M requerida para combinarse con el exceso de oxígeno y formar el óxido. En el ejemplo dado, un mol (ó x gramos) de M combina con 1 mol (16 gramos) de oxígeno respectivamente. Aquí, la cantidad de desoxidante requerida, es dada por: ⁽¹⁰⁾

$$(\% M)_{\text{final}} + \frac{x}{16} \left[(\% O)_{\text{inicial}} - (\% O)_{\text{final}} \right] \quad (69)$$

Si la especificación designada para una concentración residual de M mayor que $\% M_{\text{final}}$, la cantidad requerida es sustituida en la ecuación.

Esta cantidad de desoxidante es la cantidad estequiométricamente requerida para remover el exceso de oxígeno. En la práctica, el oxígeno continua transfiriéndose de la escoria al metal después de la adición de desoxidante; la cantidad por unidad de tiempo varía con la viscosidad, temperatura y composición de la escoria y el área de la interfase escoria-metal por unidad de volumen de metal. La cantidad calculada de desoxidante debe entonces ajustarse convenientemente.

En la práctica se ha visto que en la fabricación de aceros de 0.40 a 0.90 % de carbono, el acero está calmado cuando el contenido de oxígeno es inferior a 0.0030% y, en los aceros de 0.15 a 0.40% de carbono, cuando es inferior a 0.0050%. Finalmente, los aceros de 0.08% de carbono están calmados cuando el oxígeno es inferior a 0.008%.

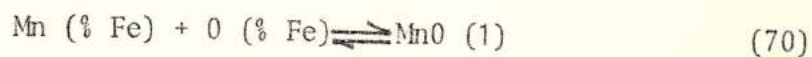
Estos niveles de oxígeno se consiguen generalmente empleando para el calmado, las siguientes cantidades de desoxidantes⁽³⁾:

Mn	=	0.60%
Si	=	0.25%
Al	=	0.025%

1.5.2 Desoxidación por Manganese.-

Cuando el acero es desoxidado por manganeso, el producto de la reacción puede ser una solución sólida o líquida de FeO-MnO, dependiendo de la composición del baño y de la temperatura.

Cuando el producto de reacción es un líquido, la siguiente reacción debe tomarse en cuenta:



el cambio de energía libre es dado por:

$$\Delta G^\circ = - 228\,000 + 97.1 T \quad (\text{J/mol}) \quad (71)$$

y la constante de equilibrio es:

$$\log K_{\text{Mn-O}} = \log \frac{(A_{\text{MnO}}) (1)}{(A_{\text{Mn}})(A_{\text{O}})} = \log \frac{(A_{\text{MnO}})}{(\% \text{Mn})(\% \text{O})} \quad (72)$$

La dependencia de la temperatura con la constante de equilibrio, es derivada de datos termodinámicos y está dada por:

$$\log K_{\text{Mn-O}} = \frac{11.900}{T} - 5.07 \quad (73)$$

En el caso que el producto de reacción sea un sólido:



$$\Delta G^\circ = - 28.200 + 124.0 T \text{ (J/mol)} \text{ y} \quad (75)$$

$$\log K_{\text{Mn-O}} = \log \frac{(A_{\text{MnO}}) (\text{s})}{(\% \text{Mn})(\% \text{O})} = \frac{14.700}{T} - 6.5 \quad (76)$$

A medida que el contenido de manganeso del acero incrementa, el producto de la desoxidación es más rico en óxido de manganeso.

Asumiendo que la actividad A_{FeO} y A_{MnO} son iguales a sus concentraciones en solución FeO - MnO líquido o sólido, el contenido de manganeso y oxígeno del acero en equilibrio

con producto de desoxidación $\text{FeO} = \text{MnO}$ puro, puede calcularse usando las ecuaciones anteriores. El resultado de tales cálculos viene dado en la Figura 31, para tres temperaturas.

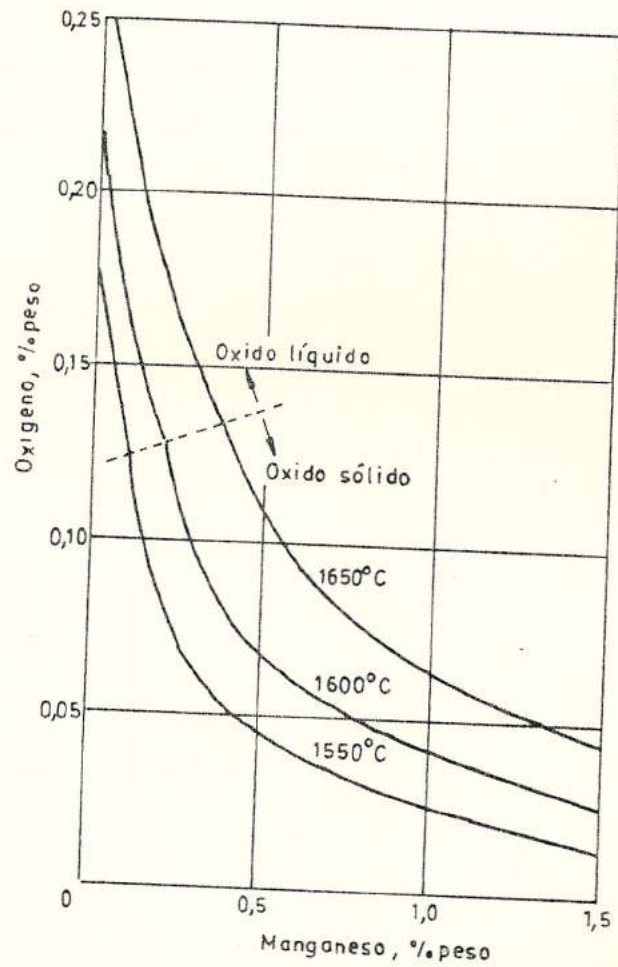


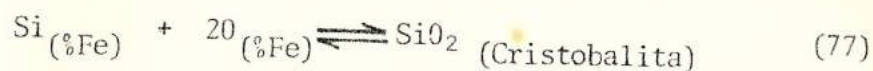
FIGURA 31: CONTENIDO DE MANGANESO Y OXIGENO DEL HIERRO EN EQUILIBRIO CON UNA SOLUCION SOLIDA O LIQUIDA DE FeO-MnO (1).

Normalmente, el contenido de oxígeno del acero antes de la desoxidación es menor a 0.1%, por consiguiente, el producto de desoxidación en la práctica sería una solución sólida de óxido de hierro y manganeso. La eficiencia del manganeso como desoxidante aumenta si la superficie del metal fundido es expuesta a la atmósfera cuando el metal es basculado del horno o cuando es colado de la cuchara a los moldes. Este incremento se debe a la elevada presión de vapor del manganeso a la temperatura del acero fundido. Si la concentración de manganeso residual es mayor que 0.25% del peso, se forma una capa de vapor sobre la superficie libre del metal, compuesta enteramente de átomos libres de manganeso. La actividad del manganeso en esta capa es aproximadamente unitaria y puede reaccionar con el oxígeno bajando su presión parcial a un bajo nivel en la superficie del baño metálico y de esta forma disminuir el contenido de oxígeno del metal fundido.

1.5.3 Desoxidación por Silicio.-

Muchos investigadores determinan las condiciones de equilibrio para la reacción Sili-

cio-Oxígeno en hierro líquido por la siguiente reacción:



El cambio de energía libre para la formación de sílice a partir de Si y oxígeno disuelto en hierro es dado por:

$$\Delta G_{\text{Si-O}} = - 585.000 + 228.6 T \quad (78)$$

y la constante de equilibrio por:

$$\log k_{\text{Si-O}} = \log \frac{1}{(\% \text{Si}) (\% \text{O})^2} = \frac{30.410}{T} - 11.59 \quad (79)$$

El efecto de la composición y temperatura en el equilibrio de las concentraciones de oxígeno y silicio, se puede calcular a partir de las ecuaciones (79) y los resultados se muestran en la Figura 32.

La eficiencia del silicio como desoxidante aumenta conforme aumenta la basicidad de la escoria.

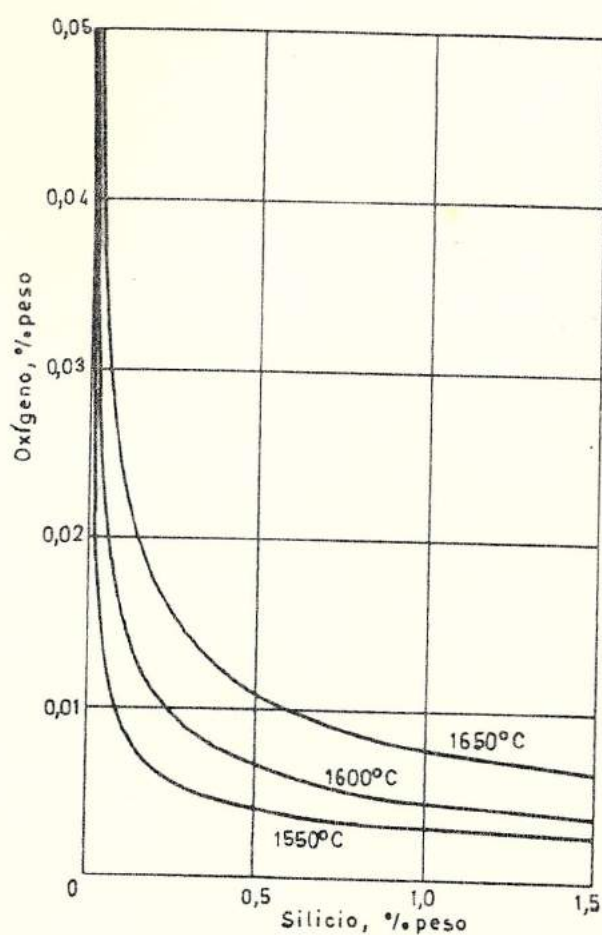
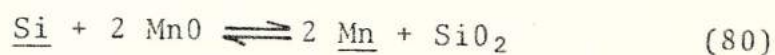


FIGURA 32: CONTENIDO DE SILICIO Y OXIGENO DEL HIERRO EN EQUILIBRIO CON SILICA SOLIDA ⁽¹⁾.

Así, como la desoxidación por silicio es mucho mejor que por manganeso, una desoxidación simultánea por estos elementos, da un oxígeno residual en solución todavía menor. Cuando el silicio y el manganeso reaccionan simultáneamente con el oxígeno, sobre un amplio rango de composiciones, el producto de reacción es principalmente Silicato de Manganeso fundido, donde

la actividad del silicio es menor que la unidad; y, consecuentemente, para un contenido de silicio dado, el oxígeno residual en solución es menor entonces que el obtenido en presencia de SiO_2 . El efecto del manganeso en la desoxidación por silicio puede ser evaluado a partir de los datos termodinámicos del sistema en mención.

Mientras las reacciones (74) y (78) están ocurriendo todavía, el contenido en equilibrio de silicio y manganeso será gobernado por la reacción:



y la constante de equilibrio es:

$$K_{\text{Si,Mn}} = \frac{(\% \text{Mn})^2}{(\% \text{Si})} \frac{(A_{\text{SiO}})}{(A_{\text{MnO}})^2} \quad (81)$$

En la Figura 33, está graficado el contenido de oxígeno contra la concentración de silicio para un cierto rango de concentraciones de manganeso.

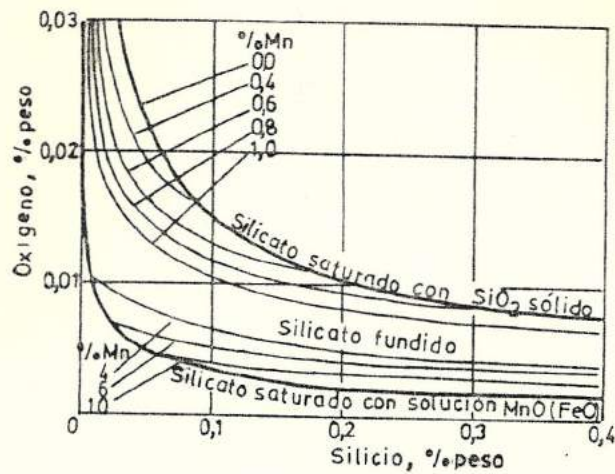


FIGURA 33: DATOS DE EQUILIBRIO EN DESOXIDACION SIMULTANEA DEL ACERO POR SILICIO Y MANGANESO A 1600°C (Ref. 1).

Como vemos en esta figura, el producto de desoxidación está fundido sobre un amplio rango de concentraciones de manganeso y silicio. La efectividad del manganeso en ayudar al poder desoxidante del silicio decrece con el incremento del contenido de silicio. Por ejemplo, con 0.05 % de silicio en solución, el oxígeno residual disminuye de 0.023 a 0.016% cuando el contenido de manganeso aumenta de 0.0 a 0.8%.

De los datos de equilibrio dados en la Figura 33, es posible estimar la cantidad de silicio y manganeso que se debe adicionar al

acero que se va a desoxidar y tener un cierto nivel de oxígeno a una temperatura conocida.

Esto puede observarse en las Figuras 34 y 35, para un contenido inicial de oxígeno de 0.1% y 0.05% respectivamente.

