

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA



“ACTUALIDAD TECNOLÓGICA Y EXPERIMENTAL EN EL USO Y
FABRICACION DE FERROALEACIONES”

MONOGRAFIA MANCOMUNADA
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
Ingeniero Químico Metalúrgico
PRESENTAN

Alfonso Sánchez López
Alfredo Elbjon Luna
María Elena Flores Ruiz

Cd. Universitaria, D. F. Junio de 1979.



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

CLAS TESIS 1979
ADR M.B. 110
FECHA _____
PROC _____
N.º _____



Jurado asignado originalmente según el tema:

PRESIDENTE: Ing. Kurt H. Nadler Gundensheimer.

VOCAL: Ing. José Campos Caudillo.

SECRETARIO: Ing. Marco Antonio Chamorro Díaz.

1er Suplente: " M. de Jesús Sepúlveda.

2do Suplente: " Francisco Herrera Castañeda.

Sitio donde se desarrolló el tema: Biblioteca de la Facultad de Química. Biblioteca y Taller de aceración BOP SICARTSA

Nombre y firma de los sustentantes:

Alfonso Sánchez López. Alfonso Sánchez.

Alfredo Miguel Elbjorn Luna. Alfredo.

María Elena Flores Ruiz. MER.

Nombre y firma del asesor del tema:

Ing. José Campos Caudillo. José Campos Caudillo.

AGRADECIMIENTOS.

LOS SUSTENTANTES DE ESTE TRABAJO DESEAMOS HACER UN RECONOCIMIENTO A LAS PERSONAS QUE COLABORARON - EN LA REALIZACION DE ESTE TRABAJO:

Ing. José Campos Caudillo.

Ing. Kurt Nadler Gundensheimer.

POR SU ORIENTACION Y AYUDA.

RECONOCIMIENTOS.

INSTITUTO LATINOAMERICANO DEL FIERRO Y DEL ACERO.

Por haber facilitado información en forma desinteresada a través de sus publicaciones, sede en Santiago, Chile.

Siderúrgica Lázaro Cárdenas-Las Truchas. Taller de -
Aceración B.O.F.

A MIS PADRES:

Lic. RAMÓN SANCHEZ MARTINEZ.

Profra. CONCEPCION LOPEZ DE SANCHEZ.

CON CARINO.

A MIS HERMANOS:

RAMON

FRANCISCO JAVIER

HECTOR IGNACIO

ROSALINDA

A LA FACULTAD DE QUIMICA.

A LA U.N.A.M.

INDICE.

	pgs.
Cap. I	
Generalidades sobre las ferroaleaciones.....	1 - 12
Cap. II	
La siderurgia y las ferroaleaciones.....	13 - 19
Cap. III	
Influencia de las ferroaleaciones en la composición química de los aceros.....	20 - 32
Cap. IV	
Producción de ferroaleaciones en México.....	33 - 37
Cap. V	
Reservas en México de materias primas para la producción de ferroaleaciones.....	38 - 44
Cap. VI	
Nodulización de minerales de Mn para la producción de Fe-Mn.....	45 - 51
Cap. VII	
Utilización de los nódulos de Mn en la fabricación de Fe-Mn.....	52 - 57
Cap. VIII	
Peletización de minerales de cromo para la fabricación de Fe-Cr.....	58 - 70
Cap. IX	
Tendencias en la industria del Fe-Cr y afino de aceros inoxidables.....	71 - 74
Cap. X	
Producción de ferroaleaciones de metales refractarios ✓ por aluminotermia.....	75 - 90
Cap. XI	
Producción de Fe-Mo por fusión técnica de botón en ✓ capas múltiples.....	91 - 102
Cap. XII	
Utilización de Fe-Nb en aceros microaleados.....	103 - 116

Cap. XIII	
Uso de ferroaleaciones en la fabricación de tubos sin costura.....	117-129
Cap. XIV	
Producción de Fe-Ni de alto grado por el proceso Horno Rotatorio-Horno de Arco Eléctrico.....	130-144
Cap. XV	
Estudio de la producción de Fe-Ni en horno eléctrico a partir del análisis de temperaturas de la escoria....	145-154
Cap. XVI	
Innovaciones y ventajas obtenidas en los hornos cerrados para ferrosilicio con la doble rotación en el crisol.Crisol Partido ELKEM,.....	155-161
Cap. XVII	
Recuperación de energía de los gases de deshecho en los hornos eléctricos para ferrosilicio.....	162-184
Cap. XVIII	
Operación y mantenimiento de un horno eléctrico.....	185-194
Cap. XIX	
Electrodo Soderberg.Fabricación,usos,operación y mantenimiento.....	195-204
Cap. XX	
Comparación entre plantas piloto y escala industrial en hornos eléctricos de fundición.....	209-213

INTRODUCCION.

La Siderurgia actual ha alcanzado una gran versatilidad en los equipos de producción tanto como en los productos obtenidos, las ferroaleaciones son un auxiliar indispensable para hacer frente a la exigencia de nuevas calidades de aceros.

La principal dificultad que deben superar los aditivos siderúrgicos es el poco tiempo que se tiene disponible para acondicionar los enormes tonelajes que fluyen incesantemente debido a la gran productividad que han alcanzado las principales unidades siderúrgicas: Altos hornos, Convertidores al oxígeno, hornos eléctricos, procesos de reducción directa.

Es pues, inobjetable que la tecnología que involucra la producción de ferroaleaciones repercute con su operación y desarrollo en el proceso siderúrgico en general.

Ya que hasta la actualidad, aunque se han buscado afanosamente sustitutos, no existe un material tan versátil como los aceros y fundiciones, los cuales se pueden adaptar a las condiciones de operación más diversas, el papel de las ferroaleaciones viene a ser fundamental ya que han constituido el punto de arranque de esa versatilidad lograda.

En México debido al potencial minero en hierro, la disponibilidad de recursos enérgéticos y reservas de los minerales para fabricar las ferroaleaciones más importantes, se tiene un campo muy favorable para el desarrollo en gran escala de la fabricación de aceros especiales que nos permitan el desarrollo propio y suficiente de las industrias de construcción de equipo, naval, automotriz, aeronáutico, agrícola, etc.

GENERALIDADES SOBRE LAS FERROALEACIONES.

DEFINICION.

Son aleaciones, con alto porcentaje de uno o más metales y de hierro, que se agregan durante el proceso de afinado y al término de el mismo -etapa líquida aún, del hierro y del acero- con el fin de obtener las propiedades deseadas en el metal final, lo cual se logra al fundirse y disolverse fácilmente las ferroaleaciones en el baño metálico.

Sus funciones principales son:

- . Actuar como desoxidantes y desulfurantes.
- . Mejorar las propiedades físicas y mecánicas.
- . Dar resistencia a la corrosión.
- . Regular el tamaño de grano.
- . Aumentar la respuesta a los tratamientos térmicos.

En un principio las ferroaleaciones consistían principalmente de hierro y tenían en menor proporción el otro metal que se deseaba incorporar al acero con los fines antes descritos.

La mayoría de estas aleaciones eran producidas en el alto horno. El principal ejemplo es el Spiegeleisen (o spiegel) que tiene entre 10 y 28 % de Mn en tanto que contiene más de 60% y a veces casi 80 % de Fe. En la práctica se emplea actualmente muy poco spiegel y la tendencia es a abandonarlo; igualmente se utiliza cada vez menos el alto horno para producir ferroaleaciones.

Posteriormente evolucionó el método de producción hacia el empleo de hornos eléctricos de reducción (electrotermia) que es el sistema predominante hoy en día y en menor medida a los procesos aluminotérmicos o sea: aluminotermia, silicotermia o aluminosilicotermia. Asimismo las ferroaleaciones pasaron a ser materiales con relativamente poco hierro (del orden del 20-25% y a menudo menos del 10 % de Fe) aumentando el tenor de el otro metal principal a 50.75 y hasta el 80 %.

FABRICACION.

El horno eléctrico de reducción luego de los primeros ensayos de Moissan, en 1930, ha ido ganando importancia en la producción de varios metales y aleaciones, mostrándose como una unidad de fusión muy versátil para la producción de ferroaleaciones.

El horno eléctrico ha sido especialmente útil para aquellas ferroaleaciones con alto punto de fusión como el ferrocromo y las que tienen alto contenido como el ferrosilicio, no teniendo prácticamente competidores.

Desde sus modestos comienzos ha tenido un notorio aumento de tamaño, duplicando prácticamente cada siete años su capacidad de transformador.

Así en 1958 el tamaño máximo de los hornos en el mundo era de 10 a 15 MVA y en 1973 de 40 a 75 MVA. Se estima que el crecimiento futuro del tamaño de los hornos no será tan rápido como en el pasado, sin embargo tal vez el tamaño promedio aumentará considerablemente. Los hornos pueden ser de cuba fija o rotatoria; abiertos; semicerrados o cerrados.

La mayoría son trifásicos y se ha generalizado el empleo de los electrodos tipo Söderberg, cuyo diámetro a su vez ha ido en aumento llegando a 2 m como máximo.

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

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

Existen tres variantes para la producción de ferroaleaciones en horno eléctrico tal como se muestra en la figura de la siguiente página.

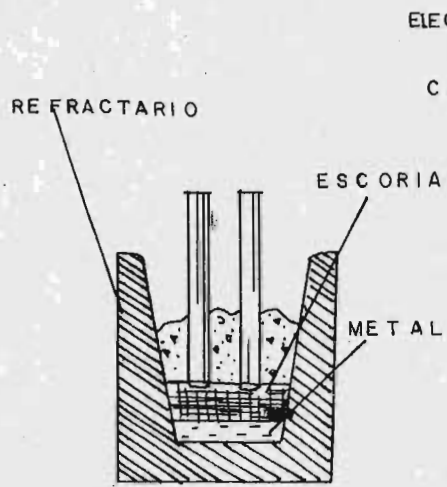
En esta figura para la alternativa:

1) Resistencia de escoria. Los electrodos penetran en la escoria líquida y el calor se genera por resistencia óhmica en ella.

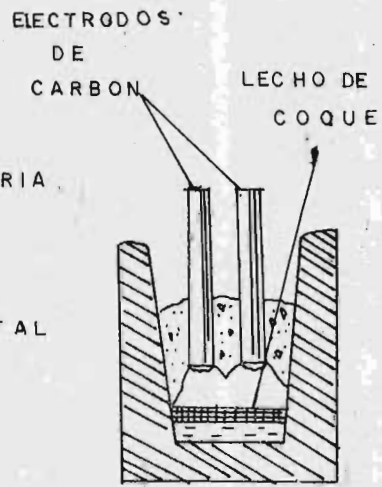
Un ejemplo típico de esta variante es la producción de ferromniquel.

2) Resistencia de lecho de coque. Aquí se produce acumulación de coque abajo de los electrodos, actuando el lecho de coque como elemento resistente y generándose el calor en parte debido a la

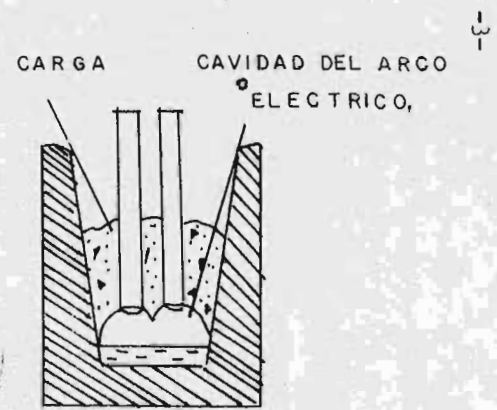
MECANISMO DE CALENTAMIENTO ELECTRICO.



RESISTENCIA DE ESCORIA



RESISTENCIA DE LECHO DE COQUE



ARCOS ELECTRICOS.

resistencia óhmica del coque y en parte por una multitud de pequeños arcos que se originan entre los trozos de coque. También el lecho de coque actúa como una separación entre la escoria fundida y la carga de materia prima sólida. La producción de ferromanganeso alto carbón y ferrocromo alto carbono son ejemplos típicos del proceso con lecho de coque.

3) Arcos eléctricos. En esta modalidad se forma una cavidad bajo los electrodos, generándose calor mediante los arcos eléctricos. La fabricación de ferrosilicio con alto contenido de silicio y lá de silicio metálico son aplicaciones típicas de esta variante.

Para producciones menos masivas, y en especial cuando la materia prima es cara - como para el V, Mo, Nb, W - se están usando preferentemente los procesos metalotérmicos o "thermite"; pero los materiales deben de contener muy pocas impurezas ya que el tiempo de aforo es muy corto.

La fusión se efectúa en un crisol con revestimiento refractario en que se alimenta la mezcla de mineral del metal dado y silicio, aluminio o ambos (silicotermia, aluminotermia, aluminosilicotermia), se tiene que empezar la ignición con una mezcla más rica y luego continúa más rápidamente la fuerte reacción exotérmica de oxidación del Si y del Al.

Se separan finalmente un botón de la ferroaleación y la escoria la cual queda flotando sobre él.

PRINCIPALES FERROALEACIONES.

FERROMANGANESO.

Características principales.

Es el componente fundamental el Mn, y se clasifica en tres tipos: alto, medio y bajo carbono.

El ferromanganeso de alto carbono (70 a 82 % de Mn) es el de mayor consumo. Se adiciona como desoxidante y como desulfurante. Endurece la ferrita, afina la perlita, aumenta la profundidad de temple y proporciona resistencia a la abrasión y a las altas temperaturas. Los altos contenidos de Mn permiten obtener aceros austeníticos por temple.

En las fundiciones su objetivo principal es controlar el azu -

fre (desulfuración) y obtener una estructura perlítica .El 90 % del consumo mundial de manganeso se dedica a la industria siderúrgica y de fundición (arrabio y acero).

Fabricación.

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

Reservas mundiales de manganeso (miles de ton. de Mn).

País	Cantidad	%
Sudáfrica	816 500	43.28
URSS	680 400	36.06
Australia	145 150	7.69
Gabón	90 700	4.81
México	62 250	3.29
Brasil	39 600	2.10
India	26 950	1.42
Otros	25 400	1.35
	<hr/>	<hr/>
	1886 950	100.0 %

Recursos totales : 3 265 millones de t.

FERROSILICIO.

Características principales.

Tiene como elemento principal al Si. Los tipos más usados son los de 50 y 75 % de Si.

El Si es uno de los 5 elementos presentes siempre en todo acero, además del Fe (Mn, Si, C, S y P). Después del oxígeno es el segundo elemento más abundante en la naturaleza, pues se calcula que la corteza terrestre lo contiene en la proporción de 27.77%.

Se usa como desoxidante en los aceros.

Como aleación se usa para aumentar la resistencia a la tracción, el límite elástico y la resiliencia a temperatura ambiente.

En los aceros al carbono aumenta la templabilidad y junto con el manganeso se usa también en los aceros para resortes.

En las fundiciones se emplea como inoculante, ya que es grafitizante y favorece la formación de ferrita.

Fabricación.

El método más utilizado es por hornos eléctricos de reducción. El desarrollo de estos hornos ha alcanzado niveles muy altos en eficiencia y economía.

Reservas.

No se hacen estimaciones debido a la abundancia en que se encuentra el cuarzo (materia prima principal) en la naturaleza.

SILICOMANGANESO.

Características principales.

Los tipos más comunes son los que contienen 65% de Mn y 20% de Si. El silicomanganeso, ferrosilicomanganeso o ferromanganeso silicio, constituye un insumo para la fabricación de ferromanganeso medio y bajo carbono.

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

FERROCROMO.

Características principales.

Existen más de 30 grados normalizados de esta aleación pero se pueden agrupar en cuatro: alto, medio y bajo carbono así como con contenido de nitrógeno.

Casi todas las calidades de ferrocromo contienen de 50 a 70% de cromo.

El cromo con el carbono contenido en los aceros forma carburos, reduce el contenido de perlita, eleva la temperatura de transformación de la austenita y los convierte en inoxidables.

Los aceros inoxidables al cromo, pueden ser ferríticos (más de 20% de Cr), martensíticos (menos de 13% de Cr) y austeníticos, generalmente al Cr-Ni (18-8).

El cromo en el acero reduce la formación de la fase gamma por lo cual una aleación con 13 % de cromo esta constituida a la temperatura ambiente de fase delta.

Con más de 30% de Cr se forma una nueva fase llamada sigma (Fe-Cr).

Fabricación.

Para el tipo alto carbono, hornos eléctricos de reducción.

Los tipos medio y bajo carbono, en hornos eléctricos de arco (acería) o por el proceso Perrin.

Reservas mundiales de cromo (miles de toneladas de Cr.)

País	Cantidad	%
Rhodesia	508 000	86.6
Sudáfrica	50 800	8.7
URSS	10 000	1.7
Turquía	5 100	0.9
India	5 100	0.9
Otros	7 100	1.2
	<hr/>	<hr/>
	586, 100	100.0%

Recursos totales: 1 180 millones de t.

FERRONIQUEL.

Características principales.

Se usa por lo general con un contenido de 30% Ni, el cual no forma carburos en el acero.

Se utiliza para la fabricación de imanes permanentes, resistencias y cables eléctricos.

Forma parte de la mayoría de los aceros inoxidable y refractarios.

Hasta 5% confiere a los aceros dulces mayor resistencia y dureza; pasado ese porcentaje los torna frágiles.

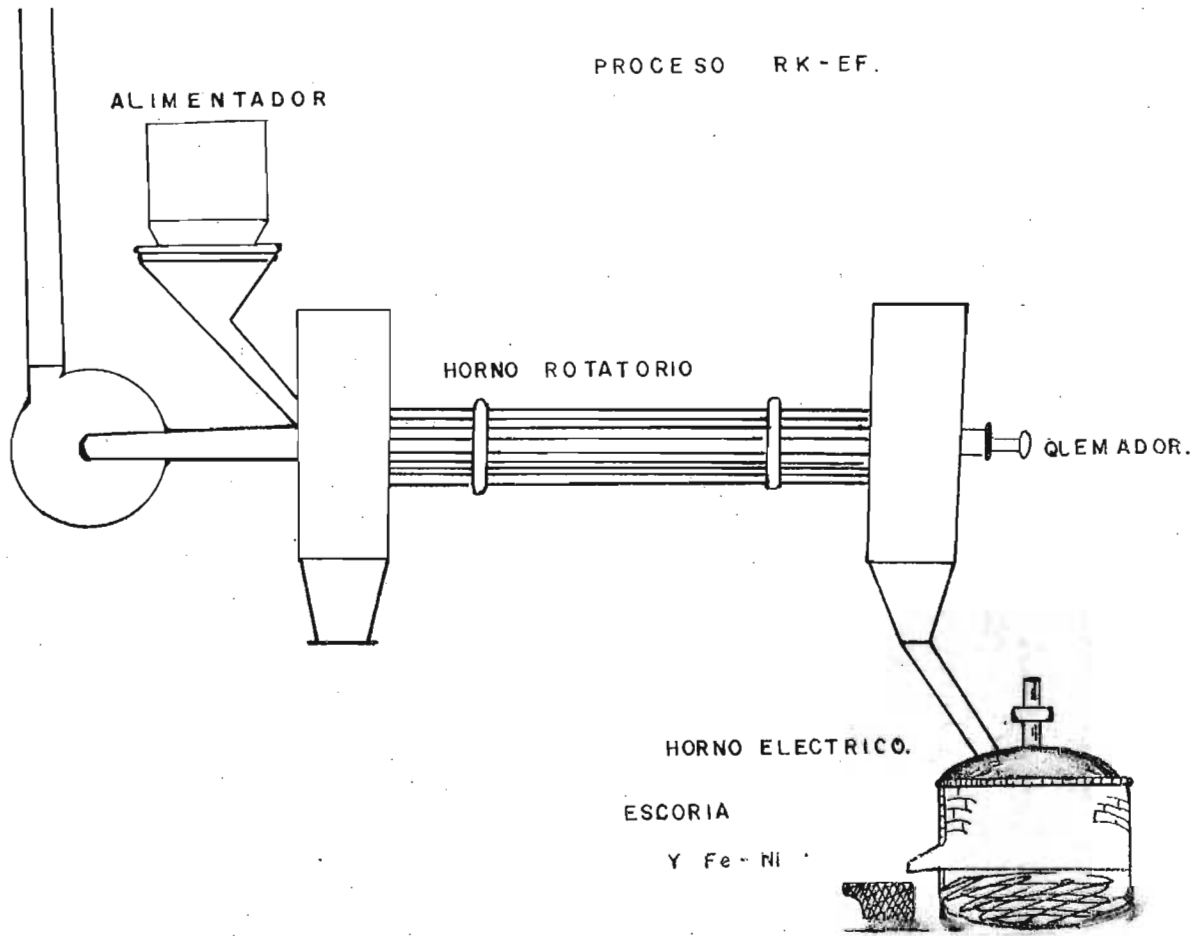
Se adiciona para aumentar la resiliencia en frío. En las fundiciones se aprovechan sus condiciones grafitizantes.

También para formar piezas que resistan a la abrasión, al calor y a la corrosión debido a su tendencia a formar martensita y austenita.

Fabricación.

Hornos eléctricos de reducción asociados con hornos rotatorios de precalentamiento y prerreducción. Uno de los principales minerales es la Garnerita proveniente de la Nueva Caledonia.

PROCESO RK-EF.



FERROMOLIBDENO.

Características principales.

Es un gran formador de carburos. En el acero endurece la ferrita y aumenta la templabilidad de la austenita. Aumenta la profundidad de temple, reduce la fragilidad de revenido, mejora la resistencia a la tracción y la fluencia en caliente.

Se utiliza en aceros para herramientas y aceros rápidos. En fundición se usa para mantener las estructuras aciculares las cuales tienen mayor resistencia a la fatiga, tenacidad y resistencia en caliente.

Fabricación.

Se realiza en forma combinada horno eléctrico y proceso metalotérmico, obteniéndose dos tipos: alto y medio carbono con 55 y 60% de molibdeno respectivamente.

Reservas mundiales de Mo (miles de ton. de Mo)

País	Cantidad	%
Estados Unidos	2 950	49.2
URSS	900	15.0
Canadá	850	14.2
Chile	800	13.3
Perú	115	1.9
México	45	0.8
Otros	340	1.6
	6 000	100.0%

Recursos totales: 28.6 millones de toneladas.

FERROVANADIO.

Características principales.

En sus grados más empleados contiene entre 50 y 70 % de vanadio. En el acero incrementa la dureza de la ferrita y la templabilidad. Afina el grano y por ser un gran formador de carburos, se dificulta el revenido secundario por endurecimiento. Forma ~~nitruros~~.

Se emplea para fabricar aceros para resortes y cojinetes.

Al mejorar la resistencia a la tracción y al impacto de los aceros de alto carbono se usa también para herramientas. Mejora la dureza en caliente, al ser usado en porcentajes altos, del orden de 2

a 4% de V en aceros rápidos. En la fundición se usa como formador de carburos y perlitizante.

Se emplea en la fabricación de camisas para motores diesel.

Fabricación.

Se fabrica por aluminotermia.

Reservas mundiales de vanadio (miles de toneladas de V)

País	Cantidad	%
URSS	7 250	74.7
Sudáfrica	1 800	18.6
Chile	150	1.6
Australia	150	1.6
Estados Unidos	100	1.0
Otros	250	2.5
	-----	-----
	9 700	100.0%

Recursos totales: 62 millones de toneladas.

FERROTUNGSTENO.

Características principales.

El tipo standar contiene de 72 a 82 % de tungsteno. En el acero además de elevar bastante el punto de transformación superior, el tungsteno o wolframio forma carburos complejos que proporcionan mayor resistencia al desgaste y dureza.

La condición que aporta para mantener estas características a elevadas temperaturas hace que el acero que contiene wolframio sea especialmente adecuado para herramientas, usándose casi siempre junto con el vanadio y el molibdeno. Se emplea también en la fabricación de imanes permanentes.

Fabricación.

Se obtiene por calentamiento en crisol mediante arco radiante (3000° C aproximadamente) y también metalotérmicamente.

Reservas mundiales de tungsteno (miles de toneladas)

País	Cantidad	%
China	945	53.48
Canadá	215	12.16
URSS	158	8.94
Corea del Norte	113	6.39
Estados Unidos	107	6.05

Reservas mundiales de tungsteno (continuación)

País	Cantidad	%
Otros	229	12.84
	<hr/>	<hr/>
	1767.0	100.0 %

Recursos totales 5.2 millones de toneladas.

FERRONIIBIO (o FERROCOLUMBIO).

Características principales.

Incrementa la resistencia de los aceros de bajo carbono. Forma carburos muy estables. Debido a la gran afinidad del niobio por el carbono se usa como estabilizador de los aceros inoxidables, que - por contener mucho cromo debe impedirseles la precipitación inter cristalina, lo que a su vez empeoraría la resistencia al ataque corrosivo.

Se presenta siempre el Nb asociado al tantalio, los que suelen sumar en la aleación el 55%.

Se emplean para resistir elevadas temperaturas en reactores nucleares y en válvulas electrónicas aleados con tungsteno, titanio y molibdeno (hasta 5% de niobio).

Fabricación.

Se fabrica por aluminotermia.

Reservas mundiales de niobio (miles de toneladas)

País	Cantidad	%
Brasil	8170	75.8
Canadá	820	7.6
URSS	680	6.3
Africa	1 020	9.5
Otros	90	0.8
	<hr/>	<hr/>
	10 780	100 %

Recursos totales: 14.5 millones de toneladas.

NIQUEL, TANTALO, CIRCONIO Y FOSFORO.

México no tiene reservas ni producciones de estos elementos

Existen pequeños yacimientos de Ni en las minas de Los Alisitos y Culiacán en el estado de Sinaloa así como en Jalisco, Guerrero, Puebla y Baja California en rocas ultrabásicas. Sin embargo solamente el yacimiento de los Alisitos, Sinaloa tiene posibilidades de producción.

No hay yacimientos de tántalo identificados en México, solo indicios de este elemento asociado con niobio en Telixtlahuaca y Huitzá en Oaxaca.

México no tiene reservas ni producción de Circonio, solo posibilidades de encontrar este elemento en las arenas de la costa del Pacífico.

Por último aunque se tienen reservas de fosfatos no se prevee la producción de ferrofósforo hasta que llegue a instalarse en México un horno eléctrico para fósforo elemental, del cual se obtendría esta ferroliga.

De los recursos minerales que nuestra industria de ferroatomociones demandará en la próxima década, seremos autosuficientes solo en manganeso, sílice, molibdeno y tungsteno.

Cromo, vanadio y niobio seguirán importándose.

Hay pocas probabilidades cercanas para la producción de magnesio, tántalo y circonio como materias primas para la fabricación de ferroligas.

LA SIDERURGIA Y LAS FERROALEACIONES.

De acuerdo a lo que se ha visto anteriormente la composición química de los aceros es determinante para sus propiedades mecánicas-

Se analizarán brevemente las características de los aceros que se producen más comunmente:

ACEROS AL CARBONO.

Tienen un contenido máximo de 1.9% C.

Sus porcentajes máximos de otros elementos son:

Mn 1.65 %	Mo 0.05 %
Si 0.06 %	V 0.05 %
P 0.12 %	Co 0.03 %
S 0.10 %	Pb 0.01 %
Ni 0.2 %	Mn + Si 2.0 %
Cr 0.2 %	P + S 0.2 %
W 0.2 %	
Cu 0.4 %	

A su vez los aceros al carbono se agrupan en:

- Aceros suaves o al bajo carbono (mild steel).

Tienen 0.06 a 0.25 % C siendo este último contenido de C el máximo para los aceros fácilmente soldables.

- Aceros semiduros o al medio carbono (medium hard steel)

Tienen un contenido promedio de 0.26 a 0.50 % de C.

- Aceros extraduros o al alto carbono.

Tienen contenidos de carbono entre 0.6 hasta 1.5 %.

ACEROS ALEADOS.

Llamados por algunos también aceros especiales, aunque esta de terminación es confusa, ya que incluiría aceros con características especiales físicas y mecánicas que podrían dárseles por tratamientos térmicos. Los aceros aleados contienen mayores cantidades de uno o de varios de los elementos indicados en los aceros al carbono o bien otros elementos adicionales. De acuerdo al caso se llaman aceros al Mn, al Si, al Cr, al Ni, etc.

Otros aceros aleados serían:

- Aceros austeníticos. Aceros aleados cuya estructura normal

a la temperatura ambiente es la austenítica.

- Aceros de alta resistencia mecánica y tenacidad. Son aceros para maquinaria y equipos, generalmente al Ni-Cr, al Mo, etc.

- Aceros grado herramienta. Son aceros al carbono, que después de templarse y revenirse, quedan con elevada dureza, por lo que pueden deformar, romper o cortar otros aceros o materiales.

- Aceros de corte fácil. Son aceros al alto azufre y fósforo que se maquinan con facilidad.

- Aceros indeformables al temple. Son aceros al Mn, Mo y Cr.

- Aceros inoxidables. Contienen un mínimo del 12% de Cr, además pueden contener otros elementos. De acuerdo a las características microestructurales pueden ser ferríticos, martensíticos, austeníticos y de endurecimiento por precipitación.

- Aceros al silicio. El contenido de silicio los hace apropiados para usos eléctricos como láminas para transformador.

- Aceros de alta velocidad. Son aceros al W, Cr, V y Mo utilizados para cierto tipo de herramientas.

- Aceros refractarios. Son aceros resistentes a la oxidación a altas temperaturas. Al Ni-Cr, al Co, al Mo, etc.

- Aceros para imanes permanentes. Tienen contenidos de W, Al, Ni y Co que les dan sus características.

Considerando las variantes en los procesos de desoxidación tenemos aceros muertos o calmados; semimuertos o semicalmados; capados o tapados; vivos o efervescentes.

- Aceros calmados (killed steel). Son los aceros desoxidados con un desoxidante enérgico como el Al o Si, con el fin de reducir al mínimo el contenido de O_2 , evitando reacciones entre el carbono y el oxígeno durante la solidificación.

Este tipo de acero da rechupe (o cavidad) en la parte central de la lingotera y se caracteriza este acero por una ligera variación de la composición química desde la superficie al centro y desde la parte superior a la inferior del lingote.

- Aceros semicalmados (semi-killed steel). Son los aceros desoxidados en forma incompleta con el fin de permitir el escape suficiente del CO para compensar la contracción por solidificación. Su composición química es menos uniforme que en -

Los aceros calmados.

- Aceros capados o calmados (capped steel). Son aceros en los que luego del vaciado, se detiene la acción efervescente por tapado mecánico (moldes de cuello de botella, tapas pesadas) o por la adición de desoxidantes enérgicos en la parte superior del lingote (aluminio y/o ferrosilicio). Esto origina que esta parte se solidifica rápidamente. En estos aceros, de efervescencia vigorosa, se forma al corto tiempo una piel con una concentración de elementos químicos inferior al núcleo del lingote. Se capan mecánicamente o químicamente para obtener un producto homogéneo.

- Aceros efervescentes (rimmed steel). Tienen normalmente menos de 0.25 %C de 0.60% de Mn y su composición química no es uniforme, debido a la intensa formación de gas durante la solidificación de la parte exterior del lingote. Característicamente presentan marcadas diferencias tanto transversalmente como longitudinalmente en el lingote. La piel en especial tiene menos de C, P, Mn y S que el promedio del corazón del lingote.

TENDENCIAS DE LA UTILIZACION DE FERROALEACIONES EN SIDERURGIA.

El uso de las ferroaleaciones tiene por lo menos 100 años, pero su aplicación científica comenzó pocos años antes de la segunda guerra mundial, es decir su aplicación en la siderurgia que es abrumadoramente su principal consumidor, llegando junto con la industria de la fundición del hierro y del acero a representar más del 95% del consumo total de ferroaleaciones.

La tecnología siderúrgica ha experimentado cambios durante los últimos 25 años en equipos y métodos de producción, así como en nuevas y mejores calidades de aceros y hierros que el mercado actual exige.

La utilización de las ferroaleaciones en siderurgia debe superar las exigencias provenientes de las dos tendencias principales de esta industria: por una parte la creciente productividad de nuevos equipos y tecnologías imponiendo la obligación de actuar con rapidez eficiente sobre los flujos de aceros cada vez mayores; y por otro lado la tendencia, menos masiva y acentuadamente selectiva, hacia una diversificada demanda de nuevas calidades de aceros con especificaciones cuyo logro depende en gran medida de la exitosa intervención de las ferroaleaciones.

Aparte de la mencionada gran productividad de los equipos citados, algunas de las características del funcionamiento de los mismos tienen una notoria repercusión sobre los aditivos a emplear.

Así, en los altos hornos, junto con el evidente aumento de tamaño, mayor temperatura de soplo y presión se busca una alimentación de ferrominerales y aglomerados cada vez más puros y ricos en hierro; esto repercute en un menor contenido de Mn en la carga, lo cual implica considerar la adición de Mn o recircular escorias con alto contenido de Mn. Asimismo la mencionada mayor riqueza de los ferrominerales resulta en una menor cantidad de escoria, disminuyendo la capacidad desulfurante del alto horno, fomentando la desulfuración externa en algunos casos o bien enfrentándola en el proceso de aceración.

El uso de convertidores al oxígeno se ha extendido rápidamente desde que empezaron a aplicarse a escala industrial, en Austria en 1952, representando en la actualidad el método más importante de aceración por medio del cual se obtiene más del 50% del acero producido a nivel mundial. Los convertidores son con frecuencia unidades de 100 a 200 toneladas de capacidad y el tiempo entre cohadadas es del orden de 40 a 45 minutos. En este tiempo se carga el convertidor con chatarra y luego con arrabio, se insufla en seguida oxígeno agregando al mismo tiempo los fundentes (cal y/o fluorita).

Casi al final del proceso se determina el contenido de los diferentes elementos que hay en el acero, lo que permite efectuar correcciones con chatarra, cal y otros aditivos así como dosificar adecuadamente las ferroaleaciones que se agregan generalmente al vaciar el acero en la cuchara. Gracias a las prácticas modernas es posible determinar hasta 19 elementos con gran rapidez, gracias a los espectrógrafos y (idealmente) mediante computadora fijar la dosis de ferroaleaciones para obtener el acero deseado.

En una acería moderna los aditivos y ferroaleaciones principales se almacenan en tolvas y mediante alimentadoras, bandas transportadoras y canaletas vibratorias se pueden alimentar en los lugares fijados para la adición: en la cuchara al vaciar el acero desde el convertidor o en el lugar especialmente acondicionado entre los convertidores y la máquina de colada continua, donde además se pueden efectuar operaciones de limpieza con argón o desgasi

ficación al vacío.

El otro procedimiento de aceración que sigue en importancia al de los convertidores al oxígeno es la acería eléctrica. Aquí también se han experimentado expansiones considerables en los últimos 25 años sobretodo debido al desarrollo del horno eléctrico de Ultra Alta Potencia (UHP) que significó casi una duplicación de la productividad de los hornos eléctricos de arco usuales, contribuyendo a la proliferación de miniplantas basadas en la fusión de chatarra y más recientemente incorporando también la alimentación de prerreducidos (hierro esponja).

En la actualidad se cuenta con hornos UHP de 100 o más toneladas, incluso algunos sobrepasando las 300 toneladas y con potencias sobre los 80 MVA, en todo caso superando una potencia específica de 0.4-0.5 MVA/ton y llegando a 0.7 - 0.8 MVA/ton.

Tales aumentos en la potencia específica han permitido disminuir el tiempo entre coladas y, junto con el mayor tamaño de los hornos han favorecido la producción masiva de aceros comunes, además de mantener su importancia en el campo de los aceros aleados y especiales.

Los hornos UHP muestran su máxima eficiencia en la etapa de fusión de la carga, en cambio en las operaciones de afino, donde deben emplearse bajas potencias eléctricas, disminuye su rendimiento.

Por ello la tendencia moderna es efectuar fuera del horno el a fino y diversas operaciones metalúrgicas en que el empleo de ferroaleaciones tiene gran importancia.

Como una coincidencia, la expansión de los hornos UHP fué a la par con el desarrollo de los sistemas de desgasificación al vacío de los aceros, cuya aplicación en instalaciones de afino a continuación de los hornos UHP, ha permitido aumentos de producción de 20 a 40% en estos hornos, obteniéndose además una mejoría en la calidad de los aceros y un mejor cumplimiento de las cada vez más severas especificaciones. Las instalaciones para las operaciones de desgasificación en vacío posibilitan bajar en los aceros el contenido de oxígeno y óxidos, así como las inclusiones y mejorar el rendimiento de los desoxidantes y de las ferroaleaciones.

Entre los procesos de desgasificación actuales se tienen cuatro grupos principales: desgasificación en cuchara, desgasificación en el chorro de acero, desgasificación con recirculación del acero y nuevos procesos con calentamiento del acero.

En todos los procesos de desgasificación se pueden hacer adiciones al baño desoxidado. Así en el proceso de desgasificación en el chorro de acero o en la cuchara, se tiene para ello una compuerta especial en la tapa de la cuchara y la correcta mezcla y homogeneización se obtiene por agitación por medio de inyección de un gas inerte. Sin embargo los procesos de mezcla y homogeneización más eficientes son los de recirculación del acero.

A su vez los procedimientos de desgasificación con calentamiento permiten una mayor adición de ferroaleaciones, puesto que en realidad en la mezcla y disolución de las mismas se tiene una disminución de la temperatura del baño metálico.

La desulfuración alcanza gran eficiencia con los procesos de desgasificación, especialmente si hay agitación y escoria reductora. Esto es importante para algunos aceros con especificaciones especiales con miras a un mejor comportamiento en propiedades físicas y mecánicas.

Otras de las prácticas permitidas por la desgasificación al vacío y que tiene repercusión para algunos aceros, es la decarburización por oxidación y la decarburización con oxígeno al vacío hasta contenidos muy bajos de carbono.

La decarburización en vacío con inyección de oxígeno ha tenido significativa importancia en la producción de aceros inoxidables, permitiendo emplear ferrocromo de alto carbono. Pero no solo en los aceros aleados o especiales tienen importancia los métodos de desgasificación, varias de las principales acerías eléctricas de hornos UHP los han adoptado para optimizar tonelaje y calidad en la producción de aceros comunes. Es importante observar que las especificaciones de calidad de importantes consumidores de aceros comunes obligan a desgasificar los aceros si se desea competir en el mercado.

En los casos en que se alimentan instalaciones de colada continua, los sistemas modernos de desgasificación con calentamiento permiten asegurar que el acero tenga la temperatura más adecuada para una colada continua. Además se puede entonces desoxidar bajo vacío y usar solo posteriormente una adición de aluminio, muy adecuado para ser colados en máquina de colada continua y con magníficas propiedades en estado sólido.

Completando lo dicho anteriormente sobre los aceros inoxidables

bles, el proceso de afino sin empleo de vacío es el proceso AOD que opera en un convertidor donde se inyecta argón y oxígeno simultáneamente, logrando así la descarburización del baño de alto contenido de cromo, hasta concentraciones bajas en carbono con muy poca pérdida de cromo. Con el proceso AOD se pueden tratar baños con mayores contenidos en carbono que en los procesos al vacío, obteniéndose además una fácil y rápida desulfuración.

En resumen en conjunto con las nuevas técnicas de fusión y vaciado de hierros y aceros, las ferroaleaciones y su adecuado empleo son esenciales tanto en las nuevas tecnologías de producción, como en el logro de las exigencias en las especificaciones de los diferentes aceros.

INFLUENCIA DE LAS FERRO LIGAS EN LA COMPOSICION QUIMICA DE LOS ACEROS.

INTRODUCCION.

El factor de mayor influencia en la corrección de la composición química de los aceros es sin duda, el control del rendimiento de las ferroaleaciones usadas para la corrección en la cuchara.

Las ferroaleaciones son aquellas ligas que como su nombre lo dice uno de los componentes principales es el Fe y que tienen como función principal en la industria metalúrgica modificar la composición química del baño metálico, generalmente para producir acero al cual dan la graduación característica del mismo.

GENERALIDADES. Principales ferroaleaciones.

A continuación se nombran las principales ferroaleaciones de las cuales existe una variedad muy amplia de acuerdo a los usos para los que son destinadas, las ferroaleaciones se denominan de acuerdo a sus constituyentes y a su graduación (contenidos relativos de sus constituyentes).

- | | |
|-----------------------|-------------------|
| - FERROSILICIO. | - FERROVANADIO. |
| FERRONIQUEL. | - FERROTUNGSTENO. |
| - FERROMANGANESO. | - FERROMOLIBDENO. |
| FERROSILICOMANGANESO. | - FERROTITANIO. |
| - FERROCROMO. | FERROCIRCONIO. |
| FERRONIOBIO. | FERROBORO. |

Para la producción de estos importantes bienes de consumo, básicos en la industria siderúrgica, el camino más extendido en el mundo es el del proceso de Horno de Arco Eléctrico, en ocasiones asociado o auxiliado por un horno rotatorio, hornos de precalentamiento y en general variantes del mismo equipo como horno semicerrados, cerrados, abiertos en lo alto, de crisol partido, etc.

Tal vez la característica principal de los hornos típicos para ferroaleaciones es el llamado Arco Sumergido, denominación dada por el hecho de que el arco eléctrico se forma estando en contacto relativo el electrodo con la escoria y formandose este arco eléctrico a través de esa misma escoria conductora.

PROCEDIMIENTO PARA EL MANEJO DE FERROALEACIONES.

Para tener una buena aproximación en la composición química de los aceros, en las correcciones a hacer en la cuchara, diversos puntos deben ser observados:

I.- Conocimiento de la composición química de fin de sople (para el proceso LD, para otros procesos la composición - al final de la refinación).

En algunas acerías aún se utiliza el método de evaluación visual para el carbono y manganeso, aunque en general la tendencia es la utilización de equipos de análisis rápido como es el Espectrómetro de emisión óptica, Fotoflamómetros, etc

II.- Adición correcta de las ferroaleaciones.

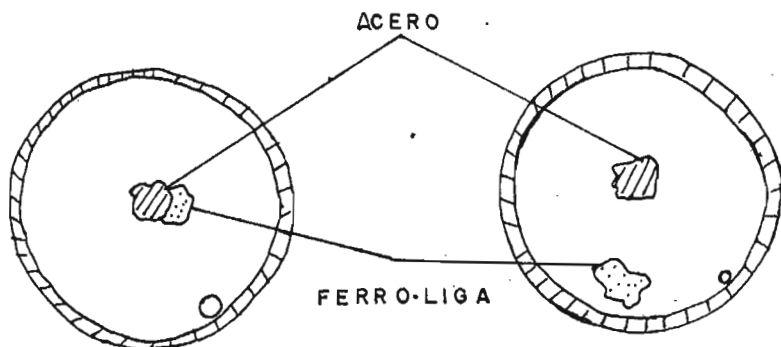
Como primera medida es necesaria una buena reserva del material, evitando su degradación y mezcla, después de haber sido analizado en la recepción de materias primas .

Si el análisis aparece fuera de especificación, la ferroaleación debe rechazarse o utilizarse para otros fines.

La utilización de las ferroaleaciones debe estar supeditada a un correcto pesaje, de ser posible con balanzas y silos conjugados.

El método de adición debe ser tal que permita la correcta adición local en el baño metálico, con lo cual la variación en el rendimiento es muy pequeña.

En la fig. sig se muestra una adición correcta y una incorrecta:



En el primer caso se observa que la forma correcta para hacer las adiciones es hacia el centro de las ollas para lograr una distribución lo más uniforme posible.

Por el contrario en el segundo caso la adición queda excesivamente próxima a la pared de la olla, debido a ello se tendrá una homogeneización defectuosa y una variación en el rendimiento total.

Este defecto se acrecenta en la adición de todos los materiales en función de su poder desoxidante.

III Rendimiento en las ferroaleaciones.

Siguiendo las siguientes precauciones se optimiza el uso de las ferroligas:

I) Control de calidad de la ferroaleación.

La composición química y granulométrica de las ferroaleaciones actúan de manera importante en su rendimiento, ya sea a través de el rigor con que se exige esta composición o ya sea a través de un estricto control de la granulometría.

Resulta obvio que los materiales que más se aproximen a las normas establecidas afectarán favorablemente el proceso y optimizarán la utilización de todas las materias primas.

Composiciones típicas de las ferroaleaciones más usadas:

FERROALEACION		COMPOSICION TIPICA.				
Fe-Mn AC (alto carbón)	especificado.	75-80 %	7.5%	2%	0,4%	0.05%
	verificado.	75.5	6.64	0.86	0.16	0.07%
Fe-Mn MC (medio carbón)	esp.	75-80	2.0	2.0	0.4	0.05
	verif.	77.77	1.96	1.49	0.38	0.003
Fe-Si-Mn	esp.	65.0	30.0	I2-I6	0.25	0.05
	verif.	67.6	22.42	I4.66	0.28	0.018
		Mn	C	Si	P	S

Efectos en la variación de la granulometría.

a) Granulometría encima de lo especificado:

- Fusión total de las ferroaleaciones que puede ser observada en la cascarilla formada en la olla.

- Homogeneización incompleta.
- Obstrucción de silos y conductos.

b) Granulometría abajo de lo especificado.

- Fluctuaciones de la ferroliga en la cuchara.
- Pérdidas por polvos.

Rendimiento de las ferroaleaciones:

Todo cálculo de rendimiento se basa en los siguientes factores:

- Grado de desoxidación del acero.
- Nivel de oxidación en la olla.
- Orden de adición de las ferroligas.
- Composición de la adición.

El grado de desoxidación es importante según el acero requerido (calmados, semicalmados o efervescentes) pues sufrirán una mayor o menor desoxidación (por aluminio o ferrosilicio) pudiendo ocurrir una variación en el rendimiento de la ferroliga.

En cuanto a lo que se refiere al nivel de desoxidación, el carbono de fin de soplo se supereditaré al acero pedido. En el caso de resoplos la oxidación es generalmente irregular.

El orden de adición está asociado al mayor o menor poder de desoxidación de cada ferroliga (correctiva o desoxidante).

En cuanto a la composición de las adiciones, se estudia para cada caso, la utilización de dos o más tipos diferentes de ferroaleaciones.

OBSERVACIONES SOBRE LAS PRACTICAS DE ADICION DE FERROALEACIONES EN LOS PROCESOS SIDERURGICOS.

En el arrabio que se alimenta a los convertidores al oxígeno se procura tener normalmente de 0.6 a 0.8% de Mn. Se considera que este contenido es el adecuado para una buena productividad de la acería, aumentando el rendimiento en lingotes, bajando la frecuencia de incrustaciones en la lanza, acrecentando la desulfuración y disminuyendo la cantidad de fluírita requerida.

La solubilidad de los aditivos o ferroaleaciones en el acero es el factor primordial, siendo más importante que el rango de fusión pues se tienen por ejemplo metales como el Pb y Sn con menor punto de fusión y sin embargo ^{NO} son miscibles en él.

El caso ideal es el manganeso, que forma una serie continua de soluciones líquidas y sólidas con el acero. Los diagramas completos de equilibrio de fases con más de dos componentes, que son los casos más frecuentes en la práctica, explican mejor la solubilidad de muchas ferroaleaciones en los aceros. Este es el efecto, por ejemplo de la adición de cierto porcentaje de Mn a algunos ferrocromos y de Si a ferromanganeso.

La solubilidad explica como algunos aditivos de rango de fusión mucho mayor que el acero se agregan con éxito a la cuchara y ocasionalmente a las lingoteras. Los recarburantes y la chatarra de titanio son el ejemplo clásico.

El carburo de vanadio tiene un alto punto de fusión, de 3550° P o más, no forma un compuesto con menor punto de fusión con el hierro y sin embargo se agrega comunmente, incluso a coladas pequeñas, disolviéndose sin problemas.

El rango de fusión de un aditivo, tiene interés ya que en general la solubilidad de los elementos metálicos en el hierro y el acero aumenta con la elevación de la temperatura. Por lo tanto son utilizables las soluciones con rangos de fusión menores que los del acero, siempre que exista la solubilidad deseada.

La velocidad de solución es controlada por la química y estructura de la aleación, su conductividad térmica y capacidad calorífica y el tiempo de disolución por el tamaño de partícula. Los trozos más grandes se cubren al principio de una costra inicial de acero que debe ser refundida antes de la distribución de la aleación.

Aleaciones de un mismo elemento pueden tener tasas de solución e-

enormemente diferentes, los ferrocromos son un ejemplo, en algunos casos se disuelve rápidamente en otros con gran lentitud. Por ello si se agrega al horno una aleación de disolución lenta, debe imponerse un tiempo de colada mínimo, si se tiene una adición en cuchara, el tiempo de colada debe aumentarse o agregarse la aleación al principio de la colada en pequeñas cantidades y de tamaño muy fino sin importar otras pérdidas.

Las consideraciones de los efectos térmicos netos asociados con el uso de alguna aleación en particular u otro aditivo de aceros son de especial importancia para la colada continua, en que la meta usual es la colada a la temperatura más cercana a la línea de liquidus. La sobreestimación del efecto enfriador de la adición y el aumento excesivo de la temperatura de colada pueden producir derrames; su subestimación y colada muy fría, dará como resultado generalmente el vaciado de por lo menos parte de la hornada en un equipo de emergencia.

En lo referente al cálculo de los cambios térmicos, una posibilidad interesante de ensayar, es tratar de remplazar una aleación por otra, suponiendo que las propiedades térmicas de las aleaciones sean similares.

Se pueden citar como ejemplo los ferrosilicios; cuando se agrega Fe-Si 50% al acero moderadamente oxidado, tiene un efecto térmico de enfriador, pero al 75% es ligeramente exotérmico.

Parecería que la aleación Fe-Si 65% tendría que ser térmicamente neutral, sin embargo, la mezcla de Fe-Si 50% y Fe-Si 75% no asegura la neutralidad térmica.

La cuestión es que el Fe-Si 50% está compuesto principalmente de disiliciuro de hierro y silicio libre. Las propiedades térmicas de estas fases son muy diferentes y las propiedades relativas de estas fases en una aleación dependen en cierta medida del método de fabricación de la aleación.

La presencia de un segundo elemento deseable, como el Mn en el Si-Mn o el Si en el Fe-Cr-Si o Mn en alguno de los ferrocromos para mejorar su solubilidad, es en general beneficiosa, pues refuerza las recuperaciones y las inclusiones complejas son a menudo menos refractarias y más grandes que las que se obtienen de adiciones simples flotando mejor fuera del acero.

Composición de Ferroalloy

Una impureza importante bien reconocida puede ser o no objetable. Un ejemplo típico es el carbono en el Fe-Mn o en muchos ferro cromos en que el nivel hace poco práctico el uso de la aleación en aceros de bajo C, haciendo obligatoria la substitución por las aleaciones de bajo C, más caras.

Pero este carbono es un recuperador limpio y eficiente.

La pequeña cantidad de silicio en el Fe-Mn de medio C, generalmente de alrededor de 1 a ϕ .5%, afecta la acción efervescente y hace su uso indeseable en las hornadas efervescentes; afortunadamente, es fácilmente reemplazado bajando un punto en el carbono de la colada usando Fe-Mn standard.

