



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE
MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA

EMPLEO DE MATERIALES PRERREDUCIDOS
EN LA CARGA DEL ALTO HORNO.

(TESIS MANCOMUNADA)

Que para obtener el título de:
INGENIERO QUIMICO METALURGICO

p r e s e n t a n

ARMANDO JORGE FERRIZ DOMINGUEZ
MIGUEL VACA PEREZ



Universidad Nacional
Autónoma de México

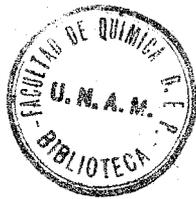


UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

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 1978
AGE m.t. ~~158~~ 157
FECHA _____
PREG _____

Jurado asignado originalmente según el tema.

PRESIDENTE	Prof. Manuel Felipe Guerrero F.
VOCAL	Prof. Alejandro Espriú M. de L.
SECRETARIO	Prof. José Campos Gaudillo.
1er. SUPLENTE	Prof. Fernando Maldonado Mendoza.
2do. SUPLENTE	Prof. Humberto Rodríguez Caldera.

Sitio donde se desarrolló el tema; Altos Hornos de México, S.A.

Nombre completo y firma del sustentante: _____

ARMANDO JORGE FERRIZ DOMINGUEZ.

Nombre completo y firma del sustentante: _____

MIGUEL VACA PEREZ

Nombre completo y firma del asesor del tema: _____

ING. JOSE CAMPOS CAUDILLO

RESUMEN

Durante el período de Enero a Abril de 1978 se realizaron pruebas de utilización de Fierro Esponja en el Alto-Horno 2 de AHMSA con un consumo total de aproximadamente - - - 43,000 toneladas de materias procesado en la Planta HYISA. Los diferentes niveles probados en Fierro Esponja en la carga del Horno fueron 15, 25, 30 y 35%, obteniéndose una continua disminución en el consumo de coke y un continuo aumento de productividad conforme se incrementó el porcentaje de Fierro Esponja en la carga. Los índices de mejoría alcanzados durante la prueba son un decremento de 6.6% en el consumo de coke y un aumento de 8.7% en la productividad del horno por cada 10% de metalización en la carga. Un reporte más detallado de la operación del horno y de los resultados logrados se presenta a continuación.

EMPLEO DE MATERIALES PRERREDUCIDOS EN LA CARGA
DEL ALTO HORNO

I N D I C E

RESUMEN	PAG.
CAPITULO I.- GENERALIDADES SOBRE EL PROCESO DEL ALTO HORNO.	
1.- Antecedentes Históricos y Generalidades	1
1.1.- Evolución histórica de la Siderurgia	1
1.2.- Desarrollos recientes en el Proceso del Alto Horno	5
2.- La Química y la Termodinámica de los procesos del Alto Horno	7
2.1.- Descripción General de los procesos Químicos dentro del Alto Horno	7
2.2.- Análisis de los Procesos Químicos por el criterio de intercambio de masa entre dos columnas a contracorriente	8
2.3.- Análisis de los Procesos Químicos por el Criterio de Zonas de reacción.	15
2.4.- El Comportamiento dinámico del Alto Horno	19
3.- Las partes Funcionales de los Altos Hornos	33
3.1.- Introducción	33
3.2.- Sistema de Soplo	35
3.3.- Tragante	44
3.4.- Cuba	46
3.5.- Vientre	48
3.6.- Sondas de Cuba	50
3.7.- Etalaje	51
3.8.- Crisol	53
4.- Propiedades, Características y Función de las Materias Primas que constituyen la carga del Alto Horno.	53
4.1.- Introducción	55
4.2.- Combustibles del Alto Horno	57

4.3.- Fundentes Escorificantes	61
4.4.- Carga Metálica	62
4.5.- Utilización de Materiales Prerreducidos en la Carga del Alto Horno.	71

CAPITULO II.- EMPLEO DE FIERRO ESPONJA EN EL ALTO HORNO No. 2 DE -
AHMSA, MONCLOVA.