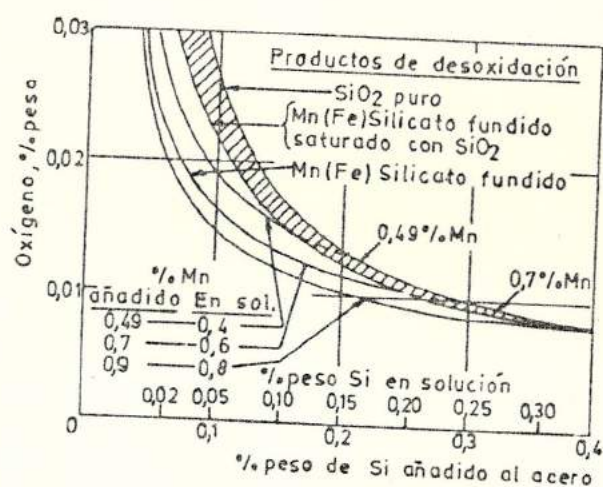


FIGURA 34: OXIGENO RESIDUAL EN HIERRO A 1600°C, RELACIONADA A % DE SI Y % DE MN, AL DESOXIDAR ACERO CONTENIENDO INICIALMENTE 0.10% DE OXIGENO⁽¹⁾.

En el proceso Bessemer, el contenido promedio de oxígeno en el baño antes de la desoxidación es cerca de 0.1% y en la práctica de hogar abierto es cerca de 0.5%.

Para composiciones dentro del área sombreada, el producto de desoxidación, es una mezcla

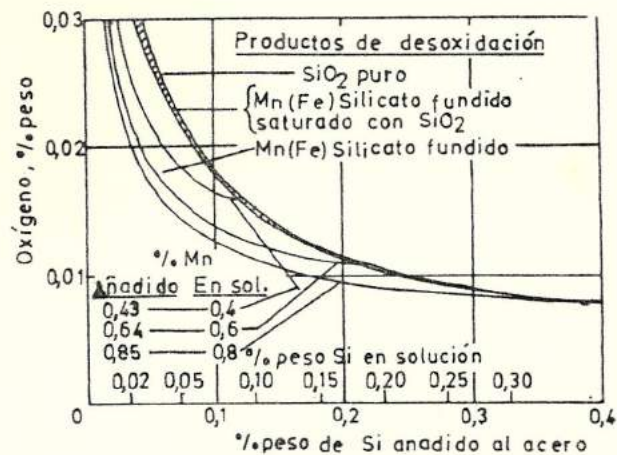


FIGURA 35: OXIGENO RESIDUAL EN HIERRO A 1600°C, RELACIONADA A % DE SI Y % DE MN, AL DESOXIDAR ACERO CONTENIENDO INICIALMENTE 0,05% DE OXIGENO⁽¹⁾.

heterogénea de un silicato fundido y sílice sólida. Conforme aumenta el porcentaje de silicio, más sílice sólida se forma a expensas de MnO hasta que el producto de desoxidación es SiO₂ puro. Bajo estas condiciones, el manganeso no toma parte en la desoxidación.

La limpieza del acero depende mucho de la naturaleza de los productos de desoxidación formados. Además, es fácil para los óxidos líquidos coagular y separarse del acero fundido, en comparación con óxidos dispersados.

La adición de Silicio y Manganeso como desoxidante debe ser la apropiada para dar productos de desoxidación líquida; los datos de las figuras 34 y 35 dan la información necesaria para 1600°C. El efecto de la temperatura en las condiciones de equilibrio, deben también ser conocidos, como se muestra en la Figura 36, donde el contenido de Silicio es graficado contra la concentración de Manganeso en equilibrio con Sílice saturada de silicatos de Manganeso fundidos a temperatura de 1500, 1600 y 1650°C.

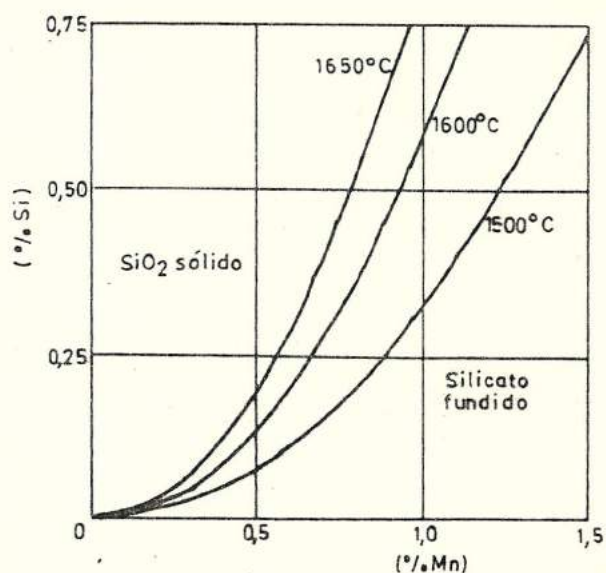


FIGURA 36: CONCENTRACION DE SILICIO Y MANGANESO EN HIERRO EN EQUILIBRIO CON SILICA SATURADA DE SILICATOS DE MANGANESO FUNDIDO⁽¹⁾.

Si el acero contiene por ejemplo: 0.1% Si y 0.4% Mn, el producto de desoxidación a 1650°C será líquido; sin embargo, para la misma composición a 1600°C, el producto de desoxidación será sílice sólida.

A partir de mediciones realizadas en pruebas industriales, se puede concluir que con adiciones de Mn y Si como desoxidantes en relaciones %Mn/%Si entre 8:1 y 4:1, el producto de desoxidación, se compone esencialmente de silicatos de Manganeso líquidos con alguna sílice formada solamente durante los primeros estados de solidificación. El ajuste de la adición de estos desoxidantes dentro de los rangos anteriores mejora la limpieza en el acero⁽¹⁾.

1.5.4 Desoxidación por Aluminio.

El aluminio, es uno de los elementos desoxidantes más potentes, según se observa en el diagrama del potencial de oxígeno (Figura 30). El producto de desoxidación, es usualmente Alúmina Sólida, sin embargo, se forma también la Espinela ($\text{FeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$), cuando el Aluminio residual en el Hierro no está estequiométricamente en exceso del contenido residual de oxígeno.

La ecuación que rige la reacción de desoxidación, está dado por:



y la constante de equilibrio es:

$$\log K_{A1-O} = \log \frac{(A_{Al_2O_3})}{(A_A)^2 (A_O)^3} \quad (83)$$

Cuando el producto de reacción es puro, (Alúmina sólida), su actividad es unitaria; y asumiendo igualdad de actividad y concentración del Oxígeno y del Aluminio disuelto en Hierro, la constante de equilibrio es expresado por:

$$\log K_{A1-O} = - \log (\%Al)^2 (\%O)^3 \quad (84)$$

Si se supone que la totalidad del oxígeno disuelto en el metal se combina según la ecuación (82) puede representarse la desoxidación por la recta $V = 11.24 x$ como se ha representado en la Figura 37. Esta función describe de forma aproximada para el metal fundido que contiene Silicio, la dependencia entre la pérdida de Aluminio y el contenido de oxígeno del acero en el momento de la colada.

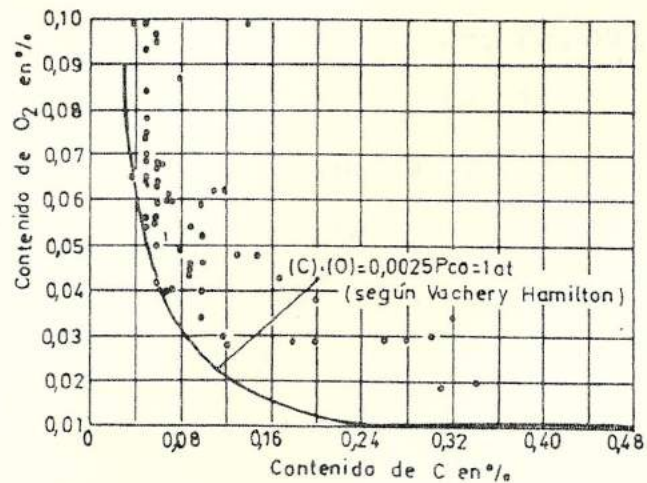


FIGURA 37: PERDIDA DEL ALUMINIO EN FUNCION DEL O_2 DEL ACERO DURANTE LA COLADA. ⁽¹⁸⁾

1.5.5 Ajuste del carbono y elementos de aleación.

La fabricación de acero involucra la adición deliberada de varios elementos químicos al metal fundido, persiguiendo varios fines. Estos fines pueden incluir a más de desoxidación del metal, control del tamaño de grano, mejoras de las propiedades mecánicas y físicas, resistencia a la corrosión, incremento en la respuesta del acero al tratamiento térmico, etc.

El agente de adición más común, lo constituye las ferroaleaciones, que son aleaciones de hierro con Al, Ca, B, Cr, Cu, Mn, Mo, Ni, N, P, Se, Si, Ta, Ti, W, Va, Zr. Algunos de estos elementos químicos y otros, son desarrollados como agentes de adición que no son ferroaleaciones tales como, Al, Ca, Co, Cu, Mn y Ni; óxido de Mo, Ni y W; C, N y S, en varias formas; y aleaciones consistentes principalmente de combinaciones de 2 ó más elementos.

Estos agentes de adición pueden ser introducidos con la carga en el horno, o en el metal fundido cerca del fin de período de aceración, en la cuchara o en los moldes, dependiendo de la relativa actividad de estos con el oxígeno, por ejemplo Cu, Mo ó Ni, pueden ser introducidos con la carga o durante la fusión; el Cr y Mn, que son fácilmente oxidables, deben ser adicionados en su mayor parte en la cuchara y así minimizar las pérdidas por oxidación.

El grado de mezclado entre el metal y el agente de adición, es uno de los factores más importantes, y, siendo éste parámetro muy estu-

diado, se han desarrollado muchas técnicas y procesos, los cuales se han dividido en:

- a) Métodos que utilizan adición directa a la cuchara.
- b) Métodos que utilizan técnicas de mezclado como doble cuchara, inyección, cuchara de agitación, lanza sumergida, tapón poroso y agitación eléctrica por inducción, etc.

CAPITULO II

2. TRABAJO EXPERIMENTAL.-

2.1 PLAN GENERAL DE TRABAJO.-

La técnica operativa a seguir en el desarrollo de la presente investigación, puede ser resumida en los siguientes pasos:

- 1) Diseño y construcción de equipo para el proceso, tales como: Cubilote de 350 mm de diámetro, Convertidor de 350 Kg. de capacidad, lanza de soplado de oxígeno, además la adecuación de los equipos ya existentes en el Taller de Fundición de la ESPOL y equipos auxiliares.
- 2) Estudio de parámetros involucrados en el proceso de aceración: consumo y presión de oxígeno, diámetro de la boquilla, altura de la lanza sobre la superficie del baño metálico, composición química, elementos formadores de escoria, etc.

- 3) Ensayos de planta y control de la composición química del acero obtenido.
- 4) Evaluación del proceso a través del rendimiento metálico.

2.2 DISEÑO Y CONSTRUCCION DEL EQUIPO EXPERIMENTAL.-

CONVERTIDOR

El convertidor es el recipiente donde se realiza el proceso de oxidación del arrabio hasta convertirlo en acero. (Figura 38)

El convertidor está diseñado para una capacidad comprendida entre 350 y 400 Kg.; tiene instalado un sistema de volteo formado por tornillo sin fin engranaje para facilitar su manejo durante las operaciones del ciclo de aceración. Los detalles de la construcción, están dados en el Apéndice A.

Al iniciar las pruebas, se partió con un revestimiento refractario adaptado al proceso básico, compuesto por:

- Revestimiento de seguridad formado por una

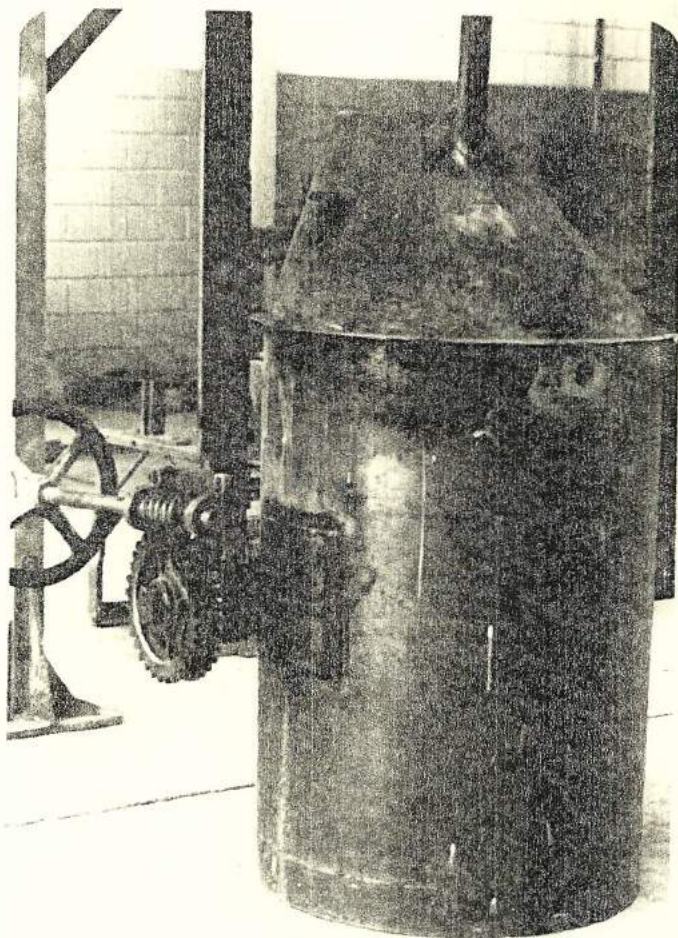


FIGURA 38: EN LA FOTOGRAFIA SE OBSERVA EL CONVERTIDOR TERMINADO Y LISTO PARA SU OPERACION.