El vanadio presenta algunos problemas interesantes. Los carburos de vanadio son imposibles de usar en los aceros de bajo carbono y debe usarse Fe-V. Sin embargo el Fe-V puede contener silicio en una cantidad objetable para la producción de tuberías, por ej.

Asimismo podrían tener que usarse ambos en una acería que produjese una amplia gama de aceros con contenido de V. Pero rara vez sería objetable el Si en el Fe-V, en el caso de aceros de alta aleación o si el acero fuera a ser colado en continuo. De ahí que sea necesaria una buena selección de la fuente de vanadio para una máxima eficiencia total.

La densidad es de considerable importancia, pero rara vez se puede hacer mucho para lograr un mejor hundimiento del aditivo en el acero. El juntar a presión el Al con el Fe-Mn da como resultado una densidad artificialmente aumentada del Al, lo cual es benéfico para su inmersión en el acero líquido.

El uso del Fe-Al puede ser o no buena, hay casos en que la práctica debe cambiarse según la densidad del aditivo. Un buen ejemplo lo proporcionan los ferrovandios. En tanto que el Fe-V es bastante denso y puede agregarse después de las adiciones de Mn y Si, disminuyendo así las pérdidas de vanadio por oxidación, otro material, los pelets de carburo de vanadio, son livianos. *Poco densos*

Por lo tanto debe agregarse durante la colada o flotará y se perderá en la escoria.

La recuperación de V es inversamente proporcional a la demora desde el inicio de la colada hasta el momento de las adiciones.

De ahí que deba agregarse cierta cantidad de Mn y de Si a la cuchara desde el principio y agregar rápidamente el carburo de V y el resto de las adiciones requeridas.

Un caso similar es el que se presenta en los ferrosilicios la aleación Fe-Si 50% es bastante densa y puede agregarse en cualquier momento durante la sangría, pero el Fe-Si 75% es liviano y debe agregarse al principio; si se requieren grandes adiciones de este último, es preferible colocar la aleación en el fondo de la cuchara instantes antes de la sangría.

La presión de vapor solo constituye problema en algunos casos.

El Pb tiene una alta presión de vapor a la temperatura de aceración produciéndose pérdidas de recuperación. Sus vapores son tóxicos y su eliminación es de primordial importancia.

El calcio no es retenido en el acero, pero sus vapores, oxidados inmediatamente por el medio y transformados en cal, son irritantes y afectan las condiciones de operación de la acería. Es posible reducir los efectos del calcio en el acero aleándolo con Si y otro aditivo especial. Por otra parte, la incorporación de calcio en una aleación aumenta las emanaciones. La presión de vapor del magnesio es de gran importancia en la desulfuración del arrabio o del acero en la cuchara. La aleación con aluminio hace más fácil la manipulación del Mg puro, al igual que la briquetación con materias inertes.

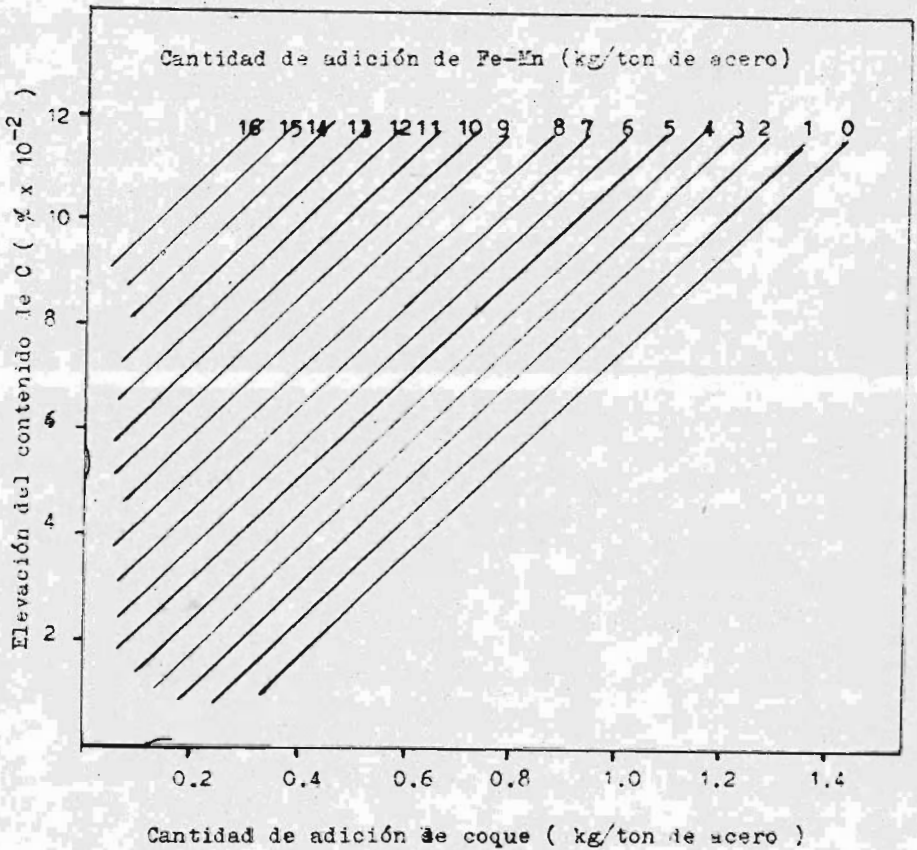
OXIDACION SUPERFICIAL DURANTE EL ALMACENAJE.

El estado de oxidación superficial de la aleación puede ser un problema solo en casos extremos. Las superficies de una aleación almacenada durante largo tiempo, pueden oxidarse tanto, que son difíciles de disolver y llega a reducirse considerablemente el contenido efectivo de su elemento de aleación. Podemos citar el caso ocurrido hace unos años cuando una gran cantidad de las reservas estratégicas de los E.E.U.U. estaban tan oxidadas superficialmente, con sus superficies húmedas después de años de almacenamiento al aire libre, que rindieron menos del 70% del régimen calculado.

INCLUSIONES.

Las cantidades residuales del reductor empleado en la fabricación de una ferroaleación o los diversos elementos provenientes de las materias primas, pueden afectar la morfología de las inclusiones. Por ejemplo, el 1% de Al presente normalmente en el Fe-Si 50% produce inclusiones diferentes a las que se encuentran en la calidad de alta pureza.

RELACIONES DE ADICION DE FERRI/LIGA.



Ferro -

Las inclusiones de las aleaciones muy rara vez pasan al acero. Algunos carburos de cromo y tungsteno son muy estables y pueden pasar hacia los aceros totalmente calmados, aunque se tiene la duda de que si pasan por el proceso en su forma original o si se disuelven en el acero y presentan precipitación durante la solidificación.

SECUENCIA DE LAS ADICIONES.

Tradicionalmente las ferroaleaciones se agregaban desde el desoxidante más débil al más fuerte; el Mn seguido del Si y el Al en último término, para disminuir la incidencia de inclusiones en el acero. La teoría sobre esta práctica común es la formación del líquido que expulsa fácilmente, por flotación, los óxidos y los silicatos de Mn, siendo los desoxidantes fuertes solo los colectores del oxígeno, produciendo así cantidades muy pequeñas de aluminatos titanatos y circonatos refractarios que de otra manera serían mayores. No obstante, esta práctica puede dar como resultado la formación de grandes cordones de silicatos. La oxidación previa con aluminio puede dar aluminatos finos y bien distribuidos y aumentar las recuperaciones del Mn y del Si.

Otro ejemplo es el uso del boro. La adición de Fe-B antes de los formadores de óxidos, nitruros y carburos fuertes, tales como el Al y el Ti, repercutirán en la presencia de óxidos y nitruros de boro inútiles, en lugar de los carburos deseados.

De la misma manera, no tiene mucho sentido agregar modificaciones fuertes de sulfuro tales como tierras raras, a aceros no totalmente calmados debido a que se oxidan antes de ejercer algún efecto como modificadores del azufre. A menos que se agreguen grandes cantidades de modificadores del sulfuro y que la contaminación con óxidos sea aceptable, los modificadores de azufre, deben agregarse al acero al final, cuando los niveles de oxígeno son más bajos.

Una complicación al fijar la secuencia de las adiciones es el hecho de que en el convertidor básico al oxígeno, el acero efervescente se vacía sobre el acero ya existente en la cuchara. Es posible pero no muy práctico bloquear un convertidor básico al oxígeno reduciendo así las pérdidas por oxidación y permitiendo una pequeña amplitud en la determinación del tiempo de las adiciones en la cuchara. Sin embargo el costo de retardar el convertidor básico

al oxígeno hace incoexteable esta práctica, en este caso sería preferible entubar la picuera antes de hacer una colada de calidad crítica, logrando así una colada más lenta y taponear la picuera con una bolsa húmeda, conteniendo cierta cantidad de piedra caliza o dolomita para evitar que entre escoria en la cuchara durante la basculación.

FERROALEACIONES EXOTERMICAS.

Estas mezclas envasadas contienen una elevada proporción de Fe-Si de alta ley y un oxidante como el NaN_2O_3 . La oxidación del Fe-Si proporciona la mayor parte del calor necesario para disolver la aleación, pero también introduce más sílice en el acero. El sedimento adelgaza la escoria. La cantidad de calor producido es mediana, y de hecho, rara vez es suficiente para hacer autofundente el aditivo. Así las pérdidas de calor asociadas con la carga de aleación se reducen pero no se eliminan.

MEZCLAS DE OXIDOS Y REDUCTORES COMO FERROALEACIONES.

Estas son mezclas opuestas a las aleaciones "exotérmicas".

Los óxidos generalmente, concentrados de mineral, se mezclan o se compactan con algún reductor, por lo general carbono, para ser agregados a la cuchara. La práctica puede resultar irregular en cuanto a la composición química del acero producido o propiedades del producto terminado. No se sabe con veracidad si siempre se tiene tiempo suficiente y un nivel de oxígeno lo necesariamente bajo en el acero, para reducir el óxido y para distribuir de manera uniforme el metal en la cuchara.

Las pequeñas economías de aleación pueden resultar muy pequeñas y hasta contraproducentes por la pérdida de una colada o bien por el rechazo de un cliente.

OXIDOS COMO FERROALEACIONES.

Cualquier metal con una energía libre de formación de su propio óxido menor que la del fierro es susceptible para usarse como elemento de aleación en forma de óxido siempre que exista suficiente reductor en el baño y el tiempo necesario para reducir el óxido. Así pueden utilizarse óxidos de Mo, Ni y W si el C es lo suficientemente alto (0.30 %C mínimo). Los óxidos de Mo y Ni se car-

gan comunmente en hornos Martin-Siemens y de arco, cuando el baño está bien formado; en un convertidor básico al oxígeno no se tiene el suficiente tiempo para reducirlos, a menos que se agreguen con la carga inicial. Esto introduce un elemento inflexibilidad en la colada del BOF; una vez cargada la ley de la aleación debe hacer se sin tomar en consideración otros factores.

Por supuesto no hay posibilidad de usar óxidos con energía libre de formación de óxido más elevada que la del Fe, pues el óxido no se reduciría a metal. En algunas ocasiones se utiliza una práctica compartida con el BOF; las mayores cantidades de Mo y/o de Ni se agregan como óxidos, con la carga, con el fin de cumplir las mínimas especificaciones y cualquier deficiencia se contrarresta con Fe-Mo o Ni metálico durante la sangría.

ADITIVOS EN EL MOLDE.

Frecuentemente es deseable hacer pequeñas partidas de acero ligeramente modificado, bien sea para ordenes especiales o por razones experimentales. La selección de los aditivos adecuados para modificar la composición química de base de colada es muy delicada. El aditivo debe de tener un punto de fusión bajo para que se funda lo suficientemente rápido como para distribuirse uniformemente en el lingote o pieza de colada, además de esto deberá también tener una capacidad calorífica para evitar un enfriamiento irregular y/o prematuro y para no formar inclusiones estables.

Generalmente puede agregarse un 0.2% del peso del lingote o pieza de colada o bien 4 libras por tonelada de acero, para los siguientes materiales: cobre, aluminio, Fe-Cb, Fe-V, Fe-Si y Fe-Ti 70%.

El establecer la adición de un nuevo material exige una gran consideración previa. Las recuperaciones son elevadas pero pueden variar según sea el caso y la segregación puede llegar a límites extremos que dado el caso tendríamos un lingote o pieza de colada inservibles.

Las adiciones de carbono son extremadamente peligrosas debido al gran desprendimiento de chispas y salpicaduras y el uso de ferró manganeso de baja calidad da como resultado una absorción de Mn que en ocasiones llega a una proporción hasta de 7 a 1 provocando serios problemas en el material deseado.

Las adiciones de aleaciones o ferroaleaciones a lingotes o mol-

des para pezas coladas individuales provocan la gran necesidad de la identidad segura y de controles químicos de los lingotes o piezas fundidas y de colada individuales, mediante pruebas físicas y mecánicas así como por medio de los análisis químicos correspondientes.

Más aún existe siempre el peligro de llegar a tener una segregación excesiva, si las partículas segregadas son demasiado gruesas o si el punto de fusión de la aleación es alto, seguramente se tendrán también partículas no disueltas en el producto final. Reflejándose tanto en el aspecto como en las propiedades de la pieza terminada.

OTRAS CONSIDERACIONES PARA LA SELECCION DE ALEACIONES.

En la selección de aleaciones, entran en juego numerosos factores tanto de operación como comerciales. El principal es el precio pero este debe corregirse porque deben considerarse también los rendimientos de las aleaciones y de hecho, el costo real de la aleación por tonelada de producto, luego de dar margen a las pérdidas de rendimiento de la aleación y procesado. El costo inicial es únicamente el punto de partida a considerar.

La manipulación del material es importante, su capacidad de flujo si se le considera un uso desde tolvas elevadas, posibilidades de su almacenaje al aire libre. Las condiciones locales indican consideraciones extra. La cuidadosa cooperación del siderurgista-metalurgista-comprador con el proveedor de aleaciones, producirá grandes beneficios tanto al productor como al consumidor de aditivos siderúrgicos.

explotación y concentración de minerales de Mn. Destaca el beneficio de este último que se realiza mediante hidrometalurgia y pirometalurgia. En el proceso de medio pesado se utiliza un fluido de alta densidad en donde flotan los trozos de mineral menos densos separándose de los de mayor densidad que lógicamente contienen una ley más alta. El mineral seleccionado pasa al proceso de beneficio pirometalúrgico, que consiste en la calcinación del mineral y una aglomeración posterior (nodulización), proceso que se describe con mayor detenimiento en capítulos posteriores.

El proceso pirometalúrgico es uno de los adelantos tecnológicos más significativos en el aprovechamiento de minerales de Mn de baja ley.

El proceso se efectúa en un horno rotatorio de grandes dimensiones -117 mts de largo y diámetros de 5 y 6 metros- con una inclinación angular del 4%.

- División ferroaleaciones.

Minera Autlán cuenta con tres plantas para la producción de ferroaleaciones:

Aire Libre

Teziutlán

Tamós

Las dos primeras constituían la empresa de ferroaleaciones - Teziutlán S.A. hasta el 1º de enero de 1974, fecha en que fué adquirida por Autlán. Teziutlán y Aire Libre se encuentran en el estado de Puebla en el municipio de Teziutlán, y cuentan con dos plantas hidroeléctricas ubicadas en las cercanías.

La planta de Tamós se encuentra en el estado de Veracruz, municipio de Edneco y fué inaugurada el 8 de noviembre de 1976. Planeada para 12 hornos eléctricos en un futuro cercano, inició sus operaciones con dos hornos cerrados de arco sumergido JMC (Japan Metals and chemicals, Co, Ltd) haciendo un total de 66MVA de capacidad instalada y con una capacidad de producción de 110 000 ton por año de Fe-Mn **alto carbono**. Considerada una de las plantas más eficientes y modernas del mundo, inició la construcción de su tercer horno de 33 MVA también, para ponerlo en operación en 1980-

En la planta de Teziutlán se operan cuatro hornos de los cuales uno es un equipo alemán Demag de 12 400 kVA.

EQUIPOS Y PRODUCCION DE MINERA AUTLAN S.A. EN 1977.

Plantas	Hornos N°	Diseño	Potencia MVA	Producción ton	
Aire Libre	1	Propio	3.6	Ferroaleaciones básicas.	
	2	Propio	3.0	Fe-Mn MC 72 649 ton	
	3	Propio	2.0	Fe-Si 45 % 7 822 ton	
	4	Propio	5.0	Fe-Si 75 % 8 596 ton	
	Teziutián	5	Propio	6.0	Ferroaleacio - nes especiales:
		6	Propio	6.0	Fe - Cr alto carbono.
		7	Propio	6.0	2 789 ton.
		8	Demag	12.4	Nódulos de Mn 39 % de Mn
Tamós	9	JMC	33.0	389 164 ton	
	10	JMC	33.0	Bióxido de Mn 18 152 ton	

FERRALVER S.A.

Esta compañía inició sus operaciones en 1977, siendo subsidiaria de Metalver S.A., fundada en 1965.

Su planta se encuentra ubicada en el estado de Veracruz, municipio de Tejería, en las inmediaciones del Puerto de Veracruz (Ciudad industrial el Framboyán).

Posee un horno eléctrico de arco sumergido Elkem con una potencia de 15 MVA y una capacidad de producción anual del orden de -- 15 000 toneladas, dedicándose el 60% de ella a Fe-Mn; el 24% a Fe-Si grado 75%; el 12% a Fe-Si-Mn y el 4% a Fe-Si 50%.

El crisol del horno tiene una forma especial con la base en forma de triángulo equilátero, en la que los vértices y lados son segmentos de circunferencia, mientras que la parte superior es circular; el horno puede girar 360° ya que se encuentra montado sobre ruedas y

estas se deslizan sobre un riel; el horno cuenta con tres buzones para el vaciado de la producción de Fe-Mn y dos para el vaciado de Fe-Si.

Equipo y capacidad de producción de Ferralver S.A.

Planta	Horno	Diseño	Potencia(MVA)	Producción
El Framboyán	No I	Elkom	15.000 MVA	15 000 ton

Distribución de la producción.

	1976	1977
Fe-Mn AC	7 300 ton	10 300 ton
Fe-Si 45,75 %	3 120 ton	3 800 ton
Fe-Si-Mn 16,20 %	1 200 ton	2 500 ton
	II 620 ton	16 600 ton

FERROMEX S.A.

Esta empresa fue fundada en 1958 y puesta en operación en 1960.

Se encuentra en el municipio de Gómez Palacio, Durango. Fue creada para abastecer a Fundidora de Monterrey (principal accionista con el 66.6% de las acciones), después tuvo la necesidad de ampliarse para abastecer parte del consumo nacional mexicano. Posee además una empresa subsidiaria, denominada Manganeso S.A.

Su producción principal se concentra en el Fe-Mn St y en el Fe-Si, además de otras ferroaleaciones de menor importancia. Su equipo principal consiste en dos hornos eléctricos de 7.5 MVA de potencia cada uno de diseño Lectromelt el No. 1 y el No.2 de diseño Demag. Las dimensiones de los electrodos son de 2.80 mt de largo y un diámetro de 0.90 mt. El equipo necesario para la descarga de materias primas consiste en una grúa viajera con capacidad para 10 ton.

Cuentan también con un horno tostador de sulfuro de molibdeno con una capacidad de producción de 400 ton anuales de trióxido de molibdeno.

Producción de Ferromex en 1977.

Ferroaleaciones básicas.	Fe-Mn AC	16 324 ton
	Fe-Mn MC	3 19 ton
	Fe-Mn BC	13 ton
	Fe-Si 45%	2 671 ton
Ferroaleaciones especiales	Fe-Mo	93 ton
	Fe-V	44 ton

Producción de Ferromex en 1977 (cont.)

Ferroleaciones espe
ciales

Óxido de Mo
Fe-Nb

182 ton
19 ton

Total

19 665 ton métricas.

RESERVAS EN MEXICO DE MATERIAS PRIMAS PARA LA PRODUCCION DE FERROLIGAS.

Introducción.

Para la manufactura de ferroaleaciones, México es autosuficiente solamente en la producción de minerales de manganeso, sílice y tungsteno. En la actualidad aún se importa Mo, pero pronto seremos autosuficientes en este mineral. Las otras materias primas para la producción de ferroligas no se producen comercialmente en México y de solo unos cuantos elementos existe la posibilidad de que en el futuro se desarrollen depósitos económicamente explotables.

Requerimientos de las plantas mexicanas.

La capacidad instalada de las tres empresas productoras de ferroaleaciones está destinada en un 97% a la fabricación de ferromanganeso, ferrosilicio y silicomanganeso. Para los próximos 10 años se ha proyectado un incremento del 100% en la producción de otras ferroligas especiales, principalmente el ferrocromo; pero aún así para 1987 más del 95% de ferroligas será de las ferroaleaciones básicas.

Por tipo de ligas actualmente la producción se compone en un 63.8% de ferromanganeso, 20.9 de ferrosilicio, 12.3 de silicomanganeso y solo un 3% de las ligas especiales: ferrocromo, ferromolibdeno, ferrovanadio y ferroniobio. Se estima que de aquí a 10 años la producción total conservaría casi las mismas proporciones y solo se registrará un pequeño aumento en las ferroligas especiales.

De acuerdo a las proyecciones de consumo la demanda de nódulos de Mn aumentará en un 61% y de mineral natural en un 67%.

Somos y continuaremos siendo autosuficientes en Mn, aun cuando tengamos un crecimiento anual en la demanda de nódulos y minerales naturales estimada en 7.15 % superior a la tasa de crecimiento en la utilización de Mn de 5.84% estimada para América Latina durante esta década. Se estima que de 1985 en adelante nuestra demanda de Mn crezca a un ritmo menor posiblemente similar al proyectado para América Latina, con una tasa de crecimiento del 4.5% para los próximos últimos 15 años de este milenio. (del World Demand for Raw Materials in 1985 and 2000, W Melenbaum, 1977)

La demanda de mineral de Cr que necesariamente es y seguirá - siendo importado, crecerá con una tasa de 7.32%, promedio estimado para toda América Latina.

Los concentrados de molibdenita actualmente son importados para la fabricación de ferroligas, aunque desde 1978 se tiene producción comercial en pequeña escala, pero suficiente para las necesidades actuales y de 1985 en adelante con la producción de La Caridad, puesta en funcionamiento el 2 de Junio de 1979, se conservará nuestra autosuficiencia y seremos exportadores de sulfuro de Mo.

La demanda de pentóxido de vanadio, que también se importa para ferroligas se estima tendrá una tasa de crecimiento de 5,8% en los últimos años de este siglo.

El mayor aumento será el del pentóxido de Nb con una tasa anual de crecimiento de 11.2%, de este elemento no tenemos reservas por lo que se seguirá importando de Brasil o de Canadá.

RESERVAS Y RECURSOS MINERALES.

Al hablar de reservas y recursos minerales es necesario hacer la aclaración de que "reservas" es aquella porción de los recursos totales plenamente identificados y aprovechables bajo las actuales modalidades económicas y tecnológicas. El resto de los recursos por consiguiente son aquellos minerales que no han sido completamente identificados o aún no descubiertos, pero que por razonamientos geológicos se deduce su probable existencia, así como aquellos depósitos que bajo las actuales condiciones económicas y tecnológicas no son explotables.

Al hablar de reservas y recursos se usaran los términos en la forma ya definida.

Las estimaciones de reservas y recursos mundiales que se nombrarán son recopilaciones del United States Bureau of Mines. Estas estimaciones se incluyen en el boletín 667, "Mineral Facts and Problems", editado en 1977, por el Departamento del Interior de los Estados Unidos.



MANGANESO.

Reservas mundiales.

País	ton x 10 ³	% metálico
Sudáfrica	816 500	43.28
URSS	680 400	36.06
Australia	145 150	7.69
Gabón	90 700	4.81
México	62 250	3.29
Brasil	39 600	2.10
India	25 400	1.35
Otros	26 950	1.42
	<hr/>	<hr/>
	1 886 950	100.0%
Recursos totales	3 265 000	

Recursos de Mn en México.

Tipo y ley de mineral	Contenido metálico % ton x 10 ³		
	Reservas	Otros	Recursos
Molango, carbonatos (27%)	62000	325000	387000
Molango, óxidos (40%)	200	400	600
Lavas del Norte (40%)	30	250	280
Lutitas del alti-			
plano (35%)	20	600	620
Otros depósitos (35%)	-	1500	1500
Total	62250	327750	390000

Los yacimientos singenéticos de la región de Molango, bien identificados y cuantificados, y aunque carbonatos de solo 27% Mn se han convertido en reservas económicamente explotables gracias a la avanzada tecnología empleada en su beneficio.

Los óxidos de Mn de la misma región, tienen también origen singenético pero con enriquecimiento secundario y se están explotando para su uso tanto en ferroleaciones como en baterías.

Los yacimientos de las riolitas terciarias del Norte del país (Durango, Chihuahua y Sonora) ocurren en vetas trameras de origen hidrotermal y fumarólico con enriquecimiento secundario, constituyen la fuente natural de abastecimiento de minerales con 40% de Mn y bajo Fe.

SILICE.

El cuarzo se encuentra en abundancia en México, principalmente en yacimientos de vetas cuarcíferas y en asociación con riolitas y granitos como casquetés, producto de diferenciación magmática.

Las cuarcitas que en otros países son la principal fuente de sílice para ferrosilicio, son muy escasas en México.

Por la abundancia en que se encuentra el cuarzo es lógico que no se hagan estimaciones de reservas, pero puede decirse que nunca careceremos de esta materia prima para la fabricación de ferrosilicio. Tenemos muchos yacimientos de cuarzo de excepcional pureza y solo se explotan aquellos yacimientos cercanos a las plantas, debido a los costos de transporte.

CROMO.

México no tiene reservas de cromo económicamente explotables. Es y seguirá siendo abastecido por importaciones, principalmente de África, que con el 95% de las reservas mundiales constituye la principal fuente de cromo. En el territorio nacional se han encontrado algunos pequeños yacimientos de minerales de cromo en las rocas ultrabásicas de Papanoa y Petatlán, Guerrero; en Tehuiztzingo y Chiatla, Puebla y en San Sebastián Vizcaíno, Baja California. Este último yacimiento es el más importante, pero hasta ahora no se ha probado que sea económicamente explotable.

Reservas mundiales de minerales de alto cromo.

País	Cantidad (ton x 10 ³)	%
Rhodesia	508 000	86.6 %
Sudáfrica	50 800	8.7 %
URSS	10 000	1.7 %
Turquía	5 100	0.9 %
India	5 100	0.9 %
Otros	7 100	1.2 %
	<hr/>	<hr/>
	586 100	100.0 %

MOLIBDENO.

Con casi el 1 % de las reservas mundiales, México puede ser autosuficiente en este elemento y sin embargo hasta este año se ha estado importando. Casi todos nuestros yacimientos hasta hoy des -

cubiertos son pórpidos con diseminación principal de sulfuros de cobre, en los cuales el Mo es un mineral accesorio. No siendo viable la explotación por cobre, no hay producción de Mo.

La Caridad, en Sonora será muestra principal productor de Mo, inaugurada el 2 de Junio de 1979, posiblemente de 1985 en adelante cuando empiece la recuperación del molibdeno contenido en la porción oriental de este yacimiento de cobre, donde se ha encontrado un enriquecimiento importante de molibdenita con leyes hasta de 0.4% Mo.

San Judas Tadeo es una chimenea de brecha con 0.99% Mo y contenidos menores de Cu, en la actualidad en estudio de viabilidad de explotación.

Igualmente en una chimenea brechada se encuentra un cuarzo con Mo en Pánuco, Coahuila; esta mina esta actualmente en preparación y su producción comenzará este mismo año.

Principalmente en la Sierra Madre Occidental, desde Sonora hasta Jalisco, existen otros prospectos de Cu-Mo aun no plenamente identificados, por lo que en el futuro no careceremos de Mo para ferroligas.

Recursos de Mo en México (contenido metálico)

Mina	Reservas	Otros	Recursos
La Caridad, Sonora	38000	40000	78000
San Judas Tadeo, Son.	3500	-	3500
La Azulita, Sinaloa	3500	-	3500
Pánuco, Coahuila	600	-	600
San José del Desierto, Durango	-	1000	1000
Otros	-	27000	27000
Total:	<hr/> 45600	<hr/> 68 000	<hr/> 113 600

VANADIO.

México no produce Vanadio ni tiene depósitos minerales con contenidos apreciables de este elemento. Se ha encontrado vanadio asociado al plomo (vanadita) en Los Lamentos, Cuchillo Parado, San Carlos y Santa Eulalia Chihuahua, pudiendose recuperar pequeñas cantidades de vanadio. Tal vez suceda lo mismo al comenzar la explotación de los yacimientos de Uranio en Aldama, Chihuahua, pero mientras se-

guieremos dependiendo de los Estados Unidos, que con solo el 1% de las reservas mundiales produce el 20% de vanadio del mundo.

Reservas mundiales (contenido metálico)

País	Ton x 10 ³	%
URSS	7250	74.7
Sudáfrica	1800	18.6
Chile	150	1.6
Australia	150	1.6
Estados Unidos	100	1.0
Otros	250	2.5
	9 700	100.0

Recursos totales : 62 000 000 toneladas.

NIOBIO (COLUMBIO).

México no tiene reservas cuantificadas de Nb, aunque si hay posibilidades de encontrarlo en yacimientos económicos explotables.

Minerales de Nb y Tántalo se encuentran en Telixtlahuaca y Huitzo, Oaxaca, especialmente en la pegmatita de la Joya, ubicada a 70 km al poniente de la Cd. de Oaxaca. El complejo calcio-alcalino de San Carlos, Tamaulipas, pudiera contener pirocloro, pero aún no ha llegado a identificarse este mineral en ese intrusivo. Seguiremos dependiendo de importaciones, principalmente de Brasil.

Reservas mundiales de Niobio (Columbio) .

País	kg x 10 ⁶	%
Brasil	8 170	75.8
Canadá	820	7.6
URSS	680	6.3
Africa	1020	9.5
Otros	90	0.8
	10 780	100.0

Recursos totales : 14 465 x 10⁶ kg

TUNGSTENO (WOLFRAMIO).

Las reservas mundiales de tungsteno, expresadas en contenido -

metálico, ascienden a 1 776 millones de kg y los recursos totales se han estimado en 5 171 millones. China, Canadá, Corea, la URSS y los Estados Unidos poseen el 90 % de las reservas mundiales y producen el 65 % de tungsteno en el mundo.

México tiene reservas por 1 500 000 kg (contenido metálico), o sea el 0.8% del total mundial y produce anualmente alrededor de 400 000 kg de concentrados con un contenido del 70% de WO_3 . Seríamos por lo tanto autosuficientes en tungsteno para la producción de ferrotungsteno.

La mayoría de nuestras reservas están en San Alberto y Baviácora, Sonora; Potrero de Bojórquez, Chihuahua; y en los jales de la mina Inguarán, Michoacán.

Otros pequeños yacimientos como los de Yécora, Sonora y Choix Sinaloa producen pequeñas cantidades de concentrado.

Aparte de estos yacimientos, otros recursos minerales de tungsteno se encuentran en la mina de Reforma, Chihuahua; en las inmediaciones de Hermosillo, Sonora y en los municipios de Cosalá y Choix en Sinaloa.

TITANIO.

México no produce titanio, aunque tiene importantes reservas de rutilo (TiO_2) en la anortosita de Pluma Hidalgo, Oaxaca, en donde ya se han cubicado reservas de 17 800 toneladas con unos recursos totales de 100 000 toneladas.

Este yacimiento ha sido explorado con obras mineras y perforaciones desde 1953, pero hasta ahora no se ha puesto en explotación. Con este depósito, México figura en el 6^o lugar en el mundo en reservas de rutilo, aunque solo con 1.6% del total.

Brasil y la India poseen el 88% del total mundial.

Si se llegara a fabricar ferrotitanio, México sería autosuficiente en este elemento, siempre y cuando se comenzara la explotación de Pluma Hidalgo.

MAGNESIO.

Tenemos importantes depósitos de magnesita en Laguna de Vizcaíno, Baja California; en Tehuizingo, Puebla y en las salinas de Coahuila, pero no existe producción del magnesio metálico que se utiliza para ferroligas, por lo que para la fabricación de ferrosilicio-magnesio dependeremos del magnesio importado.

NODULIZACION DE MINERALES DE MANGANESO PARA LA PRODUCCION DE FERROMANGANESO.

INTRODUCCION.

En este capítulo se habla del proceso llamado nodulización el cual ha sido desarrollado por la Cia. Minera Autlan de México.

Este proceso se ha desarrollado en base a las características del mineral extraído del distrito manganesífero de Molango, localizado en el extremo NE del estado de Hidalgo, en la Sierra Madre Oriental, a 250 km de la Cd. de México.

El yacimiento es del tipo sedimentario marino, uno de los más extensos de América Latina y uno de los más importantes del mundo. El distrito abarca una franja de 50 x 20 km orientada de norte a sur.

MINERALOGIA DEL DEPOSITO.

El espesor de la base del horizonte manganesífero es muy variable dentro del distrito, y en Tezintla, donde se obtiene la principal producción y se localiza más del 50% de las reservas positivas se reconoce un espesor promedio de 7.0 m con ley media de 27.5% Mn.

La descripción megascópica del mineral es la de una roca sedimentaria color gris oscuro a negro, bien estratificada, que presenta bandeamiento con estructura laminar de matriz microcristalina.

La composición química del yacimiento está constituida principalmente por carbonatos de manganeso y calcio, óxidos de hierro, silicatos y aluminatos, cuyas variedades mineralógicas son las siguientes:

Rodocrosita	$MnCO_3$
Pirocroita	$Mn(OH)_2$
Magnetita	Fe_3O_4
Hematita	Fe_2O_3
Pirita	FeS_2
Antigorita	$MgO \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$
Calcita	$CaCO_3$
Dolomita	$CaCO_3 \cdot MgCO_3$
Cuarzo	SiO_2
Arcilla	

PROCESO PIROMETALURGICO.

Los nódulos de Mn son el producto de un proceso que consta de tres etapas fundamentales:

SECADO Y PRECALENTAMIENTO.

CALCINACION.

NODULIZACION.

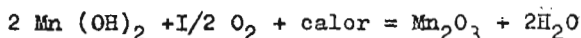
Su ventaja radica en el alto aprovechamiento logrado para minerales de baja ley. Por el momento esta tecnología es única en el mundo y ha sido desarrollada en México por la división de ferroleaciones de la Cia. Minera Autlán.

SECADO Y PRECALENTAMIENTO.

El proceso se lleva a cabo en un horno rotatorio, uno de los más grandes del mundo, de 117 m de longitud con dos diferentes diámetros, soportado en cuatro bases y con una inclinación del 4%.

El secado se lleva a cabo mediante la acción de un ventilador de tiro inducido instalado en el extremo de alimentación del horno teniendo el flujo de gases, producto de la combustión, en sentido contrario al flujo de la carga.

En esta zona de secado y precalentamiento se lleva a cabo la siguiente reacción a una temperatura de 350 °C:



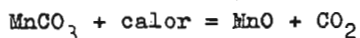
La zona de secado y precalentamiento tiene una longitud de 100 m y un diámetro interior de 5.0 m.

Se tiene una alimentación por día de 2 248 toneladas.

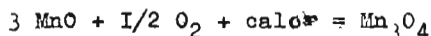
CALCINACION.

Esta operación se lleva a cabo en la zona ensanchada del horno, de 6.25 m de diámetro, donde se efectúan las siguientes reacciones:

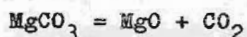
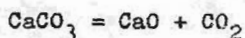
A 610 °C :



A 766 °C :



A 828°C :



El Mn_2O_3 es estable hasta aproximadamente 900°C, encima de esta temperatura se presenta una alteración, obteniéndose Mn_2O_3 y Mn_3O_4 . Finalmente estos compuestos arriba de 1170°C ceden oxígeno y se transforman totalmente en MnO .

La inclinación angular del horno (4%) más la acción de los elevadores y removedores de carga instalados internamente permiten un avance lento del mineral, asegurando así una calcinación gradual y completa.

NODULIZACION.

Este último paso es el más crítico y el más importante, se lleva a cabo en los últimos cinco metros antes de la descarga del horno.

El horno se encuentra revestido en su interior, de concreto refractario monolítico de alta alúmina, teniendo un espesor de 30 cm en su zona más crítica o sea la de calcinación-nodulización con una longitud de 40 metros a partir del extremo de descarga; en el resto y hacia el extremo de alimentación el espesor del revestimiento tiene 15 cm, que es el mínimo permisible.

El proceso de nodulización es el más crítico por las temperaturas involucradas. En este paso los factores que más afectan son la formación de anillos y costras debidas a la adherencia del mineral al refractario.

El crecimiento es debido a la concentración de calor de la llama de los quemadores para nodulizar. Las partículas finas en estado de semifusión se adhieren continuamente a las paredes calientes de la zona ensanchada.

Para mantener al horno libre de obstrucciones se siguen las siguientes prácticas:

- Se aplican chequeos térmicos por medio de movimientos de la posición de los quemadores y regulación del tamaño y forma de la flama, con lo cual se logra la caída o desprendimiento de los anillos en forma de bloques, los que son fracturados con cañones industriales dentro del horno antes de que caigan al enfriador.

- También para evitar el crecimiento de la costra en la zona de nodulización y descarga, se emplea una barra escarificadora de 17 m de longitud y 50 cm de diámetro, que termina en una cabeza cortadora con una cuchilla refrigerada que aprovecha el giro del horno para desbastaarla.

La barra se encuentra montada en dos carros, uno superior que es el que la introduce y saca del horno y el otro inferior que se mueve en rieles y la acerca o la aleja de la carátula. Además de que quita la costra, la barra reduce y mantiene lisa la cara interior de la zona de descarga ayudando a lograr una mayor esfericidad y resistencia de los nódulos.

Los nódulos caen en forma de cascada a un enfriador de parrillas perforadas con movimiento recíprocante que tiene por su parte inferior una inyección de aire atmosférico con el cual se logra el enfriamiento y la consolidación de sus propiedades finales.

Las funciones del enfriador son:

- Enfriar adecuadamente al nódulo para que este consolide sus características físicas y químicas.

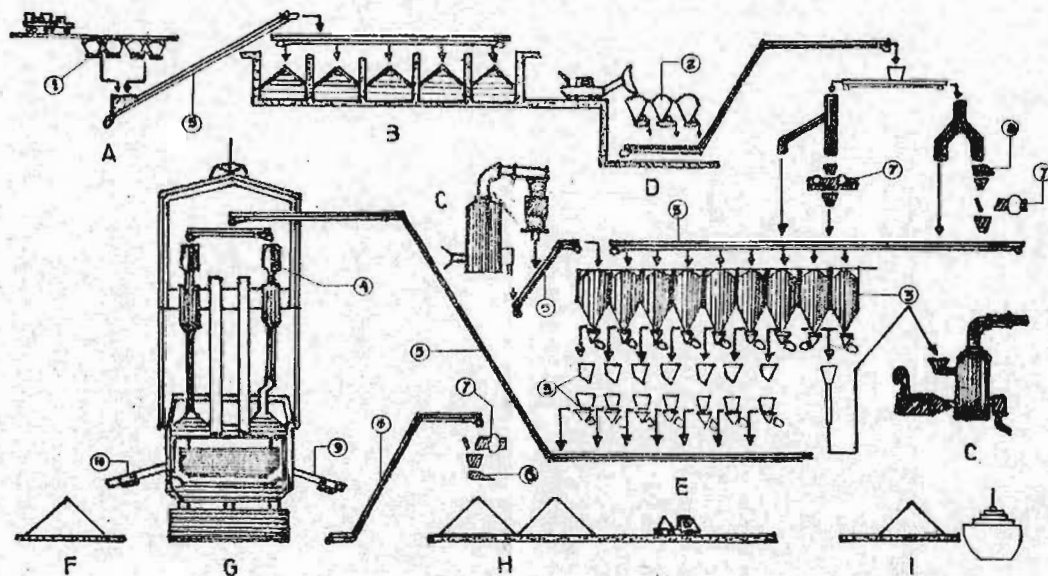
- Recuperar el calor de los nódulos para precalentar el aire primario de combustión.

Enfriar los nódulos para hacerlos manejables por banda transportadora de hule.

- Separar parcialmente los nódulos de -6 mm de tamaño para recircularlos al horno en forma continua.

Finalmente los nódulos pasan del enfriador a cribarse para eliminar los nódulos finos de -6 mm y posteriormente a los patios de almacenamiento de donde se embarcan a los diferentes consumidores.

DIAGRAMA DE FLUJO
DE
PLANTA TAMOS



EQUIPO:

- A.- RECEPCION MATERIAS PRIMAS
- B.- ALMACENAMIENTO MATERIA PRIMA
- C.- SECADO DE COQUE
- D.- TRITURACION Y CLASIFICACION DE MATERIAS PRIMAS
- E.- SISTEMA PARA MEZCLADO Y PESADO
- F.- ESCORIA
- G.- HORNO ELECTRICO
- H.- TRITURACION DE PRODUCTO Y ALMACENAMIENTO
- I.- EMBARQUE

- 1.-TOLVAS DE RECEPCION
- 2.-TOLVAS DE TRITURACION Y CLASIFICACION
- 3.-TOLVAS DE MEZCLADO Y PESADO
- 4.-TOLVAS DE ALIMENTACION DEL HORNO
- 5.-TRANSPORTADORES
- 6.-TRANSPORTADOR METALICO
- 7.- QUEBRADORAS
- 8.- CRIAS
- 9.- SALIDA PRODUCTO
- 10.- SALIDA ESCORIA

UTILIZACION DE NODULOS DE Mn EN LA FABRICACION DE Fe-Mn.

INTRODUCCION.

Tomando en cuenta que México es uno de los principales productores de Mn del mundo y que la nodulización de minerales de Mn es una técnica novedosa y eficiente, se tomó como modelo la operación normal de la Compañía Minera Autlán -misma que desarrolló este proceso- para visualizar la producción de una de las ferroaleaciones más importantes, tanto en su uso como en el tonelaje producido.

Como se analiza en el capítulo referente a la nodulización de minerales manganesíferos, el producto obtenido reúne características muy específicas que lo hacen ideal para el proceso de fusión en Horno de arco eléctrico, lo cual se estudiará a continuación con más detalle.

CARACTERIZTICAS DE LOS NODULOS DE Mn.

Composición química.

Mn	39.0 a 40.0 %
Fe	7.8 a 8.4 % máximo
SiO ₂	14.3 %
Al ₂ O ₃	3.8 %
CaO	9.6 %
MgO	11.0 %
P	0.09% máximo
S	0.2 % máximo

En los nódulos concentrados el Mn se encuentra en un 98% como MnO

Características físicas.

Resistencia mecánica de los nódulos (prueba Tumbler = 80)

Peso volumétrico = 1.87 ton métricas/m³

Gravedad específica = 3.6 ton/m³

Índice de degradación:

5% de -6mm. En el almacén de la planta.

10 a 12 % de -6mm En el barco de la terminal marítima.

La división de ferroaleaciones de la Cia. Minera Autlán cuenta actualmente con 10 hornos eléctricos de arco sumergida, von capacidad de 110 000 kVA y una producción de 155 000 toneladas métricas de ferroaleaciones.

La división ferroaleaciones cuenta con tres plantas en operación:

Aire Libre

Teziutlán

Tamós

- Aire Libre opera cuatro hornos de las siguientes capacidades:

Horno 1	3 600 kVA
Horno 2	3 600 kVA
Horno 3	2 000 kVA
Horno 4	5 000 kVA
Total :	13 600 kVA

- Teziutlán opera cuatro hornos de las siguientes capacidades:

Horno 5	6 000 kVA
Horno 6	6 000 kVA
Horno 7	6 000 kVA
Horno 8	12 000 kVA
Total :	30 400 kVA

- Tamós opera dos hornos de las siguientes capacidades:

Horno 9	33 000 kVA
Horno 10	33 000 kVA
Total :	66 000 kVA

Los hornos del número 1 al 7 son diseños propios de Autlán; operan con electrodos de grafito de 18" a 24 " de diam.

El horno No. 8 es un equipo Demag.

En los hornos anteriores se obtienen los siguientes productos:

- Fe-Si 50% Fe-Cr
- Fe-Si-Mn Si-Mn
- Si metálico Fe-Mn

En los hornos 9 y 10 se obtienen:

- Fe-Mn 72-74 % para consumo nacional.
- Fe-Mn 78-80 % tipo exportación.
- Si-Mn 62-65 % para consumo nacional.
- Si-Mn 65-68 % para exportación.

Se tomó como base también, la operación de un horno JMC (JAPAN METALS and CHEMICALS) uno de los más modernos en el país que opera en la planta Tamós, Veracruz.

HORNO CERRADO JMC Y SU OPERACION.

El primer horno de este tipo se puso en operación en la planta Tamós (10 de septiembre de 1976), lograndose su plena carga en noviembre de ese mismo año-

El segundo y último hasta ahora se instaló igualmente en Tamós en mayo de 1977, lograndose su carga plena en Julio de 1977.

Características.

El horno eléctrico de arco sumergido que se utiliza para la producción de ferroaleaciones tiene como principio de operación el arco eléctrico generado en el interior del crisol a través de tres electrodos formados por el sistema de autococción y formando un triángulo equilátero.

El horno JMC es un horno japonés diseñado por la Japan Metals & Chemicals, Co. Ltd. El crisol es cilíndrico y está soportado en una base de concreto, está recubierto por ladrillo refractario de alta sílice, ladrillo refractario de alta alúmina y pasta de carbón es -tampada. El crisol tiene una profundidad de 6.5 mt y 11.8 mt de diámetro.

Cuenta con 12 termopares distribuidos cuidadosamente para medir la temperatura del crisol. El horno tiene 2 bocas para el vaciado del metal y dos más para el sangrado de la escoria, a niveles diferentes, con el objeto de hacer esta una operación ordenada.

Este horno tiene la característica de aprovechar casi toda la energía calorífica de escoria y metal que se tiene dentro del horno. Se tienen termopares para medir la temperatura de los gases en el espacio libre entre la superficie de la mezcla y la cubierta, variando la temperatura entre 200 y 400°C.

La falta de porosidad de la mezcla produce soplos que generan incrementos de presión en el espacio libre; esta presión se controla mediante una válvula manual, en la chimenea de gas crudo.

El horno eléctrico en operación cerrada produce grandes volúmenes de gases y polvos de Mn con alto contenido de CO, para esto se cuenta con un sistema de limpieza de gases que de igual manera evita la contaminación y aprovecha la energía calorífica.

Sistema de limpieza de gases.

Cuando el horno trabaja a una carga eléctrica de 18 200 kW, produce un volumen de 4 000 Nm³/h a una presión de 0.5 mmH₂O, contaminado con polvo, y pasa del horno a la cámara de explosión, después de

circular por un sello de agua principal, que sirve para aislar al sistema del horno cuando este no este en operación.

Los gases pasan por dos "venturias", donde se seprean con agua - para eliminar casi un 99% de los polvos en forma de lodos y se introduce después a un separador ciclónico para eliminar la humedad.

El gas limpio pasa a la chimenea donde se quema, estos gases limpios se aprovecharan en el secador de coque.

Horno.

La corriente eléctrica en operación normal es de 18 000 kW, es - tando diseñado para un máximo de 88.4 kA por electrodo y un voltaje máximo de operación de 41 V.

El sistema de electrodos que se utiliza es de autococción.

El ascenso y descenso de los electrodos se lleva a cabo mediante dos pistones con carrera de 1.8 mt , accionados hidráulicamente, los cuales transmiten su movimiento a través de una mordaza que sujeta al electrodo. El ascenso y descenso se controla automáticamente por medio de sensores de amperaje.

La distancia de la punta del electrodo al fondo del crisol se debe mantener entre 1.80 y 2.20 mt para tener una zona de reacción - localizada; la variación de otros parámetros más importantes, como presión, temperatura y los gases formados en el interior del horno.

Mezcla de materias primas.

El sistema de alimentación del horno se hace a través de bandas transportadoras y ductos de transferencia que permiten una alimentación mixta y controlada.

La granulometría se controla con un máximo de finos del 8%.

La humedad de la mezcla no debe exceder de 5%.

Los patios de almacenamiento de materia prima son áreas con piso de concreto, sobre los cuales se encuentra una banda transportadora la cual lleva cada material a su área correspondiente.

Para evitar la mezcla de los materiales, el patio está dividido por muros de concreto.

Las materias primas para la producción de Fe-Mn son nódulos de Molango, Hidalgo y coque mexicano.

Cuando se requiere producir Fe-Mn con alto contenido de Mn del tipo exportación, se usan minerales importados del tipo Comilog (africano) o BHP (australiano).

El consumo de materia prima para producir una tonelada de Fe-Mn al 72-74% para consumo nacional y con 13-18 % de Mn en la escoria es el siguiente:

Materia prima	kg/ton de Fe-Mn
Nódulos	2 538
Coque 76.5 % carbón fijo	447
Caliza	25
Pastaeléctrodica	15

ESTADISTICAS METALURGICAS DE OPERACION DE UN HORNO JMC PARA LA PRODUCCION DE Fe-MN 72-74 % Mn.

Días operados	30
Toneladas producidas	4 662
Toneladas por día	155.4
Relación escoria-metal	1.28
Composición química:	
Aleación	
Mn	73.0
Si	0.5
C	6.5
P	0.15
S	0.025
Escoria	
Fe	0.7
Mn	14.8
CaO	19.1
MgO	17.6
SiO ₂	31.1
Al ₂ O ₃	8.2
Relación <u>MnO+MgO+CaO+BaO+ALK</u> SiO ₂	2.2
Mn recuperado en el metal.	75.0
Mn recuperado en la escoria.	20.0
Pérdidas en humos y otras causas	5.0

CONDICIONES DE OPERACION EN LA FABRICACION DE Fe-Mn 72-74%.

kWh/ton	2 800
Factor de potencia	0.68
Carga eléctrica MW	18 500.0
% de toneladas operadas	98.0
kg de electrodo/ton de aleación	15.0
Promedio de longitud del electrodo.cm	210.0
Distancia de la punta del electrodo al crisol. cm .	200.0
Temperatura promedio de los gases °C	320.0
Presión en el interior del horno.	0 a 10 mm H ₂ O
Analisis de los gases %.	
CO ₂	18
CO	75
H ₂	4

Las variables que es necesario controlar son:

- 1.- Granulometría de la mezcla.
- 2.- Componentes de la mezcla y de H₂O.
- 3.- Composición química de la escoria.
- 4.- Presión del horno.
- 5.- Temperatura de los gases.
- 6.- Carga eléctrica.
- 7.- Composición química de los gases.
- 8.- Posición de los electrodos.
- 9.- Composición química del metal.

PELETIZACION DE MINERALES DE CROMO PARA LA PRODUCCION DE Fe-Cr.

INTRODUCCION.

Hasta la mitad de los años sesentas, la única calidad aceptada para la producción de Fe-Cr era el mineral en trozos de alta ley.