1.- Antecedentes	80
2.- Objetivo	80
3.- Programación de la prueba	81
4.- Materias Primas	82
5.- Descripción del Proceso HYL	83
6.- Manejo de Fierro Esponja	84
6.1.- Envío	84
6.2.- Recibo y transporte al Alto Horno No. 2	84
6.3.- Problemas durante el Manejo del Fierro Esponja	85
6.4.- Fallas del Sistema de Alimentación	86
6.5.- Recomendaciones de Manejo	86
7.- Características del Alto Horno No. 2	87
8.- Resultados de la operación del Alto Horno No. 2	87
9.- Discusiones	88
9.1.- Calidad de Materias Primas Empleadas durante la prueba	88
9.2.- Estado del Alto Horno antes de la Prueba	88
9.3.- Período de 35% de Fierro Esponja y su significación técnica	88
9.4.- Período del 15% y su significación técnica	88
9.5.- Análisis de resultados Vía Computadora	89
9.6.- Aumento de Productividad	91
9.7.- Reducción en Consumo de Coque	91
9.8.- Secuencia de Carga	91
9.9.- Comparación de resultados AHMSA con otras pruebas de este tipo.	92
9.10.- Referente a la Generación de Polvo de Colector	93
9.11.- Aplicación del Concepto de Metalización equivalente en el Alto Horno	93

10.- Conclusiones

64

CAPITULO III.- EVALUACION ECONOMICA DE LA PRUEBA DE USO DE FIERRO
ESPONJA EN EL ALTO HORNO No 2

97

BIBLIOGRAFIA.

112

CAPITULO PRIMERO

GENERALIDADES SOBRE EL PROCESO DEL

ALTO HORNO

1.- ANTECEDENTES HISTORICOS Y GENERALIDADES.

1.1.- Evolución histórica de la siderurgia.

El alto horno actual es el resultado de un lento y gradual desarrollo del arte, y posteriormente, de la ciencia de la metalurgia ferrosa. La utilización del Hierro en la civilización humana procedió a la historia escrita misma; situándose históricamente los comienzos de la metalurgia ferrosa durante el período que va de 4000 al 1500 años antes de nuestra era. Generalmente se acepta la primera fecha como la que marca el inicio de la utilización de materiales de hierro de origen meteórico, y se acepta la segunda como la del arte de obtener el hierro fundido de minerales nativos. La diferencia entre el hierro de origen meteórico y el hierro producto de la fusión de minerales es una cuestión fácil de resolver porque el primero contiene de un 5 a un 26% de níquel mientras que el segundo sólo tiene trazas ó no tiene nada de níquel. La calidad del hierro de cualquier metal industrial fabricado antes del S. XVIII, sin embargo, debido a su limitada disponibilidad fué incapaz de suministrar una base suficiente para una "civilización del hierro". Su relativa rareza está demostrada por la presencia de cuentas de ferro-níquel junto a piedras preciosas en una tumba egipcia del período pre-dinástico. El primer hallazgo de hierro exento de níquel, presumiblemente de origen mineral, tuvo lugar en la Gran Pirámide construída cerca del año 2900 antes de nuestra era.

La metalurgia compleja de la edad del Bronce procede a la realización completa del potencial del hierro. Se sugiere que la metalurgia del hierro, se desarrolló durante este período, pero la elevada temperatura requerida para la fusión del hierro, y la fragilidad de éste cuando tiene elevado contenido de carbón resultaría en detrimentos serios para su utilización, sobre todo al compararlo con la facilidad de fusión de trabajo de las aleaciones de cobre. También sucede que el cobre se presenta en estado nativo, listo para su utilización, y esto naturalmente sería un factor importante a favor de la utilización del cobre y sus selecciones.