- mezcla de arena de sílice y bentonita fuertemente compactado (5 cm.).
- Revestimiento de trabajo de ladrillos de cromita (10 cm.).
 - Revestimiento del cono de refractario monolítico, compuesto por ladrillo molido, arena de sílice y bentonita (3 cm.).

LANZA DE INYECCION

La lanza de inyección es refrigerada por agua, está formada por tres tubos concéntricos. El tubo central, es para el paso del oxígeno y los dos restantes, para el sistema de enfriamiento. En el extremo inferior lleva colocada una boquilla de cobre.

Un enfriamiento correcto de la lanza es indispensable para evitar su rápido deterioro. Las condiciones para obtener el suficiente enfriamiento son:

- Una circulación mínima de agua en la camisa interior de 1.5 a 3.5 m/s y en la exterior de 3.5 a 4.5 m/s.
- Una elevación de temperatura moderada que no debe sobrepasar los 50°C.

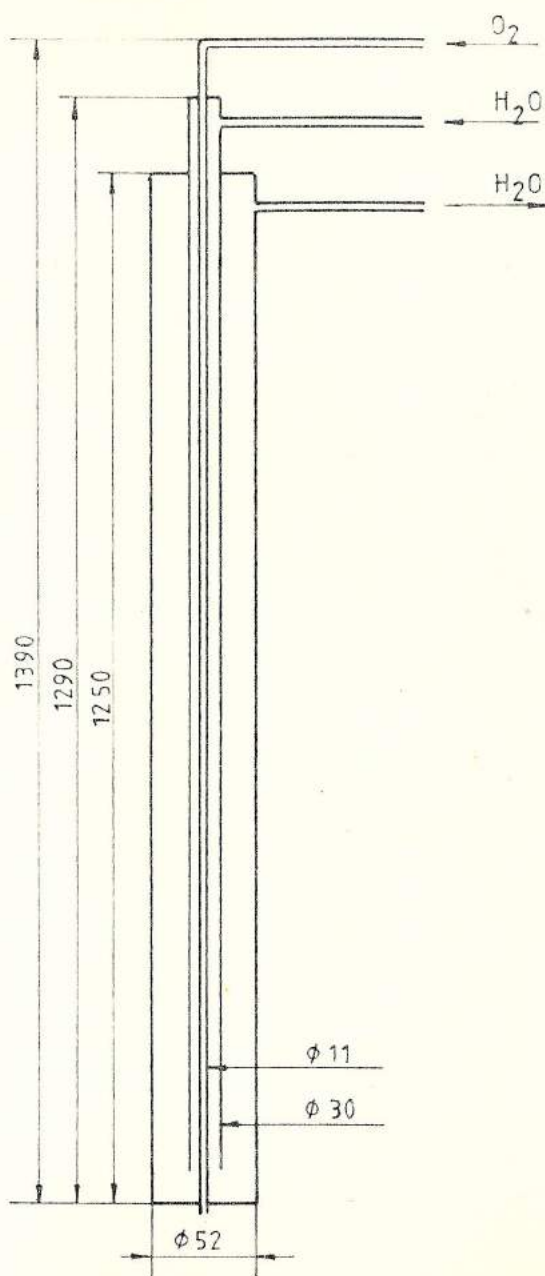


FIGURA 39

ESQUEMA DE LANZA DE OXIGENO

En la Figura 39 se observa los detalles de construcción y en la Figura 40 la lanza lista para ser operada.

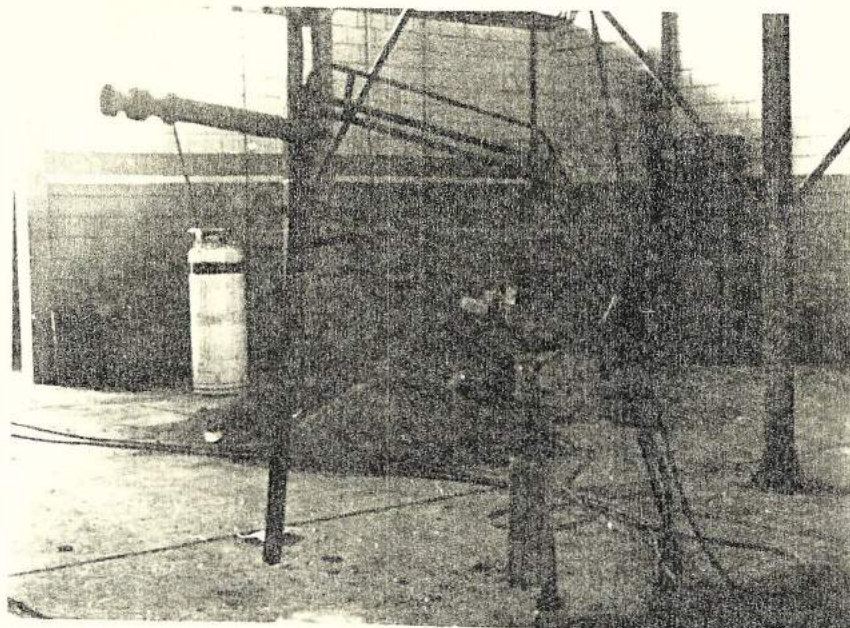


FIGURA 40: LANZA DE INYECCION DE OXIGENO UTILIZADA EN EL PROCESO DE ACERACION.

CUBILOTE

Para la obtención del "arrabio" necesario para el desarrollo del proceso LD, se construyó un cubilote de 550 mm. de diámetro interior.

Las características más importantes son:

- Diámetro interior : 550 mm.
- Rendimiento : 400 Kg/hora

- Ventilador centrífugo : 12.8 m³/min.; 355mm. H₂O;
3 HP.
- Operación discontinua

Además, se utilizó un antecrisol calentado por diesel para almacenar el metal fundido hasta obtener la cantidad necesaria para realizar el proceso de aceración.

La Figura 41 muestra la fotografía del cubilote con su respectivo antecrisol.

2.3 OBTENCION DE FUNDICION BASE.-

En el proceso de elaboración de acero, el primer paso a dar es el de la obtención del metal base "arrabio" de una composición química definida de acuerdo con el tipo de escoria a utilizar.

Aunque en las primeras pruebas se intentó desarrollar el proceso utilizando una escoria básica, posteriormente se prefirió trabajar con escoria ácida, ya que se ajustaba mejor a la composición química proporcionada por la mezcla de chatarras usadas en el proceso de fusión del cubilote. Se utilizó chatarra de fundición gris,

retornos de fusiones anteriores y chatarra de acero.

Debido a la existencia de amplios márgenes en la composición química en la bibliografía consultada tanto para procesos ácido como básico, la manera más fácil de conseguir composiciones químicas estables sin modificar sustancialmente la marcha del cubilote, era trabajar con un CE de alrededor de 3.2.

En las experiencias realizadas se ha utilizado arrabios con carbono equivalente que ha fluctuado entre 2.8 y 3.6. La tendencia final ha sido utilizar arrabio con el CE más elevado en función de tener suficiente Si de partida y alcanzar mayor temperatura de colado.

Las Tablas V y VI muestran las mezclas de chatarra empleadas en las cargas del cubilote y la composición química obtenida.

2.4 PROCESO DE ACERACION.-

En esta sección se consideran las experiencias realizadas con el convertidor experimental, te-

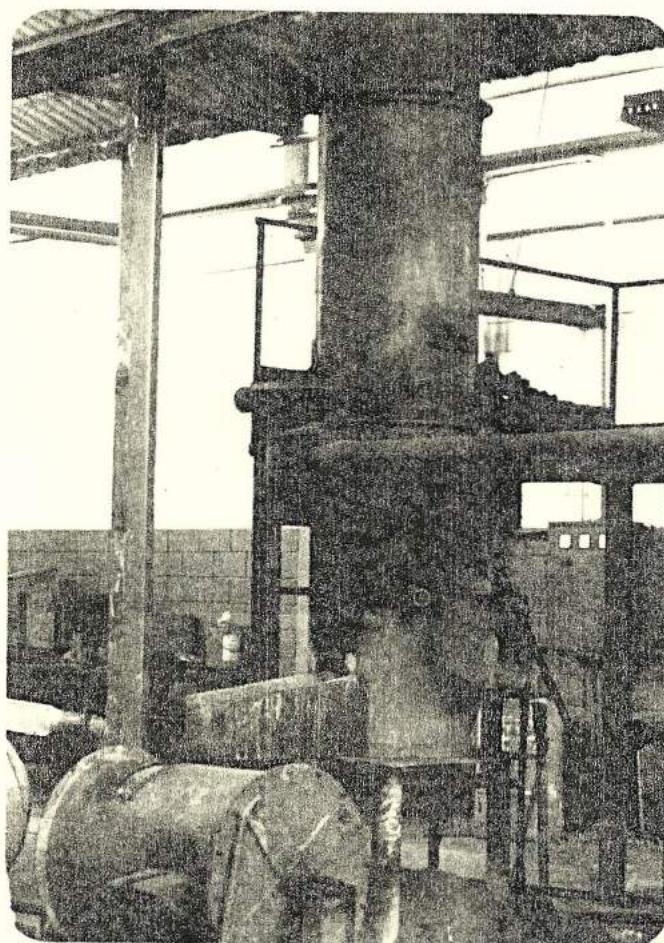


FIGURA 41: LA FOTOGRAFIA MUESTRA EL HORNO DE CUBILOTE DE 350 MM. CON SU RESPECTIVO ANTECRISOL, EMPLEADO PARA OBTENER "ARRABIO" UTILIZADO EN EL PROCESO DE ACERACION.

EXPERIENCIA	CARGAS UTILIZADAS	OTRAS ADICIONES
1	100% fundición gris	No
2	100% fundición gris	No
3	100% fundición gris	No
4	No se controló	No
5	20% acero + 80% fund. gris	2.3 Kg. grafito
6	20% acero + 80% fund. gris	No
7	22% acero + 78% fund. gris	2.3 Kg. grafito
8	10% acero + 90% fund. gris	2.8 Kg. grafito
9	30% acero + 70% fund. gris	2.3 Kg. grafito
10	50% acero + 50% fund. gris	No
11	50% acero + 50% fund. gris	No
12	Retornos de exp. 11	No
13	50% acero + 50% fund. gris	3.3 Kg. FeSi + 2 Kg. FeMn
14	100% fundición gris	1.8 Kg. FeMn
15	30% acero + 70% fund. gris	1.8 Kg. FeMn

TABLA V

MATERIA PRIMA UTILIZADA PARA LA OBTENCIÓN DEL ARRABIO DE PARTIDA.

COMPOSICION QUIMICA (%)					
EXPERIENCIA	C	Si	Mn	P	S
1					
2					
3					
4	2.40	1.29	0.42	0.025	0.10
5	3.28	0.80	0.41	0.036	0.10
6	2.81	0.50	0.25	0.043	0.09
7	2.75	1.21	0.40	0.042	0.08
8	2.65	1.19	0.31	0.030	0.09
9	2.50	0.61	0.35	0.045	0.11
10	2.45	0.78	0.28	0.039	0.07
11*	2.60	1.12	0.38	0.054	0.10
12					
13					
14					
15					

* 0.63% Cr; 0.50% Ni

TABLA VI

COMPOSICION QUIMICA DEL ARRABIO OBTENIDO EN CUBILOTE

niendo como objetivo la obtención de acero de bajo contenido de carbono. Como técnica de trabajo, se destinaron las primeras pruebas a conocimiento del equipo y preparación del personal en el manejo del metal; posteriormente se fueron introduciendo alteraciones en el proceso, a fin de llegar a su conocimiento y lograr dominar todas las etapas de fabricación.

Es por esta circunstancia especial que se ha preferido documentar por separado cada una de las pruebas y al mismo tiempo, se han hecho las consideraciones de éxitos o fracasos y las alternativas sugeridas para la siguiente fundición.

En general, el proceso se cumplió en casi todas las pruebas teniendo una secuencia similar que puede ser resumida así: Durante los primeros cuatro a seis minutos del soplado mientras se oxida solo silicio y manganeso, aparecen humos oscuros y una llama corta en la cima del convertidor, acompañados de proyecciones del metal fuera de éste. Luego, cuando la oxidación del carbono comienza, se produce un incremento en la intensidad de la llama durante cerca de 12 minutos de soplado, hasta que decae completamente.

La llama que aparece en la cima del convertidor varía en su característica dependiendo del estado de soplado. La observación visual de la llama muestra el fin de la reacción del carbono e indica que se debe detener el soplado, ya que un exceso solamente produce pérdida de metal.

Luego, el acero es preparado para el colocado por desoxidación y ajuste de la composición química a las especificaciones deseadas. La secuencia del proceso de fabricación de acero se puede observar desde la Figura 42 hasta la Figura 56.