La demanda cada día mayor de cromo para la fabricación de acero inoxidable, ha provocado que en la actualidad los productores se vean obligados a aceptar minerales de leyes bajas.

Los mayores precios de la energía eléctrica, paralelamente con los requerimientos de control de contaminación ambiental, han hecho que la producción de ferroaleaciones en pequeñas unidades no resulte rentable, por lo que se requieren mayores unidades de producción y mayor selección de los materiales básicos y mejor preparación de las materias primas.

Estas materias primas deben aglomerarse en forma de trozos para satisfacer los requerimientos de la fusión en hornos eléctricos cerrados o semicerrados. Existen varios métodos para la preparación de los finos concentrados de cromo, uno de estos es la peletización y endurecimiento en horno de cuba para su ulterior transformación en cromo metálico, ferroaleaciones, etc.

PELETIZACION DE CROMITAS.

La mayoría de los minerales y concentrados de cromita que deben peletizarse no son lo suficientemente finos para ello, debido a esto son sometidos a molienda para obtener una adecuada fineza.

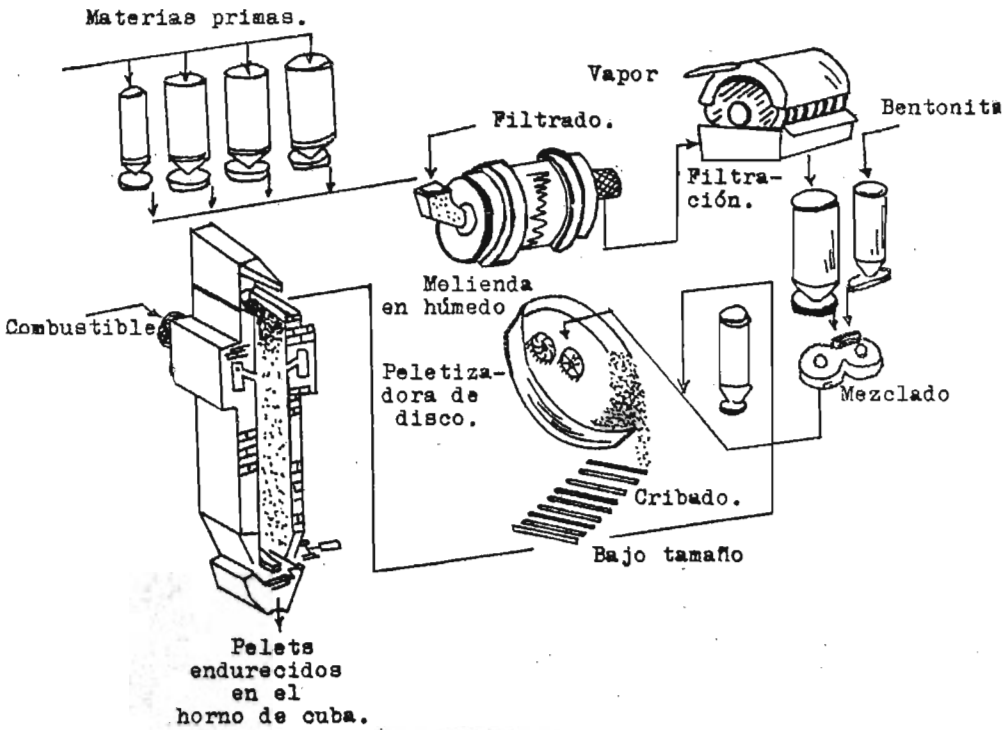
El proceso de molienda, puede ser en seco o por vía húmeda.

El proceso por vía húmeda ofrece más ventajas comparado con el proceso en seco, como son:

- 1.- No se necesita un secado primario de la materia prima normalmente húmeda.
- 2.- Baja el consumo de energía eléctrica.
- 3.- Es más simple el transporte y manipulación de los materiales
- 4.- No se necesita equipo recolector de polvos.
- 5.- Puede usarse revestimiento de goma en el molino.
- 6.- Puede mezclarse con aditivos carbonosos en el molino.
- 7.- La mezcla de aglutinantes y finos se realiza mejor en húmedo que con el material seco.

El material usado en la peletización y endurecimiento por calor debe ser lo suficientemente fino (cerca del 85% de -74mm).

PROCESO DE PELETIZACION DE CROMITA EN HORNO DE CUBA.



La siguiente tabla muestra la composición química de algunas cromitas y otras materias primas básicas.

MATERIA PRIMA	COMPOSICION QUIMICA							
	Cr ₂ O ₃	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	Cr/Fe	
Cromita	45.1	19.4	2.5	13.8	10.1	0.2	1.59	
Pellet	40.0	17.8	7.4	12.8	12.4	0.8	1.53	
otras materias	C	S	P	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO
Coque (10.4 cen)	88.6	0.57	.018	1.1	6.0	2.4	0.2	0.
Dolomita					9.0		18.2	27.
Olivino					40.5		44.1	
Quarzita					97.4			

El mineral se pasa a molienda primaria y secundaria.

Después de la molienda se usa el filtro de tambor corriente para separar el agua. El filtrado puede realizarse para dar directamente la humedad requerida para la pelletización. Para reducir el gasto de agua el agua filtrada se recircula al molino.

Según la composición mineralógica, pueden presentarse ciertas dificultades en el filtrado, permaneciendo la pasta del filtro demasiado húmeda para la pelletización debido a la gran cantidad de materiales de carga muy finos. Se recurre entonces a la ayuda del vapor para el filtrado. La disminución de la humedad de la pasta del filtro con vapor es eficiente y no necesita equipo especial, siendo fácil regular el filtrado para obtener la humedad exacta para el pelletizado.

Usando la combinación de molienda en húmedo y filtrado con vapor se logra bajar costos de inversión y operación.

Lo más importante en el proceso total de pelletización es que la composición de la carga sea correcta y homogénea. Por lo tanto la carga de materias primas en el molino debe hacerse de acuerdo a una buena dosificación.

Para lograr una buena cantidad y calidad de pellets cocidos, además de un bajo consumo de energía en el horno de cuba, los pellets verdes deben de prepararse en forma adecuada.

La peletización de los minerales se efectúa generalmente en peletizadoras de disco o de tambor pero casi en todas las plantas - de peletización de cromita se usa la peletizadora de disco.

No obstante que el grado de fineza y humedad están bajo control llegan a producirse diferencias en la acción peletizadora debidas a las características de las materias primas en proceso.

Asimismo a nivel industrial es imposible uniformizar todos los factores que influyen en la peletización; es por eso que la distribución de tamaño varía en forma irregular. Para evitar esto se recirculan los pellets verdes de tamaño inferior y se regula la cantidad de núcleos alimentada al disco.

Como el endurecimiento de los pellets de cromita tiene lugar a altas temperaturas, se requiere un buen aglutinante. La bentonita tiene un efecto mínimo sobre la resistencia de los pellets - verdes, pero es de gran importancia en la resistencia de los pellets secos y sinterizados.

A nivel industrial una resistencia en seco de 5 a 10 kg/pellet es suficiente para la operación en hornos de cuba.

De esta manera el consumo promedio de bentonita es de 0.7 a 1.0%.

Uno de los factores más importantes en la formación del pellet verde, además del control del agua, de la fineza y de la regulación de los núcleos semillas es que el fondo y los lados del disco se mantienen limpios usando buenos raseadores rotatorios, de manera que nada impida el movimiento regular de los pellets (pélets) que se forman dentro del disco.

SINTERIZADO DE PELETS.

Existen diversos métodos para el endurecimiento de pélets, pero basicamente pueden dividirse en dos grupos:

- Cocción a alta temperatura.
- Liga química.

Los dos métodos son utilizados en la peletización de finos de cromo.

El horno de cuba de construcción simple y de pocas partes móviles es el horno adecuado para el endurecimiento de pélets de cromita a alta temperatura.

La calidad de los pélets es buena pudiendo ser almacenados por grandes períodos y son manipulados, transportados y precalentados

sin sufrir daños mayores.

Generalmente el horno de cuba se opera a temperaturas de 1400 grados centígrados, pudiéndose bajar la temperatura de sinterización por medio de aditivos adecuados.

Para lograr una buena operación del horno, la carga de pélets verdes debe de ser regular y su tamaño dentro de un rango limitado.

El quemador del horno rotatorio de cuba puede usar diferentes tipos de combustible, especialmente CO que se recupera del horno eléctrico. En ocasiones se mezclan combustibles sólidos en el interior de los pélets y se efectúa la sinterización a una temperatura más elevada sin peligro para el revestimiento en la zona de los quemadores.

Balance energético del horno de cuba.

Gases de salida	53.6 %
Gases de entrada	0.0%
Materiales de salida	36.4 %
Pérdidas	10.6 %

Valores operacionales del endurecimiento de pélets de cromita en el horno de cuba.

Area del horno de cuba	7 m ²
Volumen	63 m ³
Producción de pellets	16.6 ton/h
Agua en los pélets	9.9 %
Contenido de C en pélets	1.5 %
Temperaturas :	
De quemado	1450 °C
De producto	300 °C
De los gases de chimenea	150 °C
Consumos :	
Petróleo pesado	19.5 lt/ton
Aire total	1000.0 Nm ³ /ton

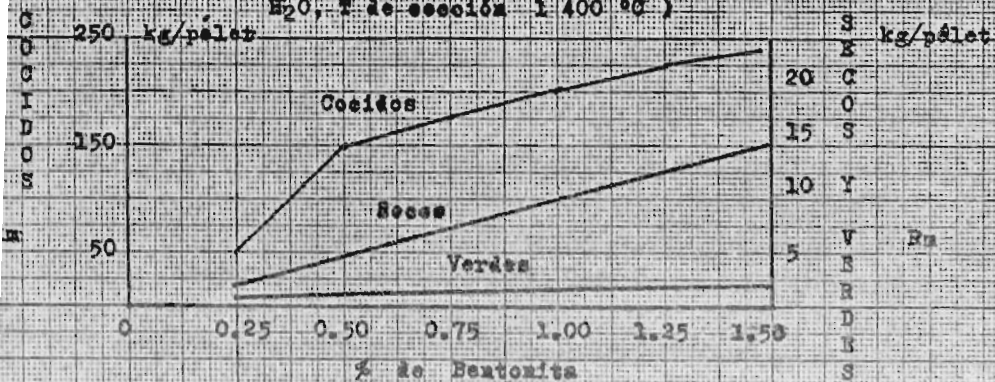
Características de los pélets:

resistencia a la compresión	15/170 ϕ mm/kg
Indice de tambor	8.9 %

Gráfica N° 1

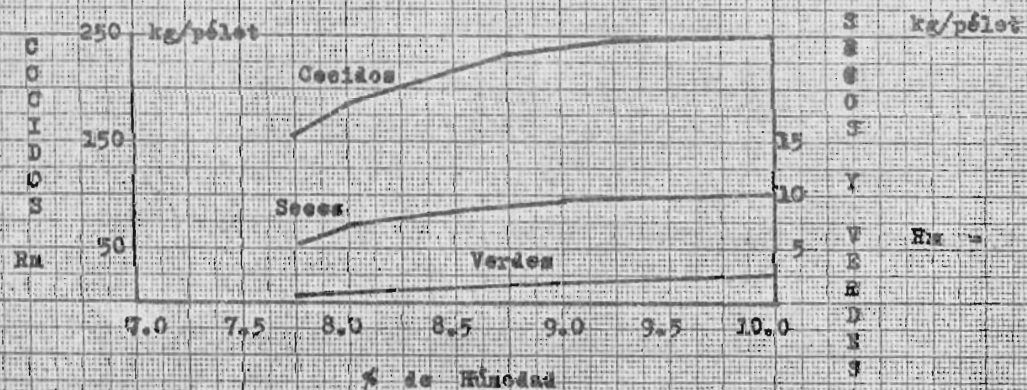
Resistencia a la compresión de pélets verdes, secos y cocidos a diferentes contenidos de bentonita. (Humedad original de los pélets 9.5 %

H₂O, T. de cocción 1 400 °C)

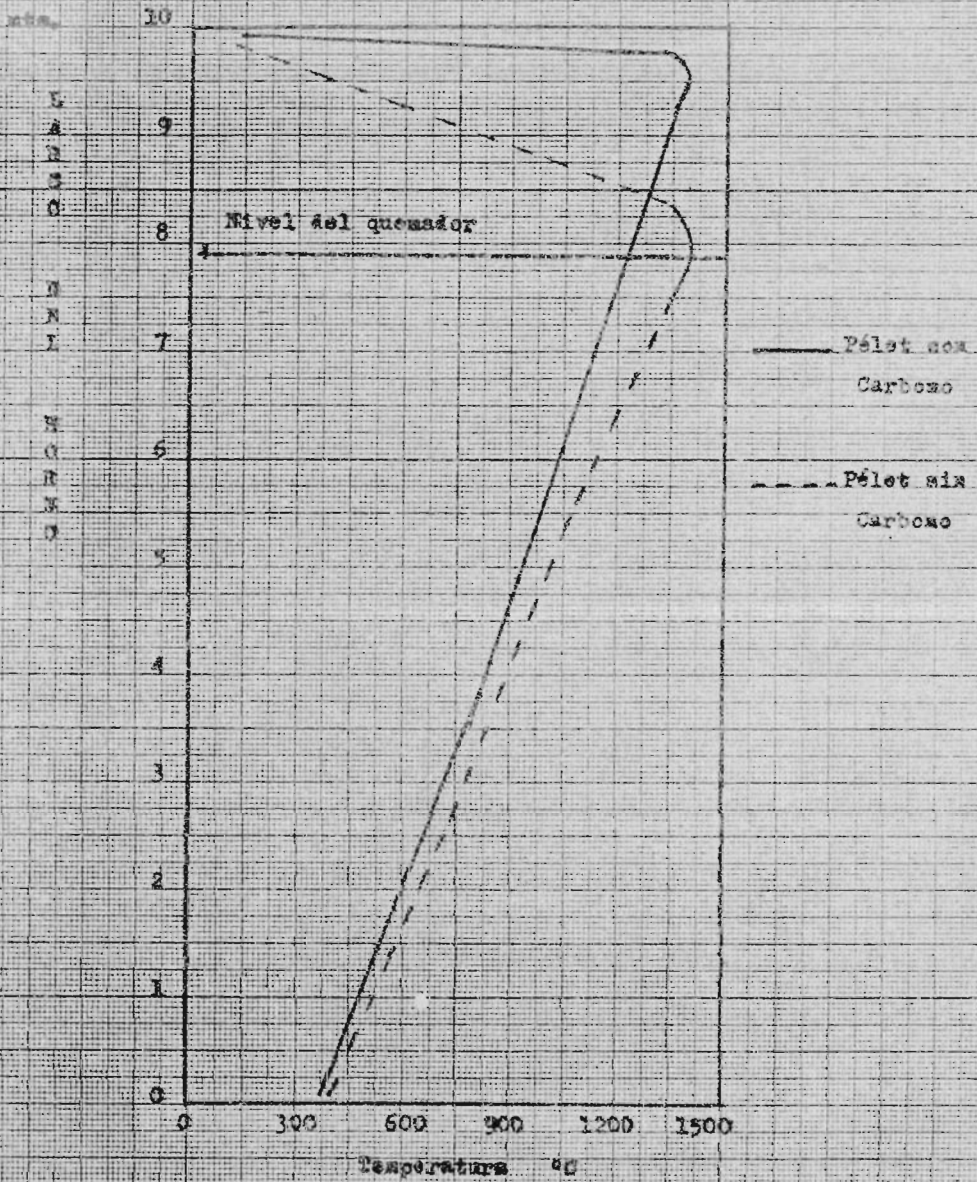


Gráfica N° 2

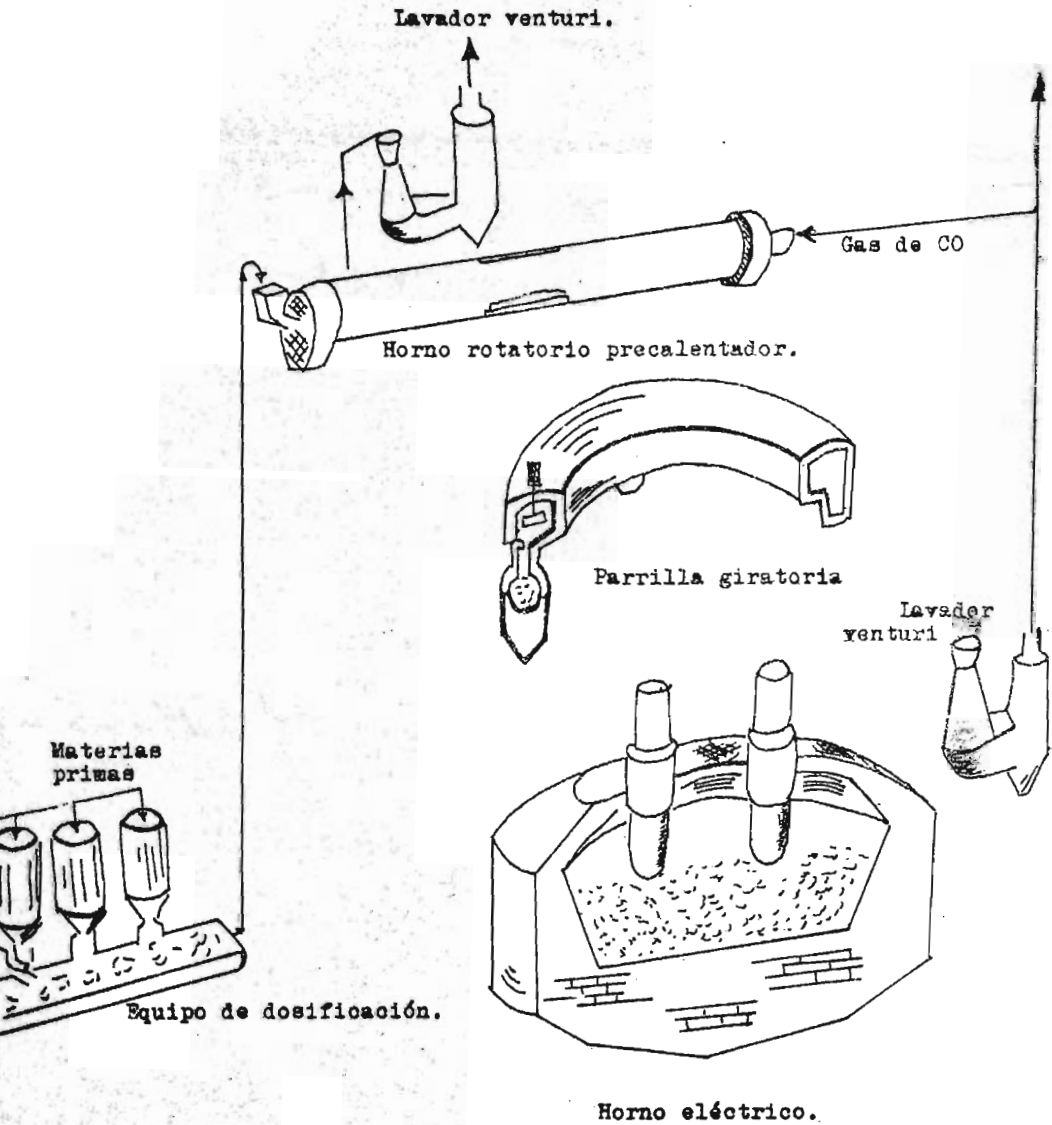
Resistencia a la compresión de pélets verdes, secos y cocidos con diferentes contenidos de humedad original. (Bentonita 1 % , temp. de cocción 1 400 °C)



Gráfica N° 3



Perfiles de temperatura en el horno de suba (temp. de pélets)



PRECALENTAMIENTO Y FUSION DE CROMO EN HORNO CERRADO.

PRECALENTAMIENTO Y FUSION DEL CROMO EN HORNO CERRADO.

Para una buena operación es básico contar con una buena dosificación de las materias primas adecuadamente tratadas. Se usa un coque duro de 8 a 25 mm, con baja reactividad y una resistencia a la compresión de 130 kg/cm² aproximadamente.

Para asegurar una correcta dosificación, se mide continuamente la humedad del coque, esto es indispensable cuando se funde una carga de cromo con bajo contenido de silicio.

La dosificación de la carga debe hacerse de manera que los componentes se mezclen. En el horno de precalentamiento rotatorio el agua de cristalización, la humedad y los carbonatos se desprenden en proporción de 80 a 100% según la temperatura.

La carga se calienta de manera que la temperatura deseada se logre lo más tarde posible.

Las cantidades de gas y polvos perdidos son mínimos, el coque no se quema y se evitan los anillos en el horno.

Balace energético en el horno rotatorio de precalentamiento.

Gases de salida	250°C	10.9%
Gases de entrada	25°C	0.0%
Materiales de salida	1200°C	75.8%
Materiales de entrada	25°C	0.0%
Pérdidas del horno		13.1%

El efecto final del precalentamiento depende de la manera como se transporta la carga desde el horno rotatorio de precalentamiento hasta el horno de arco sumergido. Para optimizar este proceso - el extremo de la descarga del horno rotatorio se coloca generalmente sobre una tolva alimentadora para el horno de arco de manera que la carga fluya de manera continua al interior del horno eléctrico.

En resumen los factores principales para una buena operación:

- 1.- Las materias primas adecuadamente mezcladas deben alimentarse en forma continua y uniforme alrededor de los electrodos.
- 2.- El tamaño de partícula debe escogerse de manera que la carga tenga fluidez y porosidad.
- 3.- La resistividad eléctrica de la carga debe ser lo bastante alta para asegurar una óptima penetración del electrodo.

Estas condiciones son importantes al operar cualquier tipo de

horno eléctrico cuando se trabaja cerrado debido a que se asegura un control adecuado de la presión.

Cuando se utiliza el 100% de pélets en la carga se obtiene un producto con un contenido de carbono entre 6.5 y 7.5%. En cambio al utilizar una mezcla de 50% de pélets y mineral en trozo se obtiene un producto con un contenido de carbono entre 4 y 6.5 %.

El consumo de energía eléctrica es de 3 300 kWh/t utilizando pélets en frío y de 2 600 a 2 700 kWh/ton utilizando pélets con una temperatura de precalentamiento de 1000 a 1 100°C.

Entre los aspectos más importantes al fundir la carga de pélets esta la influencia de la resistividad eléctrica. La resistividad de todos los componentes de la carga es menor a una mayor temperatura. Por otro lado, a un menor tamaño de partícula, la resistividad de la carga se incrementa.

Sobre la práctica se ha probado que la resistividad de la carga precalentada se regula por medio de adiciones de coque y cuarzita.

Como un ejemplo, la mejor manera de pasar de una carga caliente a una carga fría es usando coque grueso. Así la composición química del producto, las posiciones de los electrodos y otras variables se mantendrán aceptablemente constantes en el horno.

Para dar un ejemplo del efecto del precalentamiento se ha probado que con una carga ceracha a 1 030°C se tiene un ahorro de energía de aproximadamente el 33% en comparación con la utilización de mineral frío en trozos.

En hornos cerrados los volúmenes de gas son mínimos y se usan válvulas de venturi para limpiar los gases. El gas del horno puede usarse entonces para el precalentamiento y sinterización de los pélets, además del calentamiento de la cuchara.

Los lavadores de tipo venturi dan las siguientes ventajas:

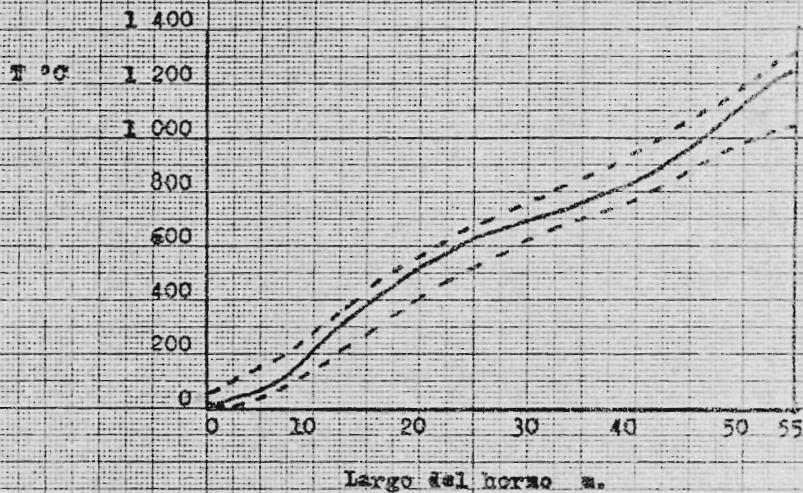
- 1.- Confiabilidad.
- 2.- Buen rendimiento.
- 3.- Bajo costo de inversión.
- 4.- Bajo consumo de energía.

Y las desventajas que presentan los mismos son:

- 1.- Pérdida de parte del calor del gas en el agua.
- 2.- Un requerimiento de agua muy grande, lo cual puede disminuirse mediante la recirculación del líquido.

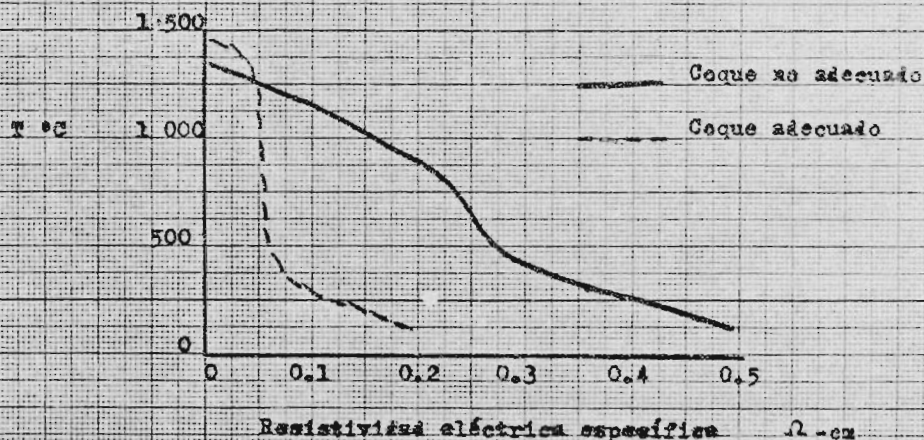
Gráfica N° 4

Perfil de temperatura en el horno rotatorio de precalentamiento



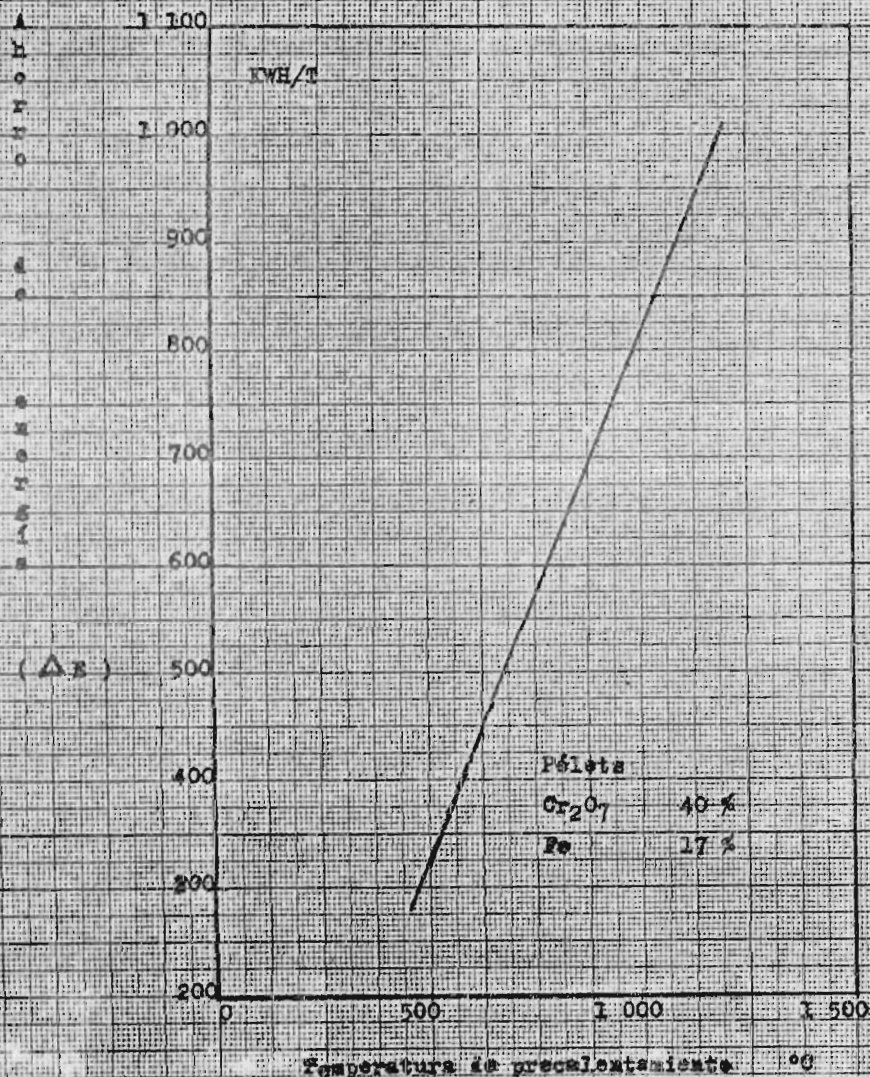
Gráfica N° 5

Resistividades eléctricas de diferentes coques



Grafica N° 6

Efecto de la temperatura de precalentamiento en la carga de pellets sobre el consumo de energía eléctrica.



El valor calorífico del gas del horno cerrado corresponde a 150 kg de petróleo por tonelada de ferrocromo producido.

CONCLUSIONES.

En el método de sinterización de pélets y horno de cuba puede usarse una gran variedad de materias primas, que van desde los concentrados y finos tal como salen de la mina hasta minerales friables.

Este método es especialmente adecuado para el tratamiento de concentrados. Una de las ventajas más grandes que presenta este sistema es la flexibilidad para utilizar una amplia gama de combustibles que pueden encontrarse con facilidad en cualquier momento.

Independientemente del tipo de horno de fusión usado, siempre se tendrán diferencias de operación entre pélets y trozos de mineral - cribado.

Con una alimentación de pélets se obtiene una carga eléctrica promedio mayor y un factor de potencia más elevado. Esto debido a la operación y funcionamiento dentro del horno más regular y una distribución del gas a través de la carga muy uniforme. Una carga debidamente repartida hace posible una mejor repartición de la energía en el baño y una mejor penetración del electrodo debida a una resistividad eléctrica elevada.

La carga de pélets permite una operación del horno más eficiente y un ahorro de energía eléctrica; comparando el consumo de energía - es menor entre un 200 y 600 kWh/ton con relación al mineral en trozos. Puede indicarse que con la preparación de los minerales y demás materias primas, la fusión del cromo se efectúa sin dificultades en hornos cerrados, dando un mejor control sobre la contaminación y una flexibilidad en el uso del gas producido en el horno.

La elección de usar carga fría o precalentada en el horno depende principalmente de las condiciones locales, los costos de la energía eléctrica, petróleo y personal humano.

TENDENCIAS EN LA INDUSTRIA DEL Fe-Cr Y AFINO DE ACEROS INOXIDABLES.

INTRODUCCION.

La industria del acero inoxidable, la mayor consumidora de Fe-Cr ha progresado tecnológicamente desde 1960. Utilizando esta tecnología han disminuído los costos de fabricación. Como resultado el acero inoxidable salió de la categoría de aceros especiales y se convirtió en un metal aspirante a ser uno de los más ampliamente usados con fines comunes.

Al mismo tiempo la industria del Fe-Cr se transformó en un corto período, como respuesta al avance de la industria del acero inoxidable. Se tiene, por ejemplo, el cambio en las composiciones químicas de los productos, incremento en el tamaño de los equipos, desarrollo de nuevas tecnologías y el consecuente aumento de la producción de las áreas de la explotación mineral.

Esta transformación ha sido acelerada por la necesidad de enfrentar problemas tales como la disponibilidad de minerales, energía eléctrica, petróleo, gas natural y la indiscutible necesidad de evitar la contaminación.

ESTADO ACTUAL DE LA INDUSTRIA DEL FERROCROMO.

Existen tendencias para la construcción de hornos eléctricos para fabricación de Fe-Cr de alto carbón, pero la carencia de minerales ricos en cromo, hace difícil esto a gran escala.

Fué a principios de los setentas que en el mundo se empezaron a construir hornos de grandes dimensiones, provistos de pretratamiento de materia prima, de entre los que destacan, los grandes hornos instalados por la compañía Ancor en Sudáfrica, con capacidades de 48 MVA, del tipo cerrado y carga de mineral en trozo.

El uso de mineral de cromo en trozos permite fabricar ferrocromo no saturado en carbono, sin embargo, el rendimiento de cromo baja hasta un 88% y el S aumenta a un 0.06%.

Los problemas causados por el aumento de la demanda de mineral de cromo duro en trozos, ocasionados por la rápida expansión de la producción de acero inoxidable, por una parte y la escasez de mineral por otra, se agudizan cada día.

Con el fin de superar estos problemas se trata de utilizar al máximo los finos del mineral de baja ley aglomerandolos y sinterizandolos.

Por el método de peletización se obtiene un ferrocromo de alto porcentaje de cromo y alto en carbono, adecuado para los procesos más avanzados de afino de aceros inoxidables.

La década de los setentas ha sido de gran progreso en cuanto a producción, calidad y costos para la industria del ferrocromo.

TENDENCIAS DE LA INDUSTRIA DEL FERROCROMO.

Las industrias de acero inoxidable y ferrocromo se movieron en forma paralela durante los años setentas, mostrando un extraordinario progreso.

Sin embargo no hay indicios de advenimientos tecnológicos, de nuevas innovaciones que en la próxima década den un impulso como el que hasta ahora se ha observado.

Analizando la localización de las plantas de ferrocromo, las reservas de mineral de Cr están distribuidas en forma por demás irregular y que los grandes países productores de acero inoxidable no son los mismos que poseen los grandes recursos de mineral de Cr.

Reflejando la caótica distribución de las reservas de cromo, la industria del ferrocromo, dirigió su atención primeramente a los países productores de acero inoxidable, pero gradualmente se ha vuelto hacia los países productores de mineral de cromo.

A esto se debe que las nuevas industrias productoras de ferrocromo y las de acero inoxidable estarán en lugares afines con los grandes yacimientos de cromo.

Se espera que se continuará dando mayor importancia a los proyectos para áreas capaces de suministrar tanto mineral de cromo como energía eléctrica a bajo precio y en abundancia.

Como el ferrocromo se ha convertido en un producto básico y hasta podría decirse estratégico a nivel internacional, parece que la localización de las plantas de ferrocromo vecinas a las plantas de acero inoxidable se harán cada vez más dependientes unas de otras.

Se buscan paralelamente nuevos desarrollos tecnológicos que permitan aliviar un poco la tensión por la escasez mundial de minerales de alta ley e incluso lograr un proceso en que se pudiera fabricar acero inoxidable partiendo del uso directo de minerales de cromo.

En cuanto a calidades se espera que cada vez se dará más importancia al ferrocromo alto carbono, en lugar del Fe-Cr bajo carbono.

Sin embargo el Fe-Cr de alta pureza seguirá siendo necesario, aun que ya no en las antiguas grandes cantidades, en virtud del desarrollo de nuevos aceros inoxidables.

AFINO DE ACEROS INOXIDABLES.

. Desarrollo del proceso de insuflación de oxígeno.

La insuflación de oxígeno para afino de acero inoxidable, comenzó a ser usada en 1948.

A raíz de esto los países que se fueron a la cabeza de la producción de acero inoxidable fueron Estados Unidos, Japón, Alemania Occidental, Francia, Suecia y Gran Bretaña.

Como el proceso de insuflación de oxígeno permite elevar la proporción de cromo y carbono de la carga inicial, el Fe-Cr bajo carbono esta cediendo el paso al Fe-Cr medio carbono y se espera que para la década de los ochenta el Fe-Cr alto carbono sea la principal fuente de cromo para la producción de aceros inoxidables.

Por otro lado, la demanda de Fe-Cr con contenidos de C menor a 0.03% (extra low carbon) y menor a 0.01% (ultra low carbon), se ha incrementado de acuerdo a la demanda de acero inoxidable con contenido de carbón extremadamente bajos.

UN NUEVO PROCESO DE AFINO PARA EL ACERO INOXIDABLE.

El proceso de insuflación de oxígeno es para aplicación dentro del horno, lo que hace imposible obtener temperaturas, lo suficientemente altas para evitar la pérdida de cromo por oxidación. Como resultado se usaron cantidades considerables de cromo-silicio y ferro-cromo tanto para la reducción como para la carga posterior.

Para este objeto, existen dos procesos de afino por descarbonación: uno al vacío y otro por dilución del gas CO. Estos se usan como procesos secundarios fuera del horno.

Se han desarrollado recientemente diversos procesos de afino combinando etapas de fusión y afino secundario, la principal diferencia en ellos es el método de agitación y de proporcionar el oxígeno en el momento de la fusión.

Las características más sobresalientes de los nuevos procesos de afino en cuanto a su efecto sobre el Fe-Cr son los siguientes:

1.- No se requiere ferrocromo BC para producir aceros inoxidables para usos normales como los 304 y 430.

2.- Es posible aumentar la cantidad de ferrocromo de alto carbón en la carga inicial y usar Fe-Cr de una elevada proporción C/Cr, es decir, tener la posibilidad de usar Fe-Cr con un contenido de C mucho más alto que en los procesos convencionales, siendo el contenido

de carbono en el momento de la fusión de 1.5 a 2.0 % para ELO-VAC de 2.5 a 3.5 para LD-VAC y de 1.7 a 2.3 % para AOD.

Gracias al progreso de la tecnología de la insuflación de oxígeno y el advenimiento de nuevos procesos de afino fuera del horno, la calidad del ferrocromo para la carga inicial está cambiando de Fe-Cr extra bajo carbono a Fe-Cr bajo carbono y de este a Fe-Cr medio carbono, hasta poder utilizar con el mismo resultado Fe-Cr alto carbono.

En el caso del proceso LD-VAC, por ejemplo, el Fe-Cr alto carbono es ahora la mejor fuente para acero inoxidable 304 y 430.

3.- El AOD es adecuado para la desulfuración, haciendo innecesario el uso de Fe-Cr de bajo contenido en azufre. Este proceso permite reducir el contenido de S en el acero inoxidable hasta un 0.002 %.

4.- Los procesos AOD y VOD, en especial este último, permiten disminuir enormemente los contenidos de carbono y nitrógeno del acero inoxidable para mejorar su resistencia y soldabilidad, gracias a estos procesos, se ha estado difundiendo grandemente el uso del acero inoxidable ferrítico.

Uno de los aceros que se espera se difunda, es un material para reactor nuclear, con bajos contenidos de P y Co, resistente a la corrosión provocada por el agua a altas temperaturas. Otro es un acero con alto contenido de carbono resistente a la corrosión por cloro.

Siendo así, es necesaria una mayor investigación y desarrollo de nuevos ferrocromos de alta pureza, sin darse por satisfechos que los nuevos procesos de afino serán suficientes para la demanda de calidades futuras.

PRODUCCION DE FERROALEACIONES DE METALES REFRACTARIOS POR ALUMINOTERMIA

INTRODUCCION.-

El proceso de reducción aluminotérmica se ha aplicado exitosamente en la producción de varios metales refractarios, principalmente el niobio, tantalio, vanadio, titanio, molibdeno y tungsteno. Ha sido posible producir estos metales en forma adecuadamente pura por medio de la reducción aluminotérmica de sus óxidos y sometiendo luego los metales reducidos a un proceso de purificación.

Fuera de los metales puros, se han tenido esfuerzos comunes en la investigación y desarrollo en lo que respecta a la aluminotermia de sus respectivas ferroaleaciones.

En los procesos que se describen en este capítulo destacan particularmente los aspectos en el desarrollo de las materias primas. Se presentan también algunas de las consideraciones fisicoquímicas más importantes de la aluminotermia y un modelo basado en el conocimiento de la química y la metalurgia del proceso y de sus posibles variaciones.

CONSIDERACIONES FISICOQUIMICAS DE LA ALUMINOTERMIA

TERMODINAMICA: Es posible, desde el punto de vista termodinámico, establecer exigencias en cuanto a la presencia o ausencia --- de materiales en relación con cualquier concentrado de óxidos destinados a su reducción. Si, por ejemplo, se usa aluminio para reducir óxido de vanadio, ocurrirá que cualquier elemento por encima del aluminio, que esté presente en forma de óxido en el óxido de vanadio, resultará reducido y aparecerá como contaminante en el vanadio. La sílice, los óxidos de sodio y potasio, que son las posibles asociaciones en los concentrados de mineral de óxido --- de vanadio, pasarán al metal al producirse la reducción. El óxido de calcio en cambio no se reduce con el aluminio y pasa a formar parte de la escoria.

El siguiente cuadro presenta los valores estándares de energía libre de las formaciones de algunos óxidos de metales en relación con el tema tratado.

ENERGIA LIBRE ESTANDAR DE FORMACION DE OXIDOS METALICOS Y PUNTOS DE FUSION DE ALGUNAS FERROALEACIONES DE METALES REFRACTARIOS

Oxido metálico	G _f 298 K Kcals./átomo-gramo de oxígeno	Ferroaleación Composición(% peso)	P de fusión C
MoO ₃	54.0	35 % Mo	1,440
		FeMo 50 % Mo	1,480
		60 % Mo	1,800
WO ₃	60.8	FeW 35 % W	1,535
		80 % W	2,000
V ₂ O ₅	68.2	FeV 32 % V	1,435
		50 % V	1,530
Nb ₂ O ₅	84.6	FeNb 50 % Nb	1,655
		67 % Nb	1,560
TiO ₂	106.2	FeTi 38 % Ti	1,530
<hr/>			
FeO	58.6		
Fe ₂ O ₃	59.1		
Fe ₃ O ₄	60.8		
K ₂ O	76.3		
Na ₂ O	90.0		
Ta ₂ O ₅	93.3		
SiO ₂	98.3		
ZrO ₂	123.5		
Al ₂ O ₃	126.0		

Oxidos de metales que se encuentran presentes ya sea como impurezas de los concentrados de minerales, fundentes, agentes reductores o complementos del proceso.

La amplitud termodinámica del aluminio y del silicio como agentes reductores se aprecia en el cuadro. Entre ambos se ha encontrado que el aluminio es el reductor más favorable. Sin embargo, hay mucho por ganar en los desarrollos de procesos con mezclas de reductores a base de aluminio y silicio. Este sistema mixto de reducción puede ser termodinámicamente mejor que la sola reducción con aluminio. También se reemplaza una parte del Al más caro por Si menos caro.

CINETICA: Las reducciones aluminotérmicas se caracterizan por altas velocidades de reacción. El control de las velocidades de reacción se logra mediante el dimensionamiento granulométrico de los óxidos y los agentes reductores, y de los índices de mezcla. Una carga constituida por partículas gruesas tendrá una reacción más lenta, comparada con una carga compuesta de partículas finas. Por otra parte, habrá una diferencia en cuanto a los tiempos durante los que la escoria permanecerá sobre el punto de fusión. Partículas finas de Al producen altas temperaturas en períodos cortos. Esto da por resultado que el tiempo sobre la temperatura requerida para una escoria suficientemente fluida sea muy corto. Para Al con tamaño de partícula gruesa la reacción es lenta y la temperatura difícilmente llega a la requerida, de lo que resulta una separación deficiente de escoria y metal. Para Al de tamaño de partícula media se desarrolla una temperatura adecuada y da tiempo más largo de escoria fluida. Así, se tiene una condición ideal para una mejor separación de escoria y metal. A esto se debe que en los procesos de reducción aluminotérmica se prefiera usar aluminio con tamaños de partícula medios.

EQUILIBRIOS DE FASE: Las reducciones aluminotérmicas para metales refractarios generalmente se han manejado en recipientes cerrados a presión. Se tiene, por otra parte que la fusión reductora para las ferroaleaciones se efectúa bajo cubierta de escoria en reactores abiertos con revestimiento refractario. Este proceso se desarrolla en condiciones de presión constante y el número de factores independientes, que definen el estado de equilibrio del-

sistema , queda establecido por la simple regla de las fases: $P + F = C + 1$, donde C son los tres componentes (metal , oxígeno , agente reductor) , P son las dos fases (escoria y metal) y F los grados de libertad que son dos . En un estado de equilibrio , por lo tanto , la temperatura y composición de la fase escoria o de la fase metal , son las dos variables independientes .

EFFECTO DE LA TEMPERATURA: Normalmente ocurre que se desarrolla una temperatura superior a la fusión de las fases (metal y escoria) , obteniéndose con facilidad y rapidez una buena separación por gravedad entre ambas . Tomando en cuenta este fenómeno físico , se puede considerar que una clasificación de los metales refractarios sea de interés desde el punto de vista práctico . El siguiente cuadro presenta valores de densidad , puntos de fusión y calor de reacción de sus óxidos con el aluminio .

"CALORES DE REACCION DE LOS OXIDOS DE METALES REFRACTARIOS CON EL ALUMINIO, VALORES DE DENSIDAD Y PUNTOS DE FUSION "

Reacción	ΔH° 298° K Kcals./mol de óxido reaccionante	Metal refractario	
		Densidad g/cm ³	Punto de fusión °C
$WO_3 + 2Al \rightarrow W + Al_2O_3$	199.4	19.3	3,410
$3Ta_2O_5 + 10Al \rightarrow 6Ta + 5Al_2O_3$	177.9	16.6	2,996
$MoO_3 + 2Al \rightarrow Mo + Al_2O_3$	222.0	10.2	2,610
$3Nb_2O_5 + 10Al \rightarrow 6Nb + 5Al_2O_3$	294.2	6.1	1,900
$3TiO_2 + 4Al \rightarrow Ti + 2Al_2O_3$	41.2	4.5	1,668

REQUERIMIENTO TERMICO : El requerimiento térmico de calor es uno de los aspectos más importantes al estar tratando con cualquier proceso aluminotérmico .

Está comprobado que la sola generación de calor proveniente de la reducción química resulta ser inadecuada . Se consideró primero la introducción de agentes oxidantes adicionales como el peróxido de bario mejora las características del proceso , pero ocasiona un aumento de la cantidad de escoria , en lo que respecta a los otros , el clorato de potasio es más efectivo ya que su reacción de reducción frente al aluminio genera mayor cantidad de calor . Por



Otro lado se tiene el peligro de contaminación con nitrógeno . Sin embargo , la producción ferroaleación nitrurada , el nitrato de sodio desempeña una función muy importante como fuente de nitrógeno .

De no contarse con agentes oxidantes, la carga aluminotérmica--- puede ser precalentada y manejada sin problema alguno , con el consiguiente ahorro en el consumo de aluminio .

Otro medio para obtener calor adicional es el uso del arco sumergido , pero en la mayoría de los casos resulta antieconómico. Fuera de estas técnicas , puede haber otras variantes que ayuden a mejorar los productos finales y el consiguiente ahorro en el consumo de aluminio .

La substitución total o parcial de la chatarra de hierro por cascarilla u óxido de hierro , en la carga , puede ser beneficiosa ..

En algunos casos es indicado un tratamiento previo del material auxiliar . La tostación de la ilmenita en la que la mayoría del FeO pasa a Fe₂O₃ antes de la fusión aluminotérmica , afronta la deficiencia de calor .

Se hace necesario establecer la diferencia entre la reducción aluminotérmica de metales y la de sus respectivas ferroaleaciones , en el caso de las ferroaleaciones , la reducción se efectúa en presencia de hierro o de sus óxidos . Esto es de gran ayuda para el proceso de reducción .

En el cuadro de energías libres se aprecia que los óxidos de hierro se reducen más fácilmente que los respectivos óxidos de los metales refractarios , resultando un sistema de condiciones de energía más favorable . Por el hecho de disolver los elementos reducidos , el Fe disminuye sus actividades y el equilibrio se desplaza hacia la reducción . Además el hierro disminuye el punto de fusión permite que el proceso de reducción sea manejado a temperaturas más bajas .

COMPOSICION DE LA ALEACION : La composición de la aleación influye también en la reducción . Para una reacción aluminotérmica representada por $Me_xO_y + 2y/3 Al \rightleftharpoons y/3 Al_2O_3 + x Me$, la cte . de equilibrio K es :

$$K = a_{Me}^x (a_{Al_2O_3})^{y/3} / a_{(Me_xO_3)} a_{Al}^{2y/3}$$

De aquí deducimos que al incrementar la concentración de Al en la mezcla , desplaza la reacción hacia la formación del metal . Sin embargo el contenido de Al en la aleación debe estar limitado pues resulta perjudicial en el acero . Por otro lado , al tener grandes concentraciones de aluminio en la aleación podría bajar su densidad y tener separaciones deficientes entre metal y escoria .

COMPOSICION DE LA ESCORIA : La composición de la escoria y al mismo tiempo su viscosidad esta íntimamente relacionada con todo el proceso aluminotérmico . La fluidez de las escorias depende de la temperatura y de su composición química , una mayor fluidez facilita la precipitación del metal . Para lograr esto se adicionan fundentes como la cal , fluorita , cuarcita , etc . En la reducción aluminotérmica , en particular , los resultados positivos en la adición de cal se debe a que ésta baja la temperatura de fusión de las escorias de alta alúmina .

Debe tenerse cuidado en cuanto a las cantidades adicionadas de fundentes , pues aumentan los requerimientos térmicos del procesando por resultado una reacción más lenta , mayor volumen de escoria y por consiguiente menor temperatura. Esto hace necesario un suministro de calor adicional . El mayor requerimiento térmico afecta el aspecto económico del proceso , debido a esto se hace necesario calcular la cantidad adecuada de fundentes: Desde otro punto de vista , las escorias de alta alúmina se utilizan en la fabricación de artículos refractarios y la contaminación con cal baja la calidad de esta materia prima .

DESARROLLOS DE PROCESOS PARA FERROALEACIONES (I.M.F.A. LTD.).-

En el trabajo de desarrollo sobre la preparación aluminotérmica de ferroaleaciones de metales refractarios, el procesamiento de los recursos , para su transformación en productos intermedios , se ha traducido en parte importante del desarrollo tecnológico y económico mundial .

Se hace referencia a esto al tratar la fusión reductora en forma individual para cada ferroaleación . Las reducciones se efectúan en crisoles de acero revestidos de magnesita y capaces de manejar varios kilogramos de cargas discontinuas . Como agente reductor

-se utilizó Al de -120 mallas , óxidos de fierro , viruta de fierro , clorato de potasio y cal . Se mezclaron perfectamente y se introdujeron en el reactor revestido , el reactor se prepara para el encendido ; en la superficie superior de la carga se incorpora una bobina de cromoníquel , en torno a la bobina se espesa la mezcla -activadora a base de polvo de aluminio y clorato de potasio , la reacción se inicia haciendo pasar corriente a través de la bobina . Una vez iniciada la reacción llega rapidamente a su término, después de enfriada se saca del reactor y al metal es recuperado . Para cada ferroaleación la Indian Metals & Ferro Alloys . organizó el trabajo experimental para examinar la influencia de cierto número de variables en el rendimiento y en la cantidad de metal producido. Este capítulo presenta un resumen de los trabajos experimentales llevados a cabo en el centro de Investigación Atómica de Bhabha (India) División Metalurgia, Sección de Metalurgia Extractiva .