Hacia el año 1000 antes de nuestra era, el conocimiento de la fabricación del hierro estaba ampliamente difundido desde su lugar de origen que éra los países del este del Mediterráneo. En la India se utilizaban delicados instrumentos de cirugía antes de esta época, y hacia el año 310, la cantidad de hierro producida fué suficiente para la erección de los pilares de Delin y Dehar. Los países ribereños del Mediterraneo estuvieron en contacto con el extenso comercio Fenicio y probablemente fué éste, -

lo que introdujo en estos países el hierro. Los fenicios es probable que conocieran el hierro hacia el año 2500 antes de nuestra era. En Biblos, importante ciudad de la antigua Fenicia, aparece una inscripción grabada en placa de cobre, en la que el autor dice que acaba de esculpir adornos para un templo Egipcio, empleando la "muela de hierro". Artefactos hechos con hierro y acero, que datan de 1825 antes de nuestra era, se han encontrado en numerosas localidades a lo largo de las costas Mediterráneas. Es sorprendente por tanto, que se conozca tan poco acerca del arte fenicio de la fabricación del hierro. El hallazgo de varios hornos de fusión de hierro, es el norte de palestina, que datan de 1300- antes de nuestra era, arrojan poca luz sobre este misterio excepto indicar que los Israelitas adquirieron posiblemente sus conocimientos de la fusión del hierro de los Canaanistas, término empleado para describir a los Fenicios.

Los Griegos, Cartagineses y Romanos, sucesivamente ampliaron el desarrollo comercial e industrial del área mediterránea; así, la tecnología o el arte de la fabricación del hierro se extendió en Europa a través de los valles del Danubio, resultando muy superior al latón o al bronce como material de guerra, lo que permitió el rápido progreso de su fabricación.

Dos son las áreas donde se han podido determinar los orígenes del alto horno, la primera es la de Cataluña y la segunda, la de los Alpes Austriacos y cerca del lago Neuchantel en Suiza. Estas dos áreas se desarrollaron independientemente y al parecer al mismo tiempo, y de aquí se expandió a las culturas de la Europa Central, haciendo surgir en los valles del Rin (cerca de Estrarburgo, en Alsacia y Lorena), los primeros hornos de fabricación del hierro que se reconocen como los predecesores del alto horno.

El Stückofen, pueden considerarse como el alto horno más primitivo. La extensión de la cuba de las forjas catalanas y su inclusión dentro de la estructura básica del horno en la cual se cargaba el carbón vegetal y los minerales, constituyeron el mayor cambio en el diseño, resultando un aumento de la productividad, por ir acompañado de un aumento en la altura de los materiales crudos, por encima del nivel de su tobera única, y por aumentarse el volumen de sople suministrado.

El aumento de la resistencia al flujo del sople, originado por el incremento de la altura del mineral y carbón vegetal que llenaban los seis metros aproximadamente de la altura de la cuba, necesito la utilización de vapor de agua para operar-

el suministro de soplo. Con el Stückofen se operaba de modo más-eficáz que con las forjas catalanas, y a pesar de cerrarse durante los meses secos de verano, tenían una producción anual de 100- a 150 toneladas por horno y con calidad mucho más estimable. El producto todavía éra sólido o en trozos fundidos, intermedio entre el hierro colado y el hierro maleable. Una condición de trabajo del Stückofen es que la escoria no se retiraba con frecuencia, ni se le permitía fluir libremente, por lo que el metal carburizado no podía oxidarse en el horno y el producto que resultaba éra una fundición, que para su forja necesitaba que previamente se cargara de nuevo el Stückofen para un reprocesado. Y puesto que se obtendrán temperaturas más altas con la mejora del soplado el hierro reciclado al horno probablemente fundía cuando llegaba al crisol. En consecuencia no éra extraño encontrar hornos individuales que producían hierro líquido y sólido.

La fusión de minerales de hierro magnesíferos, en las forjas primitivas, conseguían un producto líquido o semilíquido con elevado contenido de carbono.