La Tabla VII muestra los datos experimentales del proceso de aceración obtenidos en la presente investigación. A continuación se hará la descripción de cada una de las pruebas realizadas tratando de describirlas de la mejor manera y así poder entenderlas fácilmente.

EXPERIENCIA N° 1

Con esta primera experiencia, se inicia una serie de pruebas encaminadas a desarrollar una técnica de fusión para la fabricación de acero, destinado a la confección de piezas de acero mol



FIGURA 42 A FIGURA 47

SANGRADO DEL CUBILOTE, TRASVASE AL CONVERTIDOR, COLOCACION DE LANZA Y SOPLADO HASTA EL MINUTO 4,5.

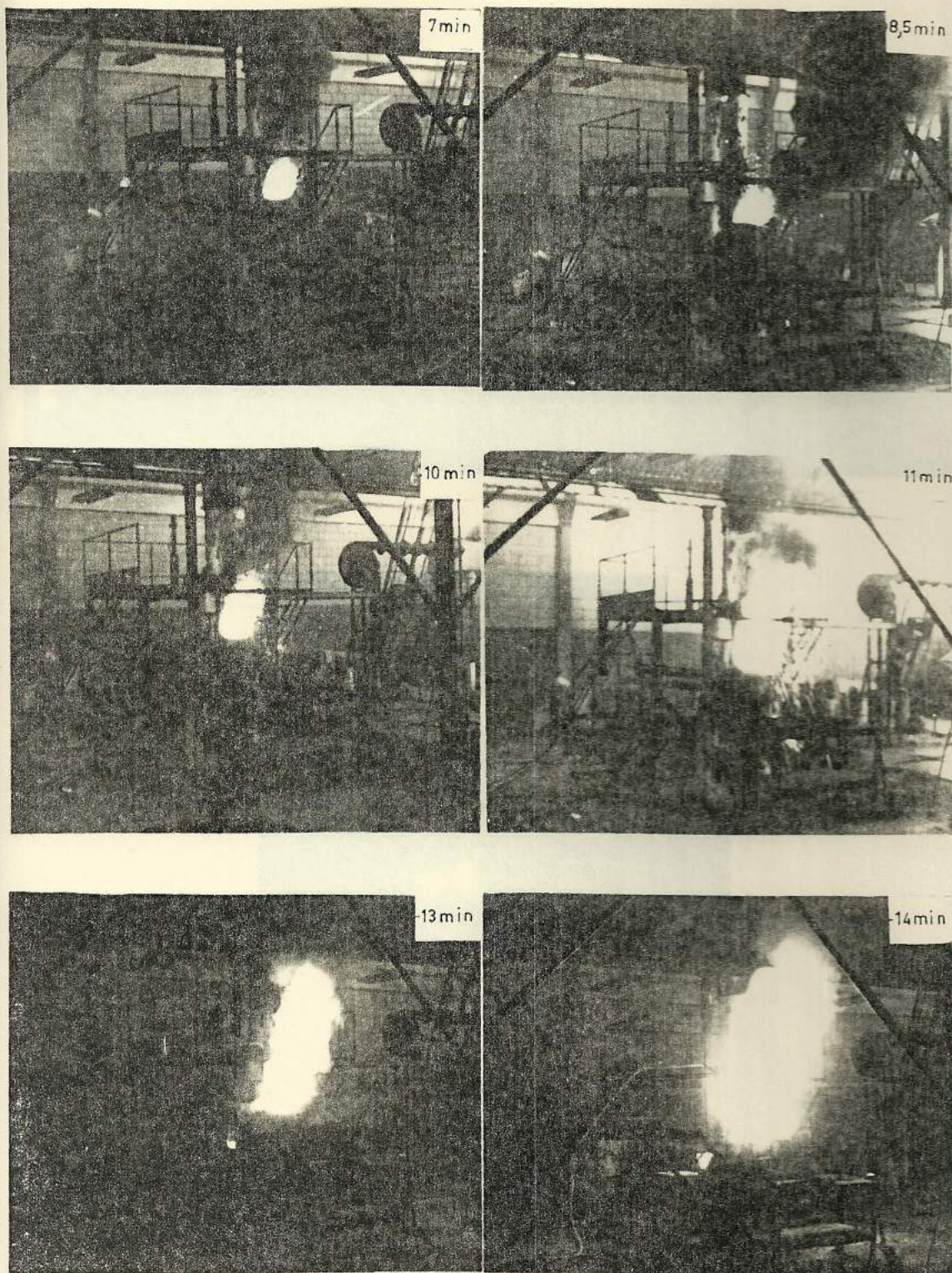


FIGURA 48 A FIGURA 53

SOPLADO DEL CONVERTIDOR DESDE EL MINUTO 7 HASTA EL MINUTO 14

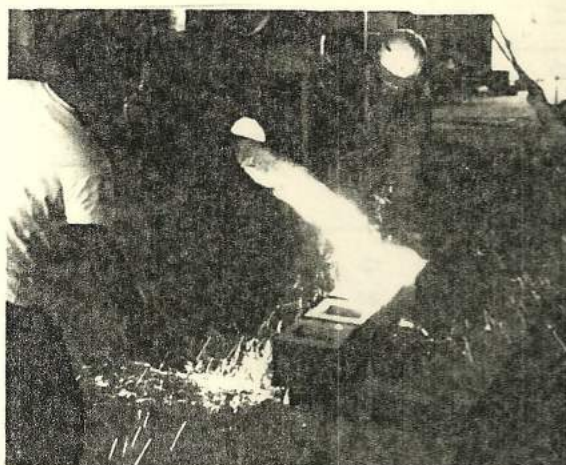
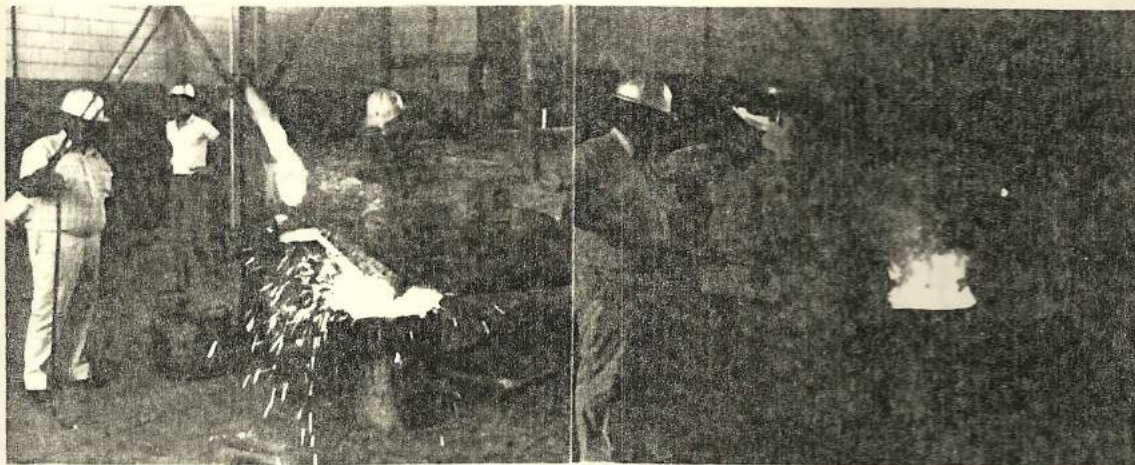


FIGURA 54 A FIGURA 56

TRASVASE A CUCHARA, DESOXIDACION Y AJUSTE DE LA COMPO-
SICION QUIMICA, COLADO DEL ACERO.

TABLA VII

DATOS EXPERIMENTALES DEL PROCESO DE ACERACION

EXPERIENCIA	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Presión de O ₂ (Kg/cm ²)	7.8 5.6	5.6	6.3	9.1 7.8	12.7 10.6	5.6	5.0	5.3 5.6	5.3 5.6	2.8 5.6	2.8 5.6	4.3 5.6	5.3 5.6	5.3 5.6	5.6
Consumo de O ₂ (m ³ /min)	1.5	1.2	1.4	---	---	1.3	1.1	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
Altura de lanza (m)	0.10	0.1	0.1	0.1	0.1	0.15	0.15	0.12	0.25	0.25	0.28	0.25	0.28	0.28	0.21
Diámetro boquilla (mm)	12.7	12.7	12.7	12.7	8.0	8.0	8.0	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	11.0	9.0	9.0
Tiempo de soplado (min)	8.0	12.0	8.0	11.0	12.0	12.0	16.0	10.0	12.0	13.0	14.0	9.5	11.0	15.0	16.0
Adición de cal (Kg.)	20.0	10.0	20.0	7.0	15.0	---	23.0	10.0	7.0	5.0	No	No	No	No	No
Consumo de agua (lt/s)	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4
Presión de agua (Kg/cm ²)	1.93	1.93	1.93	1.93	1.93	1.93	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9

deado a ser utilizados por el sector agrícola de nuestro País.

Estas primeras experiencias están encaminadas principalmente a probar los equipos construídos, así como los materiales utilizados en este proceso.

HOJA DE MARCHA

Nº	INSTRUCCION	TIEMPO (min)
1	Operación cubilote	60'0"
2	Toma muestra antecrisol	0'25"
3	Llenado de convertidor	1'20"
4	Posicionado de lanza de soplado	1'48"
5	Inicio de soplado de O ₂ y soplar por 5 minutos.	5'0"
6	Para del soplado y adición de 20 Kg. de cal.	0'30"
7	Continuación de soplado	1'30"
8	Retiro de lanza	2'0"
9	Desescoriado	2'30"
10	Afino y muestreo	1'0"
11	Colado	4'0"

OBSERVACIONES :

- a) El proceso de fusión en el cubilote se realizó sin contratiempos.
- b) Con el objeto de mejorar la fluidez de la escoria, se adicionó junto con las cargas 0.5 Kg. de Carburo de Calcio.
- c) El precalentamiento del convertidor se llevó a cabo con leña.
- d) Al adicionar toda la cal en una sola carga, se formó durante el soplado una costra en la superficie del baño; esto no permitió concluir la etapa de soplado.
- e) Se lingoteó el metal con el propio convertidor.
- f) Cierta cantidad de metal se solidificó en el fondo del convertidor, debido a la disminución de temperatura.

EXPERIENCIA N° 2

HOJA DE MARCHA

N°	INSTRUCCION	TIEMPO (mín)
1	Operación cubilote	60'0"
2	Toma de muestra antecrisol	0'30"
3	Llenado de convertidor	1'30"
4	Posicionado de la lanza de soplado.	2'0"
5	Inicio de soplado de O_2 y soplar por 5 min.	5'0"
6	Para del soplado y adición de 10 Kg. de cal.	0'30"
7	Continuación del soplado	7'0"
8	Retiro de lanza	2'0"
9	Desescoriado	2'0"
10	Afino del acero	1'50"
11	Colado	5'0"

OBSERVACIONES:

- a) El proceso de fusión en el cubilote se realizó sin contratiempos.
- b) El precalentamiento del convertidor se realizó con leña.
- c) Debido a la rotura de las mangueras de transporte del agua de refrigeración de la lanza,

no se pudo concluir el proceso de aceración.

- d) Se efectuó el colado de lingotes con el propio convertidor.
- e) Quedó metal solidificado en el fondo del convertidor, debido a una excesiva pérdida de temperatura

EXPERIENCIA N° 3

HOJA DE MARCHA

N°	INSTRUCCION	TIEMPO (min)
1	Operación cubilote	60'0"
2	Muestra de antecrisol	0'30"
3	Llenado de convertidor*	2'0"
4	Posicionado de lanza	2'0"
5	Inicio de soplado de O ₂	
6	Fin del soplado	8'0"
7	Retiro de lanza	2'0"
8	Colado	4'0"

* Antes se carga 20 kilos de cal

OBSERVACIONES:

- a) La operación del cubilote se realizó sin contratiempos.
- b) El precalentamiento del convertidor se llevó a cabo inicialmente con leña, luego se adicionó coque y se continuó con el calentamiento soplando oxígeno.
- c) Se adicionó 20 Kg. de cal en el convertidor antes de iniciar el proceso de aceración.
- d) Esta experiencia no se pudo concluir por cuanto se terminó el oxígeno.
- e) Se efectuó el colado de lingotes con el propio convertidor.
- f) Quedó metal solidificado en el fondo del convertidor.

EXPERIENCIA N° 4

OBSERVACIONES:

- a) El proceso de fusión en el cubilote se realizó sin contratiempos.

HOJA DE MARCHA

Nº	INSTRUCCION	TIEMPO (min)
1	Operación cubilote	60'0"
2	Toma muestra antecrisol	0'30"
3	Llenado convertidor	1'30"
4	Posicionado de lanza de soplado.	2'0"
5	Inicio de soplado de O_2 y soplar por 5 min.	5'0"
6	Para del soplado y adición de 7 kilos de cal.	0'30"
7	Se continúa el soplado	6'0"
8	Retiro de lanza	2'30"
9	Desoxidación	2'0"
10	Desescoriado	2'0"
11	Colado	5'0"

b) El precalentamiento del convertidor fue similar a la experiencia anterior.

c) Se inyectó oxígeno por un tiempo de 12 min.

d) Durante la extracción, se rompió la lanza de oxígeno, derramándose agua sobre el metal fundido; esto provocó que metal y escoria fueran eyectados del convertidor.