FERRONIPIO: El progreso desarrollado para la fusión reductora -aluminotérmica del ferroniobio se basó en un concentrado de óxido de niobio , (subproducto del procesado de tantalio a partir de mineral de columbita - tantalita). El conc. de óxido de niobio se halla en forma de trozos junto con fluoruros y sales alcalinas residuales . El concentrado se somete a un proceso de molienda y lavado con agua muy caliente , después de secarlo se lleva a otra molienda hasta -200 mallas .

Las conclusiones obtenidas de este trabajo experimental partiendo de la base producir $FeNb$ al 50% Nb , son :

1.- La reacción no necesita estar apoyada por algún elemento intensificador de calor , lo cual resultaría necesario si se trabajara directamente con concentrado de columbita-tantalita o concentrados a base de pirocloro .

2.-El uso de la cantidad adecuada de cal es esencialmente importante si se desea obtener una buena separación entre escoria y metal .

3.-Los rendimientos de la reducción dependen en forma directa de la cantidad utilizada de reductor .

4.- Mientras se usa la cantidad de Al apropiada no se tiene contaminación importante de aluminio en el metal , una vez sobrepasada -

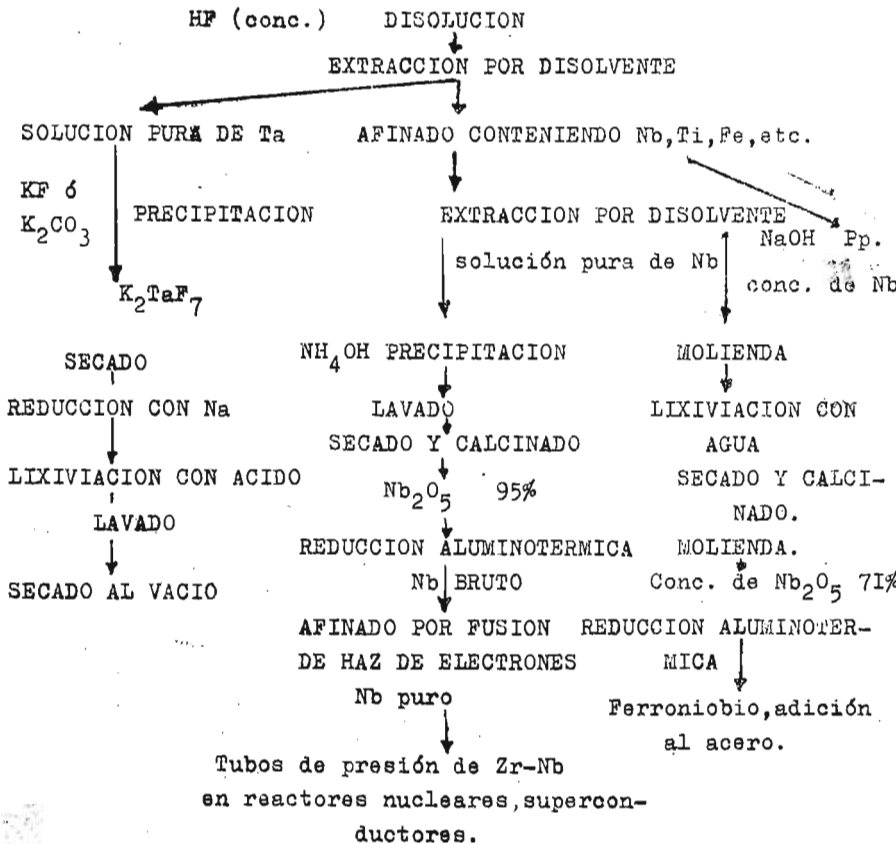
-esta cantidad el nivel de contaminación en el metal reducido (FeNb) se dispara .

La carga utilizada fué ; 10Kg . de Nb_2O_5 , 6Kg. de Al , 6.2 Kg - de óxidos de fierro , y 5 KG de cal (CaO) . Se produjeron 10 Kg de FeNb con la siguiente composición química ; Nb 49.5% , Fe 45.3% , - Al 3.5% , C.0.2% y S 0.012% . Este material producido en el laboratorio fué utilizado con éxito para el desarrollo de aceros de alta-resistencia y baja aleación (microaleados) tipo HSLA .

El siguiente cuadro presenta el diagrama de flujo de tecnologías de extracción de niobio y tantalio y sus esquemas de utilización .

Mineral de Columbita-Tantalita.

Nb_2O_5 (46%), Ta_2O_5 (21%), TiO_2 (5%), Fe_2O_3 (1%)



FERROMOLIBDENO: La producción de FeMo, empieza con una fracción de baja ley de concentrado de molibdenita, con contenido de --- 25-30 % Mo, 4 % Cu, 4 % Ni, y 20-25 % Fe. La tostación y la reducción metalotérmicas convencionales de FeMo no se aplican en este caso, pues además de tener un bajo contenido de molibdeno contiene cobre que hace que la ferroleación sea inapropiada para su uso. El principal problema está relacionado con el procesamiento adecuado para llevar el sulfuro de molibdeno a un producto intermedio apropiado, antes de la reducción.

Actualmente se tienen dos caminos a seguir para el procesamiento del sulfuro de molibdeno; El primero somete al concentrado a una tostación y después se disuelve en cenizas de soda, para finalmente ser recuperado en forma de molibdato de calcio, - El segundo lleva al concentrado a una cloración (a 300 C), con una mezcla de cloro y oxígeno, volatilizándolo el Mo como oxocloruro de molibdeno, el cual se recupera en agua y procesado hasta obtener molibdato de calcio.

En el proceso reductor normal con óxido de molibdeno, la pérdida de éste por volatilización está previsto, debido a éste se considera en gran medida su recuperación a partir de los humos. Trabajando con el molibdato de calcio, no existe tal situación. Aún más, siendo la cal parte integrante de la carga, es posible disponer de ella sin dificultad para que actúe como fundente de la alúmina, lo que contribuye en la separación escoria-metal.

La siguiente tabla presenta las reacciones metalotérmicas de diversos compuestos de molibdeno, el calor de reacción y los puntos de fusión de la escoria. La reacción entre el óxido de molibdeno y el silicio-aluminio es mucho más exotérmica que la reacción con el molibdato de calcio. En el primer caso la cantidad de calor generado es suficiente para fundir el metal y la escoria además de cubrir las pérdidas de calor.

"REACCIONES METALOTÉRMICAS DE DIVERSOS COMPUESTOS DE MOLIBDENO Y PROPIEDADES DE FASE ESCORIA - METAL"

Reacciones Metalotérmicas	H 298 C Kcals./at.-gr. de Mo	P F escoria C
$\text{MoO}_3 + 2\text{Al} \text{ ---= } \text{Mo} + \text{Al}_2\text{O}_3$	- 222.0	2,030

Reacciones	H 298 C	F F escoria °C
Metalotérmicas	Kcals./at.-gr. de Mo	
$3\text{MoO}_2 + 4\text{Al} \text{ ---- } 3\text{Mo} + 2\text{Al}_2\text{O}_3$	- 126.7	2,030
$2\text{Mo}_2\text{O}_3 + 3\text{Si} \text{ ---- } 2\text{Mo} + 3\text{SiO}_2$	- 147.5	1,723
$\text{MoO} + \text{Si} \text{ ---- } \text{Mo} + \text{Si O}_2$	- 77.0	1,723
$\text{CaOMoO}_3 + 2\text{Al} \text{ ---- } \text{Mo} + \text{CaOAl}_2\text{O}_3$	- 180.0	1,608
$2\text{CaOMoO}_3 + 3\text{Si} \text{ ---- } 2\text{Mo} + 2\text{CaO} \cdot 3\text{SiO}_2$	+ 349.0	1,500

El proceso silicotérmico se efectúa sin suministrar calor del exterior, mediante la energía generada por la reacción química de reducción. Sin embargo, a fin de mejorar la precipitación del metal desde la escoria, con alto contenido de sílice, una parte de la carga del silicio se substituye por aluminio. En cambio, la reducción silicotérmica del molibdato de calcio no es favorable. La reducción aluminotérmica es del todo favorable y fácil de llevar a cabo, considerando el relativamente bajo punto de fusión de la escoria de aluminato de calcio. El FeMo con más de 60 % de Mo funde a 1800°C y el de 40-50 % de Mo a menos de 1500°C. Por eso se afronta un mayor requerimiento térmico en las fusiones reductoras para producir FeMo de alta ley. Así mismo el molibdato de calcio, cuyas reacciones metalotérmicas no son tan exotérmicas como las reacciones análogas con óxido de molibdeno, por lo tanto parece tener un uso restringido.

Basados en las consideraciones anteriores, el molibdato de calcio se usa en la fabricación de FeMo con 50 % Mo. En reducciones directas de cargas constituidas por molibdato de calcio, óxido de fierro y aluminio, se obtienen rendimientos entre 80 y 85 %. Una mejora en el rendimiento resulta en la adición de cal en la carga.

A continuación se presenta un esquema de procesamiento de sulfuro de molibdeno para llegar al molibdato de calcio y luego a la producción de ferromolibdeno por fusión reductora.

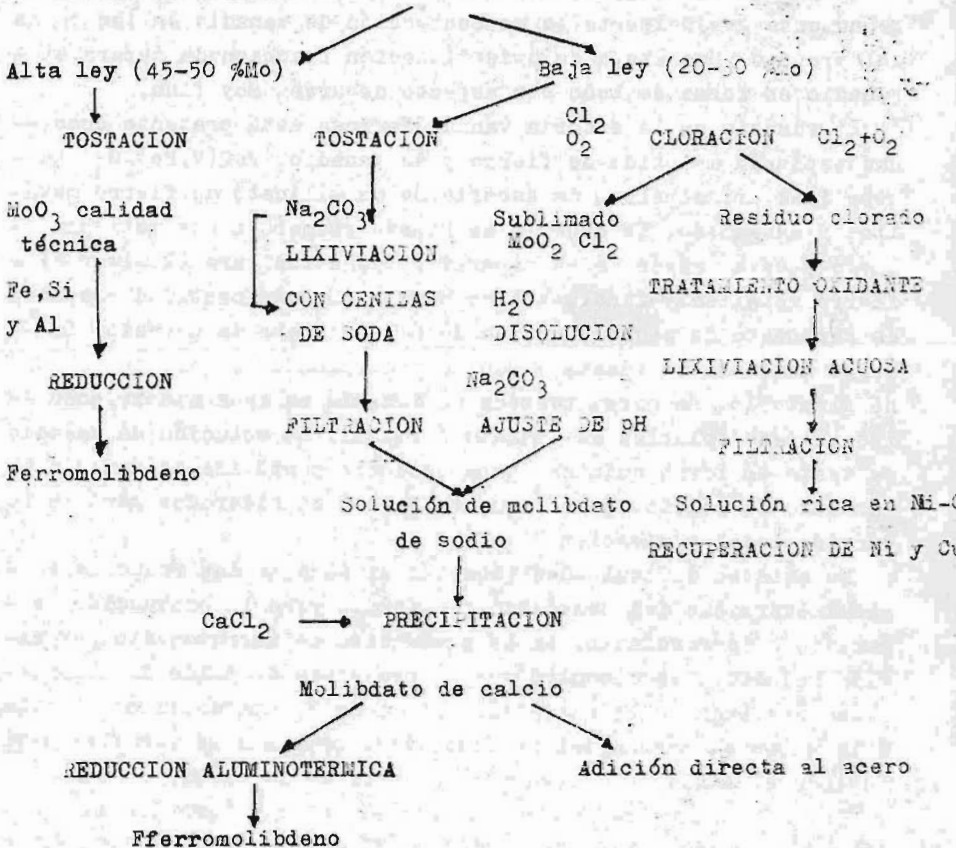
La reducción del molibdato de calcio con relación de carga de 120 % de aluminio estequiométrico, en presencia de 20 % de cal en peso y 68 % de óxido de fierro, produce FeMo con contenido de Mo -

entre 50 y 53 %, 0.8 % de aluminio y practicamente libre de cobre.

La cantidad de cal adicionada debe corresponder a la cantidad necesaria para producir la composición de la escoria apropiada - que funde a baja temperatura.

" ESQUEMAS DE PROCESAMIENTO PARA CONCENTRADO DE SULFURO DE Mo "

Concentrado de sulfuro de molibdeno proveniente del procesamiento de mineral de uranio.



FERROVANADIO: Las fuentes principales de vanadio son las magnetitas titanoferosas. Las fuentes indirectas son algunos tipos de carbón y bauxita.

Empezando con magnetita, titanoferosa, se establecieron las condiciones técnicas para las producciones de arrabio y de escoria vanadioferrosa. En lo que respecta a la bauxita, su digestión por álcali a temperatura relativamente alta, provoca una disolución considerable de los valores de vanadio. Por el reciclaje aumenta gradualmente la concentración de vanadio en las colas del proceso. Una etapa de cristalización fraccionada separa el vanadio en forma de lodo con aspecto de arena muy fina.

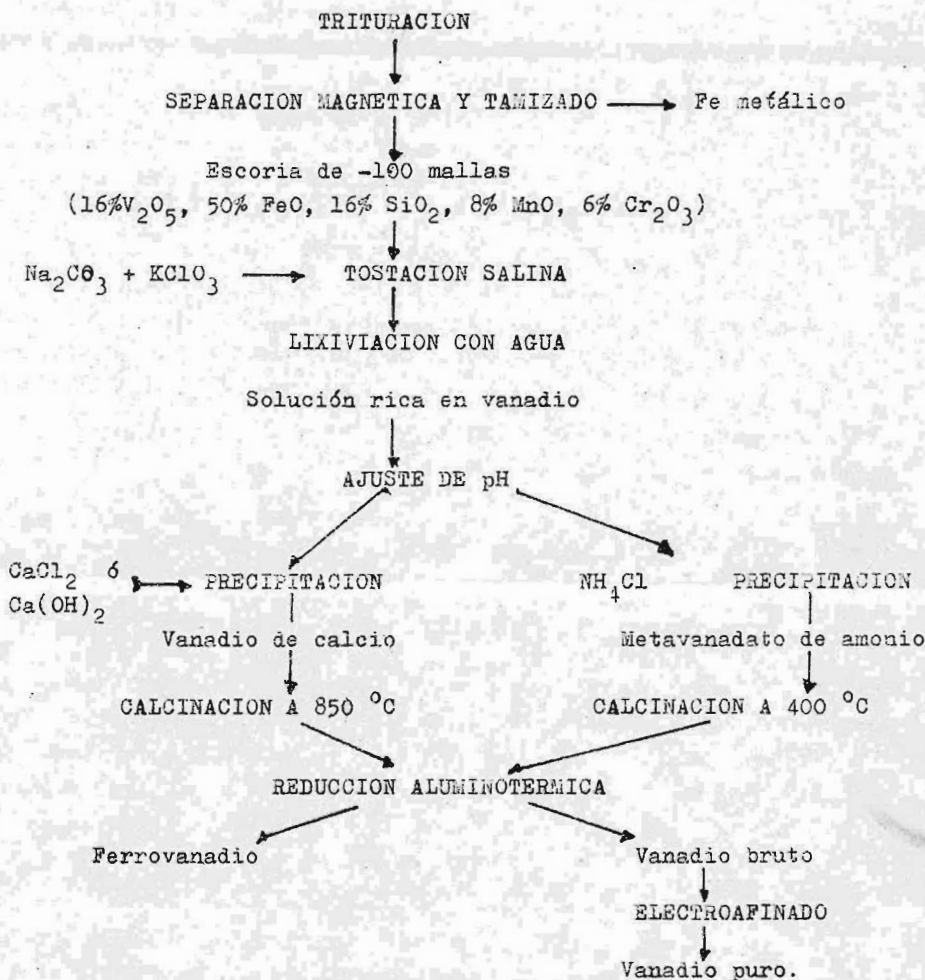
El vanadio en la escoria vanadioferrosa está presente como una espinela de óxido de fierro y de vanadio, $\text{FeO}(\text{V}, \text{Fe})_2\text{O}_3$. La otra fase principal en la escoria es un silicato de fierro metálico y manganeso. La escoria se somete primero a una molienda, luego pasa a través de un separador magnético para eliminar el fierro metálico y finalmente se mezcla con una cantidad adecuada de carbonato de sodio y un 5 a 10 % de clorato de potasio. La carga mezclada se tuesta a 900°C y corriente de aire en un horno giratorio. La carga tostada se lixivia en agua disolviendo los valores solubles de vanadio formados. La solución de vanadio se trata en forma química, para producir pentóxido de vanadio y vanadato de calcio. Estos compuestos son considerados para la reducción metal y aleación.

No existen dificultades técnicas en manejar las reducciones aluminotérmicas del pentóxido de vanadio para la producción de vanadio o ferrovanadio. En la producción de ferrovanadio por fusión reductora se encontró que la presencia de óxido de fierro causa una baja en la extracción de vanadio, aparentemente debida a la vigorosa marcha del proceso. Este problema se resuelve ustituyendo el óxido de fierro por chatarra en la carga.

En este cuadro se presentan diversas etapas involucradas en el procesamiento de una escoria vanadioferrosa (16 % V_2O_5 aprox) desde su ingreso al proceso hasta la producción de vanadio o fe-

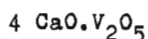
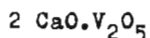
" OBTENCION DE VANADIO A PARTIR DE ESCORIA VANADIOFERROSA "

Escoria vanadiferrosa



Ya sea en el caso de fusión reductora para el metal o ferroaleación, es necesario incorporar cal en cantidad adecuada como fundente a la carga. Esto creó el interés por el vanadato de calcio como un material inicial de alternativa para la fusión reductora aluminotérmica. Debido a esto se efectuaron trabajos-

con dos tipos de sales complejas de calcio y vanadio :



Las reacciones entre estas sales y el aluminio no son lo suficientemente exotérmicas, por lo cual no llegaron a desarrollarse al ser iniciadas a temperatura ambiente.

Para resolver este inconveniente las reacciones fueron efectuadas en presencia de óxido de Vanadio. En el caso del $2 \text{ CaO.V}_2\text{O}_5$ con incorporación de 20% de V_2O_5 y exceso de Al (10%), resulto un rendimiento de Vanadio del 98%.

En el caso de $4 \text{ CaO.V}_2\text{O}_5$ y 15% en exceso de aluminio rindió el 85%.

La carga aluminotérmica formada por vanadatos de calcio para la producción de Fe-V proseguía una vez iniciada activamente hasta su terminación a diferencia de la reducción del metal.

Se consideró la aptitud de los compuestos de vanadio para la producción de aleaciones de 40 y 60 % de vanadio.

De entre ambas se encontró que el rendimiento de la aleación de 60 % de Vanadio ,era más bajo que el de 40% de V, este resultado se debe al punto de fusión más alto de la aleación de 60% de vanadio.

Se observó también que ambos rendimientos para ferroaleación o metal, eran mayores partiendo de $2 \text{ CaO.V}_2\text{O}_5$. El mayor contenido de cal es el responsable del mayor rendimiento.

El procesamiento del lodo de vanadio, transformandolo en productos intermedios de uso comercial tal como es el Fe-V, aleación de V-Al y V puro se muestra en el cuadro de la sig. página.

el vanadio se halla presente en el lodo en forma soluble en agua y por eso no requiere ningún tratamiento preliminar.

La solución de vanadio lixiviado es tratada en etapas, con ácido sulfúrico y cloruro de amonio para producir metavanadato de amonio, el cual se calcina para producir pentóxido de vanadio.

Partiendo del óxido se estandarizan las reducciones aluminotérmicas.

El carburo de vanadio es un sustituto económico del Fe-V, sin embargo hay una limitación, pues introduce C adicional al acero.

Se evaluó el óxido de V desarrollado por este proceso , similar

en la investigación, llegando a la conclusión que como aditivo para el acero es tan efectivo como el carburo de vanadio. Además agregado en forma de oxycarburo de vanadio, no se registra carbono adicional en el acero por adición de vanadio. Este hecho se explica como una consecuencia lógica de la ruptura de la molécula de oxycarburo de vanadio, pues al romperse esta el oxígeno y el carbono presentes se combinan automáticamente y se desprenden de el metal.

FERROTITANIO Y FERROTUNGSTENO:- El trabajo experimental sobre la fusión reductora aluminotérmica para el ferrotitanio ha sido llevada a cabo con un concentrado de ilmenita, cuya composición química es la siguiente; TiO_2 61.0%, Fe_2O_3 24.4%, y FeO 9.4%.

El éxito de este proceso pareció depender enteramente del desarrollo de una composición apropiada en la carga inicial, para darnos una cierta composición deseada en la aleación. Algunos de los hallazgos más importantes en el desarrollo del proceso diseñado para ferrotitanio con un contenido de 30 % de Ti son:

1.- Las reducciones difícilmente pueden llevarse a cabo en forma eficiente sin que se suministre la debida cantidad de cal como fundente.

2.- El mejoramiento del rendimiento de titanio es posible lograrlo disminuyendo basicamente la relación Titanio / Aluminio en la aleación reducida.

3.- Se aseguran los mejores resultados en la extracción de titanio con una relación Ti / Al aceptable en la aleación, cuando la cantidad del aluminio reductor corresponde a cerca de un 15 % de exceso de la cantidad estequiométrica requerida para la reducción de óxidos de titanio y fierro presentes en el concentrado de ilmenita.

A diferencia del FeTi, la producción investigada para ferrotungsteno a partir de óxido de tungsteno ha sido mucho más simple. Aquí, la termoquímica del proceso es muy favorable. ha sido posible obtener una alta extracción de tungsteno en FeW con contenido de 85% de W, sometiendo a fusión reductora cargas compuestas de cantidades adecuadas de óxido de tungsteno, óxido de hierro y cal.

CONCLUSION.-

La facilidad con que se pueden efectuar reacciones relativamente pequeñas y simples, sin una planta costosa, es uno de los atractivos principales del proceso aluminotérmico.

El papel que desarrollan los principios fisicoquímicos en el diseño de nuevos procesos, o en la modificación de los actuales, no requiere de un detallamiento afinado.

Un desarrollo empírico o aplicaciones sin la debida información podrán a menudo dar lugar a resultados equivocados o engañosos y fallar en el cometido primordial de utilizar todo el potencial del proceso.

La producción de ferroaleaciones de metales refractarios o aleaciones de especialidad, por reducción aluminotérmica, constituye uno de los usos históricos principales de dicha reducción.

La extensión a la preparación de metales y aleaciones puras es un desarrollo reciente, que ha dependido en gran parte del proceso realizado en el campo de la tecnología de alto vacío y alta temperatura.

Aún en el caso de la producción de ferroaleaciones, la reducción aluminotérmica enfrenta exigencias continuas de aplicación a calidades y tipos muy variables de recursos de metales y materiales para satisfacer la demanda de características definidas a cualquier nivel.

PRODUCCION DE FERROMOLIBDENO POR FUSION TECNICA DE BOTON EN CAPAS MULTIPLES.

INTRODUCCION.

Las ferroaleaciones de molibdeno que contienen entre 45 y 75% de molibdeno (hay dos tipos fundamentales alto carbono, 55% Mo y bajo carbono, 60% Mo) tienen un uso comercial muy difundido como aditivo aleador en la fabricación de aceros y en otras operaciones metalúrgicas.

Sus características principales son las siguientes:

- Endurece la ferrita y aumenta la profundidad de temple.
- Aumenta la templabilidad de la austenita.
- Reduce la fragilidad de revenido.
- Mejora la resistencia a la tracción y la fluencia en caliente.

En fundiciones se usa para mantener estructuras aciculares las cuales tienen una gran resistencia a la fatiga, tenacidad y resistencia en caliente.

Es un gran formador de carburos.

Sus métodos de producción requieren mucha mano de obra y energía, por lo que en el transcurso de los años se han propuesto varios procedimientos para aumentar la eficiencia de tales procesos y reducir costos.

Los procesos de fusión metalotérmica o termita son los más comúnmente usados.

En estos procesos la mezcla de reacción está compuesta de partículas de óxido de molibdeno, un material ferrífero, un reductor y un agente fundente y escorificador.

De entre muchos procesos metalotérmicos, el proceso reductor silicotérmico es el más usado para producir "botones" o lingotes de ferroaleación con un contenido de 1000 a 2000 kg de Mo.

Típicamente una carga silicotérmica contendría unos 1500 kg de molibdeno contenido en la forma de óxido, 135 kg de aluminio de 98 %, 1300 kg de Fe-Si 50%, 715 kg de mineral de Fe de alta ley, 185 kg de caliza y 58 kg de espato fluor de alta calidad.

Después de mezclar perfectamente la carga se coloca en un anillo de reacción con revestimiento refractario, colocado en un foso poco profundo de arena y sobre el cual se monta una campana de polvo. Luego se inicia la reacción encendiendo la carga -

con un iniciador. Los humos y el polvo son evacuados de la campana a través de un filtro de bolsas para la recuperación posterior de los fines antes de que el aire sea descargado a la atmósfera. Esta reacción, la llamada reacción de fusión por termita "encendida por arriba", queda generalmente terminada en más o menos 10 minutos. A continuación se levanta el crisol y se deja que la masa de la aleación de ferromolibdeno fundida y la capa superpuesta de escoria fundida se solidifiquen. En algunas unidades de producción se deja que la escoria repose durante un período que fluctúa entre 15 y 45 min, para permitir que las gotas de metal suspendidas en la escoria tengan tiempo para separarse de ella. El grueso de la escoria se extrae por sangría quedando solamente una delgada capa de escoria sobre el botón de la aleación.

Como una alternativa a la reacción de termita encendida por arriba, se puede usar el método de reacción de alimentación, utilizado ya sea en un foso de arena o en un crisol con revestimiento refractario.

Después de quitada la capa de escoria, se rompe el bloque de ferroaleación, se tritura y tamiza hasta la gama granulométrica deseada.

Los problemas asociados con el proceso antes mencionado son los siguientes:

1.- La cantidad de constituyentes molibdénicos valiosos, atrapados en las capas inferiores y superiores de la escoria, es relativamente grande y por lo general se requiere un tratamiento posterior de la escoria para recuperar el molibdeno.

2.- El proceso de fusión de encendido por arriba produce generalmente una masa de escoria que tiene una relación de área de superficie a peso de aleación, superior a la de la reacción de alimentación.

3.- Los lingotes o botones deben de producirse dentro de una gama de espesores relativamente estrecha, a fin de evitar una variación indeseable de la composición y de hacer posible que la trituración posterior pueda ser realizada por medio de equipo comercialmente disponible.

El proceso de botón en capas múltiples supera muchas de las

desventajas relacionadas con las tecnologías anteriores, aumentando el rendimiento en proporción de la ferroaleación para un volumen de crisol dado, reduciendo la cantidad de molibdeno atrapada en la capa de escoria, disminuyendo proporcionalmente los requerimientos de mano de obra y de energía por peso unitario de ferroaleación producida.

DESARROLLO DEL PROCESO DE BOTON EN CAPAS MULTIPLES.

I Aumento progresivo del tamaño del botón.

De acuerdo al proceso descrito anteriormente y con el trabajo de desarrollo de producción a lo largo de un período de varios años, se duplicó el peso del molibdeno contenido en cada lingote o botón, llegando a aproximadamente 1500 Kg.

Este aumento gradual del tamaño del botón prosiguió hasta el punto en que la masa escoria-metal llenó completamente el crisol.

A fin de continuar este desarrollo, habría que haber fabricado un nuevo crisol y el tamaño de este crisol habría estado limitado por el tamaño de la cámara de encendido existente. El aumento de capacidad del crisol que habría podido lograrse usando la misma forma circular, era solamente de un 20%. Este aumento era insuficiente para un programa de prueba significativo y ello indicó que no se podía utilizar la forma de crisol deseada. Hubo que emplear en cambio un crisol que utilizase al máximo la capacidad de la cámara de encendido.

Ello dió por resultado el diseño y la construcción de una forma de crisol rectangular con un volumen útil 2.5 veces mayor que el crisol circular.

Con este mayor volumen fué posible ir aumentando progresivamente hasta un tamaño de botón de aproximadamente 5000 kg de aleación o 3750 kg de Mo contenido.

El método de construcción y las dimensiones se muestran en la figura I.

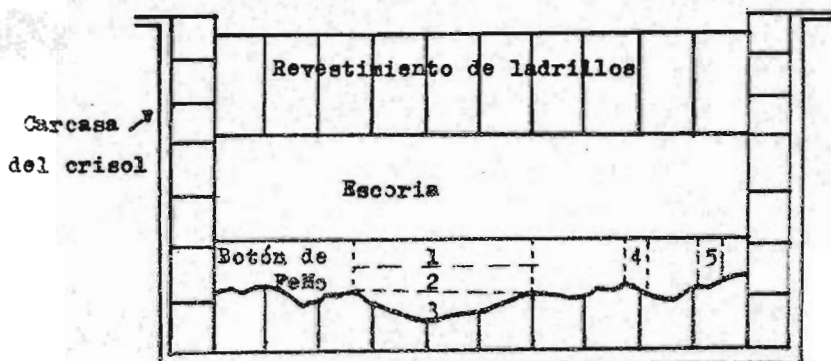
Un crisol rectangular, no es la forma ideal desde un punto de vista de un revestimiento refractario, pues una esquina rectangular constituye generalmente un punto de nucleación para la erosión o penetración de la escoria.

Inicialmente se procedió a engrosar la base del revestimiento refractario y se colocó una capa más gruesa de arena entre la carcaza de acero y los ladrillos refractarios que forman las paredes del crisol, para asegurar que la escoria no penetrase a través del revestimiento hasta la carcaza de acero.

El revestimiento refractario más grueso, redujo el volumen a tal punto que solo eran ya dos veces la capacidad de los crisoles circulares. Se produjeron sin mayores problemas botones de ferroaleaciones de 4000 kg de peso y con un contenido de hasta 3000 kg de molibdeno. La erosión de la mampostería de ladrillos refractarios se mantuvo dentro de los límites originalmente calculados y fué acorde a la experiencia previa, entonces se modificó el revestimiento refractario con el objeto de aumentar el volumen del crisol a su nivel original de diseño.

Luego se prosiguió el trabajo, usando 3500 kg de Mo con un peso aproximadamente de 5000 kg. Se examinó cuidadosamente uno de los botones así producidos para determinar la distribución del Mo en todo el bloque. Este análisis se muestra en la figura 2.

Figura N° 1



Análisis de botones de ferromolibdeno

Muestra	Análisis	
	% Mo	% Si
1	79.94	1.16
2	75.08	0.51
3	79.90	0.56
4	75.68	1.02
5	66.95	1.92

Puede apreciarse que no es una mezcla homogénea, esto se debe principalmente a la diferencia de densidades entre los componentes.

La cantidad de molibdeno contenida en la escoria fué normal pero la segregación del Mo en la aleación fué mayor a la que sue le presentarse normalmente con este tipo de producción. Los factores probablemente responsables de este comportamiento son:

- La forma del crisol.
- El espesor del botón de aleación.
- Mayores cantidades de calor retenido en el botón, debido a su mayor tamaño, lo que se traduce en un período más prolongado de fluidez del metal.

Otros problemas relacionados con el tamaño del botón fueron:

- El manejo del bloque de escoria y aleación fué más difícil.
- La fragmentación de la aleación fué más difícil, debido al espesor.

Ambos problemas son lógicos debido al mayor volumen a manejar

Esta visto pues, que el mayor volumen del botón causaba nuevos problemas.

La única manera de reducir el espesor del botón de aleación y utilizar todo el volumen del crisol, conservando al mismo tiempo las dimensiones originales, era encender varias reacciones separadas y producir botones de ferromolibdeno separados en el mismo crisol.

REACCIONES MÚLTIPLES EN UN MISMO CRISOL.

Para proceder a esta operación múltiple hasta entonces desconocida se regresó al crisol cuadrado con menor volumen ocupable y espesor de refractario mayor por razones de seguridad.

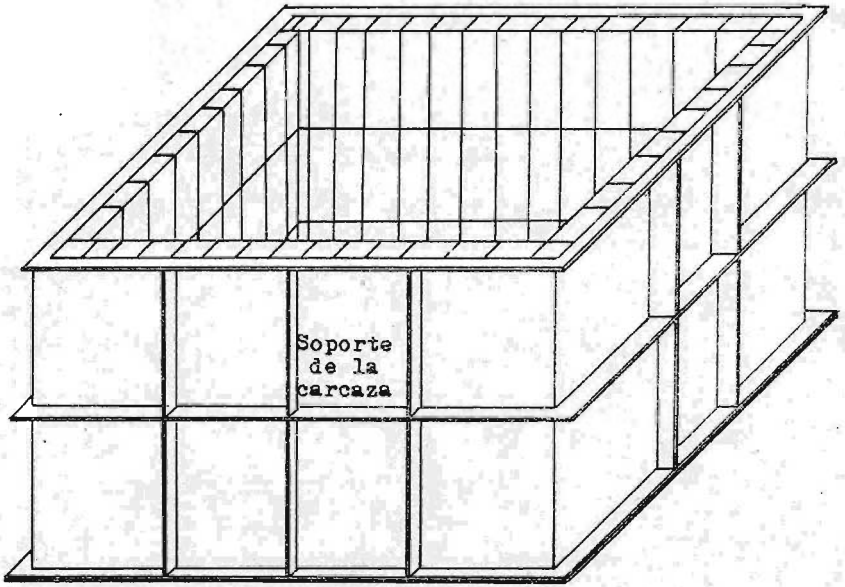
Sin embargo, al realizar las pruebas, en una se realizaron dos reacciones con un intervalo de una hora entre cada una de ellas y en la otra se dejó un intervalo mayor de tiempo igual a seis horas debido a que se estaba obteniendo un solo bloque en vez de dos bloques separados.

La respuesta obvia a este problema era que el primer botón de aleación permanecía fundido o cercano a su punto de fusión, debido al efecto aislante de la masa de escoria y al calor mantenido por la misma.

Se procedió a construir una canaleta de descarga de escoria con revestimiento refractario en el costado del crisol. Esta canaleta se descarga con un tapón refractario reutilizable y removible, man

CONSTRUCCION DEL CRISOL.

Revestimiento de ladrillos



Carcaza del crisol

Figura N° 3

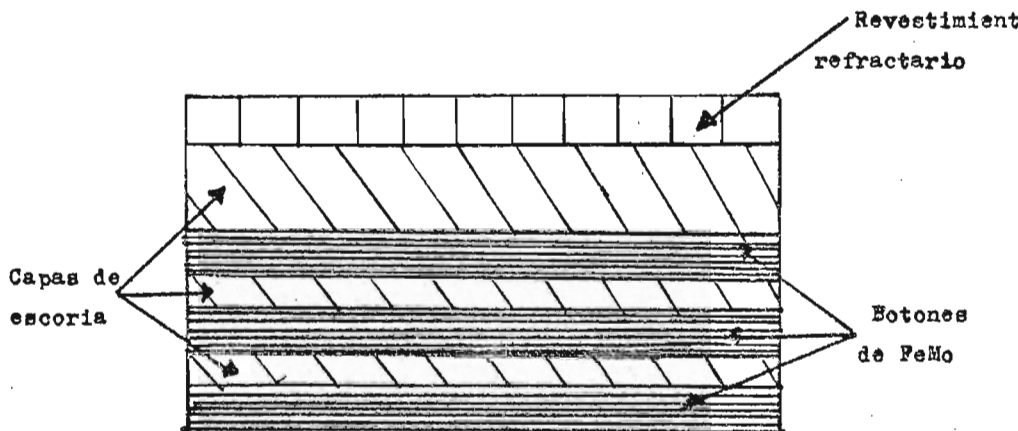
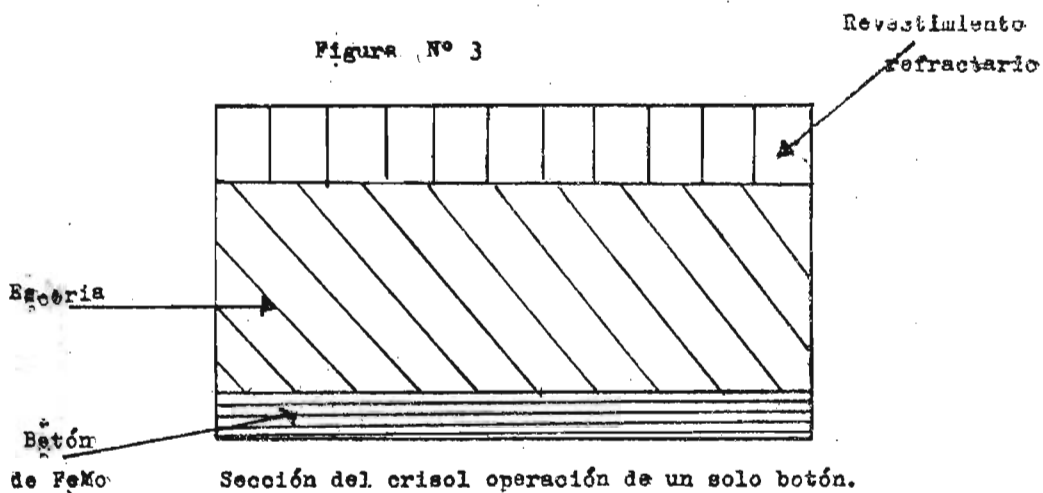


Figura N° 4

Sección del crisol operación de capas múltiples

teniéndose en posición por medio de una abrazadera auxiliar que se quitaba con facilidad y rapidez para permitir sacar el tapón.

El objeto de esta canaleta era el de poder extraer el grueso de la escoria, eliminando así la gran masa de calor que hacía que el bloque de metal se enfriara muy lento.

Se hicieron varias pruebas para determinar los tiempos en que se realizarían la descarga de escoria-después de haber dado lugar al paso del metal contenido en la escoria hacia el resto del baño-después de la sangría y de un tiempo de enfriamiento que se fué variando se procedió en cada ensayo a encender la segunda reacción

Pruebas de descarga de escoria.

		2 ^a - prueba	3 ^a prueba	4 ^a prueba
Tiempo de espera entre las reacciones (horas).....		4	5	6
Muestra	I	0.45% Mo	0.25% Mo	0.51% Mo
	2	0.31	0.25	0.27
	3	0.35	0.24	0.28
	4	0.39	0.34	0.29

Después de las pruebas se observó que hubo una separación definida entre los dos botones para aproximadamente el 75% del área total de la superficie, encontrándose el área problema principalmente en torno al punto de alimentación.

Para impedir la formación de esa área de entremezcladura escoria-metal debido a la acción corrosiva de la reacción se estimaron dos maneras de hacerlo:

a) Una capa de material refractario, siendo este en un principio los ladrillos refractarios normales empleados para revestir los crisoles de reacción.

b) Plancha "Fiberfrax" que es una lámina compuesta de fibras cerámicas de alúmina y sílice, fabricada por Carborundum Company de Niagara Falls, New York.

Con ambos materiales se obtuvieron resultados satisfactorios - pues al momento de desmoldear se separaron las capas escoria-metal con buena calidad.

METODO ACTUAL PARA LA PRODUCCION DE BOTONES DE Fe-Mo.

Se cuenta con un crisol de ladrillos refractarios colocado sobre una plataforma rodante (bogie) el cual es estacionado dentro de una cámara recolectora de humo y polvo (conocida como cámara de encendido). Se coloca de manera que pueda ser alimentada por gravedad por vía del ducto de alimentación en la campana.

Se introduce una pequeña cantidad de la mezcla de reacción en el crisol y sobre ella se coloca una pequeña "carga iniciadora" que tiene un mayor valor calorífico por peso unitario que la carga principal de la reacción.

Esta carga iniciadora es encendida por un pequeño fulminante constituido por peróxido de bario y polvo de aluminio, envasados en una bolsa de papel y que se enciende mediante una chispa eléctrica o un fósforo. Una vez estabilizada la reacción inicial se introduce el grueso remanente de la mezcla de la reacción en el crisol por vía del ducto de alimentación, el operador de encendido controla manualmente el régimen de alimentación, observando el aspecto de la reacción (a través de la abertura del ducto de alimentación) y supervisando la temperatura de los gases que fluyen al colector de polvos.

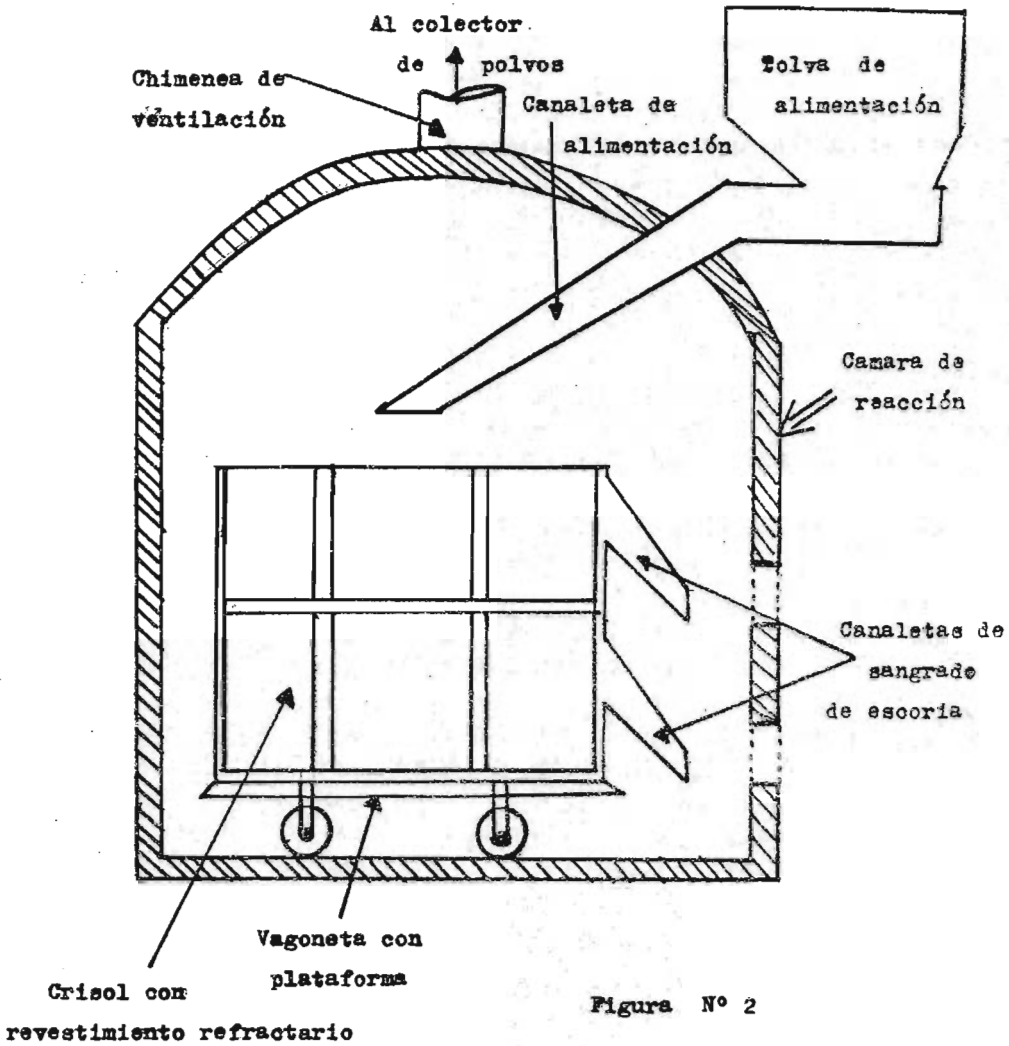
Cuando el nivel de la escoria haya alcanzado la altura requerida del crisol conforme a la figura 4 el operador detiene el flujo de la mezcla de reacción al crisol.

Luego se deja reposar la masa fundida durante aproximadamente 3/4 de hora para permitir que las gotas metálicas puedan decantar a través de la capa de escoria e ingresar a la masa de la aleación de ferromolibdeno fundida.

Al término de este período de decantación, se quita el tapón refractario y el grueso de la escoria fundida es evacuado a través de la canaleta de descarga de escoria hacia una olla o cuchara para escoria, ubicada fuera de la cámara de reacción.

Luego se deja que la masa restante de aleación y escoria se siga enfriando para permitir la solidificación de la masa de ferroleación, lo que ocurre a una temperatura de 1760 y 1870°C dependiendo de su composición específica.

Se vuelven a colocar el tapón refractario y la abrazadera auxiliar de seguridad. Para seguridad adicional se llena la canaleta de descarga de arena, después de colocada una plancha que tape el ex-



tromo .La capa de escoria residual que queda sobre el botón de aleación tiene una temperatura de fusión substancialmente inferior y - tiende a permanecer en estado semifluido.

La próxima operación es la de colocar sobre la capa residual de escoria una sola capa de ladrillos refractarios.El crisol esta pues listo para la segunda porción de la mezola de reacción,que es introducida sobre la parte superior del refractario.Se coloca una carga de encendido sobre la carga de reacción y se reanuda la operación - de fusión.

El proceso de cargar la mezcla de reacción se efectúa hasta que la escoria haya alcanzado el segundo nivel en donde puede ser extraída por sangría.Una vez más se deja que la masa de escoria repose durante cuarenta y cinco minutos y luego se descarga el grueso de la masa de escoria a través del segundo pórtico de descarga.

Luego se puede repetir una vez más el procedimiento anterior, hasta que el crisol este lleno y se hayan producido capas múltiples de botones.

Luego se deja enfriar esta masa durante 24 háras antes de proceder a partir los botones de aleación.Se limpia el bloque de escoria remanente tanto en la superficie superior como inferior para quitar las pequeñas cantidades de escoria rica en Mo que se presenta en - forma de pequeños régulos metálicos (segregaciones).

Este material junto con la escoria de entre los botones de aleación es devuelto al área de pesaje de las mezclas de reacción para reciclarse en cargas ulteriores.

Empleando este método ha sido posible producir Fe-Mo que contiene hasta 5000kg de Mo en un solo crisol,donde antes estaba limitado a 1400 kg de Mo.Los beneficios que se pueden obtener de este método son los siguientes:

- a) Costos reducidos de mano de obra.
- b) Consumo reducido de refractarios por kg de Mo.
- c) Se puede reducir el calor requerido para una carga ya que el calor absorbido por el revestimiento del crisol proveniente de la primera reacción,es retenido para cargas ulteriores.
- d) Se aumenta la capacidad de la planta.

FERRONIPIO.SU UTILIZACION EN ACERO MICROALEADO.

INTRODUCCION.

El uso del Niobio como aleante para el acero inoxidable data de 1933, en tanto que su uso para la fabricación de acero de herramientas se conoce desde 1925. Sin embargo su uso comercial estaba muy restringido.

La fecha más importante en la utilización de este elemento es el año de 1941 en que se definió el futuro de los aceros estructurales, al otorgarse en los E.E.U.U. una patente que describía los cambios de propiedades que resultaban al adicionarse entre 0.02% y 1% de Nb al acero no aleado. Esta patente describía los efectos de las adiciones de Nb desde el punto de vista del afino de grano y mejoramiento del límite aparente de elasticidad, resistencia a la tracción y resistencia al impacto.

Pero ya que en esa época la industria mundial del acero no mostraba un interés especial ya que las especificaciones no exigían -- aceros de resistencias elevadas y que el suministro de ferroniobio no se podía garantizar a un precio razonable, no se dió mayor atención al asunto.

A fines de la década de los cincuentas, se intensificó la demanda de aceros estructurales soldables de mayor resistencia y tenacidad ya que la tolerancia al riesgo de rotura frágil fué muy rigurosa en algunas estructuras críticas. Principalmente las industrias naval y las de transporte de gas natural empezaron a especificar chapas más gruesas de mayor resistencia y/o mayor tenacidad.

Tal vez el primer informe oficial de la producción de aceros -- tratados con Nb en los E.E.U.U. fué el de C.L. Altenburger en 1960, demostrando que la resistencia de la chapa gruesa estructural podía ser aumentada mediante adiciones muy pequeñas de Nb, aproximadamente de 0.015%, pero la tenacidad de esos materiales no era buena.

En esta misma época en Europa, Colvilles, ahora BSC, inició el -- uso del Nb, empleando cantidades muy pequeñas (aprox. 0.005%) para -- satisfacer los requisitos mínimos de límite aparente de elasticidad de los perfiles estructurales laminados en caliente.

Estas primeras pruebas y aplicaciones comerciales, produjeron un fuerte interés por la metalurgia de los aceros microaleados, en particular los tipos tratados con Nb, que culminaron con el desarrollo de los modernos aceros HSLA, high-strength low-alloy-aceros de alta

resistencia y poco aleados, los cuales están siendo comercializados por los productores de acero de todo el mundo.

Aún cuando sea discutible donde y cuando se adicionó Nb - por primera vez a los aceros estructurales al carbono, poca duda cabe de que la contribución máxima a la definición de sus mecanismos de acrecentamiento de la resistencia y de la tenacidad fué hecha primordialmente en Inglaterra en los laboratorios de BISRA y de United Steel (ambas forman parte actualmente de la British Steel Corporation).

Desde entonces el procesamiento controlado de los aceros al Nb con miras a optimizar la resistencia y la tenacidad, ha sido perfeccionado con una tecnología precisa en las plantas de laminación de chapa gruesa y bandas de Alemania, Italia, Japón, Francia, Gran Bretaña, Canadá y los E.E.U.U.

APLICACIONES DEL NIOBIO.

1.-Banda.

El primer acero tratado con Nb, comercialmente disponible lo produjo la Great Lakes Division de National Steel, en forma de chapa delgada laminada en caliente.

Este producto se introdujo en 1962 y se llamó GLX-W con 0.03% de Nb y proporcionaba un límite aparente de elasticidad mínimo de 45000 a 60000 psi.

La resistencia de este producto se logro mediante un afinamiento limitado de grano de la ferrita y un acrecentamiento de la resistencia por precipitación de carburos de Nb durante el enfriamiento.

El avance en el desarrollo de la banda microaleada se interrumpió hasta que Jones and Laughlin Steel usará vanadio y N - como adiciones de microaleación e introdujera el VAN 80 en el año de 1969. Este producto hizo que se dispusiera de un acero de grano fino con un límite aparente de elasticidad de 80000 libras por pulgada cuadrada y un mínimo en cuanto a calibres - hasat aproximadamente 0.25" (6mm) que era substancialmente más resistente que el GLX-W y se acercaba a la resistencia del acero templado y revenido.

Composiciones típicas de grados laminados en caliente
y tratados con Niobio.