El procedimiento Blaufen es el que la transición de la fabricación de esponja de hierro forjable de hierro líquido, a criterio de sus operadores. Probablemente la instalación más famosa de éste tipo fué la de Schmalkalden. Este horno productiva de acuerdo con las exigencias, o esponja de hierro, "Luppen" o hierro acero líquido conocido como "Scheibenersen", la transición a un producto líquido se hizo bajando de posición unos 5 cm. la única tobera, e introduciéndola más profundamente dentro del horno al mismo tiempo que la cantidad de combustible se incrementaba en un 10 a 15%. El hierro y la escoria se colaban juntos en un pozo cada dos horas, así se prevenía la oxidación prematura del carbono contenido en el hierro. El metal se enfriaba rápidamente con agua y se troceaba para su utilización final.

El horno Schamkalden se cargaba y operaba para producir esponja de hierro hacia el final de su campaña. Aunque este horno éra muy pequeño (unos 4 m. de altura) daba una producción media de 500 a 600 Kgs. de hierro por día, con un consumo de carbón vegetal de 370 Kgs. por 100 Kgs. de hierro. Parece que estos hornos aumentaron su altura a unos 7 mts., al comienzo del siglo XVI, aumentando así la productividad a unos 1500 Kgs. de hierro por día, reduciéndose el consumo de carbón vegetal a 250 Kgs. por 100 Kgs. de hierro. La vida de estos hornos raramente excedía a los 45 días. Los hornos Schmalkalden fueron conocidos y copiados en todo el mundo.

El desarrollo del alto horno en esta época intermedia entre la producción de esponja sólida y un producto completamente fundido, tuvo lugar en el valle del Rin y áreas adyacentes de Francia, Bélgica y Alemania. La ciudad de Solingen, famoso en el siglo XII por sus espadas y otros instrumentos de corte, era un centro de fabricación del hierro.

Al comienzo del siglo XIV, hacia el año 1340, aparece el Flussofen, en "Marche les Dames" en Bélgica, que como su nombre indica, es un "horno de Flujo" que, únicamente produce hierro en estado fundido. Sin embargo, la producción de esponja continúa simultáneamente por ser necesaria a las industrias consumidoras del ramo, establecidas en esta época. Todavía en 1969 Osborn dice, "El Blausofen se utiliza generalmente donde abundan los carbonatos y se fabrican aceros cortantes". Además el Stückerfen, dice Karsten en 1818 que se utilizaba en Hungría y en un área limitada a Schamalkalden en Prusia. Por tanto se justifica el que la adopción del Flussofen conduce al establecimiento del actual alto-horno, lo que ocurre en principio en las regiones Alpinas y del Valle del Rin.

El floreciente mercado de la fundición del arrabio para su refusión, antes de acabar el siglo XVIII, pone en grave aprieto al futuro del alto horno a carbón vegetal, pues el combustible tenía que ser transportado a grandes distancias para alcanzar los centros de producción de hierro. El primer intento para remediar esta situación fue reducir el consumo de carbón vegetal mezclándolo con carbón mineral.

La utilización de la antracita en el Alto Horno representa un período de considerable progreso en su diseño y operación. Los experimentos al utilizar antracita como único combustible en el alto horno se realizaron desde 1810 en Vizille, Francia, con la supervisión de los ensayos por parte de Geynard y Robin, dos de los más famosos hombres de los altos hornos Europeos de la época los cuales llegaron a la conclusión de que operando los hornos con soplo frío, el empleo de la antracita en la carga era perjudicial. En 1833, Frederick Geissenhainer de Nueva York consiguió el empleo adecuado de la antracita utilizando soplo caliente y parece que esto tuvo lugar independientemente de los experimentos que en 1826 realizó con éxito James Neilson en Escocia los cuales consistían en calentar el soplo para la fusión del mineral de hierro con carbón-bituminoso. Sin embargo, fue David Thomas el que en 1840 consiguió operar adecuadamente el alto horno no con antracita y soplo caliente a unos 315^oC. El resultado final fue que la industria de altos hornos con antracita se extendió tanto en los Estados Unidos que en 1850 tenían 121 hornos en operación, alcanzándose la máxima