- e) Se adicionó ferrosilicio, ferromanganeso y aluminio dentro del convertidor.
- f) Se realizó el colado con el propio convertidor.
- g) Quedó metal solidificado en el fondo del convertidor.

EXPERIENCIA N° 5

ANTECEDENTES:

En estas primeras experiencias el calentamiento del convertidor se ha hecho, unas veces con leña y otras con coque, el cual es combustionado soplando oxígeno con ayuda de la lanza de inyección.

Pero estos métodos no son los más adecuados, ya que el convertidor necesita ser calentado a una temperatura elevada (aprox, 1000°C), y así evitar que el arrabio al ser cargado dentro del convertidor se enfríe rápidamente o que quede metal solidificado dentro de éste después del colado.

Se adicionó ferrosilicio, ferromanganeso y aluminio dentro del convertidor.

Como solución se decidió calentar el convertidor mediante un quemador a diesel, similar al utilizado para calentar el antecrisol.

OBSERVACIONES:

- a) Proceso de fusión en el cubilote sin contratiempos.
- b) El arrabio salió frío del cubilote y con el objeto de elevar su temperatura, se inyectó oxígeno en el antecrisol a una presión de 2.6 Kg/cm² y por un tiempo de 1.5 min.
- c) Para aumentar el porcentaje de carbono del arrabio, se adicionó grafito en el antecrisol.
- d) Durante el proceso de aceración se averió parte del cono del convertidor.
- e) El proceso de aceración se suspendió a los 10 min. de iniciado, ya que falló el sistema de refrigeración de la lanza de inyección.
- f) Se adicionó ferrosilicio, ferromanganeso y aluminio dentro del convertidor.

- g) Se efectuó el colado de lingotes con el propio convertidor.
- h) La mayor parte de la cal empleada en el proceso se pierde junto con los gases de escape; en reemplazo de ésta se utilizó caliza de hasta 2 cm. de tamaño (15 Kg).

EXPERIENCIA N° 6

ANTECEDENTES:

- a) El refractario utilizado en la tapa del convertidor no es el más conveniente, por tanto se lo reemplazó por un refractario plástico de alta alúmina.
- b) Es imprescindible tener un equipo de control del oxígeno suministrado, pues durante el proceso de soplado existe necesidad de regular el flujo de acuerdo a condiciones dinámicas de la operación. Por tanto, se ha procedido a realizar su instalación.
- c) La operación de la lanza ha presentado dificultades debido al peso y tamaño. Por esta

razón se procedió a modificar el diseño original.

OBSERVACIONES:

- a) El proceso de fusión del cubilote se realizó sin contratiempos.
- b) A los 12 minutos de iniciado el proceso, falló la lanza de inyección derramándose agua sobre el metal fundido. Esto provocó que el metal salga eyectado con violencia en forma de explosión.
- c) No se pudo continuar con las operaciones restantes, debido a que el metal se solidificó dentro del convertidor.

EXPERIENCIA N° 7

ANTECEDENTES:

Durante el progreso del proceso de aceración, se ha podido comprobar que el agua de refrigeración a la salida de la lanza tiene una temperatura elevada; ésto nos indica que no está siendo refrigerada en forma correcta y que puede ser la

causa probable de su falla durante el ciclo de trabajo. Como correctivo se ha instalado una bomba con el objeto de aumentar el flujo de agua de refrigeración.

HOJA DE MARCHA

Nº	INSTRUCCION	TIEMPO(min)
1	Operación de cubilote	60'0"
2	Toma de muestra del arrabio	0'30"
3	Llenado de convertidor	2'0"
4	Posicionado de lanza, apertura de oxígeno.	2'0"
5	Soplar por 5 minutos y adicionar caliza.	5'0"
6	Progreso de reacción hasta fin de soplado.	11'0"
7	Retiro de lanza	1'0"
8	Desescoriado	2'30"
9	Afino y muestreo	3'0"
10	Colado	6'0"
11	Fin de operación	91'

OBSERVACIONES:

- a) Las cargas utilizadas en el convertidor están formadas por 80% de chatarra de fundición gris y 20% de chatarra de acero, lo cual disminuye el nivel de azufre en el arrabio.

- b) El cubilote trabajó en forma normal
- c) Para aumentar el porcentaje de carbono del arrabio, se adicionó 2.5 Kg de grafito en el antecrisol.
- d) Como agente formador de escoria se empleó Carbonato de Calcio con un tamaño de 4.75mm; su composición química es la siguiente:

CaO	55,62%
SiO ₂	0,41%
Al ₂ O ₃	0,31%
Fe ₂ O ₃	0,04%
MgO	--
Pérdida por ignición (CO ₂) a 1200°C	43,66%

- e) Se utilizó 23 Kg de Carbonato de Calcio adicionados de la siguiente manera:
- 13 Kg en el convertidor, durante su calentamiento.
 - 10 Kg después de 5 minutos de iniciado el proceso de aceración.
- f) Se pudo concluir el proceso de aceración,

dando como resultado un acero de bajo porcentaje de carbono.

- g) No se pudo extraer la lanza del convertidor, ya que se solidificó metal en la punta de la lanza.
- h) Se adicionó ferrosilicio, ferromanganeso y aluminio dentro del convertidor.
- i) Se realizó el colado de lingotes con el propio convertidor.

EXPERIENCIA N° 8

ANTECEDENTES:

Haciendo una revisión de las experiencias hasta aquí realizadas, se ha encontrado los siguientes problemas.

- a) El revestimiento refractario del convertidor transmite demasiado calor, por lo que se cuenta con poco tiempo para realizar el colado y siempre queda metal solidificado en el mismo.

b) La basicidad de la escoria no es lo suficientemente alta para eliminar azufre. Esto puede ser resuelto de dos formas:

- Aumentando la cantidad de Carbonato de Calcio.
- Estableciendo una práctica de desulfuración fuera del convertidor.

Analizando estos dos problemas, para el primer caso una solución es utilizar un ladrillo de menor conductividad térmica tal como el tipo EMPIRE de A.P. Green.

Al usar este tipo de ladrillo el proceso de aceración debe ser de carácter ácido, el cual tiene la desventaja de no poder eliminar azufre y fósforo.

Es imprescindible por tanto, establecer una práctica de desulfuración, ya que la chatarra utilizada en las cargas del cubilote tiene un contenido de azufre comprendido entre 0.08 y 0.12% y el acero a producir debe tener un nivel de azufre de 0.05% máximo.

Las condiciones propicias para la disminución de azufre en el metal caliente están relacionadas con:

- Elevada temperatura del metal
- Agente desulfurante con gran contenido de calcio.
- Agitación enérgica del baño
- Formación de una escoria de alta basicidad
- Tiempo de desulfuración

El agente desulfurante más utilizado es el carburo de calcio (CaC), ya que presenta muchas ventajas con respecto a otros y permite reducir el contenido de azufre a niveles muy bajos.

OBSERVACIONES:

- a) El proceso de fusión en el cubilote se realizó sin contratiempos.
- b) Con el objeto de disminuir el porcentaje de azufre del arrabio:
 - Se utilizó un 20% de chatarra de acero en las cargas usadas en el cubilote.

- Se adicionó Carburo de Calcio granulado (1 Kg), en el canal de sangrado del cubilote.

- c) Debido a la falla de la lanza de inyección, no se pudo concluir el proceso de aceración. Esta falla se puede atribuir a que la altura de la lanza sobre el metal fundido es pequeña.
- d) No se pudo continuar con las operaciones restantes debido a que, el metal se solidificó dentro del convertidor.
- e) La cantidad de arrabio utilizada en el proceso de aceración es excesiva para la capacidad del convertidor. De la observación microscópica del material solidificado, se puede establecer que no existe una buena circulación del metal líquido dentro del convertidor, ya que el metal del fondo posee un elevado porcentaje de carbono (aproximadamente 1,3%), a diferencia del metal de la superficie que tiene cerca de 0,3% de carbono.

Para las próximas experiencias se debe utilizar 300 Kg de arrabio como máximo.

EXPERIENCIA N° 9

HOJA DE MARCHA

N°	INSTRUCCION	TIEMPO (min)
1	Operación de cubilote	60'0"
2	Toma de muestra de arrabio	0'30"
3	Llenado de convertidor	2'0"
4	Posicionado de lanza, apertura de oxígeno.	2'0"
5	Soplar por 5 minutos y adicionar 5 kilos de Carbonato de Calcio.	5'0"
6	Progreso de reacción hasta fin de soplado.	7'0"
7	Retiro de lanza	1'0"
8	Desescoriado	2'0"
9	Afino y muestreo	3'0"
10	Colado	3'0"
11	Fin de operación	85'30"

OBSERVACIONES:

- a) El proceso de fusión en el cubilote marchó sin ningún contratiempo.
- b) Con el objeto de disminuir el porcentaje de azufre del arrabio.

- Se utilizó un 30% de chatarra de acero en las cargas del cubilote.
- Se colocó 2,3Kg de Carburo de Calcio (en trozos) en la cama del cubilote.
- Se adicionó 1,4 Kg de Carburo de Calcio granulado en el canal de sangrado.

Este método no brindó el resultado esperado.

- c) El proceso de aceración se desarrolló sin contratiempos, obteniéndose un acero de bajo porcentaje de carbono.
- d) Se realizó el colado con el propio convertidor.
- e) No quedaron residuos de metal solidificado en el fondo del convertidor.

EXPERIENCIA N° 10

OBSERVACIONES:

- a) La operación del cubilote y convertidor se realizó sin contratiempos, lográndose obtener un acero de bajo porcentaje de carbono.

HOJA DE MARCHA

Nº	INSTRUCCION	TIEMPO (min.)
1	Operación cubilote	60'0"
2	Toma de muestra de arrabio (antecrisol).	0'30"
3	Desulfuración en antecrisol y muestreo.	2'0"
4	Llenado de convertidor	2'0"
5	Posicionado de lanza, inicio del soplado.	2'0"
6	Soplar por 5 minutos y adicionar 5 kilos de Carbonato de Calcio.	5'0"
7	Progreso de reacción hasta fin de soplado.	8'0"
8	Retiro de lanza	1'0"
9	Desescoriado	1'30"
10	Afino y muestreo	1'50"
11	Colado	3'0"
12	Fin de operación, total	88'80"

b) La temperatura obtenida en el acero después del soplado fue elevada, y el ligoteado se realizó sin problemas.

c) La desulfuración del arrabio se realizó de la siguiente manera:

- Se limpia de escoria ácida la superficie del arrabio contenido en el antecrisol.

- Se agregó 3 Kg de Carburo de Calcio granulado (1% del paso del arrabio).
- Se soplo oxígeno a una presión de 2,8 Kg/cm² por un tiempo de 2 minutos a través de un tubo de 11mm de diámetro, con el objeto de agitar el baño.

Los resultados no fueron satisfactorios.

EXPERIENCIA N^o 11

ANTECEDENTES:

Habiendo llevado a cabo las pruebas preliminares del equipo de fusión y de oxidación-reducción, pasamos a otra etapa de experimentación en la que se prevé el uso del metal producido en la fabricación de implementos para la agricultura en acero de baja aleación.

Es conveniente trabajar con formas sencillas y de gran volumen para realizar la operación en un menor tiempo y lograr con esta práctica temperaturas de colado que aseguren el llenado completo de las piezas.

Con estas consideraciones, resulta tentador pensar en realizar un trasvase o transferencia de metal del convertidor a una cuchara de vaciado, para lo cual es conveniente analizar las ventajas y desventajas de esta operación.

Entre las ventajas tenemos:

- a) Eliminación completa de escoria
- b) Posibilidad de tratamiento en cuchara
- c) Facilidad de operaciones de colado
- d) Continuidad de flujo en colado
- e) Control de temperatura

Las desventajas pueden ser:

- a) Pérdidas de temperatura en el metal
- b) Sistema adicional de calentamiento

La cuchara a emplearse tiene una capacidad de 350 Kg., y su revestimiento está compuesto por una capa de piedra pómez y otra de arena de sílice y bentonita con un espesor total de 5 cm.

HOJA DE MARCHA

Nº	INSTRUCCION	TIEMPO (min.)
1	Operación de cubilote	60'0"
2	Toma de muestra de arrabio (antecrisol)	0'30"
3	Llenado de convertidor	2'0"
4	Posicionamiento de lanza, inicio del soplado.	2'0"
5	Progreso de reacción hasta fin de soplado.	14'0"
6	Retiro de lanza	1'20"
7	Trasvase a cuchara de colado	1'30"
8	Desescoriado	1'30"
9	Afino y muestreo	1'20"
10	Colado	4'0"
11	Fin de operación, total	88'10"

OBSERVACIONES:

a) El acero que se quiere fabricar tiene la siguiente composición: 0,30% C, 0,8% Si, 1% Mn, 0,35% Cr, 0,5% Ni.

b) Las cargas utilizadas en el cubilote están formadas por:

- 50% de chatarra de acero ordinario

- 44% de chatarra de fundición
- 6% de chatarra de acero inoxidable

Con estos porcentajes se obtiene un arrabio con aproximadamente 1% de Cr y 0,5% de Ni. Asumiendo que existe un 60% de pérdida de Cromo durante el proceso de fusión y aceración, tenemos que el acero resultante tendrá aproximadamente 0,4% de Cr.