Grado	C	Mn	Si	Nb	V	Ctros
GLX-W	0.20%	1.0%	0.2%	0.03%	-	--
Van 80	0.18%	1.3%	0.3%	-	0.09%	N .015
Republic						Al.04
MAXI-FORM 80	0.08%	1.6%	0.50%	.06-.015	.08máx	--
Inland						
HI-FORM 80	0.06%	1.25%	0.15	.10-.12	--	--
Dofasco						
DQFASCOLOY 80F	0.10%	1.65%	0.9	.005-0.1	--	--
Algoma						
ALGOFORM 80	0.05%	0.75%	--	0.1 %	--	--

El acero VAN 80 fué desarrollado para aprovechar las ventajas del laminador de bandas que como el de Cleveland J&L incluía un sistema de enfriamiento por agua de flujo laminar. Este sistema permite reducir la longitud de la mesa de rodillos de salida que se necesita entre el laminador acabador y los bobinadores. Se encontró que las rápidas velocidades de enfriamiento involucradas (11-42°C) causaban un significativo afino de grano por el hecho de retrasar la iniciación del comienzo de la transformación de la austenita en ferrita (control de temperatura de transformación). El efecto reforzador de este afino de grano y el acrecimiento de la resistencia de la ferrita por precipitación de los nitruros de vanadio durante el enfriamiento se combinaron para producir un límite aparente de elasticidad de 80 000 psi.

Sin embargo a diferencia del Nb, el vanadio no suprime efectivamente la recristalización de la austenita, y no se comprobó un afino adicional del grano por esta fuente.

Los aceros al Nb y al Nb - V son significativamente más tenaces que los tipos al vanadio-nitrógeno, especialmente en los calibres más gruesos. Una ventaja adicional para los aceros que contienen Nb fué también su falta de sensibilidad al nivel de Al.

Investigaciones posteriores establecieron que en el procesa-

miento óptimo de los aceros HSLA laminados en caliente ,en un laminador de bandas,permitía que el V fuera eliminado completamente y que con los contenidos de C involucrados (0.05-0.15%)el Nb fuera completamente soluble durante el recalentamiento y proporciona un extenso afino del grano y un acrecentamiento de la resistencia por precipitación durante el enfriamiento en la bobina de banda. En consecuencia el Nb se puede usar solo como microaleación para acrecentar la resistencia y la tenacidad y que debido a que proporciona múltiples ventajas a causa de sus efectos sobre la cinética de recristalización de la austenita, la modificación de la transformación y la precipitación en ferrita, se ha comprobado que no es necesario atenerse al Mn para una adecuada resistencia y tenacidad.

Por lo tanto los grados de Banda laminados en caliente que contienen niobio, pueden contener una cantidad tan reducida de manganeso como es 0.35%.

Tampoco es necesario practicar métodos especiales de laminación ya que los aceros al Nb de bajo carbono tienen resistencias máximas a las temperaturas de acabado máximas.

2.-NIOBIO EN CHAPAS GRUESAS.

El incentivo principal para la producción de acero tenaz y de mayor resistencia para chapas gruesas ,resultó de las exigencias de la industria del gas natural de contar con medios económicos y seguros para el transporte de gas natural a alta presión en un gasoducto.

Debido a las restricciones de diseño existentes, el único medio de aumentar el caudal de gas natural en un sistema de transportera el de usar una tubería de mayor diámetro y una mayor presión de flujo, lo que requería usar tubos de una pared más gruesa y por tanto una mayor cantidad de acero por milla.

Sin embargo empleando acero con un límite aparente de elasticidad más alto, se podía reducir la cantidad de acero empleada en una tubería de transporte y era posible bajar los costos de inversión.

Por lo tanto cuando se produjeron a comienzos de la década de 1960 los aceros HSLA con resistencia acrecentada por precipitación

en calibres de chapa gruesa, fué aumentando la demanda de dichos productos.

La primera fase del desarrollo de los aceros HSLA para chapa gruesa consistió en adicionar Nb a acero semicalmado al carbono y al manganeso para aumentar su límite aparente de elasticidad. Las pruebas iniciales se efectuaron en paralelo con pruebas en el laminador de bandas a comienzos de la década de 1960 pero a causa de los mayores espesores que implican los productos de chapa gruesa, la tenacidad no era satisfactoria.

La razón para ello era que el mejoramiento de la tenacidad que resultó de cierto afinado de grano fué excedido en mucho por la pérdida de tenacidad asociada al extenso acrecentamiento de la resistencia por precipitación.

Se produjo cierto mejoramiento de la tenacidad cuando estos aceros se hicieron completamente calmados; pero el paso principal en cuanto a mejoramiento de la tenacidad surgió como resultado de la comprensión de la importancia de un tamaño de ferrita fino y de la puesta en marcha de programas de laminación controlada para lograr semejante afinado del tamaño de ferrita.

Se probaron pues diferentes tipos de aceros al Nb, producidos por regímenes simples de laminación controlada, prestando especial atención a la disminución del contenido de C, pues se lo graba con esto una reducción de la fracción de volumen de perlita y un mayor límite aparente de elasticidad a causa de la mayor solubilidad del Nb en la austenita, hecha posible por el bajo contenido de C.

Este desarrollo permitió la producción de aceros de perlita-reducida (PRS=perlite reduced steels), tratados con Nb y laminados en forma controlada, con límites aparentes de elasticidad de 449 Mpa en espesores de chapa gruesa de hasta 0.75" (19mm).

Para 1970 se anunciaron en los círculos de los grandes productores la realización del Proyecto de Gas Artico. Este ambicioso proyecto propuso el uso de un acero X70 a X80 (483-552 Mpa) que sería inmune a la fractura frágil a -80°F (-62°C).

Los aceros PRS disponibles en esa época no se podían usar ya que estaban en el límite desde el punto de vista de la resistencia y eran totalmente inaceptables con respecto a la temperatura de transición de dúctil a frágil..

COMPOSICION QUIMICA DEL ACERO DE VOLUMEN REDUCIDO
DE PERLITA.
PRS

GRADO	COMPOSICION TIPICA (%)			
	Carbono	Manganeso	Silicio	Niobio
PRS	0.1	1.4	0.2	0.05

REQUISITOS DE PROPIEDADES PARA GASODUCTO A ALTA PRESION.

- ALTA RESISTENCIA. Limite aparente de elasticidad 480 Mpa
- RESISTENCIA A LA FRACTURA FRAGIL. Temperatura de transición Charpy..... -80 °F (-63°C)
- RESISTENCIA A LA FRACTURA DUCTIL. Energía permanente - Charpy (Charpy Shelf Energy)..... más de 50 lb/ft
más de 78 J
- BUENA SOLDABILIDAD EN EL TERRENO. Bajo equivalente de carbono C equivalente menor a 0.4

Se sugirieron tres enfoques para alcanzar las especificaciones de Gas Artico.

. El primero implicaba el uso de templeado y revenido directo de un acero PRS tratado con Nb. Este enfoque era similar a la producción de una banda de enfriamiento controlado en un laminador continuo de banda. Las microestructuras muy finas necesarias para el logro de una baja temperatura de transición de dúctil a frágil, se obtendrían por control de temperatura de transición mediante un enfriamiento rápido por agua.

Debido a la falta de instalaciones apropiadas para el enfriamiento de chapa muy gruesa, directamente desde el laminador no es posible seguir este camino comercialmente.

. El segundo enfoque implicaba la producción de aceros PRS de grano muy fino tratados con Nb y vanadio usando un régimen severo de laminación controlada. Este método implicaba bajas temperaturas de acabado, incluso en la región de dos fases alfa+gamma y una deformación total hasta el 70% a menos de 843°C.

Este sistema aunque impráctico en 1970, en la actualidad se utiliza en los laminadores para chapa gruesa especialmente diseñados en Europa y Japón.

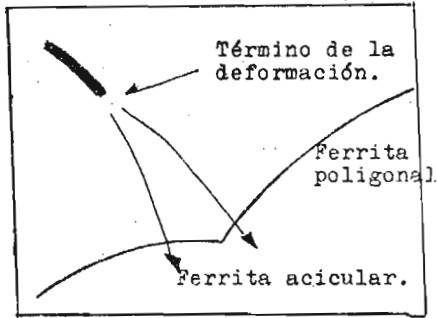
. El tercer enfoque para hacer tubos X70 (483 Mpa) de calidad ártica, implicaba el control de la temperatura de transformación y la formación de una microestructura de ferrita acicular. La estructura acicular se lograba entonces mediante cambios de composición, es decir se lograba esto por medio de una combinación de un mayor contenido de Mn (aprox. 2%), molibdeno (.35%) y niobio (aprox. 0.08%), evitando con ello una laminación controlada severa.

Los aceros obtenidos tenían una temperatura de transición dúctil a frágil inferior a -80°F (-62°C).

El desarrollo más reciente en la producción de chapa de alta tenacidad consiste en elevar el contenido de Nb a más de 0.12% a este nivel la respuesta del acero a la deformación es tal que se pueden formar microestructuras de ferrita poligonal de grano muy fino sin la necesidad de una laminación controlada.

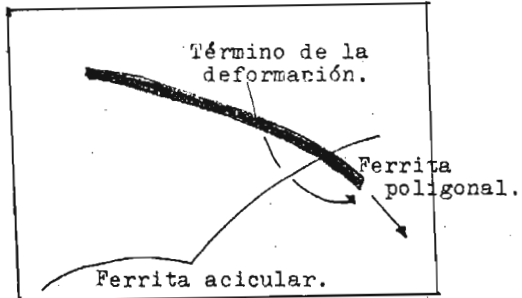
Un nuevo enfoque para la producción de aceros de grano fino

Templado directo por agua del
acero de perlita reducida.



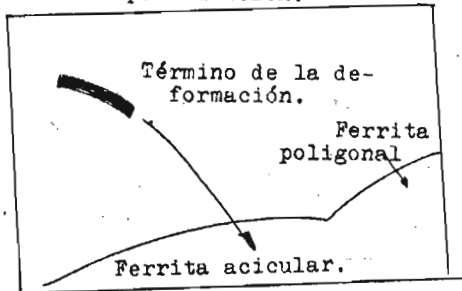
TIEMPO

Laminación severa controlada del
acero de perlita reducida, formando
se una estructura poligonal.



TIEMPO

Formación de estructura de ferrita
acicular por aleación.



TIEMPO

para chapa gruesa implica el uso de precipitados de TiN para impedir un engrosamiento del grano de austenita durante el recalentamiento y la laminación.

Puede ser que una combinación de Nb y titanio represente una solución óptima para la producción de acero HSLA soldable, resistente y tenaz para chapa gruesa.

3.-NICBIO EN BARRAS PARA HORMIGÓN Y EN PERFILES ESTRUCTURALES.

El Nb ha sido usado por varios años para aumentar la resistencia de la barra (varilla) para concreto armado, incluso en acero semicalmado, en el que luego se acrecienta la resistencia por torcido en frío. La razón principal para usar Nb en este caso fué la de contar con una garantía adicional de obtener con seguridad el límite aparente de elasticidad, especialmente en las barras de mayor diámetro.

Tradicionalmente la varilla para concreto armado ha sido hecha con acero con contenido relativamente alto de carbono (0.35-.5 por ciento) en el que las consideraciones de solubilidad restringen la cantidad de Nb que puede ser llevado a solución a temperaturas normales de recalentamiento en el laminador.

Se ha encontrado en la práctica que se puede lograr un aumento significativo del límite aparente de elasticidad por medio de una adición de Nb de 0.025% aprox. El mecanismo de este aumento de resistencia, parece ser una combinación de retraso de la recristalización de la austenita, de acrecentamiento de la resistencia por precipitación durante el enfriamiento después de la laminación y de afino de grano por precipitados de carburo de Nb no disueltos.

Se ha encontrado que el grado de acrecentamiento de la resistencia debido al Nb en este tipo de aceros de alto carbón para concreto armado, varía en forma muy marcada de una planta laminadora a otra, debido a diferencias de temperatura y tiempo de recalentamiento, régimen de deformación, velocidad de deformación, velocidad de enfriamiento, etc.

Uno de los inconvenientes mayores para la varilla de alto carbón para concreto armado (más de 0.35% de C), es su ductilidad

deficiente, que limita la amplitud con que se puede plegar en el sitio de trabajo y la relativa dificultad para soldarla.

En años recientes estas deficiencias fueron reconocidas por organismos como la ASTM, mismos que limitaron los requisitos obligatorios mínimos de ductilidad y soldabilidad.

La soldabilidad se especifica en relación de un máximo equivalente de C de 0.55% que aumenta la probabilidad de que las barras (varillas) puedan ser soldadas en el terreno sin necesidad de precalentamiento en la mayoría de los casos.

La plegabilidad en el terreno está garantizada por el hecho de requerir una ductilidad a la tracción mínima de 18% en un ensayo de tracción.

El año pasado, el West Coast Reinforced Concrete Institute publicó especificaciones restrictivas, reconociendo que proyectos de construcción críticos (tales como plantas de energía nuclear) que podían estar sometidos a cargas sísmicas, deberían utilizar barra de alta calidad a fin de maximizar la integridad estructural.

El uso del Nb en perfiles estructurales no se ha desarrollado tan rápidamente como en otros productos ya que el requerimiento principal (de una viga por ejemplo) es más bien una tenacidad mejorada que un mayor límite aparente de elasticidad.

En el diseño de edificios de muchos pisos y en las cuadernas de los barcos, el factor limitante de la resistencia utilizable es el valor disponible de flexibilidad elástica.

Por lo tanto los diseñadores podrían usar perfiles más tenaces, pero no perfiles más resistentes. En los inicios del uso de microaleaciones, la única manera de mejorar en forma barata la tenacidad era por medio del afino del grano a través de la laminación controlada y dado que la laminación de los perfiles a baja temperatura era resistida por los gerentes de plantas de laminación, no se procedió de manera alguna a desarrollar perfiles tratados con niobio.

A fines de la década de 1960 y a comienzos de la década de 1970 se intentó mejorar la tenacidad de las secciones por afino de grano, usando en forma mesurada precipitados de TiN.

Nueva especificación (ASTM 706-75) de barra soldable para concreto armado, comparada con la antigua especificación ASTM 615-75 grado 60.

	ASTM 706-75	ASTM 615-75 Grado 60.
Límite de elasticidad	60000 psi min 78000 psi max	60 000 psi min
Resistencia a la ruptura por tracción.	80000 psi min	90 000 psi min
Alargamiento %.	12 %	7 %
Diámetro de espiga para ensayo de plegado de 130°.	8 1/2 (215.9)	1 1/4 (285.8)
Soldabilidad	Eq. C 0.55 max	no especific.
	Especificación	Especificación.
Composición química	C 0.30 max	no especific.
% en peso	Mn 1.50 max.	no especific.
	P 0.035 "	0.050
	S 0.045 "	no especific.
	Si 0.50 "	no especific.
	Cb no especific.	no especific.

Fórmula de C equivalente:

$$C \text{ equivalente} = \% C = \% Mn/6 + \% Cu/40 + \% Ni/20 + \% Cr/10 \\ - \% Mo/50 - \% V/10$$

Este desarrollo fué difícil de controlar en la práctica y jamás se comercializó satisfactoriamente. El año pasado (1976, a principios) se realizaron pruebas en Europa, en las que se halló que se puede lograr un afino de grano sin laminación controlada - si se usa un contenido de Nb de más de 0.12%. Empleando este procedimiento se obtuvieron secciones de tenacidad sumamente mejoradas

4.-ACEROS ESPECIALES.

El uso del Nb como elemento microaleador en aceros especiales no ha tenido el mismo auge impactante observado en el acero básico.

El Nb se adicionó por primera vez a los aceros inoxidables - austeníticos en 1933, para impedir la sensibilización del acero durante el tratamiento térmico en la gama de temperaturas de - 427-889°C.

En esta aplicación se cree que el Nb precipita de preferencia como carburo de Nb "atando" al carbono e impidiendo la formación de precipitados dañinos (desde un punto de vista de corrosión) - de carburos de cromo.

Desde que se produjo este uso inicial del Nb, la tendencia - hacia la reducción del contenido de carbono, para eliminar la sensibilización se ha aplacado comparado con el aumento del Nb en estos aceros.

Los aceros inoxidables ferríticos de bajo carbón más recientes (18 Cr 2Mo ; 26 Cr 2 Mo) dependen de un contenido de C muy bajo para desarrollar una excelente ductilidad y resistencia a - la corrosión bajo tensión en ambientes de cloruros.

Se ha encontrado que estos contenidos bajos de carbono (menos de 0.02%) pueden ser logrados por las técnicas más recientes de - descarbonización en la fabricación de acero o que el mismo efecto puede ser logrado por la adición del Nb y titanio para "atar" al carbono.

Es probable que una combinación de descarbonización y adición de niobio y titanio proporcionarán la solución óptima en estos - aceros inoxidables ferríticos.

Otro desarrollo más de estos nuevos aceros ferríticos de bajo

carbóno es su uso (con una adición de 0.5% de Nb) en aplicaciones con deformación plástica (creep) a alta temperatura.

Un ejemplo típico lo constituyen los recipientes de convertidores catalíticos en algunos camiones en que se requiere servicio prolongado a una temperatura superior a los 700°C.

Se espera que en otras aplicaciones a altas temperaturas, estos aceros tengan usos adicionales.

TENDENCIAS DE EMPLEO Y SUMINISTRO.

Actualmente hay disponible mineral de Nb en tres formas:

- .Concentrados de pirocloro.
- .Concentrados de columbita-tantalita.
- .Escorias de estaño.

El pirocloro es la forma más importante y representa aprox. el 85 % del consumo mundial total.

Hay cuatro yacimientos conocidos de pirocloro:

- Niobec, en Canadá.
- Mineracao Catalao de Goias, en Brasil.
- Companhia Brasileira de Minas e Mineracao, Brasil.

El mayor yacimiento es el de la mina de CEM en Araxá, en el estado de Minas Gerais en Brasil. Las reservas comprobadas, se estiman en 460 millones de toneladas de mineral con un contenido de Nb_2O_5 de 25 %.

Así pues Brasil es el principal exportador mundial de Nb.

Se garantiza un suministro asegurado prácticamente inagotable.

Los usuarios principales se encuentran en Europa Occidental, Norteamérica y Japón.

Es importante darse cuenta que con las nuevas aplicaciones del Nb en el acero microaleado, la utilización va en aumento.

Por ejemplo el uso del Nb en aceros de chapa de mayor resistencia, para usos en automóviles (especialmente en los E.E.U.U.) está aumentando a pasos agigantados.

Del mismo modo la barra de alta resistencia para concreto armado podría ser también un gran consumidor de Nb.

CONCLUSION.

Desde sus modestos comienzos ,a principios de 1957,el niobio se ha transformado en la base fundamental de todos los aceros-HSLA modernos que se usan para gasoductos a alta presión y virtualmente casi todos los ceros HSLA que se usan en otras aplicaciones en que la necesidad de resistencia,tenacidad y soldabilidad puede aprovechar los efectos del niobio como microaleación.

Se puede esperar que el futuro para el niobio refleje los resultados obtenidos en el pasado,pero aún más a medida que se complementen las investigaciones que hasta la fecha se realizan.

Es indudable que se descubrirán nuevos usos para el niobio o nuevas maneras de procesar los aceros HSLA.

Además ocurrirá que el desafío para el acero,proveniente de otros materiales,se verá superado por el continuo desarrollo de los aceros HSLA basados en el niobio.

USO DE FERROALEACIONES EN LA FABRICACION DE TUBOS SIN COSTURA CON TRATAMIENTO TERMICO.

INTRODUCCION.

La expansión de la industria petrolera en México, ha traído como consecuencia que la exploración y explotación de pozos cada vez a profundidades mayores requiera tubería de alta resistencia.

En México una de las principales compañías fabricantes de tubería, Tubos de Acero de México S.A., ha estado modificando su proceso a base de aceros de baja y mediana aleación, introduciendo el uso de tratamientos térmicos y ferroaleaciones que aumenten la resistencia de los materiales a esos mismos tratamientos térmicos.

En el año de 1967 TAMSA, puso en marcha su línea de temple y revenido, iniciando la fabricación de tubos de acero sin costura con el proceso de temple y revenido.

TAMSA es una empresa integrada y cuenta con una acería que parte de mineral de hierro como materia prima utilizando primeramente el proceso de hierro esponja y posteriormente la aceración en hornos eléctricos.

FABRICACION DE ACERO.

El proceso utilizado en la obtención del hierro esponja es el-HyL (Hojalata y Lámina) que básicamente consiste en la reducción de los óxidos de hierro mediante un gas reductor constituido por una mezcla de hidrógeno y monóxido de carbono. Este gas se obtiene por la reacción de metano o gas natural con vapor de agua en presencia de níquel como catalizador.

El gas natural llega a la planta por un gasoducto de PEMEX.

El mineral de hierro llega en forma de pélets, suministrado por el Consorcio Peña Colorada en Colima y el cual forma parte del grupo Altos Hornos de México, Hojalata y Lámina, Fundidora de Monterrey y Tubos de acero de México S.A.

La fabricación de acero en TAMSA se inició en Marzo de 1958 con la instalación del primero de tres hornos Lectromelt, instalándose el segundo en octubre de ese mismo año y el tercero en agosto de 1961; todos ellos tienen una capacidad nominal de 35t y fueron modificados para 50-60 ton de acero líquido.

Actualmente la producción es de 400 000 ton por año.

La acería cuenta con cuatro secciones que son:

- 1.- Materias primas.
- 2.- Hornos eléctricos.
- 3.- Línea de vaciado.
- 4.- Acondicionamiento de lingotes.

- Materias primas.

Las materias primas principales son :

Mineral de hierro (pélet)	Ferromanganeso
Chatarra de hierro.	Ferrosilico manganeso
Cal	Ferrocromo
Carbón coque	Ferroniobio, Fe-V, Fe-Mo, Fe-

La chatarra se selecciona y almacena según su calidad y tamaño. Se corta con sopletes y dos cortadoras. Ya seleccionada se coloca en una nave, la cual posee tres grúas viajeras (dos de 7.5 ton y una de 10 ton) provistas con electroimanes. La chatarra se carga en las ollas y por medio de ellas o por cucharas se pasa a los hornos eléctricos.

El hierro esponja se recibe en la acería en camiones y se almacena en una nave que cuenta con dos grúas viajeras de 7.5 ton que además de operar con electroimán, funcionan con almejas mecánicas y electromagnéticas.

El hierro esponja se envía por medio de bandas a las tolvas - que están colocadas cerca de cada horno eléctrico.

- Hornos eléctricos.

La acería cuenta con cuatro hornos eléctricos; uno Swindell, de 15 pies de diámetro, con una capacidad de carga de 65 ton con electrodos de 18 pulgadas y un transformador de 25 MVA, con 13 800 volts en el primario y 405 volts en el secundario, con una corriente óptima - de 38 000 amperes. Este horno está equipado para poder intercambiar su coraza. Para alimentar el hierro esponja se tiene actualmente un sistema de carga continua, que consiste en elevar por medio de una banda el hierro esponja desde la nave de materias primas hasta los hornos eléctricos alimentándose estos por medio de un ducto circular, tubular. También se carga el hierro esponja por medio de ollas - especiales.

- Línea de vaciado.

El vaciado del acero líquido se hace en el sistema de fuente, pa

ra ello se cuenta con 4 líneas de vaciado, que están a un nivel inferior de la nave de hornos; cada línea consta de pisos elevados y vías para carros, sobre los cuales es colocado el equipo de vaciado formado por placas y lingoteras de arrabio.

El peso de cada lingote fluctúa de 450 a 3 500 kg. Para la operación de esta nave se cuenta con dos grúas viajeras de 100/20 ton y una de 80/20 ton de capacidad.

Como parte integrante de las líneas de vaciado se tiene una nave en donde se efectúan las operaciones de colocación de mazaretas colocación y desmolde de lingoteras contando con 4 grúas de 10 ton.

- Acondicionamiento de lingotes.

El acondicionamiento de lingotes se hace con soplete, el lingote acondicionado y controlado se envía a la fábrica de tubos o de barras. En esta nave se efectúa el acondicionamiento de placas para la colada de fuente. Para efectuar todas las maniobras de esta sección se tienen 4 grúas de 20 ton de capacidad.

ACEROS ELABORADOS EN TAMSA.

Actualmente son elaborados más de 100 tipos de aceros, según las normas API, ASTM, SEA, DGN, DIN y AISI, empleando en todos ellos el hierro esponja en su fabricación.

Estos tipos están considerados en 4 grandes grupos :

. Primer grupo.

Aceros al carbón.

C 0.08-1.00

Mn 0.40-1.75

. Segundo grupo.

Aceros ligados.

C 0.15-0.60 Cr 0.30-6.00

Mn 0.30-1.80 Ni 0.35-3.80

Mo 0.10-0.65 V 0.05-0.30

. Tercer grupo.

Aceros resulturados y refosforados.

S 0.08-0.33

P 0.04-0.12

. Cuarto grupo.

Aceros al Pb, de estos se fabrican resulturados, refosforados y

al cromo-níquel-molibdeno.

Pb 0.15-0.35

Casi todo el primero y parte del segundo grupo son fabricados bajo la norma API, empleados para diferentes tipos de tubería utilizada en la industria petrolera como son: tubos de perforación tubos de revestimiento, tubos de producción y tubos de conducción y bajo las normas ASTM, SAE, DIN y DGN para producir tubería de usos variables como intercambiadores de calor, conexiones y para la industria automotriz.

Los aceros de los grupos 1, 2, 3, 4 se utilizan para fabricar barras cuadradas y redondas para uso automotriz y mecánico principalmente. Estos aceros están fabricados bajo las normas SAE y AISI

SECUENCIA DE FABRICACION DE UNA COLADA.

El acero producido es del tipo semicalmado y calmado, prede -
minando los aceros de bajo carbón y mediana aleación.

La secuencia de operación es la siguiente:

1.- Al terminar de vaciar una colada se procede a acondicionar el horno.

2.- Carga de chatarra, se hace por medio de ollas, cuyo número depende del tonelaje de hierro esponja que se desee utilizar.

3.- Al iniciarse la fusión de la chatarra se aplica una potencia de 7.5 MW con el tap No 3 del transformador (215 V) durante - 2 o 3 minutos una vez perforada la carga y estabilizado el arco se aplica el tap de máxima potencia disponible.

Antes de finalizar completamente la fusión de chatarra -- cuando se tiene una temperatura del baño de 1520 a 1550 °C se inicia la alimentación de hierro esponja en el sistema de carga continua.

Al finalizar la carga de hierro esponja, la masa metálica ya esta semifinada, lo que se presta a reducir el tiempo de la afinación del acero por el contenido tan bajo de impurezas.

4.- Afinación. El período de afinación de una colada es aquél durante el cual se efectúan todas las operaciones metalúrgicas - necesarias para obtener el acero dentro de las especificaciones - requeridas por la norma o cliente.

5.- Vaciado. Terminada la afinación y estando el acero a la - temperatura adecuada, se procede al vaciado del mismo. En esta ope

ración contamos con dos sistemas de inyección de argón, uno por tapón poroso, instalado en el fondo de la olla y el otro por medio de una espina recubierta con refractario. Terminando de vaciar el acero a la olla, se procede a inyectar argón solo a la olla en los aceros especiales únicamente, obteniendo las siguientes ventajas:

- a) Uniformidad del acero líquido (temperatura).
- b) Ligera desgasificación del acero.
- c) Uniformidad de los elementos de aleación que son agregados a la olla.
- d) Continuidad al realizar el vaciado de acero a las lingoteras.
- e) Disminución de las inclusiones no metálicas.

Al terminar la inyección de acero se procede al vaciado de acero a las lingoteras.

USO DE LAS FERROALEACIONES EN LA FABRICACION DE ACERO.

Las ferroaleaciones que se utilizan en TAMSÁ para la fabricación de acero son las siguientes:

Tipo de acero.	Ferroaleaciones usadas.
Al carbón para intercambiadores.....	FERROMANGANESO FERROSILICIO FERROTANICO.
Al carbón común.....	FERROMANGANESO FERROSILICIO.
Microaleaciones.....	FERROVANADIO FERRONIOBIO
Aleados.....	FERROMANGANESO FERROSILICIO FERROMOLIBDENO (trióxido de Mo) FERROCROMO (bajo y alto carbón) FERROALUMINIO FERROVANADIO.

Características de las ferroaleaciones usadas.

FERROMANGANESO-Tipo C-Norma	ASTM A-99 (%Mn 74/76) (C 7.5 max)
FERROSILICIO -Tipo C-Norma	ASTM A-100(%Si 74/79) (C.0.10max)
FERROCROMO -Tipo HC5 "	" A-101(%Cr 65/72) (C 4-6 max)
FERROCROMO -Tipo LC 15 "	" A-101(%Cr 67/75) (C 0.05max)
FERROVANADIO -Tipo A "	" A-102(%V 70/80) (C 0.02max)
FERROMOLIBDENO-Tipo A "	" A-132(%Mo 55/70) (C 2-2.5)

Características de las ferroaleaciones usadas (cont.)

TRIOXIDO de MOLIBDENO-Tipo A-Norma ASTM A-146 (% Mo 55 min.)

FERRONIÓBIO-Tipo Reactor Grade " A-550 (% Nb 50-70)

FERRÓFOSFORO-Tipo FEP-24 -Norma DGN-235-1968(% P 20/28)

FABRICACION DE TUBOS SIN COSTURA.

Los procesos primarios de fabricación de tubos de acero son - aquellos que requieren de una transformación topológica de la materia prima para la obtención del tubo elaborado. Estos pueden - clasificarse de acuerdo con la manera de obtener esta transformación en:

. Tubos sin costura, producidos al perforar una barra o lingote sólido y laminándolo en tubos a continuación, entendiéndose como laminación el proceso de deformar plásticamente los materiales, haciéndolos pasar entre cilindros.

. Tubos soldados, producidos al soldar una lámina o planchuela.

Los tubos producidos por un proceso primario no se utilizan siempre en la forma original, sino que muchas veces se les somete a otro proceso denominado secundario, en donde se les modifica su longitud, espesor y diámetro.

Los tubos fundidos se omiten por no ser susceptibles de someterse a un proceso secundario de fabricación.

El proceso de fabricación de tubos que se usa en TAMSA es el Mannesmann-Calmes y antes de describirlo es conveniente hacer una clasificación general de los diferentes tipos de tubo de acuerdo al uso que se les da;

GRUPO "A"

Tubería estandar; es la tubería usada para la conducción de aceite, gas o agua y aplicaciones tubulares corrientes en aceros al carbono.

GRUPO "B"

Tubería para la industria petrolera; es la tubería usada para revestimiento, perforación, producción en aceros al carbono o aleados según las normas de la American Petroleum Institute.

GRUPO "C"

Tubería para usos mecánicos o de características físicas o químicas especificadas como tuberías para calderas, tubería para la

industria química, tubería para bombas, etc. Se fabrica en aceros al carbono o medianamente aleados.

Proceso Mannesmann-Calmes.

Este proceso consta esencialmente de prensa perforadora, laminador-alargador-igualador y laminador-forjador rotativo con el cual es posible utilizar materia prima de bajo costo y fácil fabricación.

Generalmente se emplean lingotes ondulados o redondos, fundidos en los tamaños que requieren los programas de laminación.

La operación en la prensa perforadora se efectúa sobre un lingote que previamente fué llevado a la temperatura de 1280°C en un horno giratorio, en el cual gira el piso, llevando consigo los lingotes a través de las diferentes zonas de calentamiento.

El tiempo necesario para adquirir esa temperatura es de aproximadamente 20 minutos por pulgada de diámetro.

Al pasar el lingote a la prensa hidráulica perforadora, donde además de ser perforado parcialmente y adoptar una sección circular se hace la estructura del acero más homogénea, pues se previenen fracturas y se desplaza el material del rechupe e impurezas hacia el fondo y hacia el cuello del semielaborado que se denomina vaso.

A continuación es necesario efectuar un recalentamiento para establecer la temperatura de 1280°C del vaso y poder introducirlo en el laminador alargador, en el cual se lamina sobre una punta de forma especial para dos rodillos cruzados, opuestamente inclinados alrededor de un plano horizontal. En el plano vertical, dos zapatas estacionarias llamadas lineales mantienen un diámetro de perforado y previenen una ovalización excesiva del producto.

El alargador además de alargar completa la perforación del vaso, convirtiéndolo en un producto tubular de paredes gruesas, que se conoce como perforado o esbozo del tubo. Otra de las ventajas del alargador es que produce perforados de espesor uniforme, sin importar las excentricidades previas.

Después de que el perforado abandona los rodillos del alargador se transporta hasta el aparato alimentador del laminador-forjador o "peregrino". Las operaciones del alimentador son por orden las siguientes:

I.-Debe recibir al perforado e insertarlo en el mandril, sobre

el cual se va a forjar el tubo.

2.- Debe alimentar para apuntar al perforado y al mandril dentro del laminador.

3.- Debe permitir el movimiento de retroceso del mandril durante la operación de forjado y empujar el mandril hacia adelante durante la operación en vacío de los rodillos.

4.- Debe girar al mandril y al perforador 90° durante cada movimiento hacia adelante.

5.- Debe alimentar al perforador y mandril de $3/4"$ a $1 1/2"$ por revolución para la mordida.

6.- Debe extraer al mandril del tubo ya forjado.

En el laminador-forjador rotativo, donde se realiza la operación fundamental del proceso, el perforado es sometido a la acción de una pareja de rodillos, de perfil especialmente diseñado, superpuestos girando en sentido contrario entre sí, y cuyo perfil, a lo largo de una revolución completa, permite periódicamente una fase en vacío BP, una fase en trabajo PA y una fase de calibrado AB.

Durante la fase en vacío mandril y perforado avanzan entre los rodillos lo necesario para que la zona PA preñe el material del perforado en una extensión determinada. Esto da origen a una especie de ola de material que es comprimida durante el paso de P a A (fase de trabajo) contra el mandril, con una componente del movimiento en el sentido de alimentación.

Durante el arco AB el rodillo sigue su acción sobre el tubo. Esta es la fase calibradora, que termina de extender el material y acaba la elaboración del tubo.

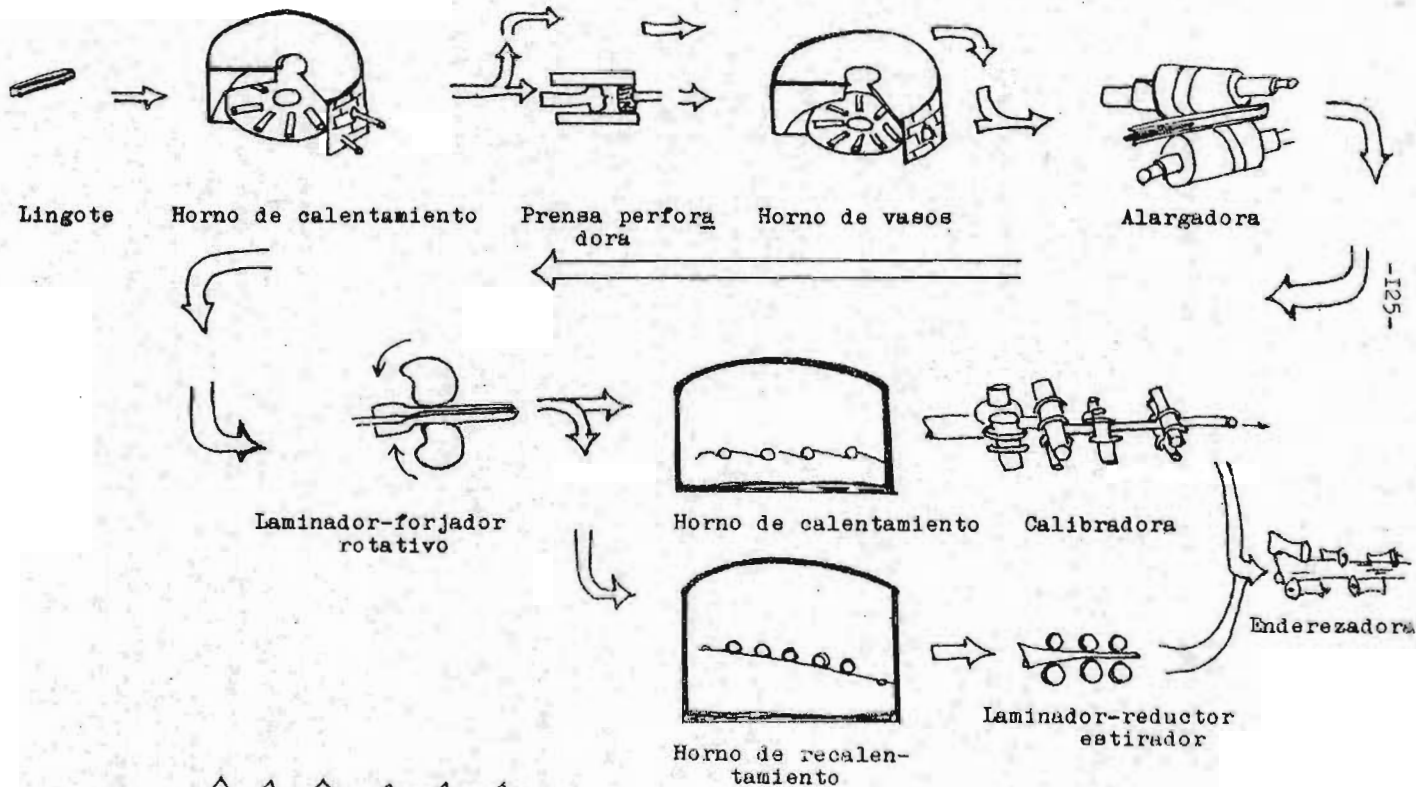
En resumen las características más ventajosas de este proceso son las siguientes:

a) Se tiene la posibilidad de utilizar materia prima barata, como consecuencia de la perforación preliminar de un lingote de sección grande, en una prensa hidráulica.

b) La concentricidad de los tubos es óptima, como resultado de la introducción de la laminadora-alargadora-igualadora.

c) Producción de tubos con excelente superficies interiores y exteriores, motivada por el uso del laminador forjador o "peregrino" y laminador calibrador.

d) Garantía de un rendimiento por hora alto, para tubos de regu



PROCESO DE MANUFACTURA.

lar diámetro, comparable con el de las laminadoras automáticas gracias a la completa mecanización de la instalación, a los aparatos semiautomáticos para el cambio de mandriles y al desarrollo de los aparatos de alimentación.

TRATAMIENTOS TERMICOS.

Dévido a las dificultades que cada vez se presentan en la industria petrolera en la obtención de aceite y gas, se ha visto la necesidad de llegar a profundidades mayores, y por consecuencia, la solicitud de tuberías fabricadas con aceros que posean mejores propiedades mecánicas ha aumentado.

En estas condiciones ha aparecido en el campo de la industria tubular el proceso de temple y revenido en la fabricación de productos de alta resistencia.

Cuando hablamos de alta resistencia, el término se refiere a niveles no inferiores a 75 000 lb/pulg² de límite de fluencia, señaladas en las normas de API, como grado de acero C-75 en lo que se refiere a tubería de revestimiento y producción. Por esta definición la categoría de alta resistencia incluye también el grado B, con un mínimo de 75 000 lb/pulg² para tubería de perforación y los grados N-80, C95, P-105 y P-II', con límites de fluencia mínimos de 80 000, 90 000, 105 000 y 110 000 lb/pulg² respectivamente. En últimas fechas se ha desarrollado un nuevo grado de acero denominado V-150 con 150 000-- libras por pulgada cuadrada de límite de fluencia mínimo.

Los tratamientos térmicos que se realizan en TAMSA son los siguientes:

NORMALIZADO

REVENIDO

TEMPLE

✓ NORMALIZADO ✓

Se denomina normalizado al tratamiento en el cual al acero se le calienta hasta una temperatura ligeramente mayor a la crítica superior (Ac_3), para después enfriar en aire tranquilo. Con este tratamiento se busca dejar al acero con la estructura y propiedades que se consideran como características y normales de su composición, eliminando tensiones internas y homogeneizando el tamaño de grano.

TEMPLE.

El objetivo de este tratamiento es el de endurecer y aumentar la dureza y la resistencia del acero.

En general consiste en calentar el acero a una temperatura ligeramente mayor a la crítica superior (Ac_1) seguido de un enfriamiento más o menos rápido, dependiendo del tipo de acero de que se trate.

Los medios de enfriamiento más usuales para el temple son agua y aceite.

Cabe hacer notar que los aceros tipo herramienta se templean elevando la temperatura a un punto intermedio entre la crítica inferior (Ac_1) y la crítica superior (Ac_3).

REVENIDO.

Este tratamiento se utiliza para disminuir la dureza y la resistencia de los aceros previamente templados.

Consiste en el calentamiento a una temperatura menor a la crítica inferior (Ac_1) seguido de un enfriamiento en aire.

CONDICIONES METALURGICAS Y NATURALEZA DEL TEMPLE.

En muchos casos en que se requieren durezas mayores, el utilizar elementos aleatorios trae aparejado un desproporcional aumento en los costos de producción, para el relativamente bajo mejoramiento en las propiedades mecánicas.

Además el uso de estos elementos condiciona la necesidad de un mayor control en la laminación y en el posterior manejo.

Las propiedades mecánicas más usuales en un acero, su límite de fluencia, resistencia a la tensión, alargamiento, reducción de área y resiliencia están gobernadas por su microestructura.

La microestructura esta determinada por el contenido de carbón, por los elementos de aleación, por la transformación de fases durante el tratamiento térmico y en menor cuantía, por su elaboración.

Las óptimas combinaciones de resistencia, tenacidad y durabilidad en servicio son obtenidas con los aceros que tienen una microestructura de martensita revenida. Tales aceros son superiores a los perlíticos o normalizados.

La estructura de martensita revenida se obtiene de la siguiente manera:

Cuando una pieza de acero se calienta sobre su temperatura crítica (arriba de 850°C) queda completamente en el campo austenítico, sin embargo como en un templado la estructura se torna inestable.

Dicho de otra manera, la austenita a medida que va bajando la temperatura, tiende a transformarse en otras estructuras. Pero es de hacer notar que la austenita no siempre se transforma en otra misma estructura, sino que esto depende de la velocidad de enfriamiento.

Concretando, si la austenita es enfriada rápidamente hasta el rango de 150°C , la transformación en martensita es inmediata.

Teniendo en cuenta que cuando una pieza de acero ha sido elevada a 850°C y subitamente entra en contacto con agua a presión, en ese instante el agua líquida, no puede seguir en contacto con el acero pues se vaporiza rápidamente. De la misma manera el agua en una corriente templante durante la primera etapa del templado es separada del acero caliente por una pequeña película de vapor.

Viendo entonces que hay distintas etapas de enfriamiento según si el contacto del acero es con fase vapor, desprendimiento de burbujas o movimientos de convección y conducción, ya en contacto con líquido, se ha buscado mejorar este enfriamiento para los tubos de acero utilizando espumas de agua a alta velocidad y alta presión.

Con este último método se logra un enfriamiento uniforme y rápido de toda la superficie.

Los aceros martensíticos puros tienen poca importancia comercial debido a la escasa tenacidad y ductilidad, así como debido a la presencia de esfuerzos residuales.

Para relevarlos de esfuerzos internos y disminuir la fragilidad conservando la dureza y resistencia deseadas los aceros templados son revenidos inmediatamente después de la operación de templado por medio de recalentamiento controlado y seleccionada en el rango de temperaturas subcríticas.

Mientras más alta es la temperatura de revenido o el tiempo de permanencia a esa temperatura, más suave es el producto obtenido.

Desde el punto de vista de la microestructura, el revenido es el proceso de unión de los carburos acompañados de una relevación de esfuerzos causados por la expansión en volumen durante la formación de martensita.

VENTAJAS DEL PROCESO DE TEMPLE Y REVENIDO.

1.- La primera ventaja que se observa en la manufactura de tubería de revestimiento de alta resistencia es que la cantidad de ferroaleaciones y elementos de aleación son muy bajos e incluso en algunos casos no se usan.

2.- Las propiedades metalúrgicas y mecánicas del tubo templado y revenido son mejores que para los aceros aleados y normalizados.

3.- La resiliencia de un tubo templado y revenido es bastante buena.

Conclusiones.

1.- Optimizando el uso de las ferroaleaciones conjuntamente con los tratamientos térmicos de templado y revenido se obtienen características semejantes y aún superiores que en la utilización de elementos de aleación únicamente.

2.- Se obtiene por lo mismo mejor resistencia, fluencia y alargamiento.

3.- Una mayor resiliencia a temperaturas mayores y menores a 0°C .

PRODUCCION DE FERRONIQUEL DE ALTO GRADO POR EL PROCESO
HORNO ROTATORIO-HORNO DE ARCO ELECTRICO.

INTRODUCCION.

La producción de Fe-Ni a partir de óxidos, tales como serpentinas y lateritas, ha venido creciendo en importancia a medida que los recursos de minerales sulfurosos ricos han ido disminuyendo.

El proceso de calcinación y precalentamiento de minerales con contenidos de óxidos de Ni a 900°C en un horno rotatorio con la subsecuente fusión en un horno de arco eléctrico ha sido una alternativa con resultados tanto técnicos como prácticos bastante satisfactorios.

Tomando en cuenta que los minerales de acuerdo a sus características propias requieren un tipo especial de operación, la cual resulte la más apropiada, este proceso reúne la característica de variabilidad por lo cual una alta selectividad en los procesos específicos de reducción, puede ser alcanzada.

Dependiendo del tipo de mineral y proceso seleccionado es posible obtener ferroníquel con un contenido de Ni de 20 a 25%.

La disponibilidad de los hornos de acuerdo a los requerimientos de producción, varían entre las siguientes capacidades aproximadamente:

TIPO DE HORNO:

Capacidad del <u>trans</u> formador en KVA	7500	13500	20000	25000	40000	60000
Potencia nominal kW	7000	12500	19000	24000	38000	55000
Producción anual en toneladas métricas	10000	20000	25000	30000	50000	70000

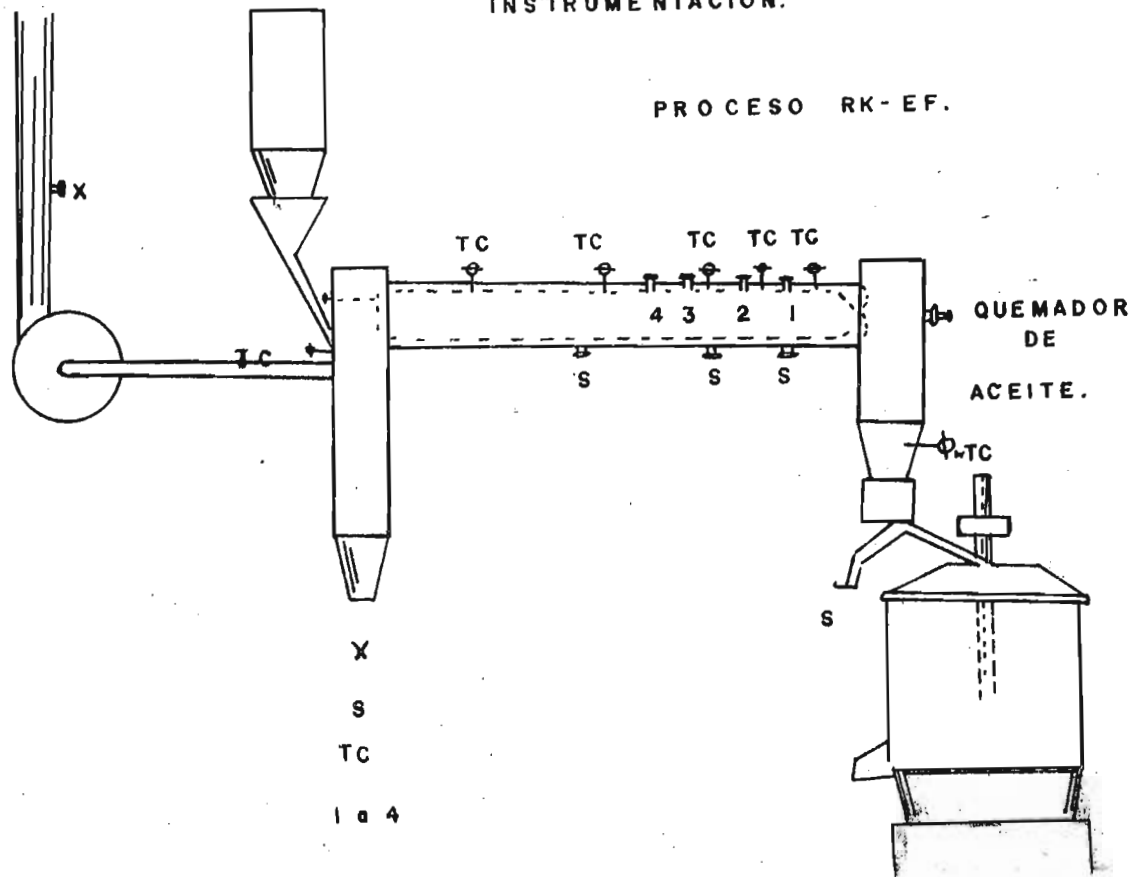
Esquema de operación por tonelada métrica de mineral de Ni s.m.

Mineral de Ni pre- calentado y precalcinado a 900 °C	1000 kg
Reductor	30-60 kg
Energía eléctrica.	450-600 kWh
Pasta de electrodo	2 a 4 kg
Combustible para el horno rotatorio	60 a 70 kg

Todos los hornos son del tipo cerrado.

INSTRUMENTACION.

PROCESO RK-EF.



Dos plantas que utilizan los nuevos desarrollos tecnológicos para producir Fe-Ni a partir de minerales de óxidos de níquel fueron puestas en operación comercial a mediados de los años cincuenta.

Estas plantas fueron las primeras en Noruega y en el mundo en operar el proceso RK-EF (Rotary Kiln-Electric Furnace, es decir la combinación Horno rotatorio-Horno de arco eléctrico).

La razón principal de la expansión del uso del proceso — RK-EF para la producción de Fe-Ni en relación al proceso de obtención de ferrosilicio puede ser atribuida al hecho de que las primeras son menos costosas en su instalación y operación sobretodo cuando las condiciones geográficas y económicas son limitadas.

Este proceso sin embargo se ha ido renovando teniendo como modificaciones principales una molienda fina del mineral, aglomeración con adición de carbón antes del precalentamiento y finalmente la calcinación.

Una investigación más actual que ha sido probada a nivel de planta piloto es la de reducción con carbón, en un horno de flecha con atmósfera reductora controlada, de briquetas de mineral las que posteriormente se funden en un horno de arco.

Este proceso denominado SF.EF (Shaft Furnace-Electric Furnace parece haber dado resultados satisfactorios.