producción en 1890 con 2,448,781 tons. La decadencia de la antracita como combustible del horno llegó en 1914. El empleo de los carbones bituminosos de James Neilson en Escocia, también decayó al aparecer el coque en el distrito inglés de Cleveland y no haber incorporado las mejoras necesarias en las instalaciones auxiliares que se iban introduciendo, tales como la mayor altura de los hornos, el cerrado de la parte superior y el aumento de la presión del sople que se empleaba en los altos hornos al coque. Muchos intentos de reutilizar los carbones bituminosos como combustible del alto horno se han considerado repetidamente y algunos de ellos recientemente, con la idea esencial de obtener condiciones de operación normales.

La tecnología esencial requerida para operar el alto horno con coque, se consiguió en 1753, cuando Abraham Darby consiguió: "La primera operación del alto horno con combustible mineral de modo continuo y plenamente realizable". La rápida aceptación de ésta técnica se pone de manifiesto por el hecho de que en 1976 los altos hornos al carbón vegetal estaban totalmente abandonados en la Gran Bretaña. La creencia general de que los carbones minerales del continente Europeo eran indeseables para la fabricación del hierro, retrasó la incorporación del coque al proceso hasta que en 1826 Jhon Cockerill utilizó, con buen resultado, en un alto horno de Seraing, Bélgica.

La actividad de los altos hornos de coque en Estados Unidos fue limitada en sus comienzos, debido principalmente a la abundancia del coque y a las reservas de carbón bituminoso únicamente utilizables en el alto horno.

Es interesante constatar que el coque no se preparó inicialmente para el alto horno, sino que se hizo para "utilizarlo en el fuego de las forjas adyacentes del alto horno". En 1835 el instituto Franklin de Filadelfia ofreció la medalla de oro a "la persona que fabricase la mayor cantidad de hierro durante un año, utilizando como combustible únicamente carbón bituminoso o coque". La única persona peticionaria de la medalla fue F.H. Oliphant, que en 1837 produjo una cantidad de hierro con coque, que probablemente excedería de las 100 tons. En Parchance, cerca de Uniontown, Pensilvania. El interés sobre los hornos de coque era limitado y parece que la situación continuó hasta 1865, en que su utilización aumenta rápidamente y se inicia la época de la construcción de altos hornos con dimensiones consideradas por ese tiempo gigantescas (25 metros de altura, 7.5 mts. de diámetro deetalajes y 730 m³ de volumen).

1.2.- Desarrollos recientes en el Proceso de Alto Horno.- Los altos hornos han ido creciendo con el tiempo. Así, por 1929, un alto horno en los Estados Unidos alcanzaban una producción diaria

promedio de 1000 t/día. En Janón las unidades de 1000t/día eran las más grandes antes de la Guerra. Ha sido durante la pos-guerra que se empezaron a construir nuevos altos hornos siempre mayores en dimensiones y en eficiencia operacional. Por ejemplo, el alto horno No. 1 de Tobata de la entonces Yawata Iron Steel Co. Ltd. (ahora parte de la Nippon Steel Corporation) que entró en operación en 1959, tenía un diámetro de crisol de 8.8 m y un volumen interior de 1603 m³ (desde la picuera hasta la línea de carga). Ese horno produjo un total de alrededor de 5.5 millones de toneladas durante su primera campaña de 7 años. El alto horno No. 3 de Tobata que arrancó en 1962, tenía ya un diámetro de crisol de 9.8 m y un volumen interior de 1947 m³. Este, con dos picueras, se encuentra todavía en operación, habiendo alcanzado los 7.7 millones de toneladas en 1968. El horno No. 2 de Sakai arrancado en 1967 tiene un diámetro de crisol de 11.2 m y un volumen interior de 2620 m³. Este introdujo como innovaciones un nuevo diseño del soporte del horno y dos casas de picada independientes equipadas con grúas montadas sobre rieles circulares. Muchas innovaciones técnicas han sido desarrolladas en el transcurso de los años. Entre éstas, la preparación de la carga ha sido una de las más importantes, sobre la que descansa la utilización efectiva de las otras. La proporción de utilización de materiales aglomerados se ha ido incrementando hasta alcanzar niveles como cargas compuestas 100% de sinter en Kimitsa y Muroran de NSC o mixtas de Pellet y Sinter en 100% como es el caso de Kakokawa de Kobe Steel, Hironata de NSC y Fukuyama y Keihin de Nkk.