- c) Durante la operación del cubilote se presentaron inconvenientes debido a la presencia de Cr y Ni, ya que estos elementos poseen un elevado punto de fusión. La operación se corrigió adicionando un poco más de caliza.
- d) El proceso de aceración se realizó sin contratiempos.
- e) Se realizó el trasvase del acero fundido a la cuchara de colado, donde se realizó el desescoriado.
- f) Se realizó la adición de ferrosilicio, ferromanganeso y aluminio para desoxidar y ajustar la composición química.

g) Durante el colado no existió ningún problema, ya que la temperatura obtenida fue elevada.

h) Para disminuir la caída de temperatura del metal, se adicionó cascarilla de arroz en la superficie del metal fundido.

EXPERIENCIA N° 12

ANTECEDENTES:

En todas las experiencias realizadas, no se ha logrado disminuir el porcentaje de Azufre del acero obtenido; todos los métodos probados no han brindado resultados positivos. En esta experiencia se probará una nueva técnica denominada proceso de inyección.

En este proceso, el agente desulfurante es introducido debajo de la superficie metálica a través de una lanza sumergida. Esto se logra por el transporte del agente desulfurante en una corriente de gas usando un aparato conocido como difusor. (Figura 57)



FIGURA 57: EQUIPO UTILIZADO PARA DESULFURAR EL METAL EN EL ANTECRISOL, MEDIANTE EL METODO DE INYECCION.

El principio de operación es mostrado en la Figura 58. El desulfurante es contenido en una tolva del cual fluye a través de las aberturas de la base dentro de una cámara de mezclado.

El gas suministrado se divide en dos corrientes; una corriente entra en la parte superior de la tolva, ayudando así al desulfurante presurizado a fluir a través de las aberturas; la segunda corriente entra en la base de la cámara de mezclado a través de un chorro que crea un efecto de Venturi produciendo una mezcla gas-desulfurante, que sale por el tubo central hacia la lanza de inyección.

OBSERVACIONES:

- a) El proceso de fusión en el cubilote se realizó sin contratiempos.
- b) Las cargas utilizadas en el cubilote están formadas por:
 - 50% de chatarra de fundición gris
 - 50% de retornos de la experiencia 12
- c) La desulfuración se realizó en el antecri-

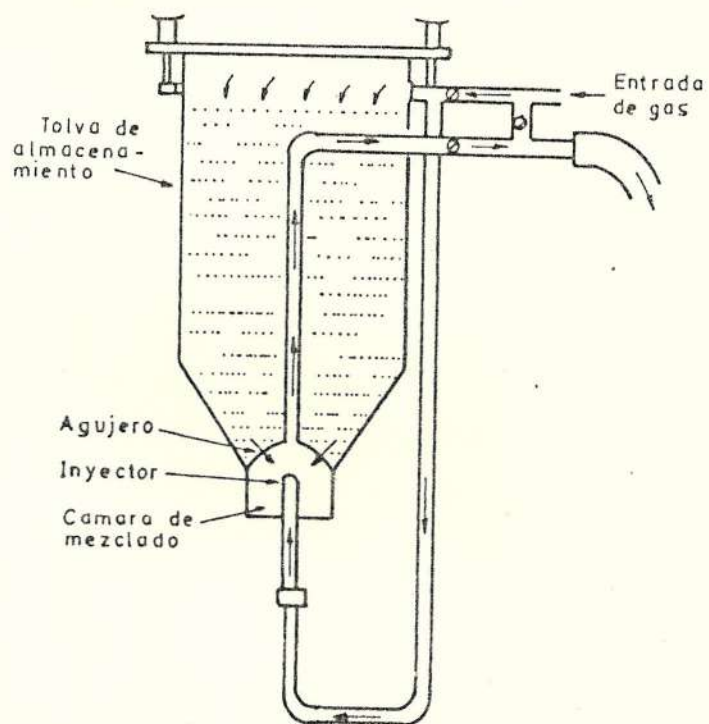


FIGURA 58: PRINCIPIO DE OPERACION DEL DIFUSOR

HOJA DE MARCHA

Nº	INSTRUCCION	TIEMPO (min.)
1	Operación de cubilote	60'0"
2	Toma de muestra de arrabio	0'30"
3	Desulfuración en antecrisol	1'30"
4	Llenado de convertidor	2'0"
5	Posicionado de lanza, inicio del soplado.	2'0"
6	Progreso de reacción hasta fin del soplado.	10'0"
7	Retiro de lanza	1'30"
8	Trasvase a cuchara de colado	1'40"
9	Desescoriado	1'0"
10	Afino y muestreo	1'20"
11	Colado	8'0"
12	Fin de operación, total	89'30"

sol. El Carburo de Calcio (1,2% del peso de metal), se inyectó a través de una lanza consumible utilizando oxígeno como transporte.

d) La etapa de aceración se desarrolló completamente.

e) Debido a un exceso de oxígeno inyectado

(sobresoplado) en el metal fundido, se produjo una gran pérdida de metal por oxidación.

- f) Se formó una escoria de gran fluidez que resultó difícil de eliminar de la cuchara de colado.
- g) Cuando se adicionó ferrosilicio y ferromanganeso en la cuchara, el metal comenzó a burbujear derramándose fuera de ésta. No se adicionó aluminio.
- h) Después de realizado el colado, se observó que el acero estaba completamente poroso, debido a una mala práctica de desoxidación.

EXPERIENCIA N° 13

ANTECEDENTES:

En esta etapa de la experimentación, se puede decir que el proceso de aceración está comprendido a cabalidad y los parámetros de inyección de oxígeno claramente establecidos. Merecen atención ahora la composición química del arra-

bio de partida y el ajuste de la composición química del acero obtenido, parámetros que aún no se encuentran completamente establecidos.

El arrabio de partida empleado en esta experiencia, tiene las siguientes características:

- Una relación de Si/Mn de 2/1
- Un porcentaje de silicio y manganeso de 2 y 1%, respectivamente.

Estas condiciones nos permiten obtener después del proceso de aceración una escoria "densa" que puede ser extraída fácilmente; esto además asegura una elevada temperatura en el acero por el uso del poder termógeno que aporta la oxidación del Mn.

El objetivo principal es el de comenzar a fabricar aceros ordinarios con una composición química preestablecida. El material escogido es un acero para moldeo de media resistencia (ASTM grado 7036), cuya composición es la siguiente: 0.35% C, 0.7% Mn máximo, 0.80% Si, 0.06% S máximo y 0.05% P.

HOJA DE MARCHA

Nº	INSTRUCCION	TIEMPO (min.)
1	Operación de cubilote	60'0"
2	Desulfuración en antecrisol	2'0"
3	Llenado de convertidor	1'30"
4	Posicionado de lanza, inicio del soplado.	2'0"
5	Progreso de reacción hasta fin de soplado.	11'0"
6	Retiro de lanza	1'40"
7	Trasvase a cuchara de colado	2'0"
8	Desescoriado	0'50"
9	Afino y muestreo	2'0"
10	Colado	8'0"
11	Fin de operación, total	91'10"

OBSERVACIONES:

a) Para la obtención del arrabio de partida se emplearon cargas compuestas por:

- 50% de chatarra de fundición gris
- 50% de chatarra de acero

Para ajustar el porcentaje de silicio y manganeso se adicionó en el antecrisol 3,3 Kg de ferrosilicio y 2.0 Kg de ferromanganeso.

- b) La desulfuración del arrabio se realizó en el antecrisol con el método de inyección. La cantidad de Carburo de Calcio inyectada fue insuficiente y la desulfuración no tuvo el rendimiento esperado.
- c) La etapa de desulfuración se realizó normalmente, cumpliéndose cada una de sus etapas.
- d) Durante la extracción de la lanza del convertidor, se observó que salía agua por su extremo.
- e) Durante el trasvase del acero fundido a la cuchara, se observó que la escoria producida fue bastante espesa (densa) y su eliminación sumamente fácil.
- f) Se realizó la adición de ferrosilicio, ferromanganeso y aluminio.
- g) El colado no presentó ningún problema, ya que la temperatura obtenida en el acero fue elevada.

EXPERIENCIA N° 14

ANTECEDENTES:

Esta práctica es una continuación de la anterior, ya que se pretende continuar con:

- La utilización de diversos porcentajes de chatarra de acero y fundición gris para la obtención del arrabio más adecuado para el proceso.
- Optimización del proceso de ajuste de la composición química.

OBSERVACIONES:

- a) Para la obtención del arrabio de partida, se utilizó cargas de 100% de chatarra de fundición gris, además se adicionó en el antecrisol 1,85 Kg de ferromanganeso, con el objeto de ajustar el porcentaje de manganeso a 1%.
- b) La desulfuración se realizó en el antecrisol con el método de inyección de Carburo de Calcio (1,4% del peso de metal fundido), pe

HOJA DE MARCHA

Nº	INSTRUCCION	TIEMPO (min.)
1	Operación del cubilote	60'0"
2	Desulfuración en antecrisol	1'30"
3	Llenado de convertidor	2'0"
4	Posicionado de lanza, inicio del soplado.	2'0"
5	Progreso de reacción hasta fin de soplado.	15'0"
6	Retiro de lanza	1'20"
7	Trasvase a cuchara	2'0"
8	Desescoriado	1'0"
9	Afino, desoxidación y muestreo	2'30"
10	Colado	8'0"
11	Fin de operación, total	95'20"

ro no se logró inyectar la cantidad necesaria para lograr un buen resultado.

c) Al igual que en la experiencia anterior, la presencia de un mayor porcentaje de manganeso en el arrabio de partida, produce cambios en la marcha del proceso tales como:

- aumento en las proyecciones metálicas durante el soplado.

- producción de menor cantidad de óxido de hierro, ya que este protege al metal de la oxidación.
- d) La lanza de inyección estaba rota en su extremo inferior.
- e) La escoria formada durante el proceso de aceración es densa y pudo ser fácilmente eliminada.
- f) La temperatura al final del proceso de aceración fue lo suficientemente alta como para permitir realizar las operaciones posteriores con tranquilidad.

EXPERIENCIA N° 15

ANTECEDENTES:

A partir de la experiencia 13 se ha demostrado que es factible ya la fabricación de aceros ordinarios con ciertas especificaciones en su composición química a excepción del Azufre, que es el único elemento que no se ha logrado controlar, aún después de haber ensayado distintos mé

todos para su eliminación. Las causas principales para esto son la baja temperatura del metal tratado y la presencia de escoria ácida durante el tratamiento. Teniendo en mente estos factores que atentan contra la calidad del metal, se ensayará el proceso de desulfuración en la cuchara de colado ya que existen condiciones propicias como: Temperatura del orden de 1.600°C , ausencia de escoria de tipo ácido y agitación por medio del chorro de acero durante el trasvase.

OBSERVACIONES:

- a) Las cargas utilizadas en el cubilote están formadas por:
- 70% de chatarra de fundición gris
 - 30% de chatarra de acero de bajo porcentaje de carbono.

Además se adicionó 1,8 Kg de ferromanganeso.

- b) Durante el proceso de aceración, la reacción de oxidación del carbono fue menos enérgica comparada con experiencias anteriores. Esto

HOJA DE MARCHA

Nº	INSTRUCCION	TIEMPO (min.)
1	Operación de cubilote	60'0"
2	Obtención de muestra (ante-crisol).	0'30"
3	Llenado de convertidor	2'0"
4	Posicionado de lanza, inicio del soplado.	2'0"
5	Progreso de reacción hasta fin de soplado.	16'0"
6	Retiro de lanza	1'30"
7	Trasvase a cuchara de colado y desulfuración.	2'30"
8	Desescoriado	1'30"
9	Desoxidación y afino	2'0"
10	Obtención de muestra	0'30"
11	Colado	8'0"
12	Fin de operación, total	96'30"

genera un menor grado de descarburización, quedando un acero con mayor porcentaje de carbono.

- c) La lanza estaba rota en su extremo inferior
- d) Durante el trasvase del acero a la cuchara se observó que la escoria producida era

bastante fluída, debido a que no se controló en forma precisa la relación silicio-manganeso.

- e) La desulfuración se realizó adicionando en la cuchara 3,0 Kg de Carburo de Calcio antes de realizar el trasvase de acero. A causa de la fluidez de la escoria, no se pudo evitar que parte de ésta entre en la cuchara, lo que impidió realizar una buena desulfuración.

- f) Del análisis químico efectuado antes y después de la desulfuración, puede observarse que con el uso de Carburo de Calcio se produce una recarburación del acero. Esto no es conveniente para el ajuste de la composición química, por cuanto es difícil establecer cantidad de carbono aportado.

2.5 DESOXIDACION Y AJUSTE DE COMPOSICION QUIMICA.-

La operación de desoxidación y afino constituye el punto final del proceso de fabricación de acero. Como es sabido, en el proceso de oxidación se eliminan el carbono y cantidades consi-

derables del resto de constituyentes, y es aquí donde se realiza el ajuste final hasta los límites requeridos.

Las ferroaleaciones utilizadas para el ajuste de composición química son el ferrosilicio y el ferromanganeso, los cuales actúan también como desoxidantes al igual que el Aluminio.