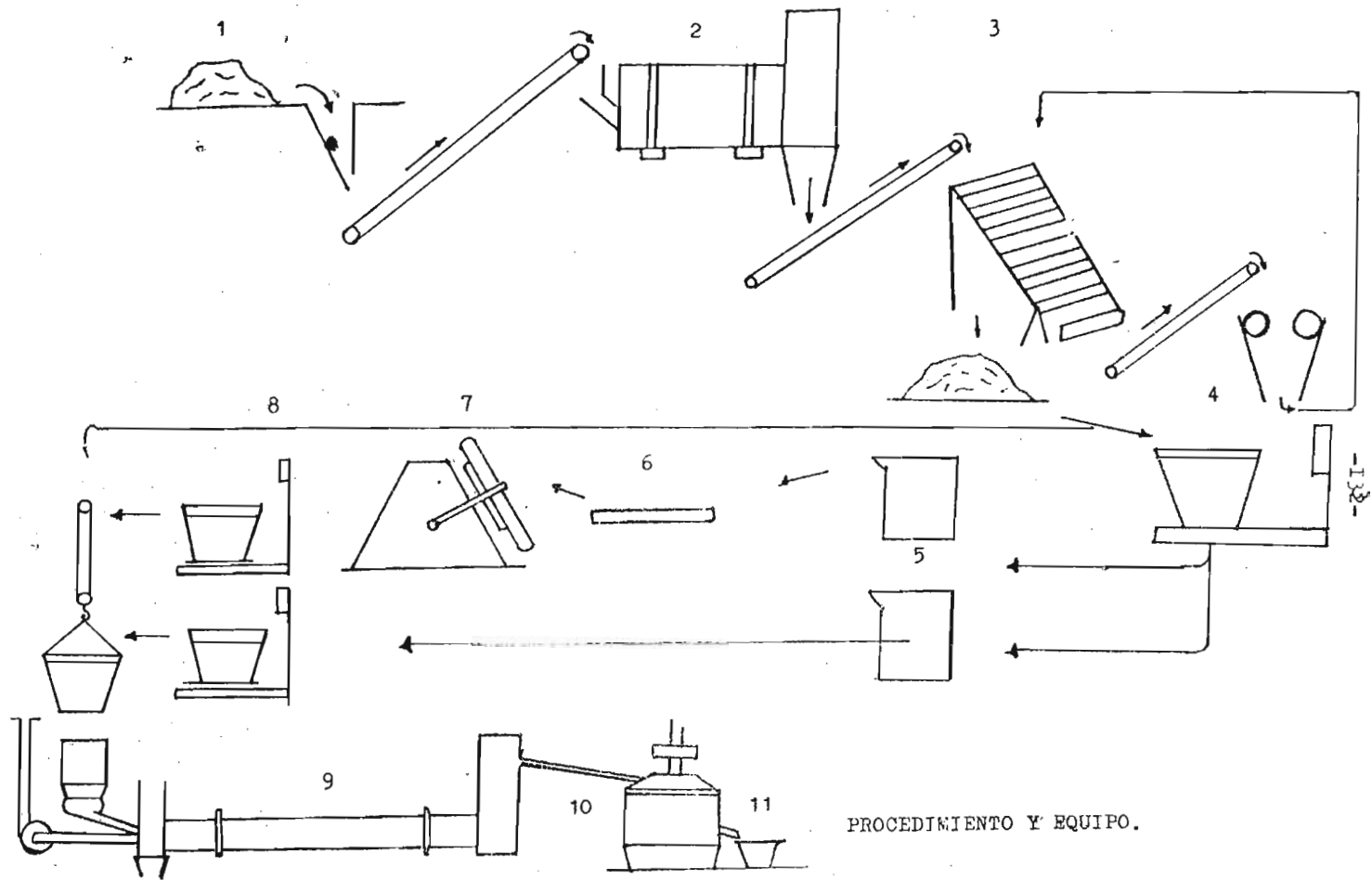
Asimismo observaciones en plantas piloto han mostrado que es posible producir directamente en el horno eléctrico un ferro-níquel de relativo alto grado (40-45% de Ni) con recuperaciones satisfactorias. Generalmente cuando el grado excede el 45% de Ni, la recuperación es afectada adversamente para las pruebas de mineral probadas.

PROCESO COMERCIAL ESTABLECIDO.

En 1953 y 1954 se lograron optimizar las pruebas de fundición arrancando industrialmente el proceso.

El mineral, que es una garnerita natural, fué precalentado en un horno rotatorio y la carga caliente se transfirió a un horno de fundición.

Este horno tenía 8" de diámetro, electrodo; 3 pies de diámetro interno y operaba con un promedio de 150-200 kW.



PROCEDIMIENTO Y EQUIPO.

PROCEDIMIENTO Y EQUIPO.

- 1 RECEPCION DE LOS MATERIALES DE CARGA.
- 2 SECADOR ROTATORIO LOUVRE.
- 3 REMOLIENDA, TAMIZADO, MEZCLADO.
- 4 PESADO. ADICION DE CARBON.
- 5 MEZCLADOR.
- 6 MEZCLADOR DE TORNILLO.
- 7 MINIBOLEO EN DISCO DE 1.5m de diámetro.
- 8 PESADO.
- 9 HORNO ROTATORIO DE PRE-REDUCCION.
- 10 HORNO ELECTRICO DE FUSION.
- 11 ESCORIA Y FERRONIQUEL.

"Producción de ferroniquel de alto grado".

El primer horno para la obtención de Fe-Ni de 13500 kVA - fué instalado en Nueva Caledonia y fué diseñado en base a - pruebas de fundición anteriores y con los conocimientos a - portados por los hornos eléctricos para mata de cobre.

En la actualidad operan gran cantidad de estos hornos en varias partes del mundo.

Esencialmente estos hornos están construidos con electro dos relativamente anchos, es decir con electrodos de baja den sidad de corriente.

Generalmente el diámetro del electrodo no afecta mayormente la operación del horno.

Una fórmula sencilla nos relaciona los principales pará - metros del horno:

$$R P^{1/3} = \text{cte}$$

R es la resistencia del electrodo.

P es la potencia por electrodo

y corresponde a:

$$I/P^{2/3} = \text{cte}$$

I es la corriente del electrodo

y esta última da la mejor correlación para la operación.

Esta fórmula parece aplicarse a hornos de diferentes tamaños así como a la operación de un horno particular para - diferentes cargas. La consecuencia directa de esto es que el electrodo puede ser diseñado primariamente para operación de seguridad con un buen balance entre la densidad de corriente y la razón de consumo.

La coraza del horno se diseña para relativamente bajas den sidades de corriente. El revestimiento del fondo tiene distinta conductividad térmica que la parte superior para evitar la for mación de incrustaciones. El revestimiento lateral está diseñado de tal manera que se favorezca la formación de una capa protec tora de escoria sólida que prevenga el subsecuente ataque del horno.

El revestimiento del horno dura en operación normal 7 años o más, se debe tener un cuidado especial cuando el horno se utiliza ocasionalmente para la producción de mata de Ni en la cual se llegan a tener temperaturas con relativamente bajo pun to de fusión pero un eutectico de aproximadamente 20% de S.

PRUEBAS DE FUNDICION.

En las pruebas preliminares de este proceso se probaron 5 tipos de mineral con la composición siguiente:

Material No. clasificación	Analisis (%) base seca.				
	Ni	Fe	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃
1	1.34	8.8	44.8	30.5	0.8
2	1.26	7.8	44.0	31.1	1.0
3	0.98	8.8	44.1	33.7	1.0
4	2.33	18	40.6	13.8	2.5
5	2.62	21	35.5	11.5	3.2

Y tres tipos distintos de carbón:

Carbón	C fijo	Volátiles	Cenizas
1	55.4	38.3	6.3
2	52.0	37.0	11.0
3	48.4	43.4	8.2

Analisis de mallas del mineral.

Mineral	% Acumulativo.		
	+ 10 mm	+ 3 mm	+ 1 mm
No. 1(0-25 mm)	33	54	70
" (0-10 mm)	0	56	87
No. 2(0-10 mm)	0	53	77
No. 3(0-25 mm)	45	68	84
No. 3(0-10 mm)	0	65	82
NO. 4(0-4 mm)	0	28	47
No. 5(0-10 mm)	0	44	78

La preparación de los minerales de carga incluidos el quebrado, molienda, cribado, secado parcial y mezclado fué realizado para obtener minerales de 0-10 y de 0 a 25 mm, mientras que el carbón se uso en partículas de 0 a 3 y de 3 a 10 mm.

PROCEDIMIENTO Y EQUIPO UTILIZADO.

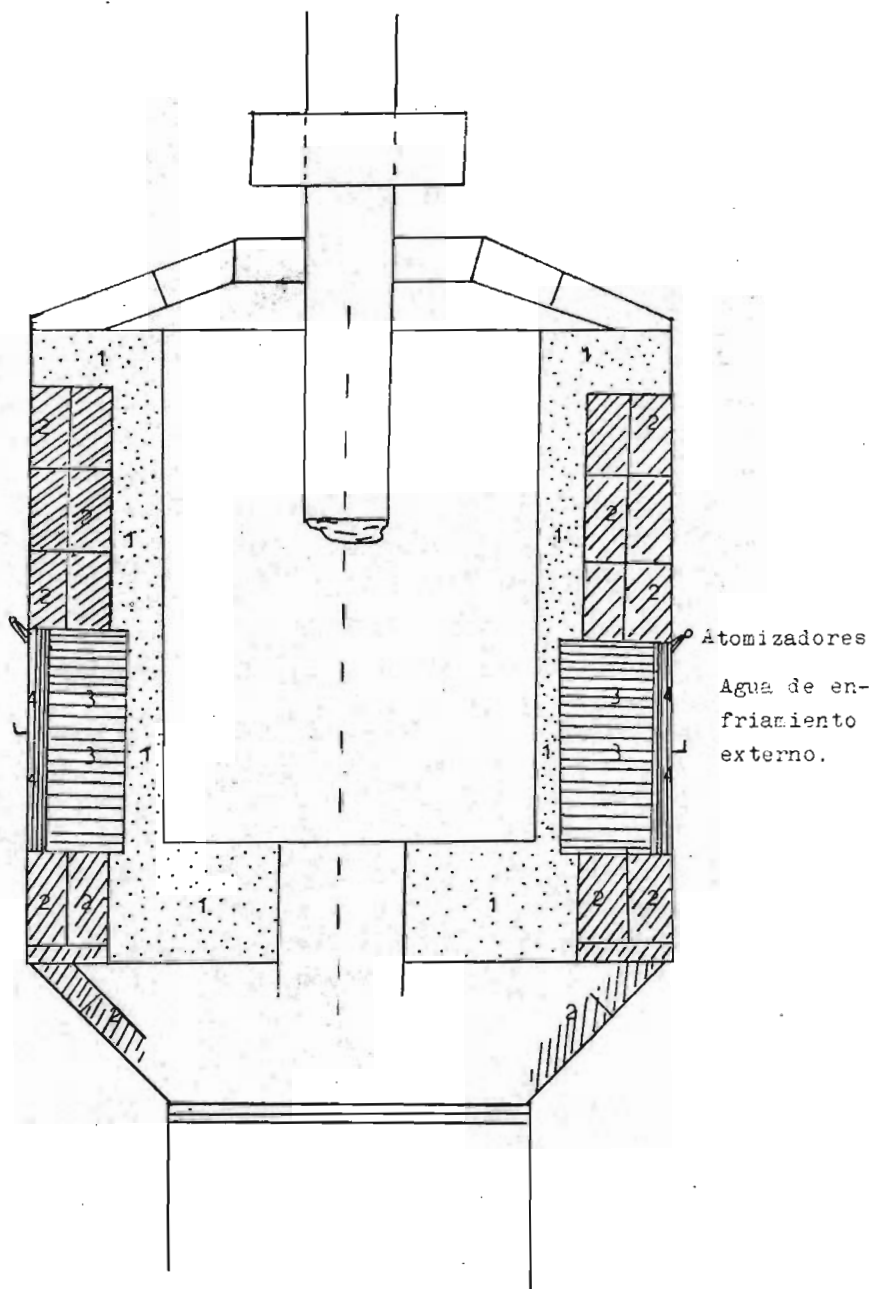
Las principales características del proceso y del equipo se muestran en la figura siguiente:

"Producción de ferroníquel de alto grado".

Horno eléctrico de fusión.

REFRACTARIOS.

- 1.-MAGNESITA APISONADA.
- 2.-LADRILLOS DE ARCILLA REFRACTARIA.
- 3.-LADRILLOS DE MAGNESITA.
- 4.-PASTA DE CARBON APISONADA.



REFRACTARIOS

Se utilizaron minerales con tres tratamientos diferentes:

- a) Sin tratamiento especial.
- b) Peletizado en pequeño.
- c) Mezcla húmeda.

Dimensiones y características.

-Horno Rotatorio.

Largo 8.25 m

Diametro del revestimiento 0.67 m

Pendiente del horno. 4 %

Velocidad de rotación 0.4-4 rpm

El horno se calienta con un quemador de aceite ligero, situado en la parte terminal del horno.

En la terminal de descarga del horno hay una tolva pequeña controlada pneumáticamente por un timer. Por medio de este equipo son transferidos los materiales calientes a través de tubos de acero que llegan al horno de fundición a intervalos regulares de 5 o 10 minutos.

El horno de fundición es cerrado, estacionario y de una sola fase, con un electrodo de grafito de 200 mm de diámetro y un bloque metálico de Fe-Ni en el fondo de 40 cm de diam. y 50 de ancho.

La piquera de metal se sitúa en el fondo y la de escoria 15 centímetros más alta.

El techo del horno está equipado con mirillas para inspección, adiciones o materiales correctivos, medidas y agitación.

La relación de transformación es de 200 kVA y el voltaje secundario puede ser variado de 35 a 80 V en 10 pasos y de 70 a 160 también en 10 pasos. De 150 a 200 kW se tuvo la potencia nominal de carga.

La carga puede ser regulada manual o automáticamente.

La escoria se sangra en ollas de fundición y el metal en recipientes revestidos de refractario. El orificio de escoria es cerrado manualmente y la piquera de metal por medio de una pistola de arcilla.*

OPERACION Y RESULTADOS.

Peletizado y mezcla húmeda.

Estas operaciones se realizaron con el objetivo de minimizar las pérdidas por polvos en el Horno rotatorio.

Mezclas proporcionales de mineral-carbón con adiciones de agua fueron mezcladas en el disco de miniboleo.

No se usaron elementos de aglomeración.

Operación del horno.

La máxima temperatura de operación se mantuvo por abajo de la de formación de un anillo debido al ataque del mineral al refractario.

Con el objeto de obtener una buena calcinación y prerreducción la zona de alta temperatura fué aumentado por medio de un sistema secundario de combustión. El aire primeramente añadido se mantiene entre el 7 y 10 % de los requerimientos estequiométricos, mientras que el aire adicional se inyecta posteriormente por los orificios laterales.

Con este método de operación la cantidad de combustible en la atmósfera del horno desciende del quemador hacia la última salida de aire. La temperatura se ajusta aumentando o disminuyendo la cantidad de aire adicional o secundario. La relación de combustible se ajusta principalmente en base al análisis de gases, aproximándose tanto como sea posible a la combustión completa. La carga se alimenta continuamente en el horno. Las cargas ya pesadas y mezcladas se transportan a la tolva por medio del alimentador cada 30 min.

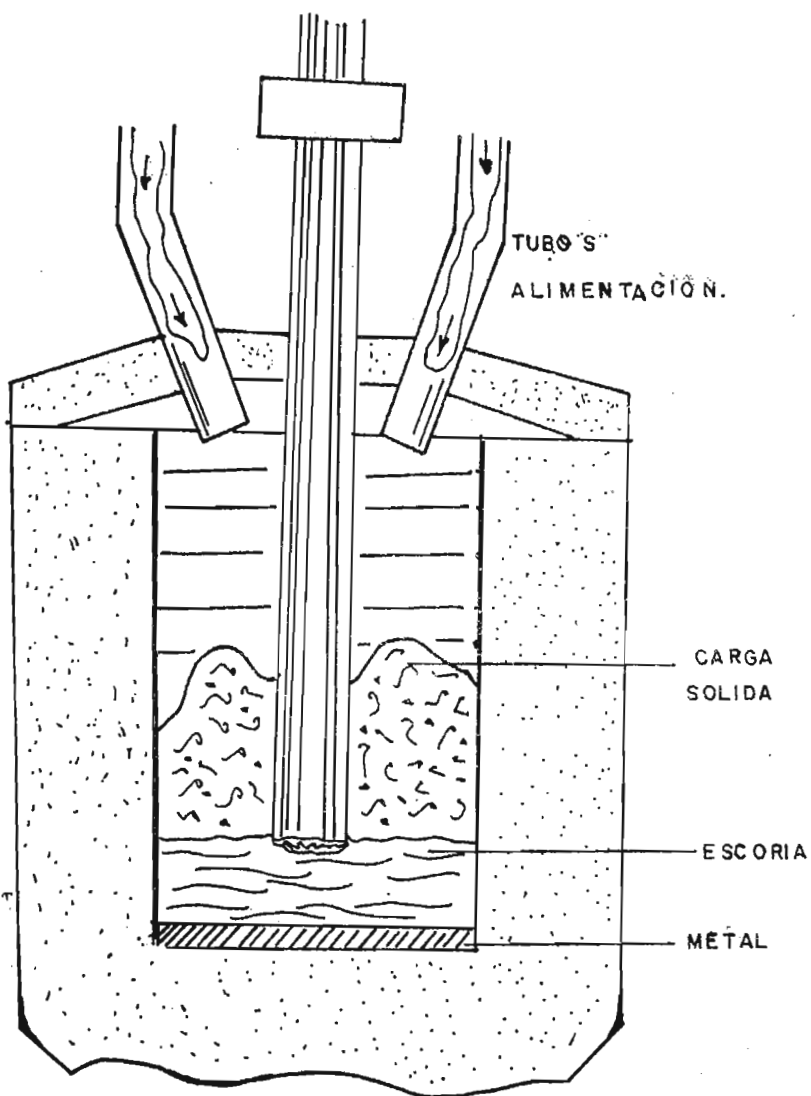
El tamaño de las cargas se calcula de acuerdo a la eficiencia del horno.

Entre las mediciones y muestreos se tuvo especial cuidado en los siguientes factores:

- Tomas de temperatura del horno y del material de descarga.
- Consumo de combustóleo.
- Toma de temperatura del horno en la descarga.
- Toma de análisis de materiales en la calcinación, prerreducción y contenido de carbón residual.
- Muestras de gas para CO , CO_2 y O_2 .

OPERACION DEL HORNO DE FUNDICION.

La fundición fué optimizada al tener el baño metálico y los



FUSION CON BAÑO METALICO CUBIERTO.

electrodos cubiertos. De esta forma muy poca escoria se proyectó y no hubo espumación.

Las temperaturas de colada se midieron por medio de pirómetros de inmersión.

Después de cada operación se hicieron mediciones de las dimensiones del horno.

Para medir las temperaturas superficiales de la carga y del agua de enfriamiento se tomo como base la eficiencia térmica del horno.

Los analisis de gases fueron hechos de muestras tomadas de la superficie de la carga a 10 o 20 cm del electrodo.

RESULTADOS.

Los resultados de la operación y de las pruebas realizadas se resumen en las tablas compiladas en la siguiente página para poder realizar una comparación más objetiva de las variables introducidas.

DISCUSION.

Parece que de las pruebas la práctica de mezclar minerales con el objeto de lograr la temperatura más alta posible del metal es muy aconsejable, pero en la práctica esto resulta en un manejo muy cuidadoso de los materiales de carga lo cual en ocasiones resulta incosteable.

Pero como información útil el saber que los minerales altos en sílice producen las temperaturas más altas y las escorias más ácidas. El contenido de silicio también es benefico en cuanto que reduce la temperatura de fusión del metal. El mismo efecto tiene un contenido alto de C.

De acuerdo a las experiencias una operación a altos voltajes reduce la tendencia a la espumación.

La escoria se sangra normalmente cada 4 o 5 horas y el metal una vez por operación.

Se produjeron diferentes grados de Ni en un rango del 25 al 45 % de Ni. El grado fué cambiado por medio del contenido de C en la carga del horno.

Los ajustes de carbón se hicieron en base a los analisis de Ni en el metal y a los contenidos de NiO en la escoria.

Se tomaron mediads eléctricas.

Los análisis para cada colada incluyeron Ni, Si, C, S, Co, Mn, Cr y P en el metal así como también las cantidades de NiO, FeO, SiO₂, MgO, CaO, Al₂O₃, MnO, CoO, Cr₂O₃ y S.

En la escoria se determinó el contenido de Ni obteniéndose un promedio de 0,035% lo cual indica una buena operación.

Es necesario hacer las consideraciones debidas a las altas pérdidas de calor debido a la transferencia de la carga caliente calcinada hacia el horno eléctrico.

La recuperación de níquel tiene la tendencia de ser un poco más alta en los hornos de tamaño industrial.

CONCLUSIONES.

1.- Para todas las muestras de mineral probadas fué posible e controlar el grado de ferroníquel variando la relación de carbón mineral. Para ciertos grados de ferroníquel la proporción de sólido reductor disminuye cuando el mineral y el carbón son finamente molidos y mezclados húmedos.

Las recuperaciones de Ni fueron aceptables para los grados de 20 a 45 % de Ni. Para graduaciones más altas la recuperación pareció afectarse adversamente en cuanto a que fué difícil mantener un control sobre el grado.

2.- La prerreducción en el horno rotatorio no fué completa y solamente pequeñas proporciones de Ni metálico fueron detectadas en el calcinado caliente. La reducción final tuvo lugar en el horno eléctrico y fué principalmente afectada por el contenido de carbón fijo contenido en la carga caliente. El carbón de los electrodos no pareció contribuir significativamente.

3.- Otros factores que afectaron el nivel de carbón residual en la carga caliente influenciaron la uniformidad del grado de ferroníquel producido. Se tomó gran cuidado en el control de factores diversos con el debido control de la flama y del perfil de temperaturas en el horno rotatorio. En particular fué importante evitar las fluctuaciones de temperatura o de la composición de los gases condiciones que pudieron haber afectado la formación de costras de C en las paredes del horno.

Una consideración importante en la producción de ferróni -
quel de alto grado es la tendencia a obtener bajo punto de -
fusión debido al bajo contenido de C y Si.

Para minerales relativamente bajos en Mg y con relativa -
mente altos contenidos de Fe puede resultar que las temperatu -
ras de fusión del metal sean más altas que las temperaturas de
fusión de las escorias.

Esto último requiere condiciones de operación especiales con
una escoria supercalentada y un baño metálico cubierto.

En casos extremos de la composición de los minerales debe ser
necesario operar los hornos a corazón abierto.

De las pruebas realizadas y aquí descritas no hubo dificul -
tades particulares en cuanto a trabajar con baño cubierto y produ -
ciendo un ferróniquel de 40 % de Ni-

En suma los minerales probados han sido encontrados como a -
decuados para la producción de ferróniquel de alto grado por el
proceso Horno Rotatorio-Horno de Arco Eléctrico.

Se obtuvieron buenas recuperaciones y el control de la opera -
ción fué bueno en recuperaciones de 40-45 % de níquel, los datos
de prueba obtenidos parecen ser los adecuados para una operación
a escala comercial.

ESTUDIO DE LA PRODUCCION DE FERRONIQUEL EN HORNO ELECTRICO A PARTIR DE LAS TEMPERATURAS DE LA ESCORIA.

INTRODUCCION.

Este estudio fué orientado hacia la temperatura de la escoria en la obtención de ferroniquel a partir de lateritas en un horno eléctrico piloto de 200 kW con baño cubierto.

El exámen estadístico de los datos obtenidos para varias pruebas muestra una correlación entre la temperatura de liquidus y las temperaturas de sangrado de la escoria con varias composiciones.

Una posible influencia de la potencia y de otras variables eléctricas ha sido también estudiada.

Los resultados obtenidos pueden ser válidos para la operación industrial.

El proceso se desarrolla de la manera siguiente:

Quebrado; Molienda; Tamizado; calcinado; Precalentado y en algunas ocasiones parcialmente prerreducido en el horno rotatorio. Los materiales calientes son transferidos al horno eléctrico en el que se realiza la fusión.

La fusión se lleva normalmente a cabo en baño cubierto y el contenido de calor de la escoria es la causa de mayor consumo de energía.

La escoria afecta el consumo de energía así como la temperatura del metal, la cual debe ser mantenida lo suficientemente alta para el sangrado y el tratamiento subsecuente del metal en el estado líquido.

En el caso de que las escorias provoquen una baja de temperatura la fundición debe ser llevada a cabo con baño abierto.

Desde 1954 varias pruebas de fundición para ferroniquel han sido realizadas en hornos piloto de 200 kW.

Un cierto número de minerales lateríticos, incluidas las garrinitas han sido probados.

En los ensayos la temperatura de la escoria ha variado y no siempre se han podido determinar los parámetros que determinan esta temperatura, por lo que el siguiente estudio estadístico adquiere gran interés

HORNOS.

Las características de los hornos de los cuales fueron obtenidos los datos se dan a continuación.

Número	Tipo	Tamaño
1	Horno piloto de una fase.	200 kW
2	Horno de prueba de 3 fases.	350 kW
3	Horno industrial de 3 " .	13.5 MVA.
4	Horno industrial de 3 " "	25 MVA.
5	Horno industrial de 3 " "	40 MVA.

DESCRIPCION DE LA PLANTA PILOTO Y DE LAS PRUEBAS.

El horno piloto de 200 kW es un horno cubierto de una sola fase con electrodo de grafito.

El horno está directamente conectado a un pequeño horno rotatorio para precalentamiento y prerreducción del mineral.

Este último horno tiene 8.75 m de largo y 0.64 m de diámetro del refractario y es calentado por medio de un quemador de aceite situado al final de la descarga.

En las figuras 1 y 2 se dan detalles del horno y del procedimiento.

Las pruebas de fundición fueron hechas en operaciones continuas (24 horas en un día y 5-7 días a la semana). Se tuvo un consumo de 8000 kg de mineral por día.

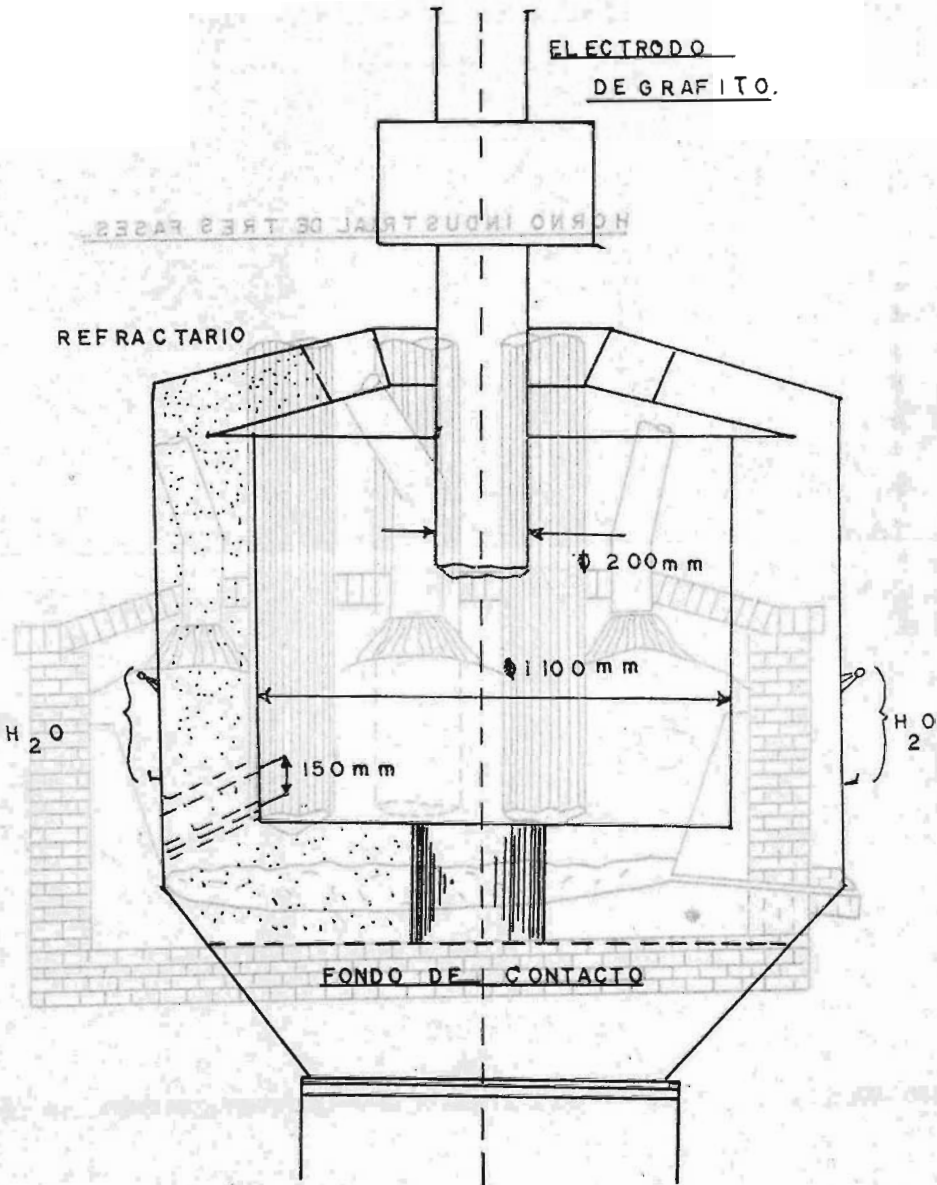
La escoria fue picada cada 1.5 horas. Algunas de las medidas de la temperatura de colada de la escoria fueron medidas ópticamente, pero su gran mayoría se obtuvo de pirómetros de inmersión.

TRATAMIENTO ESTADISTICO DE LOS DATOS.

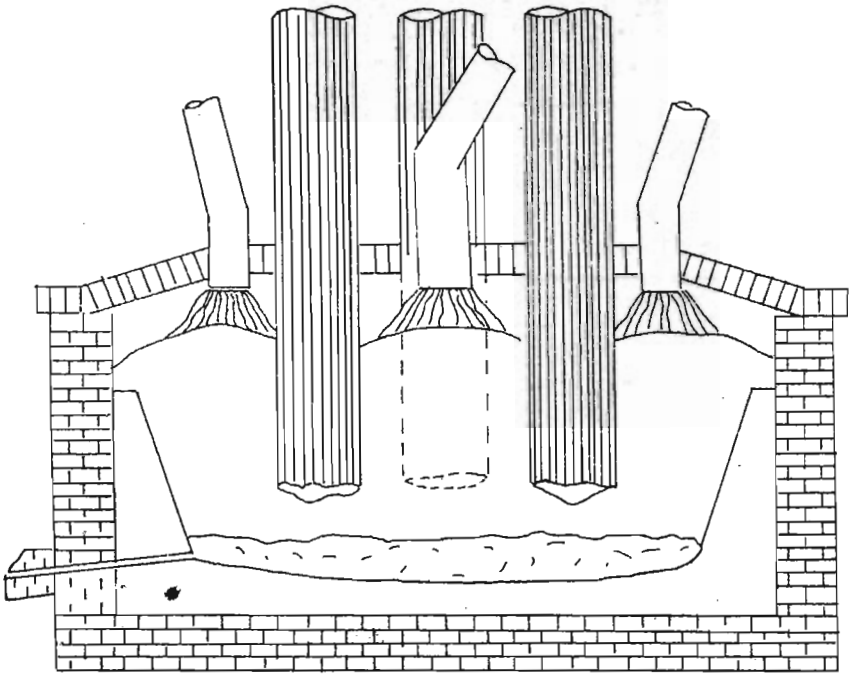
Se trataron los siguientes parámetros:

- Composición de la escoria.
- Temperatura de colada de la escoria.
- Temperatura de liquidus de la escoria.
- Potencia eléctrica.
- Voltaje.

HORNO PILOTO 200 kW.



HORNO INDUSTRIAL DE TRES FASES.



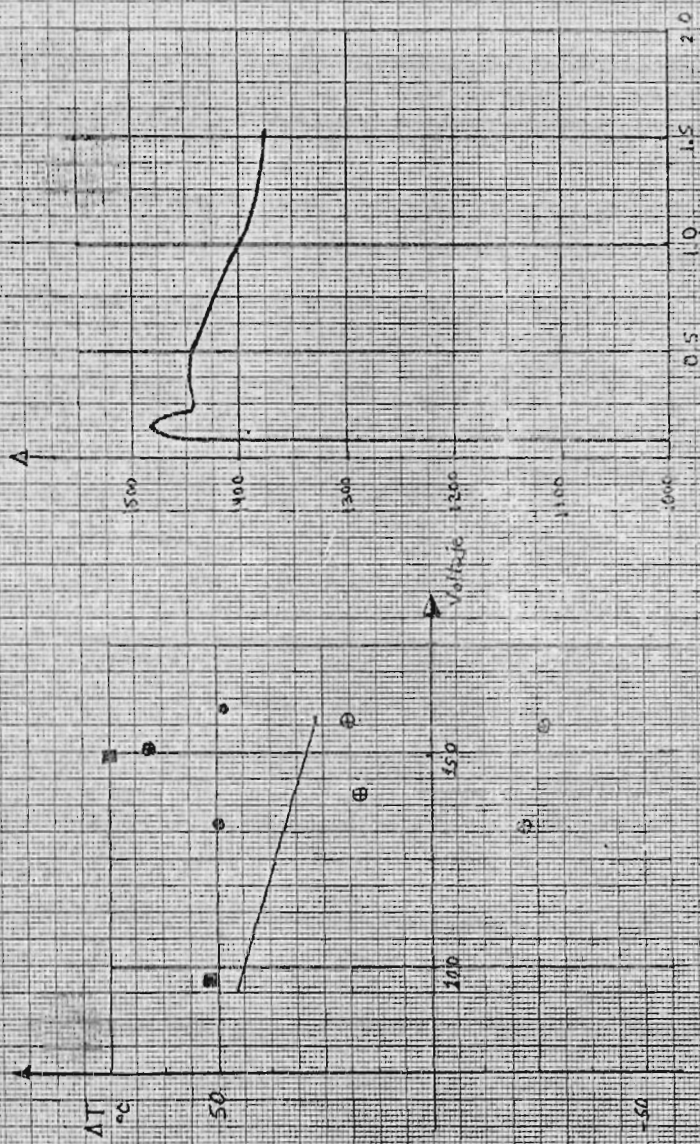
COMPOSICION PROMEDIO DE LA ESCORIA.

HORNO	ESCORIA	No. PERIODOS	ANALISIS			Sumatoria
			SiO ₂	MgO	FeO	
I	A	5	56.6	16.2	20.7	93.5
I	B	12	52.7	15.4	25.6	93.7
I	C	24	46.7	13.8	30.0	90.5
I	D	24	52.1	34.0	10.0	96.6
I	E	33	50.0	36.1	10.0	96.1
I	F	2	54.2	35.6	5.0	94.8
I	G	2	50.3	42.9	3.3	96.5
I	H	2	47.8	40.7	6.1	94.6
I	I	4	53.8	38.5	3.4	95.7
I	J	4	50.9	24.7	14.9	90.5
I	K	6	45.7	19.6	22.3	87.6
I	L	2	42.5	18.4	27.2	88.1
2	M	-	45.3	30.6	18.8	94.7
3	N ₁	-	53.0	37.0	6.0	96.0
4	N ₂	-	51.9	37.0	8.0	96.9
5	N ₃	-	52.9	35.0	6.5	94.4

Los resultados de las pruebas fueron agrupados de acuerdo a lo obtenido en los análisis de escoria. Para cada grupo - fueron calculados los valores medios basados en los valores - periódicos promedio.

Las letras ABC... etc que aparecen en la tabla anterior corresponden a los distintos tipos de escoria tratados.

Los datos de las escorias N₁, N₂ y N₃ para las cuales no se computaron los períodos de operación corresponden a hornos industriales.



BY VOLTAGE
EQUIPMENT
TESTING

ON THE MEASUREMENT

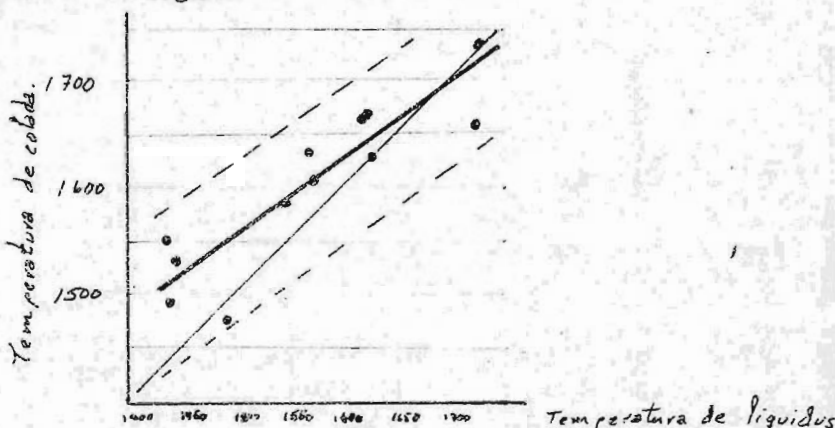
PROMEDIO DE LOS DATOS COMBINADOS.

ESCORIA	DESVIACION STANDAR	ANALISIS %			TEMPERATURAS ° C			kW
		SiO ₂	MgO	FeO	T ₂	T _I	T	
A		60.5	17.4	22.1	1629	1628	I	157
	S	0.7	1.1		17	14	-	6
B		56.2	16.5		1587	1556	3I	143
	S	1.0	0.7		17	21	-	9
C		51.6	15.3		1550	1446	104	153
	S	0.6	0.4		23	28	-	8
D		54.2	35.4		1609	1578	3I	153
	S	1.3	0.9		32	11	-	16
E		52.0	37.6		1672	1627	45	174
	S	0.6	1.1		14	23	-	8
F		57.2	44.5		1635	1571	64	192
	S	0.6	0.2		21	6	-	9
G		52.1	43.0		1740	1729	11	143
	S	0.3	1.5		14		-	5
H		50.6	40.3		1660	1725	-65	170
	S	0.6	1.1		0	35	-	2
I		56.2	27.2		1664	1622	42	164
	S	1.1	0.3		15	31	-	8
J		56.3	22.3		1484	1491	-7	164
	S	0.6	0.6		9	4	-	6
K		52.2	22.3		1498	1448	50	166
	S	1.0	0.6		12	6	-	6
L		48.3	20.9		1533	1450	83	163
	S	0.3	0.3		10	I	-	I
M		47.8	32.3		1608	1595	13	348
N ₁		55.2	38.5		1600	1605	-5	II 500
N ₂		53.6	38.2		1580	1620	-40	20 000
N ₃		56.0	37.1		1600	1580	20	20 500

Por medio de una regresión lineal es posible correlacionar los parámetros calculados usando los datos combinados de la tabla anterior .

Ecuación.	Número	Coefficiente de correlación r
$T_2 = 506.28 + .699 T_I$	I	0.906
$T = 506.28 + .301 T_I$	2	-0.576
$T_2 = 1566.3 + .238 P$	3	0.037
$T = 12.58 + .122 P$	4	0.033

La curva de regresión lineal representada por la ecuación I se muestra en la figura:



En la misma figura se representa el efecto de correlación expresado por la ecuación 2.

Con la ayuda de la ecuación I se ve que hay una buena correlación entre T_2 y T_I y no es razonable esperar una buena correlación entre T_2 y P y como se comprueba a partir de la ecuación 3 en la que se ve que de acuerdo al coeficiente de correlación que por ser tan pequeño indica que casi no hay correlación.

Respecto al signo de T, cuando es positiva debe considerarse como un sobrecalentamiento de la escoria y es razonable esperar una correlación entre T y P. La ecuación 4 no indica ninguna correlación general.

Un examen más cuidadoso que revele alguna dependencia entre T y P ha sido hecho usando una regresión lineal de los valores medios de períodos sencillos para cada una de las escorias de A a E.

Sobre la influencia del voltaje hay pocos datos pues en ge

neral este permaneció constante.

Temperaturas en relación al voltaje.

Escoria	Tiempo de operación (horas)	Voltaje(V)	Temp. de colada (°C)
A	22	137	1613
A	13	143	1627
A	24	154	1614
A	56	160	1646
F	33	97	1620
F	24	149	1650
K	47	136	1505
K	24	151	1510
K	8	160	1498

INTERPRETACION DE LAS TEMPERATURAS DEL LIQUIDO.

Las temperaturas del líquido derivadas de los diagramas de fase no pueden tan exactamente ser esperadas ya que en el baño metálico se encuentran diversos tipos de impurezas como SiO_2 , MgO y FeO que pasan a la escoria. A pesar de que las cantidades de otros elementos son también pequeñas introducen un pequeño error.

Se trató de checar la temperatura del líquido en algunas escorias por medio de curvas de enfriamiento. Los datos se ilustran a continuación.

Temperaturas de líquido de los diagramas de fase y curvas de enfriamiento.

Análisis de escorias %				Temperatura de liquidus °C	
SiO_2	MgO	FeO	Suma	Del diag, de fase	de curva enf.
45.2	18.9	25.3	89.4	1444.3	1455
42.7	18.3	27.1	88.1	1450	1470

También del análisis se obtuvo:

5.5% Al_2O_3 ; 3 % MnO 1.7 % Cr_2O_3

CONCLUSIONES.

En la operación con baño cubierto se encontro que la dependencia entre la temp. de liquidus y la temp. de colada de escorias en hornos de 200 kW, era pequeña pero influyó notablemente.

No se encontraron correlaciones consistentes entre las variaciones de la energía utilizada y la temperatura de las escorias.

INNOVACIONES Y VENTAJAS OBTENIDAS EN LOS HORNOS CERRADOS CON DOBLE ROTACION PARA FERRO-SILICIO.

INTRODUCCION.

Un horno totalmente cerrado se define como un horno provisto de una cubierta hermética a fin de que la mayor parte del equipo del horno quede fuera de la cubierta y resguardada del calor, con la característica adicional, consecuencia de esto, de que el gas es recogido sin que se quemé en la superficie de la carga.

Antes de la segunda guerra mundial una de las principales factorías mundiales siderúrgicas, la Elken-Spiegeverket, construyó solo hornos para fundición con el sistema de horno totalmente cerrado.

El objetivo en el sistema Elken ha sido el llegar a conseguir que todos los hornos que técnicamente pudieran funcionar como hornos cerrados pudieran ser diseñados como tales.

La razón de esto es que este diseño de equipo ofrece las siguientes ventajas evidentes:

- 1) La mayor parte del equipo del horno queda situada fuera de la cubierta alcanzando por lo tanto un período de vida mucho más largo.
- 2) El volumen teórico del gas será aproximadamente solo el 2% de el volumen de humo de un horno completamente abierto, lo cual significa equipo más sencillo técnicamente para la limpieza del gas.
- 3) Resulta menos costoso invertir para convertir un gas concentrado en energía en comparación con el gran volumen de humo en un horno abierto.
- 4) El sistema de suministro de corriente secundaria a los electrodos se puede hacer más corto, lo cual mejora la reactancia del horno.

Todas estas ventajas fueron las principales razones para construir los hornos cerrados siempre que fuera posible, conduciendo al desarrollo de hornos cerrados para ferroaleaciones en todos aquellos casos en que el proceso no requiriera agitación de la carga.

Estos hornos cerrados aumentaron de tamaño y de capacidad -

durante los años sesenta a medida que la tecnología avanzaba en este campo sin que ello presentase grandes problemas técnicos.

Sin embargo el aumento en las dimensiones de los hornos para ferrosilicio sí implicó la aparición de ciertos problemas derivados sobretudo al aumento de calor de inducción, del de radiación y el aumento en la abrasión del equipo expuesto.

Como resultado de estas experiencias negativas la compañía -Elkem- en la cual desarrolló la prueba- tuvo que desarrollar los hornos de bóveda baja para ferrosilicio de los años sesenta, que es el tipo que conocemos hoy en día.

En la fig. I se muestra un diseño típico.

Con el objeto de reducir el volumen de humo a limpiar -y con ello el precio del filtro, el horno de tipo de bóveda baja fué -previsto más tarde de puertas y adaptado a un funcionamiento a temperaturas más altas. Este tipo de horno es conocido como el -horno semicerrado.

Sin embargo, el tener un horno cerrado por completa (sin complicar el diseño y el funcionamiento) no estaba aún al alcance de la técnica de aquél tiempo.

AVANCES TECNICOS HASTA EL HORNO CERRADO PARA FERROSILICIO.

Desde 1950 se han venido realizando las investigaciones para encontrar las condiciones en las cuales fuera posible cerrar un horno de ferrosilicio de alto grado.

En 1974 se estudiaron de nuevo las posibilidades técnicas y se tomó la decisión de lanzar un ambicioso proyecto de tres etapas:

- Fusión de prueba en un horno de 0.5 MW.
- Fusión de prueba en un horno de 2.0 MW.
- Prueba con un horno industrial de 8.5 MW en la siderúrgica de Bremen.

Una de las conclusiones importantes del nuevo proyecto fué la de modificar la manera de agitar la carga. El horno cerrado no ofrece posibilidad de acceso por arriba para la agitación de la mezcla, como sucede con el horno abierto y el semicerrado.

La agitación convencional a través de sellos herméticos en la cubierta fué sometida a un estudio exhaustivo, basado en las siguientes consideraciones:

-Los agitadores tendrán que entrar en el horno a través de sellos herméticos situados en la cubierta, que impidan el escape de gas o la entrada de aire. Por esta razón y por razones de mantenimiento sería una ventaja utilizar pocos agitadores.

-La segunda consideración es que si se utiliza un número reducido de agitadores para contar con una cobertura satisfactoria de la parte superior del horno, se requiere diseñar un dispositivo de agitación muy perfecto.

Resulta evidente que resolver el problema del diseño del agitador era complicado. Si a esto aunamos la dificultad de no poder realizar la agitación en el punto y momento precisos, sin la posibilidad de observar la parte superior del horno - el problema era mayor.

La solución a este problema fué la de cambiar el diseño de el crisol lo cual abrió el camino para el funcionamiento de hornos cerrados para ferrosilicio de alto porcentaje.

EL CRISOL PARTIDO.

La compañía Elkem obtuvo una concepción nueva de crisol en la cual se prescindía de los agitadores.

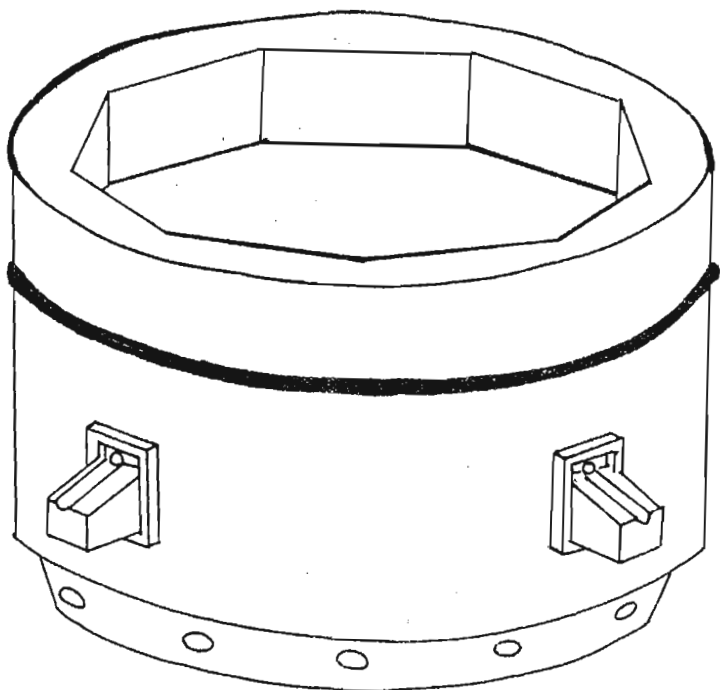
El inventor fué H. Krongrud. En varios países se opera ya bajo esta patente. En Brasil y México se observa la posibilidad de utilizar esta innovación.

La figura 2 muestra que el crisol está dividido en dos partes superpuestas, una de las cuales, la superior, tiene una sección interior que presenta la forma de un polígono regular, generalmente de nueve lados.

La parte inferior que constituye la parte principal del crisol y la superior llamada anillo, pueden girar con independencia la una de la otra. En principio se puede emplear cualquier combinación de rotación u oscilación de los cuerpos.

La junta hermética entre las dos partes del crisol se obtiene por medio de un sello.

Los experimentos a gran escala empezaron en la planta siderúrgica de Elkem-Spiiegeverket en Bremanger, Noruega, con un horno de ferrosilicio de 8.5 MW. Este horno tiene un diámetro de camisa de 6 metros y tres electrodos de 950 mm de diámetro.



MODELO DEL CRISOL PARTIDO ELKEM.

Se puede emplear cualquier combinación de oscilación
o rotación de las partes superior e inferior.

Este mismo horno es el que ahora, provisto de una cubierta - está produciendo ferrosilicio al 75% de manera completamente - cerrada.

La primera prueba con el crisol partido comenzó sin embargo con el horno abierto. La duración de este período fué de aproximadamente 4 meses, al cabo de los cuales el horno fué parado y modificado para su funcionamiento cerrado.

Durante este período se observó que el crisol partido trajo un cambio muy bueno en el aspecto de la parte superior del horno. Las sopladuras de gas y la formación de costra fueron - muy reducidas, por no decir completamente eliminadas.

Se observó también una distribución del gas y hundimiento - de la mezcla extraordinariamente en toda la superficie.

En las pruebas se hizo girar el anillo a un régimen de una revolución cada 10 horas, en tanto que el cuerpo principal se mantuvo a una revolución cada 100 horas, la cual es una velocidad normal para un horno de este tamaño, del tipo rotatorio.

El efecto del horno partido sobre la masa de la carga se propaga centrípetamente y hacia abajo. Observando la parte superior del horno se puede ver el efecto causado por la erosión la cual es muy pequeña debido a que la rotación es muy lenta pero efectiva. La observación visual solo puede dar una indicación vaga - de estos efectos sobre la carga.

A causa de las velocidades diferentes de las partes superior e inferior del crisol, la carga situada alrededor del plano divisorio entre ambas partes queda expuesta a una acción de corte y **amasado** que da como **resultado** una carga no adherente y porosa.

El efecto más **claramente** observable al funcionar con la rotación del anillo es la distribución por igual del gas en la - sección **transversal del horno**, lo cual trae como consecuencia temperaturas del gas más bajas y constantes.

Esto ha sido comprobado por los pares termoelectrónicos colocados con este fin bajo la cubierta de este horno.

Se observa también que el hundimiento de la carga está más regularmente repartido por toda la sección transversal del crisol cuando este es del tipo partido.

De lo anterior se desprende la utilidad de este horno rotatorio de crisol partido para la solución de problemas de forma

ción de costra, penetración desigual del gas con las sopladuras subsecuentes y la pérdida de silicio por la misma causa.

No hay razón aparente para que el mejoramiento del funcionamiento de los hornos mediante la aplicación del principio del crisol partido quede limitado a estas aleaciones.

Se podría aplicar con grandes ventajas en procesos que en la actualidad se desarrollan en hornos cerrados como los de fundición en lingotes, carburo de calcio, manganeso y cromo.

El problema más frecuente que se experimenta en la fabricación de los productos anteriores es que debido a la acumulación de finos se forman puentes o cavidades que hacen al proceso difícil de controlar en forma adecuada.

EL HORNO CERRADO PARA FERROSILICIO.

Una de las características principales de este equipo es la alta posición de la cubierta.

El anillo es un polígono regular. El nivel de carga en el horno es controlado con indicadores de nivel.

El equipo cuenta además con 9 pares termoeléctricos que señalan la temperatura en los puntos de la carga. Los alimentadores de carga son controlados por reguladores ajustados para dar una carga ligeramente inferior a la requerida.

Para suministrar cantidades adicionales de carga se cuenta con un dispositivo manual cuando los indicadores de nivel y temperatura informen de la necesidad de ello.

Las temperaturas indicadas bajo cubierta, se deben encontrar normalmente entre 400 y 600 ° C, el monóxido de sílice que se escapa por la carga bien se descompone o bien reacciona con el monóxido de carbono.

Las reacciones son todas altamente exotérmicas y cuanto más sea el silicio que se pierda mayor será el calor generado bajo la cubierta. Hay por consiguiente una muy buena correlación entre la temperatura de los gases y las pérdidas de silicio. Por lo tanto, de la temperatura de los gases se puede deducir la situación en el horno mejor que con una observación visual de un horno abierto.

Los gases contienen el siguiente análisis típico.

Resultados típicos del análisis de gas:

CO	65-80 %
H ₂	12-25 %
CH ₄	0-4 %
N ₂	1-3 %

El hidrógeno procede del cracking de los aceites provenientes de los agentes reductores y de la humedad de la carga que puede reaccionar con el carbono en el horno.

Análisis de los polvos:

SiO ₂	80-85 %	Ca	.02-.06 %
SiC	2-3 %	Mg	1.6-3.7 %
Ctot	7-11 %	Na	.5-.8 %
Si met	.2-.9 %	K	.7-1.0 %
Fe	.3-1.2%	S	.3-.4 %
Al	.03-.17%	P	.03-.03 %

El polvo contiene bastante carbono libre que pudo haber sido formado por cracking o por reacción de SiO y CO.

Las partículas de polvo de un horno cerrado de ferrosilicio son más grandes que las de un horno abierto y tienen una tendencia a agregarse, lo cual hace un polvo de fácil precipitación - por ejemplo utilizando un precipitador electrostático o un depurador húmedo.

La recuperación de silicio del horno cerrado ha sido de un 90 a 92 % contra un 85-87 % cuando el horno funcionaba abierto.

Parte de este aumento en la recuperación puede ser atribuido a la sedimentación de polvo bajo la cubierta.

Se ha observado una reducción aproximada del 8% en el consumo de carbono en relación con el horno abierto. Esto puede ser explicado por que se tienen menores pérdidas por oxidación y a que hay menor arrastre de finos debido a la baja velocidad de los gases.

RECUPERACION DE ENERGIA DE LOS GASES DE DESHECHO EN LOS HORNOS ELECTRICOS DE FERROSILICIO.

SUMARIO.

La recuperación de energía es una de las preocupaciones modernas en el manejo de grandes equipos. Asimismo tiende a ser una de las partes integrales del sistema de control ambiental.

Con el objeto de alcanzar un control más eficiente de las emisiones es necesario reducir el volumen de los gases expulsados.

Pero existe el problema de que cuando se limita la cantidad de infiltración del aire, la temperatura de los gases de deshecho sube proporcionalmente hasta alcanzar un nivel en el cual se excede la temperatura de tolerancia de el material de tela del filtro. El problema resultante del enfriamiento de los gases es más eficientemente tratado empleando un quemador para los gases calientes.

El calor producido puede ser utilizado en diferentes formas más o menos eficientes dependiendo de la localización de la planta.

Cuando la energía del vapor es convertida en energía eléctrica la cantidad recuperada alcanza el 20 o 25 % de la energía de entrada.

Se entiende que la recuperación es una consecuencia de la eficiencia de la operación de limpieza, el considerable ahorro obtenido con el uso de un filtro más pequeño es otro aliciente.

La alternativa del regreso de los hornos semicerrados - más económicos - puede ser expresada en función de la unidad de costo de potencia recuperada, apareciendo así este como el aspecto más atractiva de las comparaciones con otros equipos.

El horno semicerrado con sistema de recuperación de energía tiene como principales competidores a los nuevos sistemas de fundición más seguros, obtenidos para aleaciones de alto silicio en muchos hornos cubiertos.

INTRODUCCION.

En un principio la posibilidad de contar con energía hidroeléctrica barata dió un temprano impulso a la fundición de ferroaleaciones en Noruega, asimismo otras condiciones, sobretodo de mercado, hicieron de Noruega una locación favorable para la operación de hornos de ferroaleaciones teniendo fácil acceso a los materiales de carga y a los mercados.

Así la industria de las ferroaleaciones en Noruega y posteriormente en otras partes del mundo tuvo un crecimiento extenso llegando a ser de considerable importancia económica en el renglón de las exportaciones.

Pero la era de la energía barata ha visto pasar sus mejores días y en varios países la disponibilidad de energía se ha visto restringida.

Por ello la productividad de un horno es ahora más que nunca función de los kWh consumidos por tonelada.

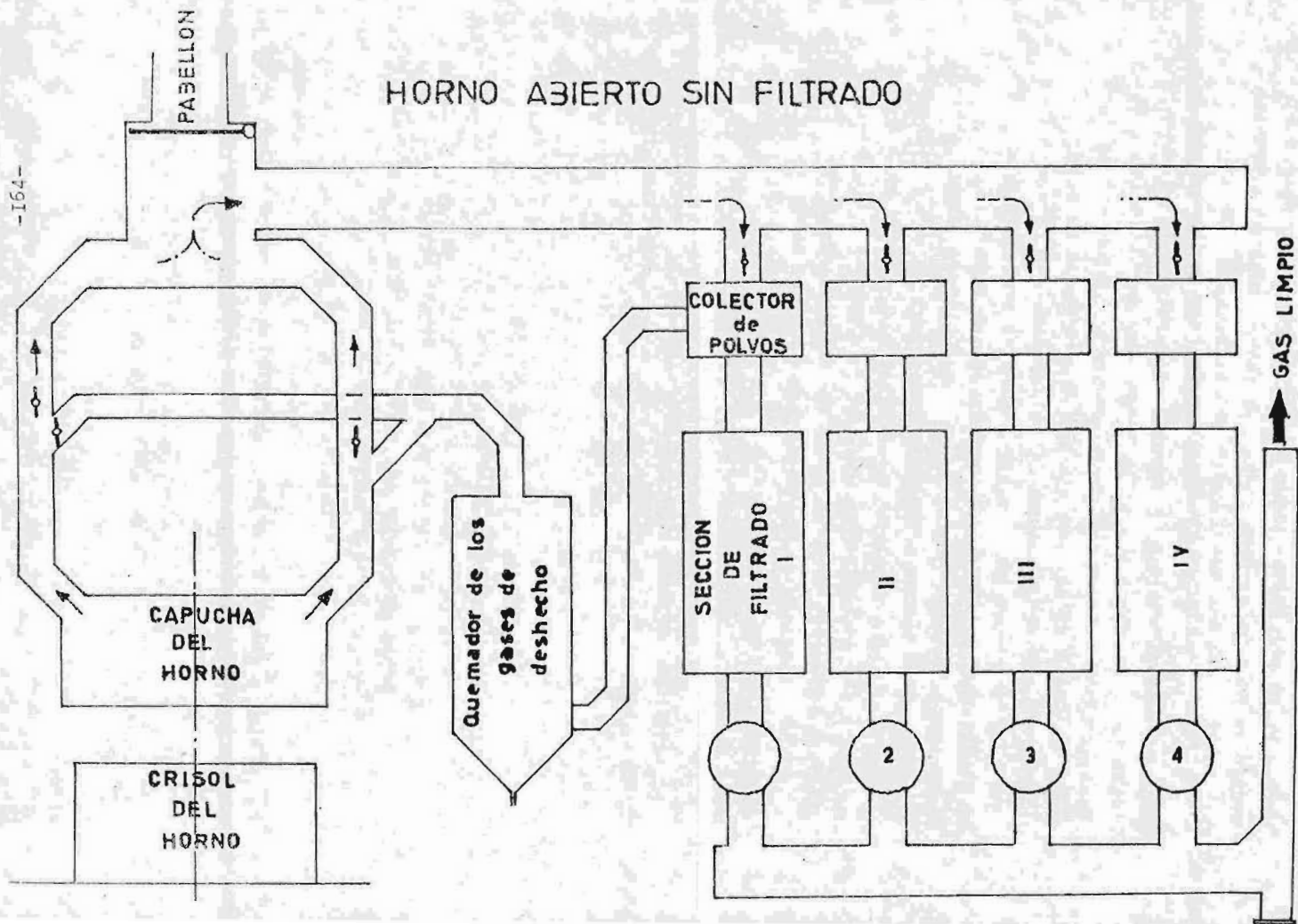
Hay muchas maneras de optimizar el aprovechamiento de energía modificando los procesos de extracción de las ferroaleaciones.

Así por ejemplo el precalentamiento de la carga o prerreducción del mineral son ejemplos de procesos que dan un considerable ahorro de energía.

En el pasado los costos para desarrollar equipos de utilización del calor deshechado hicieron antieconómicos los esquemas de posible aprovechamiento. Sin el actual nivel de producción de ferroaleaciones, hubieran sido pocas las oportunidades de aprovechamiento de calor de bajo grado. Pero en años recientes los efectos conjuntos de escasez energética y de leyes contra la contaminación más severas han acelerado las necesidades de acoplar al sistema de expulsión de flujos equipos apropiados para la recolección de humos.

Los ahorros de energía obtenidos han sido también un incentivo en la economía total de producción.

Tomando en cuenta el éxito en lo que a medidas ambientales protectoras se refiere, el balance de costos se inclina favorablemente también hacia la recuperación de los gases de residuo.



AVANCE DEL HORNO CERRADO DE FERROSILICIO AL ABIERTO.
VENTAJAS ECONOMICAS Y OPERACIONALES OBTENIDAS.

Las etapas en el desarrollo del horno de ferrosilicio que condujeron al tipo cerrado pueden resumirse en las etapas siguientes:

- I HORNO ABIERTO.
- II HORNO ABIERTO CON FILTRO DE BOLSA.
- III HORNO SEMICERRADO CON FILTRO DE BOLSA.
- IV HORNO SEMICERRADO CON SISTEMA DE RECUPERACION DE ENERGIA Y FILTRO DE BOLSA.
- V HORNO CERRADO CON SISTEMAS DE DEPURACION DE GASES Y RECUPERACION DE ENERGIA.

Ha sido siempre el ideal contar con un equipo que tenga un funcionamiento con el cual sea posible reducir los costos al máximo en relación al producto obtenido.

Sin embargo en el desarrollo de cualquier proceso el paso de una etapa a la otra implica que el ahorro en los costos se vea afectada en tanto no se estabiliza el proceso.

En el caso del horno de Fe-Si en su primera modificación, la adición del filtro de bolsa, representaba un gasto considerable y un equipo bastante caro de mantener y tener en funcionamiento y que no contribuía de ninguna manera a los ingresos.

El principal residuo - polvo de SiO_2 - tiene cierto mercado pero con exceso de oferta por lo cual muchos vendedores se dan por satisfechos si pueden quitarse de encima el problema de los residuos y recibir cierta compensación por sus gastos.

Por otra parte, no hay que olvidar que la industria metalúrgica es una industria conservadora que no suele precipitarse sobre nuevas soluciones técnicas, ya que es básico para esta actividad un funcionamiento estable, ininterrumpido, con un mínimo de tiempo en que los equipos esten parados.

Uno de los factores más importantes que han impulsado esta evolución ha sido, probablemente, el establecimiento en diferentes países de reglas estrictas sobre el control de la contami-

nación del aire y del agua, lo cual ha obligado a la industria metalúrgica a cambiar la concepción acostumbrada de un proyecto de planta metalúrgica ordinaria.

Además como ya se ha mencionado, la reciente invención del crisol partido ha puesto la última etapa - horno industrial cerrado para ferrosilicio de alto porcentaje - al alcance de la técnica.

Esto quiere decir que el problema con que se ha enfrentado - la industria desde hace más de 25 años; cuando los primeros experimentos para recoger el gas sin quemar de un horno para ferrosilicio al 75% se realizaron en Noruega, en 1950; esta a punto de ser resuelto con éxito.

Volviendo al tema de las cinco grandes etapas de desarrollo para un horno cerrado, se puede a continuación indicar los principales factores que seguramente han impulsado el paso de una etapa a la siguiente:

<u>Desarrollo</u>	<u>Razón</u>
I II Adición del filtro de bolsa.	Entrada en vigor de reglas de contaminación aérea, muy estrictas.
II III Introducción del sistema semicerrado.	Reducir el costo de instalación del filtro de bolsa. Mejorar las condiciones de trabajo.
III IV Introducción del sistema de recuperación de energía.	Recuperación de energía, la energía es cada vez más cara y escasa.
IV V Horno cerrado e introducción del crisol partido.	Mejorar las condiciones de trabajo. Esforzar menos el equipo. El gas sin quemar es más valioso. Instalación de recuperación de energía más pequeña.

Se observará que la introducción de reglas más estrictas sobre la contaminación atmosférica desencadenó una sucesión de acontecimientos, que luego fué estimulada por el natural deseo de la industria de reducir costos, si bien la energía, la mano de obra y el equipo son costos que parecen evolucionar en un solo sentido, hacia arriba.

Con el establecimiento de reglas más rigurosas sobre la contaminación del agua, el próximo paso consistirá sin duda en el desarrollo de un sistema seco, barato para la depuración de los gases provenientes de los hornos cerrados de ferrosilicio y otras aleaciones sílicas.

El factor económico ha sido ya mencionado varias veces y sabido es de todos que el producir eficientemente y a bajo costo es una de las claves para el éxito y crecimiento de cualquier empresa.

En la producción de ferrosilicio al 75% los tres grupos principales de costos son:

Materias Primas.

Energía eléctrica.

Mano de obra.

Estos tres grupos constituyen más del 80 % del total. Por lo tanto las modificaciones de diseño, en sí mismas, solo pueden contribuir en pequeña medida a un ahorro de costos. La importancia relativa de los tres capítulos de costos variará obviamente, según el costo por unidad de cada uno, la mano de obra y la energía eléctrica son probablemente los dos factores de producción donde los costos varían más de un país a otro.

Con la elevación del precio de la energía, resulta evidente que los sistemas de recuperación de energía constituyen factores obvios para la reducción de la aguda competencia.

Para ilustrar como varía el costo de producción de una tonelada de ferrosilicio al 75% entre los cinco tipos de hornos ó combinaciones de los mismos mencionados antes, y basándose en un horno de 20 y uno de 40 MW y con precio unitario de 10 y 30 US \$ millones por kWh, respectivamente se construyó la tabla de la figura 4. Como referencia se utilizó un horno cerrado con sistema de recuperación de energía al que se le adjudicó el 100 %.

De la tabla comparativa anterior se pueden hacer las siguientes conclusiones:

-Cuanto mayor sea el costo de la energía, mayor es el ahorro obtenido por la recuperación.

-El horno cerrado con recuperación de energía es la solución más económica.

Al calcular la recuperación de energía hemos partido de la hipótesis de que se produce vapor para mover un grupo electrógeno a turbina. Para convertir vapor en electricidad no es esta una manera eficiente de recuperar energía. Se utilizó por tanto un factor de recuperación (energía recuperada en kW/carga de el horno en kW) del orden de 0.2 a 0.25 para el ejemplo mencionado antes.

Si se tuvieran que hacer predicciones sobre el futuro, de lo que se podría esperar de un horno moderno de ferrosilicio de alto porcentaje, el resultado sería;

Un horno cerrado.

Control por ordenadores.

Dotado con sistema de recuperación de energía.

Dotado con sistema de depuración en seco de gases.

Esta solución combinada es la óptima desde el punto de vista económico y además el medio en que trabajarían los operarios sería mejor que el del horno abierto actual.

RECUPERACION DE GASES EN LA CHIMENEA.

En un programa de ahorro de energía para una operación de fundición de ferroaleaciones, la atención inmediata está dirigida hacia la cantidad de calor desechada a través de la chimenea.

Las oportunidades de recuperación de energía en un proceso con horno cerrado o abierto difieren para cada uno de los dos casos.

HORNO CERRADO.

En un horno cubierto efectivamente el CO no quemado es recolectado bajo la tapa de la cubierta y drenado del horno. La ausencia de aire inducido resulta en volúmenes más pequeños, comparados con los hornos abiertos.

El control de las emisiones de un horno cerrado puede resultar sencillo y barato tomando en cuenta el riesgo del manejo de un gas peligroso como el CO, sobretodo a altas temperaturas.

Los gases de reacción tienen un contenido del 45 al 80 % de CO y un suficientemente alto valor calorífico para utilizarlo en una variedad de aplicaciones de calentamiento.

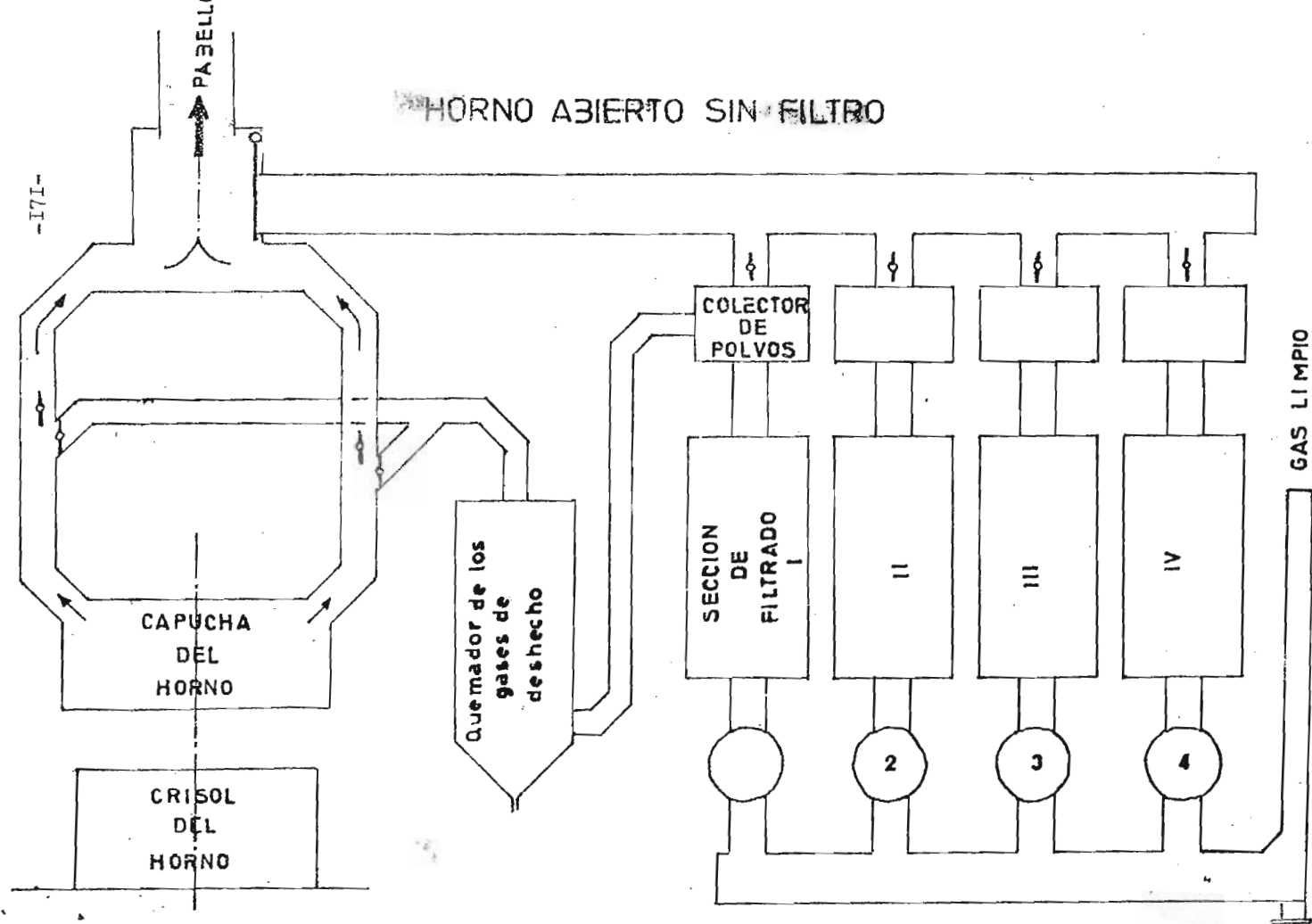
Hasta fechas recientes en lugares donde eran imposibles las ventas de este gas se le quemaba en una antorcha a la salida de la chimenea.

Pero siendo un combustible no contaminante, el gas rico en CO puede ser utilizado en el secado y precalentamiento de los materiales de carga, en los procesos de aglomeración de minerales y en general para todos los propósitos de calentamiento.

Si las condiciones locales son favorables, la obtención de vapor y su subsecuente conversión en electricidad viene a ser una proposición cuanto más atractiva.

HORNO ABIERTO.

En un horno de arco sumergido, abierto en lo alto, los gases y vapores generados en el proceso se queman instantáneamente en la superficie de la carga. A través de convección natural los gases son diluidos y enfriados con grandes cantidades de aire y son dirigidos a una chimenea muy larga de donde salen a temperaturas moderadas. De hecho la fracción de volumen con contenido real de gas de reacción alcanza solo del 1-7 %.



Las emisiones de un horno abierto se consideran para cualquier propósito práctico solo aire caliente, excepto cuando entran partículas de materia en concentraciones de 1-4 g/Nm³.

Los sólidos siendo en su mayor parte humos con partículas microscópicas, causan una contaminación altamente visible. En este caso una limpieza eficiente de los gases no solo es problemática sino cara.

Los grandes volúmenes de aire caliente cargados de humo que escapan a través de la chimenea en un horno abierto no ofrece oportunidades prácticas de recuperación provechosa de energía.

La cantidad de calor involucrada es de un valor apreciable pero las temperaturas fluctúan tanto y su promedio de temperatura es tan bajo (200°C) que impiden un arreglo costeable para intercambio de calor.

Las propuestas de limpieza de gases de un horno abierto en conclusión viables con los elementos con que se cuenta actualmente.

ALTERNATIVAS PARA CONTROLAR LAS EMISIONES EN UN HORNO ABIERTO EN LO ALTO.

Los hornos abiertos han sido utilizados para la fusión de aleaciones de alto silicio que van desde el silicio metálico hasta por lo menos ferrosilicio al 75 %. El trasfondo de esta situación se encuentra en el sistema de reacción que involucra la reducción del silicio por el carbono.

La ilustración de la fig. I señala la secuencia de las principales reacciones químicas que tienen lugar en las diferentes zonas del horno.

La reducción del silicio puede ser considerada como un proceso de destilación. En la parte más caliente del horno cercana al extremo del electrodo, la sílice reacciona con el SiC que se ha formado inmediatamente abajo. Al mismo tiempo que se produce el silicio la reacción genera CO y SiO gaseoso en cantidades aproximadamente iguales.

El CO resultante asciende a través de la carga y alcanza la parte alta del horno sin reacción posterior. Parte del SiO es consumido por el C para formar SiC y el que no se combina con el carbón sube a la zona alta no tan caliente. Ahí el SiO se -

condensa en la carga haciendo inestable y disociándose en Si y SiO_2 los cuales forman junto con el SiO_2 (el que posteriormente en contacto con el aire se oxida a SiO_2) el humo altamente e disperso que acompaña a la fusión.

Las reacciones de condensación provocan taponamiento e incrustaciones que reducen la permeabilidad e impiden el descenso de los materiales. Como consecuencia la presión del gas tiende a aumentar y grandes cantidades de SiO no combinadas son expulsadas causando la formación de grandes flamas calientes.

Por otra parte se tiene que es fácil el acceso a la parte alta del horno teniendo con ello constantes las reservas de carga para lograr una operación regular con recuperación de Si constante.

Experiencias pasadas han demostrado que la recolección de los humos de sílice puede ser una operación problemática.

Varios intentos han fallado, intentos fallidos debidos a una inadecuada recolección como el sistema húmedo que transfiere la contaminación del aire al agua. Los precipitadores electrodinámicos no pueden ser eficientemente operados sin verse afectados por serios problemas de corrosión.

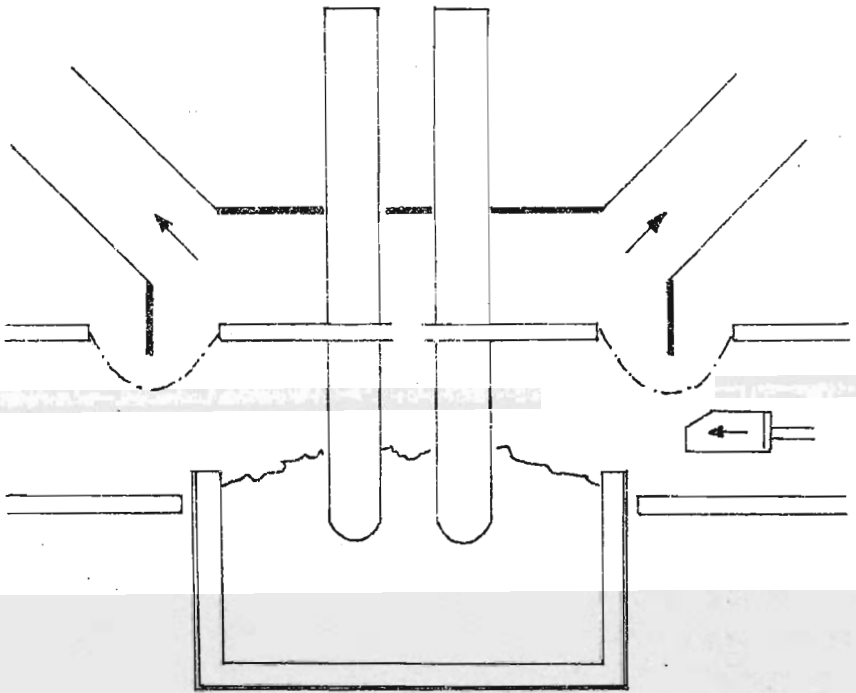
La corrosión se relaciona con el azufre contenido en los materiales de carga que salen en los gases residuales como SO_2 y SO_3 .

En los sistemas de manejo de gases es importante impedir condensación ácida manteniendo la temperatura abajo del punto de rocío.

Muchos hornos para la obtención de silicio han sido equipados con sistemas de filtrado en seco, lo que parece ser la solución más apropiada, además es posible contar con filtros que soportan temperaturas cercanas a los 250°C . Los gases de deshecho pueden ser directamente admitidos por el filtro. El diseño de limpiadora cíclica permite grandes velocidades de filtración.

El principal factor para la preferencia de filtros de alta relación de área de filtrado es la de minimizar los requerimientos de espacio para filtros.

Las inversiones en filtros y operación, así como el consumo de energía por filtrado son proporcionales a las cantidades de gases manejadas. Por ello las medidas para reducir los volúmenes de ga-



CUBIERTA CONVENCIONAL

ses de deshecho son particularmente importantes, por ello se buscan afanosamente nuevas ideas para limitar las cantidades de aire infiltrado.

En los diseños convencionales de los hornos existentes hay la posibilidad de adaptar una capucha más cerrada así como aberturas en la tapa para la colocación de los electrodos que tengan aparejos flexibles para limitar el aire inducido y tener una reducción de volumen hasta $13 \text{ MNm}^3/\text{kWh}$. Una reducción mayor requeriría un sellado más eficiente de la capucha del horno. Una reducción de 50 % o más haría necesario un rearrreglo del sistema de electrodos.

Las conexiones eléctricas se localizan en la parte superior de la capucha para evitar tener huecos en ella.

Con un horno de capucha baja, donde las ventajas de operación de un horno abierto son conservadas, se tienen volúmenes de deshecho de entre 8 y $9 \text{ Nm}^3/\text{kWh}$.

Si las cantidades de aire admitido son bajas esto repercute en un menor enfriamiento de los gases en la capucha. Restringiendo la infiltración de aire la temperatura se incrementa proporcionalmente. Operando con temperaturas de entre 350 y 400 grados centígrados se presentan serios problemas de enfriamiento.

Un arreglo de intercambiadores de calor gas-aire para enfriar los gases y prepararlos para una temperatura de filtración aceptable se hace necesaria pero existe la limitante de no extenderse demasiado en las dimensiones.

Haciendo comparaciones entre los ahorros obtenidos al disminuir el tamaño del filtro contra el incremento en los costos de enfriamiento conducen a la conclusión de que el sistema de control de emisiones es aún demasiado voluminoso y caro.

Se trata de una cuestión que relaciona básicamente área de filtración VS superficie a enfriar, y hasta la fecha todas las tentativas han resultado antieconómicas.

El problema se reduciría si se pudiera disminuir el volumen de gases sucios para hacer más eficiente la recuperación de energía.

Los sistemas que involucran enfriamiento por espumas han sido desechados por los problemas que esto conlleva en cuanto a con

densación y ataques de corrosión en los filtros y en los sistemas de flujo.

Un quemador de los gases de deshecho aparece como la mejor alternativa. Integrando un quemador al sistema de limpieza del horno se lograría la reducción de volumen de los gases y también de esta manera el promedio de temperaturas en la capucha del horno podrían fijarse voluntariamente, a un nivel en que se considere que las tensiones en el horno no sean peligrosas para el equipo así como para que sea lo suficientemente alta para tener una eficiencia razonable para el quemador.

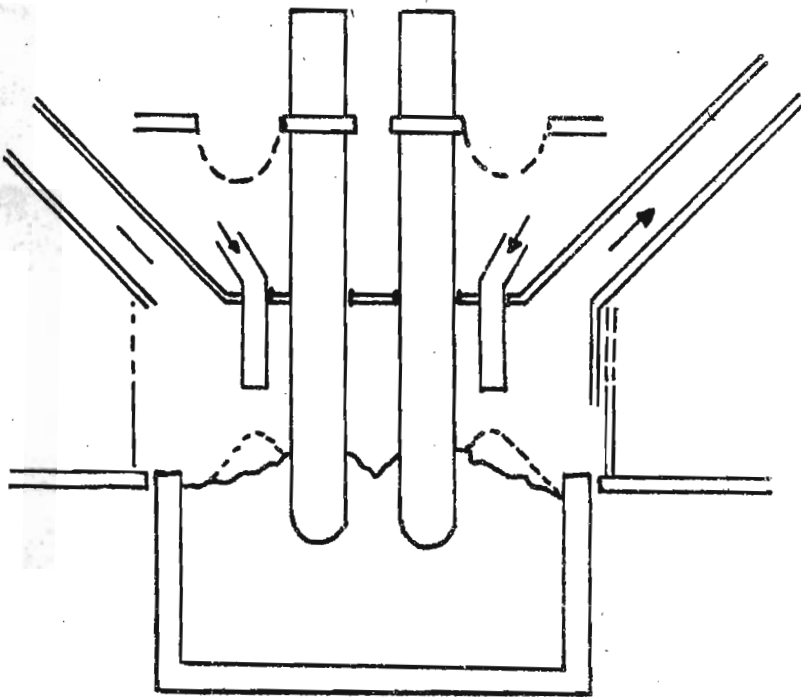
Otra alternativa sería un arreglo para cubierta semicerrado equipado con compuertas ajustables en tres de los lados, lo que deja aún la posibilidad de tener el acceso necesario para la carga rápida y correcciones durante el proceso. En este caso la carga se hace por gravedad a través de la capa superior del horno.

Una evaluación del sistema de control del horno en relación al efecto de reducción de volumen de gases lleva a dos alternativas que se exponen a continuación.

ALTERNATIVA 1	ALTERNATIVA 2
Horno abierto	Horno semi-cerrado
(temperatura del gas 200-300°C)	(Temp. del gas 800°C)
Enfriamiento por convección.	Quemador de los gases.
GRAN FILTRO.	Filtro más pequeño que I.

El arreglo en el cual el tamaño del filtro es menor pero lo grado a expensas de un área de enfriamiento mayor es la menos indicada.

En lugar de un enfriamiento por aire de los gases del horno en el caso 2 el quemador de los gases sirve primariamente como un enfriador. La circunstancia de que el quemador genera vapor y de que el vapor puede ser usado de diferentes maneras, ofrece múltiples posibilidades para la recuperación de energía posteriormente utilizable.



HORNO SEMI-CERRADO

RECUPERACION DE ENERGIA EN HORNOS SEMICERRADOS.

La cantidad de calor que acompaña a los gases despedidos en la fusión es de considerable magnitud aproximadamente:

Entrada	Salida
Energía eléctrica 17,2 G cal/h	Gases despedidos 17.16 Gcal/h

La más importante contribución al contenido de calor de los gases viene de la combustión del CO a CO₂, del SiO a SiO₂ y de la combustión de los materiales volátiles provenientes del carbón de la carga.

El carbón requerido para la reducción de la carga es despedido como CO y contiene una cantidad importante de calor. Lo mismo se aplica para las materias volátiles provenientes de los reductores.

En cuanto el SiO escapa sigue un camino errático y su contribución al calor final es muy variable. Sin embargo la importancia del silicio reside en que su calor para la oxidación a SiO es casi 5 veces que el del CO. Las condiciones de operación del horno conducen a una emisión masiva de SiO por lo cual se pierde tanto energía como materia en esta operación.

Hay una estrecha correlación entre el consumo de energía y la recuperación de silicio.

El contenido promedio de calor contenido en los gases depende de la cantidad de los materiales así como de la calidad de los mismos y en general de las condiciones de operación del horno.

La relación Contenido de calor en los gases/energía eléctrica a la entrada es particular para cada horno y varía con el tiempo y varía entre 0.8 y 1.2 en el caso del Fe-Si al 75 %.

El enfriamiento de los gases o recuperación de calor puede ser obtenido haciendo que la tapa del horno forme parte del sistema de intercambio de calor.

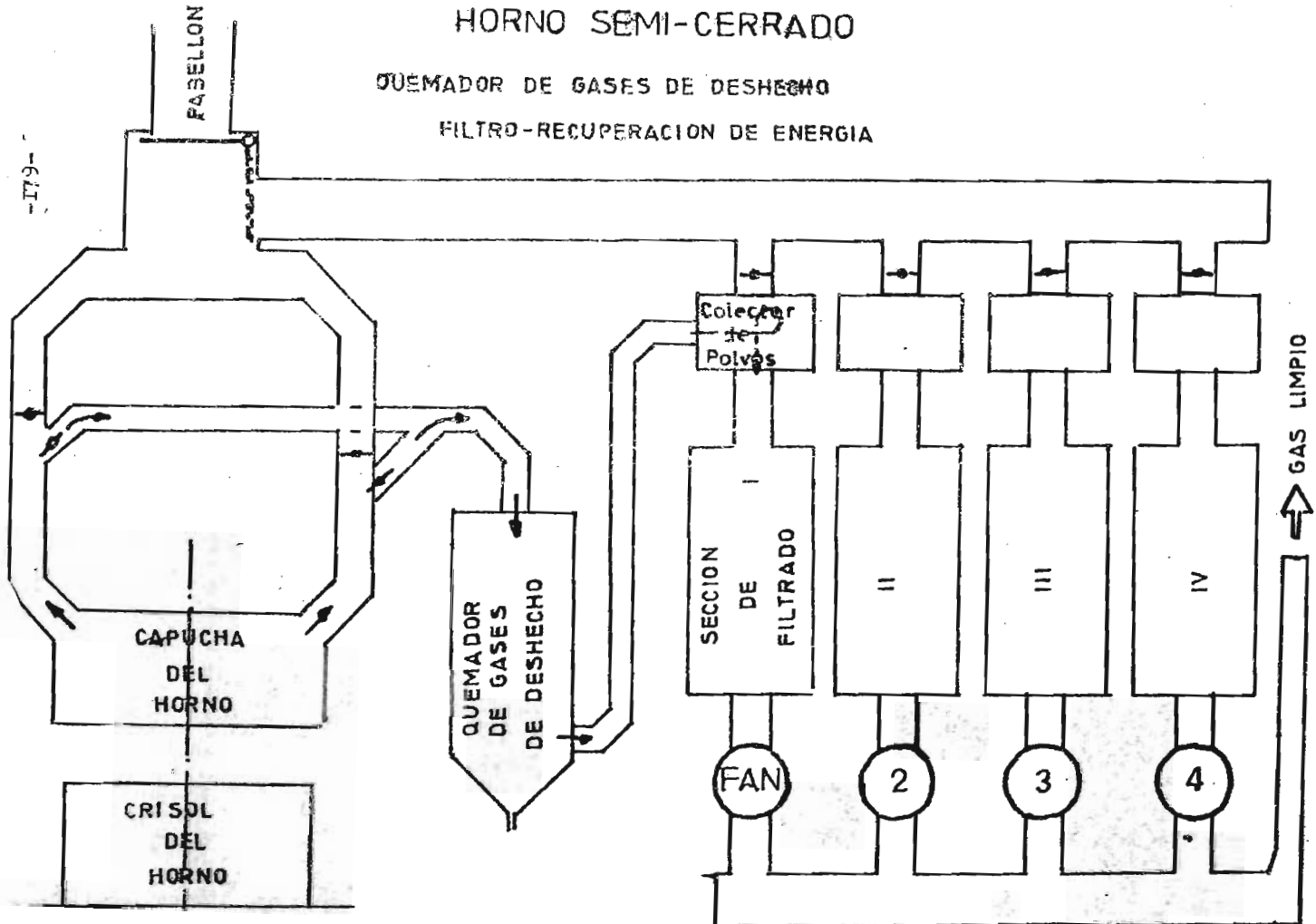
En este caso la cubierta interior esta estrechamente unida con tuberías que conducen vapor. La conducción hacia el quemador principal es también hecha por líneas de vapor y contribuye también al intercambio de calor.

Una opción más práctica es la de concentrar el intercambio de calor en el quemador unicamente. En este caso la cubierta del horno, los conductores y el refractario son aislados, minimizandose de esta manera el intercambio de calor con los alrededores, confinando

HORNO SEMI-CERRADO

QUEMADOR DE GASES DE DESHECHO

FILTRO-RECUPERACION DE ENERGIA



los al quemador se logra un aprovechamiento de la energía acumulada.

Para obtener la máxima eficiencia de un quemador de gases se requiere que la temperatura de los gases a la salida se mantenga tan baja como sea posible. En el diseño del quemador para la aplicación que nos ocupa hay una restricción que debe ser observada

- Es necesario que todas las partes, quemador, filtros y equipos en general en contacto con el gas se mantengan en todo momento a temperaturas por debajo del punto de rocío para prevenir ataque por corrosión.

La eficiencia del quemador se da por la relación entre la cantidad de vapor absorbido por el agua y el vapor y la cantidad de calor aportada por el flujo entrante, con una pequeña corrección por pérdidas térmicas del quemador.

Trabajando a temperaturas superiores a 800°C se obtienen eficiencias mayores pero la ventaja mayor se deriva de la disminución del tamaño del filtro, así como del quemador.

Por otra parte la temperatura de 800°C viene a ser un tope dada la posibilidad de riesgos por tensiones en la cubierta, conductos y chimeneas.

En el caso de haber industrias en las proximidades que utilicen vapor a baja presión, el aprovechamiento de esta fuente de energía es muy útil.

Por otra parte el vapor a alta presión se utilizaría para mover turbinas y posteriormente se utilizaría para los equipos de baja presión.

Si las condiciones son tales que el sistema de calefacción de un distrito pueda ser abastecido, se podría usar agua caliente presurizada en lugar de vapor. Una instalación similar opera en Noruega.

En principio estas soluciones representan un eficiente uso de la energía pero no siempre se presentan las condiciones adecuadas en los lugares de trabajo en donde el Fe-Si es producido,

En las condiciones usuales no existe la facilidad de convertir el vapor en energía eléctrica. Pensando que el vapor es un coproducto de las emisiones del horno la operación de una tubería hacia una turbina permitiría recuperar algo a cambio. La pérdida de casi dos

terceras partes de la energía del vapor en la turbina indica una recuperación muy baja.

PROBLEMAS ANTICIPADOS EN LA OPERACION.

Un horno semicerrado equipado con sistema de limpieza y recuperación de energía representa una gran complejidad comparado con las simples rutinas requeridas en el manejo de los contaminantes hornos abiertos para ferrosilicio.

La mayor dificultad se presenta cuando se opera en un solo sistema la combinación Filtro de gases-Recuperación de energía.

La instalación se planea para tener la posibilidad de operar las siguientes tres combinaciones:

- 1.- Horno abierto (compuertas en la cubierta, completamente abiertas) o sea salida de los gases directamente a la atmósfera.
- 2.- Horno abierto con la posibilidad de filtración de los gases de deshecho en un filtro ancho de cuatro secciones.
- 3.- Horno semicerrado-recuperador de energía (quemador-turbina) filtración a través de cuatro secciones.

La combinación 3 representa la operación más deseable.

Los efectos metalúrgicos debidos a las altas temperaturas de los gases no se temen tanto como las erupciones debidas a la intensidad de la llama de SiO .

Y utilizando un flujo reducido de aire de enfriamiento el riesgo proviene entonces de la tensión térmica en el electrodo y cubierta del horno. Este problema se traduce también a la durabilidad del refractario en la cubierta y conductos.

En contraste el arreglo de enfriamiento con agua en un horno convencional abierto causa mayores problemas por tiempos muertos por mantenimiento.

El hecho de que el flujo de gases entraña considerables cantidades de humos sílicos se tiene el problema de la formación de incrustaciones. Estos depósitos en los conductos del quemador retardan la transferencia de calor del metal lo cual disminuye la eficiencia del quemador.

En vista de las características adherentes de los humos la utilización de lanzas de aire comprimido, de limpieza por impacto y acústica puede ser requerida.

Algunas pruebas realizadas utilizando el sistema acústico han dado buenos resultados, considerando operación y costos.

Sin embargo la operación de un horno semicerrado tiene algunos riesgos por lo cual para evitar posibles problemas debe contarse con un arreglo "bypass" que permita al horno ser operado a veces con las compuertas de la capucha completamente abiertas.

ALGUNAS CARACTERIZTICAS DEL SISTEMA DE RECUPERACION DE ENERGIA.

La cantidad de calor recuperable en un quemador es siempre menor que la entalpia del gas por dos razones:

-Parte del calor se pierde invariablemente del quemador a los alrededores y en la práctica los gases no pueden ser enfriados por abajo del punto de rocío.

Con la relativamente baja temperatura de los gases a la entrada, la transmisión de calor es básicamente realizada por convección.

En esta circunstancia la transferencia de calor efectiva requiere que el quemador se diseñe para tener un contacto íntimo entre los gases y las superficies calientes.

El flujo de los gases depende de la disposición de los tubos y la utilización del sistema acústico resuelve satisfactoriamente el problema de las incrustaciones de sólidos.

En ocasiones la utilización de precauciones de limpieza adicional son útiles, el simple método de introducir pequeñas cantidades de arena o de partículas de coque, las cuales son barridas desde el quemador dan un efecto abrasivo desincrustante.



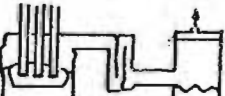


La cantidad de energía recuperada es función del contenido de calor en el gas, la combinación de quemador y turbina no son determinantes en la operación de hornos semicerrados.

Otra idea para el aprovechamiento de vapor derivado de la recuperación de energía es la de usar un superquemador con amplias secciones para la combustión.

ASPECTOS ECONOMICOS.

Haciendo una comparación entre un arreglo completo para un horno semicerrado con el horno abierto en lo alto el volumen de gases de deshecho es una variable decisiva.

GASTOS RELATIVOS DE PRODUCCION DE FERRO-SILICIO
AL 75 %.

		Horno de 20 MW		Horno de 40 MW	
		Millones de US \$		Mills. de US \$	
		10	30	10	30
	HORNO ABIERTO	100	109	107	112
	HORNO ABIERTO FILTRO DE BOLSA	106	114	108	117
	HORNO SEMI-CERRADO REFRIGERADOR DE GASES FILTRO DE BOLSA	105	113	107	116
	HORNO SEMI-CERRADO. RECUPERACION DE ENERGIA FILTRO DE BOLSA	103	104	103	104
	HORNO SEMICERRADO DEPURACION DE GASES RECUPERACION DE ENERGIA	100	100	100	100
FACTOR DE CONVERSION PARA OBTENER EL COSTO RELATIVO		1.20	1.54	1.00	1.34

-183-

El retorno económico en la alternativa de horno semicerrado puede ser expresado en función de la unidad de costo de energía recuperada.

Si el quemador y el turbogenerador se ven como una unidad independiente aparecerá que la energía liberada resulta cara.

Las operaciones a pequeña escala entrañan altos costos de operación, pero en un proyecto grande y viendo la instalación de recuperación como una parte integral del sistema del horno, lo cual debe de ser la situación real, la cantidad de energía recuperada resulta una inversión atractiva.

Los ahorros considerables obtenidos están condicionados al quemador de gases de desecho que funciona también como un eficiente enfriador primario del gas.

El vapor que está siendo producido es otro atractivo.

El arreglo del horno semicerrado requiere una gran inversión inicial pero esta se va deduciendo de los ahorros de energía por un filtro de menor tamaño que el utilizado normalmente.

Cuando se discute el aspecto económico se ve que el equipo para abatir la contaminación - el cual no es productivo - es caro pero que en tanto las demandas para límites de emisión se vayan haciendo más estrictas se hace un aspecto en ocasiones imprescindible.

Debido a las consideraciones anteriores el desarrollo de la alternativa semicerrada resulta el más ventajoso, además de que algunos gobiernos conceden reducción de impuestos y otros incentivos para el ahorro de energía y control de contaminantes.

OPERACION Y MANTENIMIENTO DE UN HORNO ELECTRICO.
EXPERIENCIA REALIZADA CON UN HORNO DE 24 MW PARA LA PRO
DUCCION DE Fe-Si.ORKLA INDUSTRIER A.S. FERROALLOY PLANT
ORKANGER, NORUEGA.

INTRODUCCION.

Como consecuencia de las nuevas leyes que controlan la contaminación ambiental, el aumento en el costo de los energéticos y la competencia en el mercado se han estudiado nuevas técnicas para la operación de los grandes complejos industriales.

Para una industria de transformación, la optimización del proceso se puede lograr seleccionando adecuadamente los materiales de carga y mejorando el tratamiento previo de los mismos.

En la actualidad y para aquellas industrias que poseen la suficiente capacidad económica, el mejor método para el control del proceso es la utilización de un sistema computarizado de control con lo cual la eficiencia de los equipos se optimiza y es posible elaborar programas rutinarios de mantenimiento.

En este capítulo se relata, la experiencia realizada con un horno de 24 MW de 3 fases, circular, abierto, del tipo rotatorio.

Este horno es un horno Noruego ELEEM para la producción de Fe-Si de alto grado (75%).

El diámetro de la coraza de este horno es de 8.5 m; el diámetro del electrodo es de 1.25 m.

El horno fué instalado en 1964, mostrándose a continuación los avances logrados en su operación.

	1965	1977
Potencia promedio del horno.	17 MW	22 MW
Producción por año.	14 000 t	22 000 t
Consumo de energía.	11 000 kWh/t	8 400 kWh/t
Aumento en la potencia	5 MW	
Aumento en la producción.	8000 ton.	
Disminución del consumo de energía.	2600 kWh/t	

Los resultados anteriores fueron logrados en base a una supervisión rigurosa del equipo eléctrico, selección cuidadosa de los materiales de carga, instalación de un sistema de control por computadora y observación de los métodos de mantenimiento preventivo.

Los logros más importantes son aquellos que se refieren al ahorro de energía y a la reducción del tiempo de operación.

MEJORAS AL EQUIPO ELECTRICICO.

Originalmente los hornos fueron diseñados para 16-18 Mw. En este caso se agrandó el banco de capacitores y la cubierta de los electrodos fué reforzada usando varillas más gruesas y a su vez los soportes también fueron reforzados.

Como resultado, la potencia del horno pudo ser incrementada a 20 MW. El consumo de energía disminuyó de 11000 kWh/t a 9500 kWh/t y el consumo de pasat de electrodo disminuyó de 80 kg/t a 65 kg/t

El incremento en la potencia y el refuerzo a los electrodos benefició notablemente la operación debido a las mejores condiciones en el uso de los electrodos. Las rupturas y problemas casi desaparecieron con el nuevo diseño.

MATERIALES DE CARGA.

Originalmente la producción estaba basada en cuarzita común, gas de coquería, carbón y otros materiales necesarios para la producción de Fe-Si.

Durante los primeros tres años se operó con cuarzita doméstica de diversos tipos, reduciéndose el consumo de energía de 11000 a 10000 kWh/ton.

En 1967 se operó con tres tipos diferentes de cuarzitas:

- Dos de España.
- Una de E.E.U.U.
- Una de Portugal.

A partir de 1968 se uso en un 90% la cuarzita española.

Desde 1968 el consumo de energía ha sido de 8 440 kWh/t.

La mejora puede explicarse como una característica de la cuarzita con mejores propiedades mecánicas y térmicas así como un bajo contenido de impurezas, Al, Na y K, sobretodo la influencia del Al el cual aumenta el consumo de energía al estar presente.

La corriente de gas de coquería fué remplazada contando con gas de coque con partículas mayores, 9-21 mm.

La nueva granulometría favoreció el flujo de gas en el horno.

El decremento de la resistencia de la carga en relación con el tamaño de partícula fué decisivo, pues cuando se trato de aumentar más el tamaño de partícula del coque a 21-35 mm la resistencia de la carga disminuyó haciendo difícil la operación del horno con altas densidades de corriente.

Resultados obtenidos en el consumo de energía y cuarzo al variar el tamaño de partícula del coque.

Tamaño de coque. mm	Consumo de energía. kWh/t Fe-Si 75%	Consumo de cuarzo kg/t Fe-Si 75%
-9 mm	9000	1920
9-21 mm	8400	1830
21-35 mm	8800	1880

Quando se opera con coque del mismo origen es muy conveniente fijar bien el rango de operación en que esta es lo más eficiente y - ese rango debe ser lo más estrecho posible.

Por ejemplo, el tamaño de 5-15 mm da mejores resultados que el de 10-25 mm aunque ambos son bastante aproximados.

Es pues un factor muy importante el control de la granulometría de los reductores para llegar a obtener una operación estable.

Un método para determinar la reactividad del coque es necesario para establecer con exactitud los parámetros de operación.

Sin embargo esto resulta difícil de conservar pues los tipos de coque adecuados resultan demasiado caros.

La intención de esta práctica es la de basar la operación del horno en un número reducido de reductores, preferentemente un solo tipo de coque y un solo tipo de carbón.

Se encontró también que la adición de pequeñas cantidades de reductores altamente reactivos a una carga normal causaron un efecto favorable en la producción.