Para elevar el contenido de carbono, solamente carbón de alta pureza es aprovechable para adiciones directas en la cuchara. Sin embargo, puede utilizarse cisco de coke y desechos de electrodos; es deseable que tales adiciones sean bajas en azufre y altas en carbón, en algunos casos un contenido bajo de hidrógeno es también deseable.

El ferromanganeso utilizado es el tipo estándar y contiene de 74 a 82% de manganeso, 1.25% de silicio, 0.35% de fósforo, 0.05% de azufre y 7.5% de carbono.

El ferrosilicio es el de grado 75 cuya composición química es: 0.5% de aluminio, 0.035% de fósforo, 0.025% de azufre y como mínimo 76.8% de silicio.

Las cantidades adicionadas se establecieron en base a lo que se perdió de cada elemento y considerando la composición final deseada. La can tidad de aluminio adicionada varía de 0.025 a 0.04%; éstos valores se encuentran en la Tabla VIII.

2.6 ANALISIS QUIMICO DE ACERO OBTENIDO.-

Una vez terminado el soplado y realizada la adición de desoxidantes y elementos de aleación, se obtuvieron muestras para analizarlas química mente y compararlas con los cálculos teóricos realizados previamente. Los resultados de los análisis se encuentran en la Tabla IX.

TABLA VIII

CANTIDADES DE FERROSILICIO, FERROMANGANESO Y ALUMINIO UTILIZADOS PARA DESOXIDAR Y AJUSTAR LA COMPOSICION QUIMICA DEL ACERO OBTENIDO.

EXPERIENCIA.	FeSi (ke)	FeMn (Kg)	Al (Kg)
1	1.0	4.0	0.10
2	1.0	4.0	0.10
3	---	---	---
4	1.0	4.0	0.10
5	1.0	4.0	0.15
6	---	---	---
7	1.5	4.0	0.20
8	---	---	---
9	1.6	3.0	0.20
10	1.6	3.0	0.20
11	1.6	3.0	0.12
12	1.67	1.2	---
13	1.67	1.2	0.18
14	1.67	1.2	0.18
15	1.4	1.2	0.09

TABLA IX
COMPOSICION QUIMICA DEL ACERO OBTENIDO

COMPOSICION QUIMICA (%)					
EXPERIEN CIA	C	Si	Mn	P	S
1	2.64	0.89	1.39	0.019	0.080
2	0.92	0.42	1.47	0.022	0.098
3	---	---	---	---	---
4	2.31	0.89	0.47	0.019	0.076
5	1.54	0.21	0.29	0.028	0.097
6	1.40	0.13	0.10	0.032	0.090
7	0.20	0.38	0.30	0.040	0.088
8	1.23	0.11	0.50	0.028	0.087
9	0.24	0.13	0.45	0.045	0.10
10	0.17	0.48	0.65	0.022	0.056
11*	0.62	0.68	0.53	0.019	0.086
12	0.10	0.61	0.56	0.026	0.076
13	0.30	0.97	0.88	0.011	0.08
14	0.20	0.65	0.52	0.048	0.085
15	0.10	0.66	0.56	0.025	0.090

* 0.30% Cr, 0.50% Ni

CAPITULO III

3. DISCUSION DE RESULTADOS.-

Se realiza básicamente una comparación del objetivo general frente a los resultados obtenidos en las pruebas realizadas, sin analizar los objetivos específicos de cada colada, ya que estos se comentan en cada etapa de la parte experimental de la técnica que se propone para la obtención de acero.

Por esta circunstancia, se ha creído conveniente tomar en consideración como punto de discusión, el criterio de aceptación de la tecnología en cuestión basado en el rendimiento metálico; no se toma en consideración el control de la calidad del acero obtenido mediante pruebas físicas, puesto que es motivo de otra Tesis de Grado dentro del margen del Proyecto CNUEP - BNF - ESPOL.

El rendimiento metálico es un parámetro de control de la eficiencia del proceso que está influenciado por diferentes factores tales como la eliminación de impurezas (metaloides), la oxidación del hierro, la

salpicadura y otras operaciones características tales como eliminación de escoria, trasvase a cuchara, etc.

De acuerdo a la bibliografía disponible, se ha llegado a establecer un rendimiento metálico de 80% como mínimo aceptable para el proceso.

También se analiza por separado la influencia de cada uno de dichos factores sobre el criterio de aceptación del proceso de aceración mediante el uso del convertidor LD.

Se realizó el diseño y la construcción del horno de cubilote conforme a las características de construcción y operación de equipos en nuestro medio. En base a éste, se diseñó y construyó un convertidor LD con una capacidad tal que permita la operación cíclica y simultánea de ambos equipos.

El tiempo requerido para las operaciones de carga, soplado, trasvase a cuchara, desescoriado, ajuste de composición química y colado del convertidor, es de aproximadamente una hora, tiempo durante el cual el cubilote utilizado demora en producir 400 Kg de arrabio líquido.

El convertidor fue diseñado con boca excéntrica para minimizar las pérdidas de metal, debido a las proyecciones de éste fuera del convertidor. Así mismo, se apisonó en forma de casquete el revestimiento de trabajo del fondo del convertidor, a fin de reducir las pérdidas por conducción. De esta forma ya no se solidificó el metal en el convertidor como ocurrió durante las primeras experiencias.

Otro factor de diseño que debe ser tomado en cuenta es la cantidad de metal en el convertidor (350 Kg). Cuando se procesa metal en exceso, el chorro de oxígeno no alcanza a producir una circulación adecuada, lo cual va en detrimento de la fase de oxidación. Esto se pudo verificar en la experiencia B.

El revestimiento refractario, si bien no es un parámetro que incide directamente en el rendimiento metálico, debe ser considerado en la eficiencia total del proceso puesto que debe resistir el mayor número de coladas.

Inicialmente, el revestimiento utilizado tanto en el cuerpo como en el cono no dió buenos resultados. En el cuerpo se producía demasiada pérdida de calor. El cono, en cambio, no resistió la acción violenta durante la etapa de soplado.

En el primer caso, se reemplazó el revestimiento por ladrillos sílico-aluminosos que, a pesar de cambiar la naturaleza química del proceso, se adaptan perfectamente a la composición del arrabio de cubilote, el cual presenta un elevado contenido de silicio.

En el cono, en cambio, se utilizó refractario plástico de alta alúmina con excelentes resultados en cuanto a resistencia y durabilidad.

Un parámetro que tiene influencia directa sobre el rendimiento metálico es el régimen de inyección de oxígeno usado en el proceso. De citas bibliográficas se ha podido establecer que el flujo de oxígeno más adecuado para la capacidad del equipo utilizado en esta investigación es de $1 \text{ m}^3/\text{min}$, el cual da un margen de tiempo adecuado para el desarrollo de cada una de las etapas del proceso de oxidación. Durante las pruebas realizadas, la inyección de oxígeno se realizó empleando boquillas con un diámetro comprendido entre 7 y 12,7 mm; experimentalmente se comprobó que el hacer uso de la boquilla de 11 mm y una presión de inyección que fluctúa entre 4,3 y 5,6 Kg/cm^2 , se obtiene un flujo aproximado de $1 \text{ m}^3/\text{min}$, el cual es el valor óptimo deseado.

También se llegó a comprobar que la distancia entre la lanza y la superficie de metal fundido es un parámetro de gran consideración para obtener un elevado rendimiento. Se utilizaron alturas de lanza comprendidas entre 0,1 y 0,3 m.

El uso de distancias cortas trae como consecuencia un aumento en el grado de penetración del chorro de oxígeno en el metal fundido, lo que a su vez:

- hace más enérgica la reacción de oxidación
- disminuye el tiempo de soplado
- incrementa las pérdidas por proyecciones y oxidación del metal, y
- produce un sobrecalentamiento de la lanza de inyección. (Esto puede provocar la falla de la lanza, tal como ocurrió en las experiencias 2, 4, 5, 6, 7 y 8).

Al usar una distancia mayor (0,3 m), la reacción de oxidación del carbono es menos enérgica, lo cual no permite reducirlo a los niveles deseados.

La altura de lanza que mejores resultados brindó está comprendida entre 0,2 y 0,24 m.

Especial consideración debió darse a la composición del arrabio de partida, pues cada elemento genera una cierta energía calorífica durante su oxidación (etapa de soplado). Al estimar adecuadamente dicha composición, se asegura la obtención de una elevada temperatura del acero líquido y por ende, suficiente fluidez durante el colado.

Este tipo de control se realizó a partir de la experiencia 9, estableciéndose como más apta para el proceso la siguiente composición:

2,6	-	3,0% C
1,6	-	2,0% Si
0,6	-	1,0% Mn
0,05%		S
0,05%		P

La manera más conveniente tanto en el aspecto económico como de operación del cubilote para obtener esta composición química, es utilizar cargas compuestas por 80% de chatarra de fundición gris, 20% de chatarra de acero y 0,5% de ferromanganeso (añadido en el antecrisol).

Debido a que en el proceso ácido no se puede eliminar

azufre, fue necesario establecer una práctica de desulfuración fuera del convertidor. Se ensayó diferentes técnicas entre las que se destaca:

- Inyección de Carburo de Calcio granulado con oxígeno como transporte. Esta operación se realizó en el antecrisol en presencia de escoria ácida (difícil de eliminar) y no brindó buenos resultados.
- Desulfuración en la cuchara de vaciado. Esta operación resultó inefectiva debido a dificultades en el manejo de la escoria del convertidor. Además, es difícil controlar la recarburación que produce el Carburo de Calcio, lo cual introduce otra variable en el ajuste de la composición química del acero.

Existen otras alternativas para la solución de este problema, entre las que podemos mencionar:

- Uso de un horno de cubilote con revestimiento refractario básico. Esta opción permitiría además la obtención de hierro nodular.
- Uso de carga metálica de bajo azufre en el cubilote, por ejemplo, hierro esponja de reducción directa en procesos HYL o MIDREX, disponibles en la subregión.

- Inyección de Carburo de Calcio granulado con un gas inerte como transporte.

A partir de la experiencia 9 se obtuvo ya un mejor control del proceso de aceración, motivo por el cual el control del rendimiento metálico se efectuó a partir de ésta. Los resultados obtenidos están dados en la Tabla X, de donde se puede concluir que el proceso es aceptable, ya que su rendimiento está dentro de los límites establecidos.

La técnica operativa más adecuada derivada de la experiencia alcanzada hasta el momento para la obtención de acero mediante este método puede ser resumida así:

- Obtención de arrabio de bajo Azufre
- Llenado del convertidor
- Inyección de oxígeno (etapa de oxidación)
- Trasvase del acero líquido a una cuchara de colado
- Desescoriado
- Desoxidación y ajuste de la composición química
- Colado del acero

TABLA X
RENDIMIENTO OBTENIDO EN PRUEBAS REALIZADAS

EXPERIENCIA	ARRABIO CARGADO (Kg.)	ACERO OBTENIDO (Kg.)	RENDIMIENTO (%)
9	225	206	81
10	261	209	80
11	241	205	90
12	255	159	62*
13	216	202	93
14	277	228	82
15	245	197	81

* Debido a un exceso de Oxígeno inyectado (sobresoplado), se produjo demasiada oxidación del metal fundido.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

De los resultados obtenidos podemos concluir lo siguiente:

1. La técnica propuesta para la obtención de acero, permite ser utilizada para producciones en pequeña escala.
2. El equipo diseñado para la presente investigación ha cumplido su cometido y demuestra que el proceso se puede ajustar a las fundiciones nacionales.
3. El proceso es aplicable para acería de moldeo por cuanto se obtuvo resultados satisfactorios en el moldeo de piezas con espesores entre 6 y 10 mm.
4. Habiendo utilizado personal sin ningún entrenamiento en fundición durante todas las etapas de experimentación, se ha llegado a manejar el proceso de aceración con relativa alta eficiencia, lo cual es un hecho de consideración para afirmar que la transferencia de tecnología de la ESPOL al sector industrial y artesanal de la fundición, puede ser llevada a cabo sin mayores dificultades.

5. El método de aceración nos permite elaborar aceros ordinarios y de baja aleación, en los cuales la incorporación de elementos aleantes se hace preferentemente en cuchara para no alterar las condiciones de operación del cubilote y del convertidor.
6. Aunque los resultados experimentales en la primera etapa de la investigación no fueron positivos, cabe anotar que no se debieron a causas asociadas con la operación del proceso, sino factores limitantes relacionados con la instalación en general, y la inexperiencia del personal para manejo de operaciones con metales a temperaturas considerablemente altas.

Del análisis de los resultados obtenidos hasta la presente, se plantea las siguientes recomendaciones:

1. La ESPOL debería mantener como programa de investigación permanente el estudio de fabricación de acero por éste y otros procesos que estén relacionados con el mismo, a fin de llegar a depurar la tecnología que se ha iniciado con el presente trabajo.
2. La Facultad de Ingeniería Mecánica debe propender el desarrollo de sus laboratorios con más instrumentación, a fin de contar para futuras investigaciones con un equipo básico para control del proceso.

3. Se debe promover el conocimiento de esta técnica de producción de acero a los fundidores nacionales, para que de manera inmediata comience la producción de acero moldeado en el País.

4. Dada la simplicidad de la instalación y conociendo que los fundidores locales trabajan con hornos de cu bilote, las alteraciones o modificaciones que deben efectuarse en una instalación fabril son realmente mínimas, fáciles de llevar a cabo en corto tiempo y con una inversión accesible al nivel de los talleres existentes.