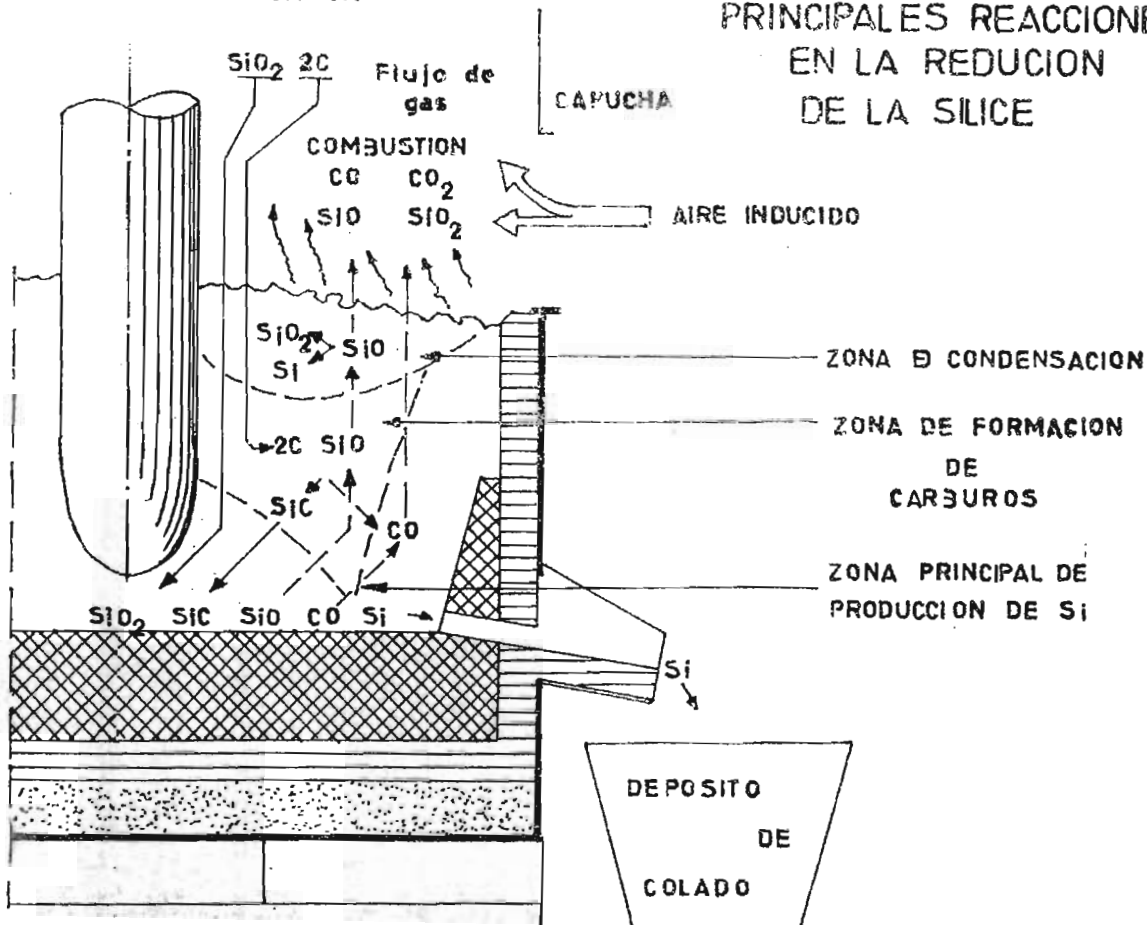
Este efecto es sobretodo una disminución en el consumo de energía

Por otra parte las mezclas que contienen otros reductores pueden resultar contraproducentes por las siguientes razones:

- Se altera el balance de carbón.
- Las mezclas consumen carbón en la carga bajo ciertas condiciones.

MATERIALES DE CARGA

PRINCIPALES REACCIONES
EN LA REDUCCION
DE LA SILICE



La humedad fué uno de los factores que más influyeron sobre la mezcla de reductores. Se encontró que con una humedad del 24% el consumo de energía reductora (coque), se incrementaba en un 5%.

Teniendo como objetivo agrandar las dimensiones del horno y conociendo la complejidad de las operaciones tendientes a realizar esa transformación se procuró tener ante todo una estabilidad en la operación del horno lo cual pudo ser obtenido por:

- Control de la reactividad de los reductores.
- Control del tamaño de partícula de los materiales de carga.
- Mejor control de las rutinas.

La complejidad de un control efectivo sobre las operaciones anteriores se logró con la ayuda de un sistema de control con computadora.

Las primeras pruebas mostraron que las variaciones en el consumo de energía, pudieron reducirse en base a la utilización de un método estadístico de desviación estandard.

Una disminución en la variación en peso de las cargas se logró también con el mismo método.

Con estas mejoras fué posible esperar un incremento del 7% en la producción. Estas fueron algunas de las principales razones que influyeron en la decisión de instalar un sistema computarizado para la cambiante y difícil tarea del control de un horno eléctrico de fusión.

CONTROL DEL HORNO.

El horno de fusión fué equipado con un sistema de computadora basado en el reporta y control.

Para entender como la computadora pudo llegar a perfeccionar la operación del horno es importante hacer notar que aunado a la habilidad y experiencia del metalurgista se necesitan:

- Contar con información confiables las 24 horas del día.
- Medios de control sistemáticos y consistentes.

El equipo convencional empleado en un horno eléctrico de fusión no es suficiente para proveer la información necesaria de los dos aspectos antes mencionados.

Es por ello que se tienen muchas dificultades en el proceso para la medida y control de variables.

Hay dos aspectos de la operación que requieren de cuidado especial:

. La zona de reacción que es inaccesible para hacer mediciones completas.

. El tiempo de respuesta del horno a un cambio en los materiales de carga, el cual por lo regular es de varias horas.

El primer punto exige en particular, datos ya calculados que provean la información requerida de las cantidades que no pueden ser medidas directamente y en el instante preciso.

Y para el otro punto hay dos factores importantes:

1.- El horno es tan lento en su respuesta que es necesario prever a largo plazo la tendencia de comportamiento.

2.- Debido, en particular a los largos tiempos de transporte, en el caso de hacerse necesaria una corrección, estas deben de hacerse en pequeña escala y frecuentemente en vez de hacer correcciones espaciadas y cuantiosas.

En el caso de grandes compañías en las que el manejo de datos se hace cuantioso es apropiado el uso de un sistema digital de computadoras. Las características principales de una computadora son:

- Gran capacidad de cálculo.
- Memoria casi infinita.
- Paciencia ilimitada.

Por lo cual esta máquina es ideal para este tipo de rutinas.

Funciones principales a cargo del sistema computarizado.

I. Reporte de la operación de un horno.

Alrededor de 50 variables deben de ser calculadas y medidas.

Los informes deben ser evaluados por el operador a toda hora, tanto los valores instantaneos como los valores medios y los acumulados por períodos de 1, 4, 8 ó 24 horas.

Entre las variables importantes encontramos:

- Un equipo completa de parámetros eléctricos para el horno y para cada electrodo.

- Pesos de los materiales de carga.
- Consumo específico de kWh y materiales de carga.
- Parámetros del electrodo como son la frecuencia de deslizamiento, largo del electrodo, posición de las abrazaderas y posición del extremo del electrodo.
- Balances de materia.

Las variables más importantes son impresas cada día automáticamente así como un estudio de los reportes.

Los reportes principalmente se revisan después de siete días dando promedios e incrementos para cada día.

Para tener un mayor tiempo para las resoluciones, se tendrán reportes con promedios e incrementos por intervalos de 4 horas hechos durante el día anterior.

Así pues se deberá tener un reporte de un día antes con los valores de la operación del electrodo y un reporte de tiempos y pesos del metal sangrado.

Es también útil contar con un informe de las alarmas, con la especificación de la causa de cada contratiempo. Esto último es muy importante para el mantenimiento preventivo del equipo.

Toda esta información será útil para elaborar testigos para nuevas cargas, así como para referencias futuras.

Todo reporte, toda variable así como todo grupo de variables podrán con mayor exactitud ser controladas en cualquier tiempo por un operador desde el cuarto de controles.

CIRCUITOS DE CONTROL.

El metalurgista tiene cuatro circuitos cerrados de control a su disposición, ellos son del tipo de retroalimentación y controlan:

- 1.- Corriente del electrodo.
- 2.- Carrera del electrodo.
- 3.- Balance de carbón.
- 4.- Peso del material crudo.

En este tipo de operación por computadora se cuenta con el sistema de control por retroalimentación. Este sistema tiene como función controlar el equipo del horno para mantenerlo en un estado en que sea posible contrarrestar lo mejor posible toda variación que pudiera ocurrir. El estado del horno se selecciona al criterio del metalurgista, poniendo los valores deseados en determinados puntos sobre varias medidas o variables calculadas.

El controlador comparará el valor actual con el valor del punto fijado, si hay alguna divergencia el operador manipulará los controles de manera a ajustar la variable al valor del punto fijado.

Una acción equivocada de control acarreará el consiguiente mal funcionamiento o inestabilidad.

Descripción de los circuitos de control.

I.- Circuito de corriente del electrodo.

Variable determinada : Corriente del electrodo.

Entrada manipulada : Grúa del electrodo.

Acción controladora : El electrodo se mueve si la corriente va afuera a línea muerta alrededor del punto de operación. Si la corriente excede un valor máximo, el electrodo se levanta inmediatamente.

2.- Circuito de carrera del electrodo.

Variable determinada : Posición de la abrazadera (o longitud)

Entrada manipulada : Intervalo entre deslizamientos.

Acción controladora : Después de cada deslizamiento el tiempo para el próximo deslizamiento se calcula tomando en cuenta el consumo específico del electrodo, el largo del deslizamiento, carga del electrodo y posición de la abrazadera. Antes de comenzar un nuevo deslizamiento se chequea nuevamente la entrada de la cantidad mínima necesaria de pasta de electrodo a cocerse antes de la carrera de deslizamiento.

3.- Circuito de balance de carbón.

Variable determinada : Pesos de acuerdo a la correlación del balance de carbón con otras materias.

Entrada manipulada : Peso de la hornada de coque.

Acción controladora : Control en la variación de la suma de los pesos, sin contener ambigüedades tales como máximos y mínimos en el rango de control.

4.- Peso del material crudo.

Variable determinada : Peso de cada componente de la hornada para cada zona del horno.

Entrada manipuladora : Vibración de la alimentación.

Acción controladora : Todo punto de trabajo se calcula para cada componente en la siguiente hornada desde el paso deseado, previendo un sobrepeso en la tolva, corrección sobre el control de carbón, corrección de la humedad hasta correcciones zonales en el horno.

Todos los parámetros usados en los circuitos de control pueden ser cambiados desde la cabina por medio de interruptores.

Estabilización y optimización.

Los circuitos de control antes mencionados sirven para estabilizar los hornos, eliminando las grandes desviaciones del estado deseado en el horno. Y la principal tarea del metalurgista es seleccionar el estado óptimo del horno.

En resumen es notable el número de mejoras que se introducen con el sistema computarizado y una ventaja sustancial es que se pueden manejar un número mayor de datos así como obtener mayor provecho de ellos.

MANTENIMIENTO.

La planeación de un mantenimiento preventivo en una operación industrial es esencial para la óptima marcha del proceso.

Sin embargo en la operación de hornos, hasta fechas recientes le ha sido dada la importancia que merece.

Ha sido práctica común operar los hornos tanto como sea posible, parar y hacer las reparaciones necesarias y continuar la operación tan rápido como sea posible.

Un mantenimiento preventivo antes de la primera interrupción - alarga los tiempos de operación y reduce los paros subsiguientes.

Estas medidas alargan la vida del equipo y dan ahorros sustanciales en la operación.

En la fabricación de Fe-Si, las condiciones de operación son muy pesadas y las altas temperaturas arriesgan el equipo si la operación no es la adecuada.

En la operación pueden presentarse corrosiones por SO_3 así - como corrosiones internas que si en los paros se detectan y se les da el tratamiento adecuado, alargan la vida del equipo de lo contrario aceleran su destrucción.

Es muy conveniente estar adelantado 4 o 5 semanas a los paros para decidir que mantenimiento será el más conveniente.

No son necesarias nuevas y complicadas tecnologías tanto como hacer ver a los obreeros la importancia del mantenimiento en todos aspectos, hasta para conservar su fuente de trabajo y su responsabilidad para la seguridad y vida de los demás.

El factor más importante para obtener un buen mantenimiento es la cooperación entre la sección de mantenimiento y la de producción.

Los siguientes puntos son clave en un programa de mantenimiento:

- . Registro de los datos obtenidos.
- . Estadísticas.
- . Información variada.
- . Personal capacitado.
- . Equipo y herramientas adecuadas.
- . Planeación y coordinación.

El concepto de mantenimiento preventivo es algo oculto en su ejecución pero muy importante en sus consecuencias.

OPERACION DE ELECTRODOS SØDERBERG.

INTRODUCCION.

En vista de la gran importancia que ha cobrado la utilización de los hornos eléctricos para ferroleaciones, consideramos importante dedicar un capítulo a uno de los elementos esenciales en el proceso: el electrodo.

En los hornos de arco sumergido la corriente eléctrica se introduce en la zona de fusión por medio del electrodo.

El electrodo Söderberg fué desarrollado hace unos 50 años a -proximadamente y desde entonces ha sido usado ampliamente.

El primer electrodo Söderberg fué relativamente pequeño, en la actualidad tenemos electrodeos de 2 metros de diámetro en operación.

PRINCIPIO DE LOS ELECTRODOS SØDERBERG

La principal característica de este electrodo es el cocimiento de la pasta electródica que se realiza en el mismo horno de fundición. Es también llamado electrodo de autococimiento en contraposición a los típicos electrodos precocidos y endurecidos.

El sistema del electrodo Söderberg tiene la ventaja de una mayor continuidad que en el uso de electrodos precocidos los cuales deben irse añadiendo en secciones que se unen por medio de coples y que por lo mismo no pueden ser tan anchos como el Söderberg el cual es capaz de conducir grandes corrientes en hornos también muy grandes.

Un electrodo Söderberg consiste de un sistema de dos componentes consistentes de acero y pasta para electrodo con una relación de acero a pasta de 1:100.

La pasta electródica esta formada por carbón y un aglomerante como el alquitrán los cuales son embutidos en una envoltura metálica por donde van siendo alimentados al horno.

La envoltura metálica que es la parte de acero de que hablamos tiene unas abrazaderas de sujeción internas para poder maniobrar el electrodo.

Durante el proceso de reducción hay un cierto consumo de electrodo por lo cual el electrodo se va deslizando hacia abajo para compensar el consumo.

Como la pasta de electrodo es alimentada aún húmeda ocupa toda el área de la coraza de envoltura.

A medida que la temperatura se incrementa, la pasta comienza a sinterizarse y más tardes a aproximadamente 500°C se cuece, dando una estructura sólida y adquiere su resistencia adecuada.

La conductividad eléctrica se acerca a su máximo a 800 o 1000 °C aproximadamente.

El electrodo puede dividirse en zonas:

. Sobre el nivel de la pasta fluida.

En esta zona se soldan nuevas secciones de la envoltura y se carga la pasta, la cual fluye llenando toda la envoltura.

La corriente pasa hacia el electrodo a través de las nervaduras y transforma la pasta en un conductor eléctrico de alta resistencia mecánica. Se produce materia volátil la cual se separa o craquea en carbono e hidrogeno. El carbono depositado aumenta la resistencia mecánica.

. Entre las abrazaderas y la superficie de la carga.

En esta otra zona la temperatura aumenta aún más y la envoltura de acero se funde.

. Bajo la superficie de la carga.

En esta zona la temperatura aumenta al máximo, se produce el consumo de electrodo. La corriente abandona el electrodo.

Las nervaduras de la envoltura tienen dos funciones, una eléctrica y una mecánica. Conducen la corriente hacia el interior del electrodo y durante la cocción a medida que el carbono se endurece se contrae, alejándose de la envoltura y las nervaduras deben de soportar el grueso del peso del electrodo cocido. Para evitar el deslizamiento entre el carbono y las nervaduras de acero, se están haciendo aberturas para lograr una mayor sujeción.

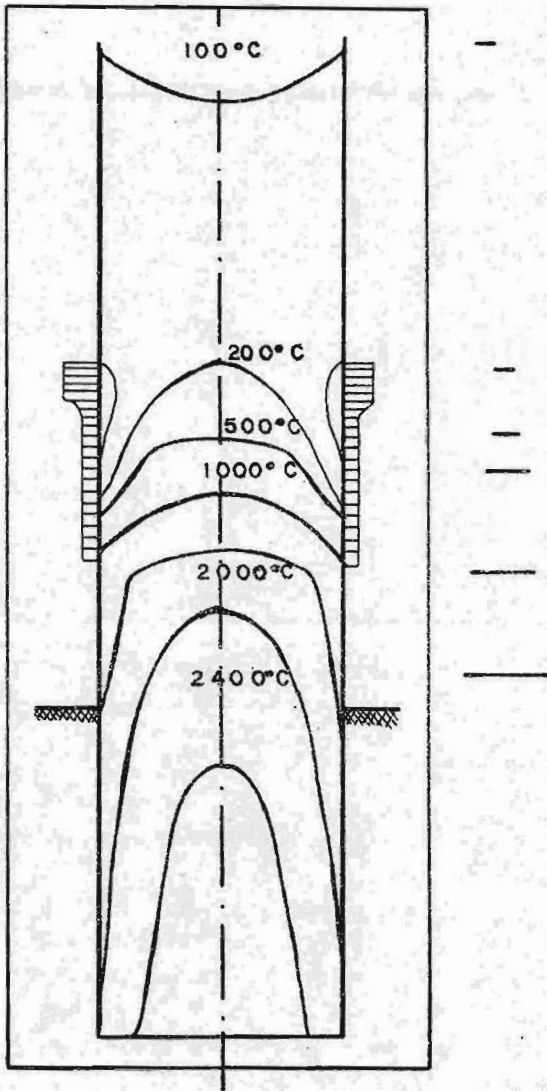
DISTRIBUCION DE TEMPERATURAS.

Para poder entender como operan los electrodos, es necesario hacer una revisión del balance energético.

para demostrar los principios se utilizará un electrodo de 150 mm de diametro en un horno de ferrosilicio con una corriente eléctrica de 112 kA y una tasa de deslizamiento de 20 mm/h.

Se divide en las mismas zonas indicadas anteriormente.

La mayor cantidad de la energía involucrada se genera por la corriente eléctrica. La pequeña cantidad que se requiere para calentar y fundir la pasta es transferida desde los alrededores.



DISTRIBUCION DE TEMPERATURAS EN UN ELECTRODO .

1 550 mm de diámetro.

En total la corriente genera hasta 739 kW dentro del electrodo mas otros 155 kW debidos a la resistencia de contacto con las abrazaderas y el electrodo. Esta última sin embargo es absorbida inmediatamente por las abrazaderas enfriadas por agua.

El calor latente usado para calentar los electrodos es relativamente poco. El flujo vertical de calor es también pequeño, alcanzando un máximo en el extremo inferior de las abrazaderas. La gran cantidad de calor generado tiene por lo tanto que abandonar por la parte lateral del electrodo.

El balance energético se determina principalmente por la corriente eléctrica. Sin embargo la distribución de temperaturas se ve también afectada por la temperatura de los alrededores y por la tasa de deslizamiento, las que a su vez son fuertemente influenciadas por el proceso (Fe-Si, Fe-Mn, Fe-Ni, etc).

La posición isotérmica en el balance energético es a 500°C, a esta temperatura, la pasta ha sido cocida.

Debido a la gran diferencia de conductividades entre el material de las abrazaderas y el electrodo, la mayor parte de la corriente entra al electrodo en el extremo inferior de las abrazaderas.

Debido a la diferencia de resistencias la generación de calor por volumen unitario es grande, incluso si las abrazaderas son enfriadas con agua y que se elimina una gran cantidad de calor, la zona de cocción permanece dentro del área de las abrazaderas.

El efecto refrigerante de las abrazaderas y las tendencias de la corriente a pasar hacia la parte más baja del electrodo, presionan la zona de cocción hacia abajo.

El resultado es que aún bajo condiciones de operación muy variables, la zona de cocción en la superficie del electrodo se sitúa algo más arriba del extremo inferior de las abrazaderas. La zona de cocción nunca debe quedar sobre las zapatas de contacto.

Esto es importante, porque se debe de permitir que el electrodo se forme cuando penetra al área de sujeción.

Una alta corriente eléctrica y una baja tasa de deslizamiento suben la posición de la zona de cocción. Ciertos efectos menores son producidos por el diseño de la envoltura, temperatura del agua de enfriamiento y presión de las abrazaderas.

Tiene también gran importancia la forma de la zona de cocción a través del diámetro del electrodo. La así llamada curva negativa en la parte central se considera peligrosa, porque produce contracción exteriormente creando anomalías en el electrodo.

En hornos con electrodos relativamente grandes y baja densidad de corriente, como los de fusión de ferro-níquel y de fusión de mata de cobre, tienen la zona de cocción situada muy abajo por lo que la envoltura debe de hacerse lo suficientemente gruesa y resistente como para llevar toda la corriente.

Los cambios abruptos de temperatura durante la operación pueden ser la causa de una quebradura en duro. Una posible segregación de la pasta fluida disminuirá la resistencia mecánica del electrodo y aumentará la tendencia a las quebraduras en duro.

CARGA Y CALENTAMIENTO DE LA PASTA ELECTRODICA.

La pasta se carga en diversas formas: briquetas, bloques, cilindros y prismas, así como también en forma de pasta fluida.

El uso de las formas pequeñas, en especial briquetas ofrece ventajas prácticas en algunas plantas. Sin embargo el almacenaje en climas calurosos y la contaminación pueden causar problemas.

En la operación de electrodos el principal problema es que los operadores no pueden determinar el nivel de la pasta fluida y otro problema, durante la cocción la pasta se contrae.

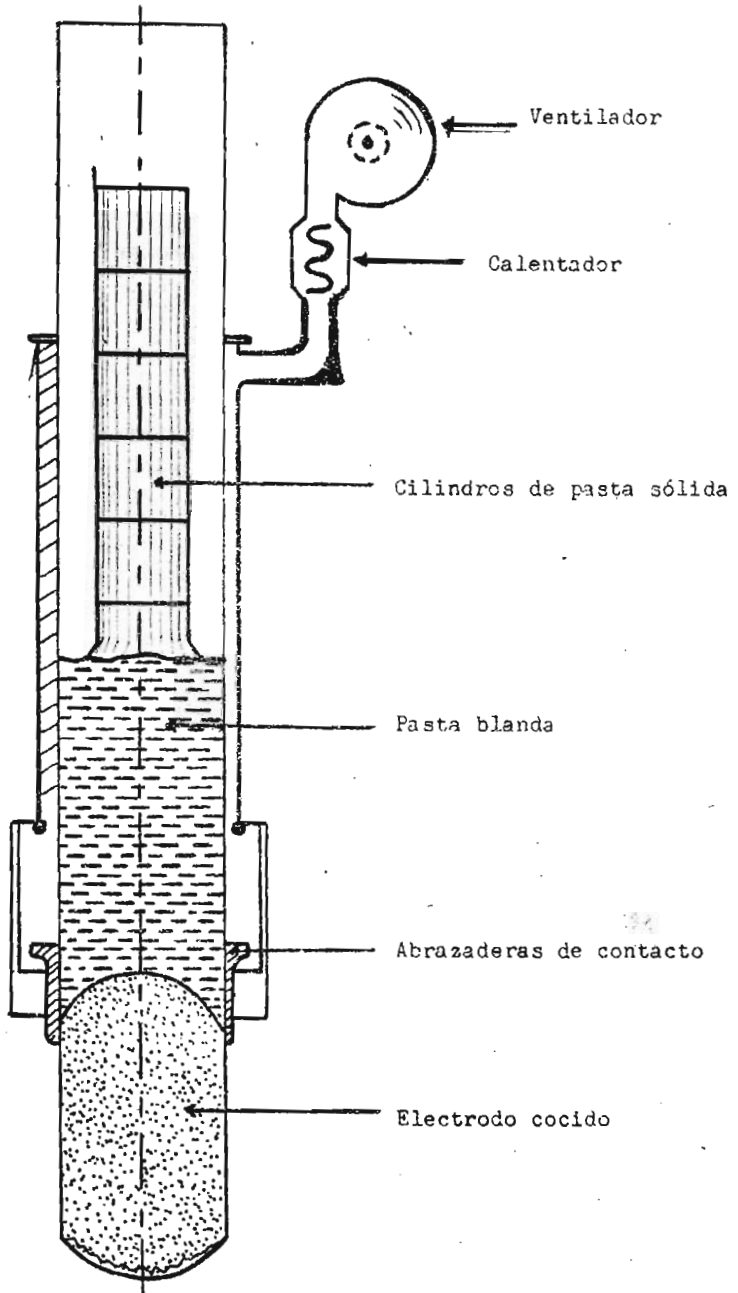
Si la pasta se adhiere con firmeza a la envoltura, pueden crearse huecos, por lo cual se recomienda bajar de vez en cuando el nivel.

El problema anterior se elimina totalmente cuando se cargan en lindros o prismas, esta forma permite medir también el nivel de la pasta, la que bajo condiciones normales de operación debe mantenerse de 2 a 3 metros sobre las abrazaderas.

Un alto nivel de pasta fluida y condiciones desfavorables de temperatura aumentan el riesgo de segregación. Debe existir siempre una columna de pasta sin fundir en el sistema.

El aire es insuflado por detrás de la envoltura de suspensión escapando al nivel de las abrazaderas. Esto evita que los gases calientes del horno entren y produzcan un calentamiento elevado y no controlado. En todo caso, es importante tener una suficiente capacidad de ventilación para el control adecuado por medio de un regulador de tiro.

Alimentación y ablandamiento de la pasta



Puede resultar útil usar tapas sobre la superficie superior de las columnas de los electrodos para mantener una fusión adecuada y alejar el polvo.

Si se producen humos alquitranosos debe cuidarse de que haya una buena ventilación antes de efectuar la soldadura.

Envoltura de los electrodos.

La envoltura se compone de una carcaza exterior y nervaduras radiales. Se fabrica de plancha de acero, generalmente de 1 a 3 mm de espesor.

En los electrodos de gran tamaño, a menudo se solda un refuerzo a lo largo del borde interno de las nervaduras.

Las secciones de las envolturas se fabrican normalmente de dos metros de largo y se soldan una sobre otra a medida que se consume el electrodo.

La carcaza exterior actúa como molde de pasta blanda hasta una temperatura de alrededor de 500°C, a la que la pasta se ha convertido en un electrodo sólido.

Desde la zona de cocción hacia abajo, las nervaduras son la parte más importante de la envoltura y sus funciones son:

- . Conducir la corriente hacia el carbono del electrodo.
- . Actuar como elemento de soporte del electrodo cocido.
- . Actuar como elemento de calentamiento para la cocción del electrodo.

Es necesario estampar aberturas en las nervaduras para lograr una buena sujeción del electrodo cocido. El tamaño de las aberturas, en dirección radial debe de ser relativamente pequeña para que se mantenga una alta conductividad térmica y resistencia mecánica.

La pasta y la envoltura de acero tienen como función común la conducción de la corriente eléctrica y en este sentido los dos materiales se complementan.

DESLIZAMIENTO DEL ELECTRODO.

El consumo de electrodo es diferente para los distintos procesos de fusión. Para mantener el largo correcto, el electrodo es deslizado a través del portaelectrodo. En un electrodo Söderberg normal, la zona de cocción debe ubicarse más arriba del extremo inferior de las zapatas de contacto para evitar roturas de la pasta.

La resistencia eléctrica R en un electrodo puede considerarse más o menos constante y la generación de calor W, será proporcional al cuadrado de la corriente eléctrica(I), es decir :

$$W = I^2 R$$

En cada caso es importante llegar a la tasa de deslizamiento máxima segura como función de la corriente eléctrica.

El electrodo debe deslizarse con frecuencia y con pequeños incrementos, de preferencia de no más de 10 mm por vez.

En el caso de que un electrodo se haya acortado demasiado se recomienda alargarlo por medio de un deslizamiento "forzado", la corriente se reduce al nivel máximo para envoltura sola.

Otra manera de alargar un electrodo corto es un solo deslizamiento largo, combinado con una reducción de la corriente eléctrica.

Procedimientos de detención para electrodos.

Los procedimientos varían de un proceso a otro, con el diseño y operación del horno. Son especialmente importantes el diámetro del electrodo y la carga de corriente.

El detener el funcionamiento de los electrodos con duraciones de menos de 3 a 4 horas no provocan normalmente ningún problema, por lo tanto debe procurarse que los períodos de parada sean lo más cortos posibles.

Para todas las detenciones de menos de 10 horas se recomienda cortar abruptamente la corriente y aumentarla de inmediato después de la detención.

Una lenta reducción de la corriente antes de cortarla y un largo tiempo para aumentarla equivale a un tiempo prolongado de enfriamiento y este debe evitarse a toda costa.

En las detenciones largas de más de 10 horas, cuando los electrodos se ponen relativamente fríos, es preferible reducir con lentitud la corriente, así como aumentarla lentamente después de la detención. Durante las detenciones largas pueden producirse severos choques térmicos ocasionando quebraduras.

La experiencia ha mostrado que las quebraduras en duro ocurren al nivel de la carga del horno, donde se producen cambios bruscos de temperatura. El aislar térmicamente las patas de los electrodos durante las detenciones puede ser muy benéfica.

COMO RESOLVER LOS PROBLEMAS DE ELECTRODOS.

GENERALIDADES.

Los problemas de los electrodos normalmente deben resolverse usando el equipo y materiales electródicos adecuados y de buena calidad bajo condiciones de operación favorables.

La quebradura del electrodo, es el problema más serio y debe de evitarse a toda costa solucionando las dificultades de operación en este sentido.

Si el consumo de electrodo es mayor que la capacidad de cocción el electrodo debe de alargarse de vez en cuando, ya sea por un deslizamiento forzado o por un deslizamiento largo.

- Mediciones en la operación de electrodos.

Para tener datos de aprovechamiento tanto de la corriente eléctrica como de los electrodos mismos, se deben tomar mediciones de las variables determinantes.

Para la temperatura se montan termopares entre las nervaduras de la envoltura.

De esta manera puede estudiarse el ablandamiento de la pasta y determinarse la posición de la zona de cocción.

Los equipos trabajan hasta 200°C antes de destruirse.

Simultáneamente se registran otros datos de operación, tales como carga eléctrica del horno, corriente electródica y deslizamiento.

PROPIEDADES FISICAS DE LOS ELECTRODOS.

Se hacen ensayos de las materias primas, para lo cual se preparan probetas en el laboratorio, normalmente de pasta verde o cruda simulando las condiciones reales de cocción.

También es posible extraer probetas de los electrodos perforando el núcleo. Este es el caso si se examina la parte quebrada de un electrodo o en electrodos de deshecho.

Se han tomado muestras de la pasta blanda de la parte superior de los electrodos en operación, presionando un recipiente largo dentro de la pasta entre las nervaduras. Los resultados proporcionan información sobre posible segregación en la parte superior del electrodo.

Para obtener una comprensión satisfactoria del electrodo Söderberg es necesario saber como cambian las temperaturas y con ellas

las propiedades físicas como son : la densidad ,la capacidad térmica,la conductividad térmica,la conductividad eléctrica,la dilatación térmica,relación de Poisson,el módulo de Young,la resistencia a la compresión y a la tracción.

CONCLUSIONES.

La tendencia a la utilización de hornos y electrodos de mayores dimensiones hacen que los problemas que se presenten tengan muy costosas consecuencias. Por lo tanto se ha hecho imperioso obtener un mejor conocimiento de los electrodos para tener una operación más segura de los mismos.

Debido a que estas condiciones varían de una planta a otra es recomendable fijar un plan de mantenimiento y una estrecha comunicación entre los operarios y los especialistas e ingenieros metalúrgicos.

COMPARACION ENTRE PLANTAS PILOTO Y ESCALA INDUSTRIAL EN HORNOS DE FUNDICION.

INTRODUCCION.

A medida que la tecnología ha ido avanzando se ha contado con mayores recursos, por lo que la investigación ha recibido también un fuerte impulso en los países desarrollados.

En este capítulo, basado en una experiencia realizada en el R&D Center en Kristiansand, Noruega, Elkem-Spigerverket a/s, se hace un análisis comparativo para determinar como varían los parámetros de operación cuando se trabaja con una planta experimental piloto y cuando se opera con una planta industrial para producción grandes volúmenes.

En este caso, la planta piloto tiene un equipo para tratamiento de materias primas: trituración, cribado, secado y molienda.

También tiene un equipo para peletización, aglomeración y sinterización.

Algunos de los principales propósitos de los ensayos son:

- 1.- La investigación de la adaptabilidad de nuevas materias primas para los hornos eléctricos de reducción.
- 2.- Establecer los datos de operación como una forma de consumo y análisis de productos.
- 3.- Cambio de datos para ser usados en los hornos de dimensiones industriales.
- 4.- Procesos desarrollados de trabajos, como la preparación de materia prima, precalentado y prerreducción.

Los ensayos piloto de fundición son prácticamente continuos, las 24 horas del día, de 5 a 7 días por semana.

La duración de cada ensayo varia entre una y seis semanas, con un consumo total de materia prima de 50 a 300 ton.

HORNOS.

HORNOS PILOTO.

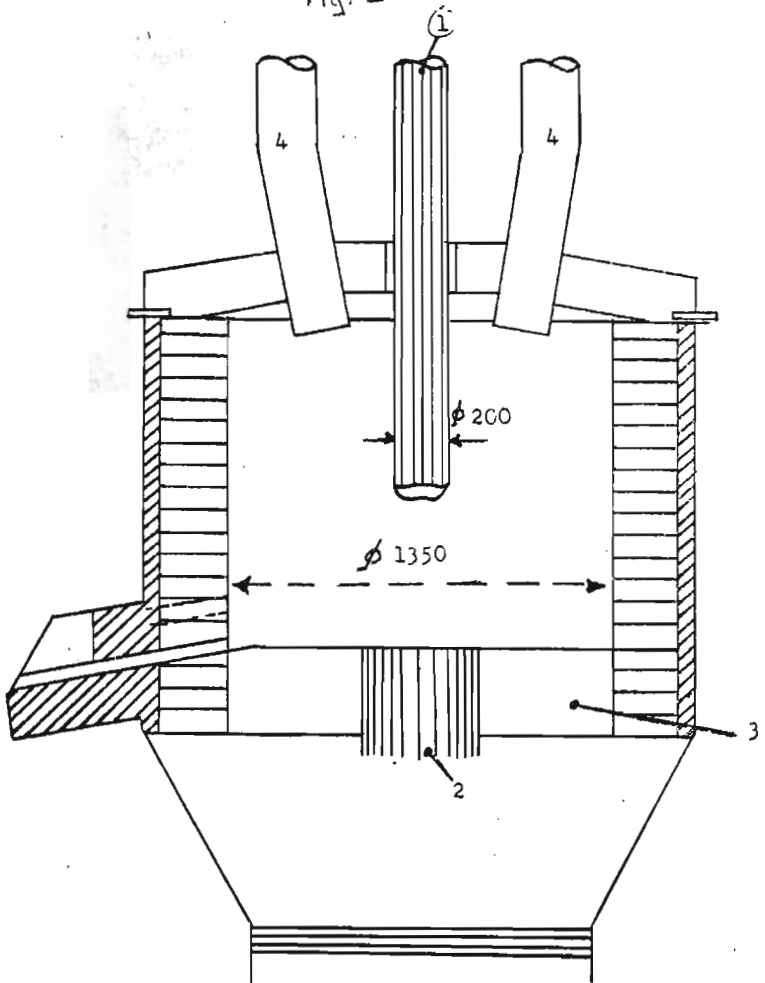
Los hornos utilizados tienen un promedio de capacidad de 200 kw en la combinación horno eléctrico-horno rotatorio. El horno rotatorio es un horno a contracorriente.

Los hornos son de una fase con un transformador de 1 500 KVA.

Cada horno tiene un electrodo y un contacto.

HORNO PÍLOTO DE 200 KW

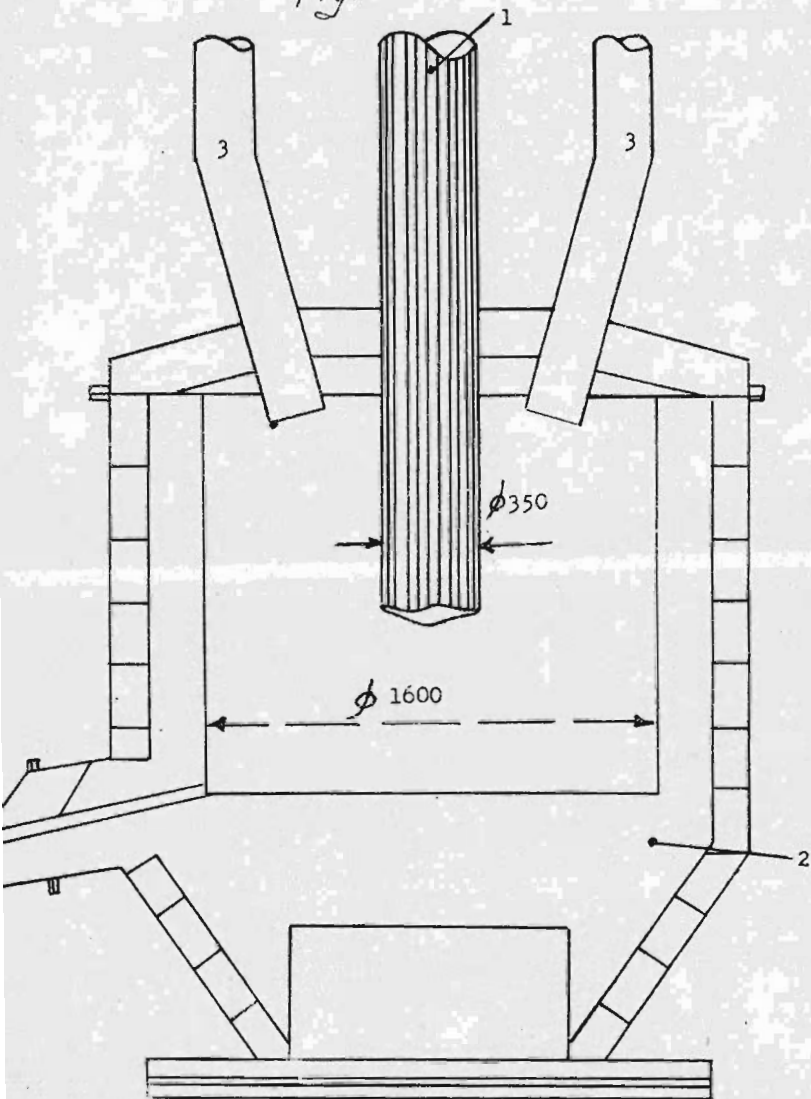
Fig. 1



- 1) Electrodo de grafito
- 2) Contacto
- 3) Recubrimiento de magnesita
- 4) Tubos de carga

HORNO PILOTO DE 500 kW

Fig. 2



1) Electrodo de grafito

2) Recubrimiento de carbón

El contacto está formado de un metal sólido o bien de carbón apisonado sólido. Cualquiera puede ser usado en cada uno de los hornos.

Los materiales refractarios que se usan en cada caso dependen del tipo de proceso, en la mayor parte de los casos se usa carbón o magnesita.

Por razones prácticas (tamaño de diámetro pequeño y operación periódica) se usan electrodos de grafito.

Los hornos pueden ser abiertos o cerrados.

HORNOS INDUSTRIALES.

Los hornos industriales son de tres fases y 3 electrodos, los hornos Elkem, trabajan con electrodos Söderberg

En las figuras se muestran los diseños de estos hornos.

En los ensayos se utilizó la misma materia prima.

En los casos donde no fué posible usar la misma materia prima a nivel industrial que piloto, se usaron materias similares.

En las tablas, el consumo está dado en kg de grafito en los hornos piloto y kg de pasta de electrodo en la escala industrial.

El consumo de carbón fijo está basado unicamente en la reducción de la carga.

En las tablas se usan las siguientes abreviaturas:

Hornos:	Abreviaturas:
Horno piloto de 200 kW	P-I
Horno piloto de 500 kW	P-2
Hornos de producción industrial.	IN-I a IN-20

IN 1 a 4, hornos de arrabio de 33 000 KVA.

IN 5, horno de arrabio de 33 000 KVA.

IN 6 a 9, hornos de 30 000 KVA.

TABLA I. MATERIAS PRIMAS.

Ejemplo	1		2		3	
Tipo de mineral	sinter I		sinter 2		mineral-trozo	
Hornos	P-2, IN I-4		P-I, IN-5		P-2 IN 6-9	
Análisis de min.	%		%		%	
Fe	55.4	56.6	54.4	57.0	54.0	
CaO	8.2	8.1	6.7	-	-	
MgO	3.2	1.7	2.5	I.I	I.8	

Análisis del min.	I		2	3	
	SiO	8.8	7.9	6.6	I.I
Al O	1.7	2.0	4.6	3.5	4.0
TiO	-	-	1.8	I2.5	I4.0
V O	-	-	0.7	I.7	I.6
Reductores	coque		coque	carbón piedra	
Fundentes	Sin piedra caliza		piedra caliza	Dolomita Cuarzita P.caliza	
Carga del horno	en frío		en frío	horno precalentado.	
Temperatura °C	-		-	850-800	
% de prerreducción	-		-	30-35	

PARAMETROS DE OPERACION.

Ejemplo	I	2	3
Hornos	P-2; IN I-4	IN I-5; P-I	P-2; IN 6-9
Línea kW	420 ; 2I 700	25 000 ; I80	280; 24 000
kWh	2075 ; 2 000	2I59 ; 2240	I340; I550
kg de carbón fijo	308 ; 300	3IO ; 3I2	345; 440
kg de electrodo	6 ; IO-I2	30 ; I4	9; IO

FERRONIQUEL.

Para los ensayos de producción de Fe-Ni se utilizaron diferentes minerales lateríticos, para el proceso horno rotatorio-horno eléctrico. El siguiente ejemplo es fundición de garnerita:

MATERIAS PRIMAS.

Mineral	Garnerita	
Hornos	P-I	IN IO-I7
Reductores	coque antracita	
Fundentes	caliza 60kg/t sin fundente	
Ambos hornos piloto e industrial fueron precalentados.		
Temperatura °C	800	850-900

FERRONIQUEL.

MATERIAS PRIMAS. ANALISIS DEB MINERAL.

Ni	2.7	2.5
SiO	40.4	40.0
MgO	22.0	25.0
CaO	trazas	trazas
FeO	15.9	12-20

PARAMETROS DE OPERACION.

Hornos	P-1	IN 10 - 17
Línea kW	145	11 000
kWh	630	550
Kg de coque	33	-
Kg antracita	-	50
Kg electrodo	2.3	1.5

FERROMANGANESO.

Los hornos piloto usados son los de 500 kW y los usados para operación industrial fueron 18 hornos IN de 18 000 KVA.

Algunas de las mezclas minerales no se usaron en ambos hornos pero se utilizaron minerales de propiedades físicas y composición química similares.

MATERIAS PRIMAS.

Minerales usados	Mezclas de Ghana, Amapa, Hotazel, etc.	
Hornos.	P-2	IN 18
Análisis en % (mineral)		
Mn	43.9	43.2
Fe	6.0	5.9
SiO	6.9	5.6
CaO	1.9	1.8
MgO	1.2	1.6
AlO TiO	3.9	4.1
Reductor	coque	coque
Fundente	dolomita	dolomita
Carga del horno	frío	frío

OPERACION

Línea kW	350	11 700
kWh	2767	2 827

FERROMANGANESO.DATOS DE OPERACION.

Kg de carbón fijo	380	370
Kg de electrodo	7	9

FERROCROMO.

Se utilizó como carga pélets de mineral de cromo, siendo precalentada la carga.

Se utilizó un horno piloto de 200 kW.

El horno industrial fué IN I9 de 24 000 KVA.

MATERIAS PRIMAS.

Minerales	Pélets prerreducidos.	
Hornos	P-I	IN I9
Análisis de los pelets:	%	
Cr	29.2	28.3
Fe	20.4	17.8
SiO	1.8	6.4
AlO	13.8	12.2
MgO	9.4	11.4
CaO	0.7	0.4
TiO	-	0.5
Reductor	coque	coque
Fundentes	cuarzita	cuarzita
	piedra caliza	dolomita

Carga del horno precalentada para ambos casos.

Temperatura °C	1000-1100	1000-1200
----------------	-----------	-----------

PARAMETROS DE OPERACION.

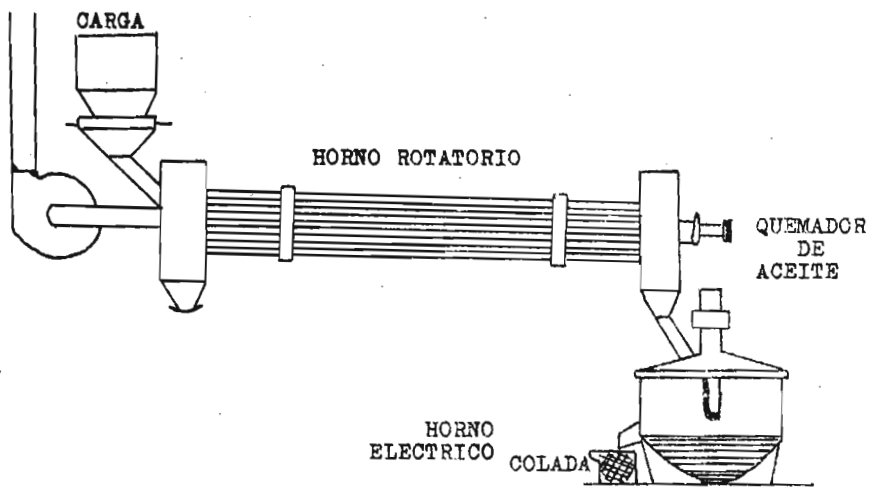
Línea kW	210	19000-20000
kWh	2 950	2700-2900
Kg de carbón fijo	470	435
Kg de electrodo	12	-

FERROSILICIO.

La operación fué para fundición de Fe-Si al 75% en un horno pi lote de 500 kW.

El horno industrial usada fué de 15 000 KVA

Se utilizo cuarzita como fuente para el Si.



PLANTA PILOTO

HORNO ROTATORIO Y HORNO ELECTRICO DE 200 kW.

FERROSILICIO.MATERIAS PRIMAS.

Hornos	P-2	IN 20
Cuarzita(kg base seca)	2 182	I 890
Coalite	693	708
Longyar coal	513	275
Mill scale	306	254

La cuarzita contiene aproximadamente :
98% de SiO y 0.7% de AlO

En la operación el consumo de kW de los hornos piloto fué más alto que para los consumidos en hornos industriales per unidad de producto.

BIBLIOGRAFIA GENERAL.

Cap. 1

Ferroaleaciones '78. Publicación del Instituto Latinoamericano del Fierro y del Acero.

Cap. 2

Publicación de ILAFA con motivo del Congreso de Ferroaleaciones en Acapulco, México, Mayo de 1978.

Cap. 3

Machado Fernando, Pimenta Murta I. USIMINAS. Usinas Siderurgicas de Minas Gerais. Acerto na composicao chemica dos acos.

Cap. 4

Revista Siderurgica Latinoamericana. Número 217, pp 46 y 47.

Cap. 5

World Demand for raw materials in 1985 and 2000. W. Malenbaum. Publicación ILAFA. Ing. Enrique Prado Ruiz.

Cap. 6

Publicación de la Compañía Minera Autlán. Gallegos Francisco, Spte. Procesos Metalúrgicos, CMA.

Cap. 7

B.J. Haley, Torres A., León H., Hernández J. Trabajo presentado en el congreso ILAFA-Ferroaleaciones, Acapulco, México, Mayo de 1978.

Cap. 8.

Hokkanen P., Honkaniemi M., Relander J. y Tuovinen H. Estudio realizado en la planta de ferrocromo de Outocumpu OY, Finlandia.

Cap. 9

Ichikawa K. Estudio publicado por ILAFA, Mayo 1978.
Yamada M. Chromium resources and uses, Vol 29 N° P83.
Lindberg N. The COBO Process applied to Chromite agglomeration, CIM Bulletin, 1976, N°9, 117-125.
Schwarz E. Die Herstellung von Ferrochromium im Elektro-Niederschtaftofen bei verschiedenen Betriebsbedingungen, Erzmetall, Vol 27, 1974, N°9 pp 526-589.

Cap. 10

Gupta Ch.K. Metallotermic Reduction of Refractory metals oxides.

Gupta Ch.K., Mehra O.K. y Bose D.K.. Estudio realizado en el centro de Investigación Atómica de Bhabha, India.

Proceedings of Indian Institute of Metals.

Cap. 11

Clark George W., Minwhort Metals Limited, Eng.

Clark G.W. and Dainty D.H., Thermite Smelting of ferromolibdenum, U.S. patent 40,479,942, issued september 13, 1977.

Elyutin V.P. Pavlov. Production of ferroalloys.

Cap. 12

Stuart H. y Gray J.M. Companhia Brasileira de Metalurgia e Mineracao.

Gray J.M. Precipitation in Mild Steels containing small additions of Niobium. JISI 203 pt8, p 812, Aug, 1965.

Gray J.M. Rolling of HSLA concrete reinforcing bar and other Niobium containing steels. Paper ILAFA, Lima, Perú, Sep. 1975.

Cap 13

De La O Jiménez, Rafael. Tubos de acero de México, TAMSА, Congreso de Ferroaleaciones, Acapulco, México, Mayo de 1978.

Cap 14

Paper TMS AIME, American Institute of Mining, metallurgical and Petroleum Engineers, New York.

Dor A.A., Svania Eric, Skretting H. ELKEM SPIGEVERKET a/s R&D Center, Kristiansand, Noruega.

Cap. 15

Paper AIME, New York.

Skretting Hans. ELKEM SPIGEVERKET a/s R&D Center, Kristiansand, Nga.

Cap 16.

Krogstrud Harold, Myre Olav, Westly Jens, Aarnes Einar, Reporte de Investigación. ELKEM SPIGEVERKET a/s Noruega.

Cap 17

Grong Tor, A/S Bjólvefossen, Noruega, reporte de investigación.

Cap. 18

Ullebø Egil, Crkla Industrier a/s Ferroalloy Plant, Orkanger, Noruega.

Cap. 19

Arnessen A.G. Invaer R., Olsen L. y Okstad S. Trabajo publicado por ILAFA, Mayo de 1978, Santiago de Chile.

Cap. 20

ELKEM SPIGEVERKET a/s Recherche and Development Center, Kristiansand Noruega.

Este trabajo monográfico fué realizado con la recopilación de material bibliografico cuya fuente se menciona con anterioridad.

La mayoría de las publicaciones originales se pueden solicitar en inglés a ILAFA, casilla 16 065, Santiago 9, Chile, a los centros de producción o a los Institutos de investigación nombrados.