5. Es importante hacer conocer la gran cantidad de piezas de desgaste constitutivas de maquinaria que se pueden fabricar para todos los sectores de la producción, debiendo tener un impacto notable en la sustitución de importaciones de llevarse a cabo la implan tación del proceso en la producción nacional.

APENDICES

APENDICE A

DISEÑO DE CONVERTIDOR DE 300 KILOS DE CAPACIDAD

Considerando los valores dados en la sección 1.2.1, los cuales son utilizados a nivel industrial, tenemos que:

$$V_t = 5V_f$$

$$h_1 = 0.4D$$

$$H = (5-7)h_1$$

$$H_2/H_1 = 0.3 - 0.4$$

$$d/D = 0.5$$

donde:

$$H_t = \text{altura del cuerpo (mm)}$$

$$h_1 = \text{altura de metal fundido (mm)}$$

$$D = \text{Diámetro interior del convertidor. (mm)}$$

$$d = \text{diámetro de la boca (mm)}$$

$$V_t = \text{volumen total del convertidor (dm}^3\text{)}$$

$$V_f = \text{volumen ocupado por metal fundido (dm}^3\text{)}.$$

Tomando la densidad del metal fundido como 7.87 Kg/dm³ tenemos:

$$V_f = M/P = 300/7.87 = 38.12 \text{ dm}^3$$

$$V_t = 5V_f = 190.5 \text{ dm}^3$$

Sabiendo que la relación entre la altura del baño y el diámetro útil del convertidor es de 0.4, entonces:

$$V_f = \frac{\pi D^2 h}{4} \quad \text{y } h_1 = 0.4D$$

$$V_f = \frac{\pi D^3}{4} \times 0.4 \quad D = \left(\frac{4V}{0.04\pi} \right)^{1/3}$$

$$D = \left(\frac{4 \times 190.5}{0.4 \pi} \right)^{1/3} = 4.95 \text{ dm} \approx 500 \text{ mm}$$

Dividiendo el volumen total del convertidor en: volumen de la parte cilíndrica (V_1) y volumen del cono (V_2), tenemos que:

$$V_1 + V_2 = V_t$$

$$\frac{\pi D^2}{4} H_1 + \frac{\pi}{12} (D^2 + Dd + d^2) H_2 = V_T$$

tomando la relación de altura igual a 0.4

$$\frac{\pi D^2}{4} H_1 + \frac{\pi}{12} (D^2 + Dd + d^2) 0.4 H_1 = V_T$$

resolviendo esta ecuación obtenemos finalmente:

$$H_1 = 300 \text{ mm}$$

$$H_2 = 320 \text{ mm}$$

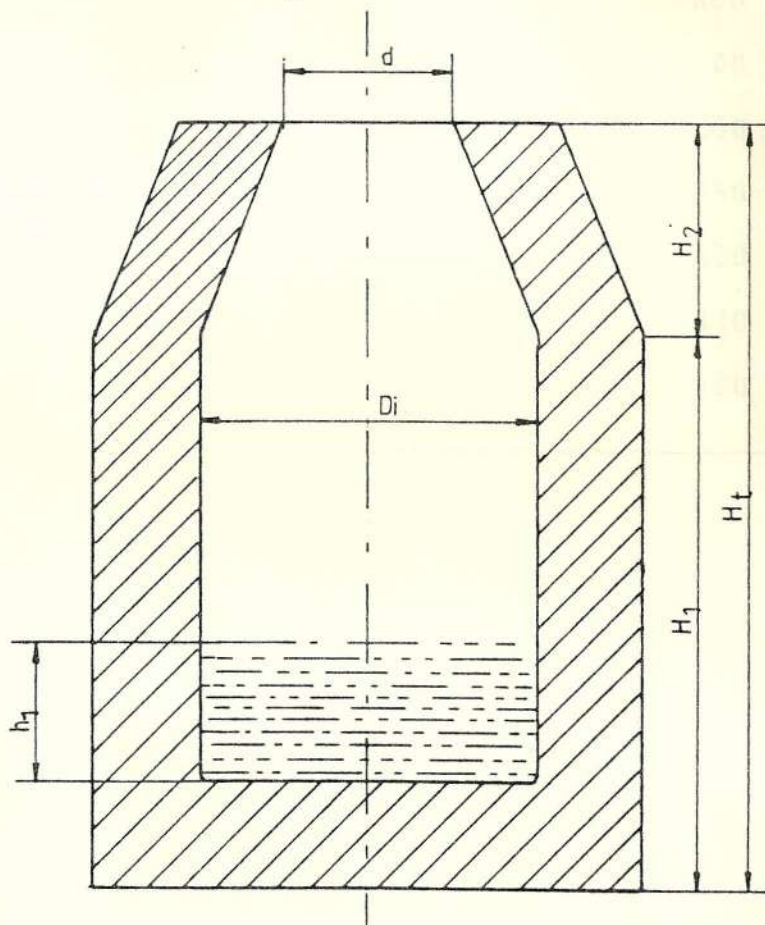


FIGURA 59: DIMENSIONES PRINCIPALES EN EL CONVERTIDOR.

resumiendo los cálculos realizados en una tabla resulta:

CARACTERISTICAS	DIMENSIONES (mm)
Altura del cuerpo (H_t)	1.270
Diámetro del cuerpo (D_e)	800
Diámetro interior (D_i)	500
Profundidad del baño (h_1)	200
Diámetro de la boca (d)	250
Altura del cuerpo (H_2)	800
Altura del cono (H_1)	320
Volumen total (V_t)	190 dm ³

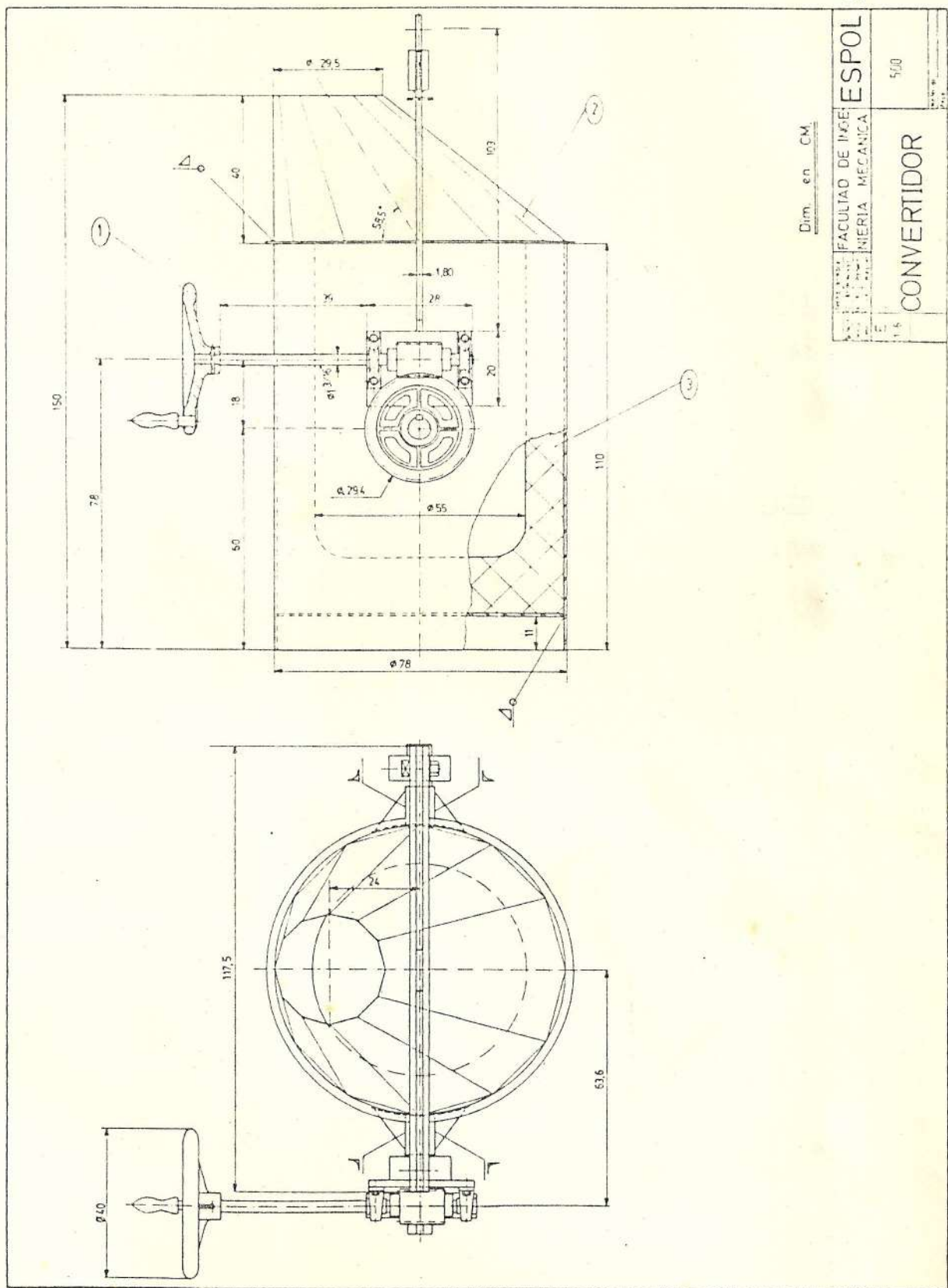


FIGURA 60: DIMENSIONES DEL CONVERTIDOR UTILIZADO EN LAS EXPERIENCIAS.

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

1. Harold E. McGannon, The Making, Shaping and Treating of Steel (9na. edición: Pensylvania; United States Steel Corporation, 1971).
2. J. Apraiz Barreiro, Fabricación de Hierro, Aceros y Fundiciones, tomo 2 (1ra. edición; Bilbao: URMO S.A. 1978).
3. A. Jackson, Fabricación de Acero al Oxígeno (Bilbao: URMO S.A., 1978).
4. CENIM, Refractarios empleados en convertidores LD
5. M.D. Ward, "Influence of hot-metal composition on LD Steelmaking", Journal of the Iron and Steel Institute, (mayo 1970), pp. 445-449.
6. T.F. Pearson, A.S. Venkatadri and J. O'Hanlon, "Critical comparison of slag/metal reactions in the LD and Kaldo processes at Consett", Journal of the Iron and Steel Institute, (October 1966), pp. 997-1006.

7. Winfried Dahl, Klaus W. Lange, editor, Kinetics of Metallurgical Processes in Steelmaking , "The interaction between gas jets and liquids, including molten metal; por Chatterjee y A.V. Bradshaw" (Germany, 1975), pp. 314-342.
8. J.P. Coheur, H. Schenck, E. Steinmetz, "Gaseous Desulfurization in the LD Processes, C.N.R.M., N° 20 (Septiembre, 1969).
9. Winfried Dahl, Klaus W. Lange, editor, Kinetics of Metallurgical Processes in Steelmaking , "Reactions Kinetics, basis of processes control; por Nilles P., F. Marker y H. Voll" (Germany, 1975), pp. 535-553.
10. C. Bodsworth y H.B. Bell, Physical Chemistry of Iron & Steel Manufacture (2da. edición; London; Butter & Tanners Ltda., 1972).
11. G. Sánchez, "Estudio de la Elaboración de Acero en un Convertidor LD" (Tesis, Departamento de Ingeniería Mecánica, ESPOL, 1982).
12. Heine, Loper y Rosenthal, Principles of Metal Casting (2da. edición; McGraw-Hill, 1967).

13. Robert Atkinson, "LD Steelmaking Practice at Consett" Steel Times Anual Review (Septiembre 1969), pp. 105-115.
14. V.I. Baptizmansii, V.O.Kulikov, B.M. Boichenco y E. V. Tret'yakov, "Improving Slag Formation in Basic Oxigen Furnaces", Steel in the USSR (Agosto 1973).
15. University of Pittsburgh, Deparment of Metallurgical and Materials Engineering, "Notes on Iron and Steel-making".
16. H.Alan Fine y Gordon H. Geiger, Handbook on Material and Energy Balance Calculations in Metallurgical Processes (Warrendale, Pennsylvania: The Metallurgical Society of AIME, 1979).
17. 37eme Congres de Fonderie, Paris, Junio 1-4, 1967, "Traitement a l'oxygene des fontes de moulage de haut fourneau, por J.J.Bauer y C.Paupe" (Paris: Association Technique de Fonderie, 1964)..
18. H.Kobuch, L.Yunker, "Ventajas de la determinación del contenido de oxígeno del acero para la acería".

19. G. Iñigo Zorrilla, Trazados Fundamentales de Calderería (3era. edición; Barcelona: Editorial Gustavo Gili S.A. 1974).
20. José Lasheras Esteban, Tecnología del Acero (3era. edición; Barcelona: Ediciones CEDEL, 1978).
21. British Cast Iron Research Association, Cupola Operation and Control (1965).
22. National Bureau of Standards, JANAF Thermochemical Tables (2da. edición, 1971).
23. M. Hakka, "Análisis del Mercado y Preparación de Proyectos de Fundición en el Ecuador". Informe Final Proyecto ONUDI SI/ECU/84/801, Quito, Abril 1985.