Por otra parte, muchas clases de combustibles auxiliares han venido siendo inyectados a fin de disminuir el consumo de coque, siendo la selección entre ellos más que otra cosa la disponibilidad y facilidad de manejo. Las altas temperaturas de soplo, originalmente desarrolladas en Europa han demostrado ser otra manera efectiva de reducir el consumo de coque. Algunos altos hornos alemanes operan ahora normalmente con temperaturas superiores a los 1200°C sin ningún problema. Estufas equipadas para altas temperaturas así como la técnica de "soplado en paralelo" con cuatro estufas son ahora prácticas comunes en Japón. Los nuevos altos hornos japoneses se hallan equipados con sistemas para alta presión en el tragante.

La productividad y el consumo de combustibles ha sido notablemente mejorada con el tiempo. En la primavera de 1966, se reunieron y reportaron los datos de operación de los mejores altos hornos japoneses. Por esa época, la producción record era de 3700 t/día, para fines de ese año, el alto horno No. 4 de la Planta Wakayama de Sumitomo alcanzó una producción promedio de 4842 t/día, que fue roto sólo dos meses después por el horno No. 2 de la Planta de Sparrows Point de Bethlehem Steel -- presentó una producción promedio de 4215 t/día en Marzo de 1967-

y el alto horno No. 3 de la planta Middletown de la ARMCO 3950 - toneladas netas/día en Enero de 1968.

La década de los '70 ha sido testigo de los hornos gigantes con volúmenes cercanos a superiores de los 4500 m³ y producciones que van de los 9000 a las 11000 toneladas/día, estos hornos "mamut" han alcanzado un alto nivel de sofisticación y los diseñadores japoneses opinan que se han acercado al límite de crecimiento rentable de este tipo de equipo, entre estos equipos destacan el Alto Horno "Gary" de la US Steel, el Alto Horno No. 4 de Kimitsu y el No. 2 de Oita de la NSC el horno No. 5 de Fukuyama y el No. 1 de Oghishima de NKK y otros más que se incluyen en la tabla adjunta.

2.- LA QUIMICA Y LA TERMODINAMICA DE LOS PROCESOS DEL ALTO HORNO.

2.1.- DESCRIPCION GENERAL DE LOS PROCESOS QUIMICOS DENTRO DEL ALTO HORNO.

El objeto de la utilización del alto horno es la reducción de los óxidos de hierro por el CO y el carbón sólido presentes, produciendo esponjas de hierro y ganga. El reductor gaseoso produciendo dentro del alto horno permite el rápido contacto y la penetración en los poros de la masa de mineral de hierro activado las reacciones y consiste fundamentalmente en una mezcla de CO y H₂ producidos, el primero durante la combustión del carbón del coque en la zona de las toberas y el segundo, que es responsable de una reducción suplementaria, por descomposición de la humedad del aire de soplo caliente.

El proceso químico dentro del alto horno, lo podremos analizar de dos formas:

2.1.1.- El primer criterio consiste en considerar el proceso como una serie de reacciones que ocurren entre dos columnas que se mueven en direcciones opuestas: la columna de los gases ascendentes y la columna de materiales sólidos descendentes. La columna de los gases ascendentes es impulsada por el aire de soplo caliente que es introducido al horno a elevadas temperaturas (de 600 a 900°C) a través de las toberas y asciende a través de los sólidos. El Oxígeno del aire combinado con el carbón del coque forma CO₂, los sólidos (mineral de Hierro, coque y fundentes) son suministrados al horno por la parte superior. La combustión del coque que lo cambia de su estado sólido gaseoso y la fusión de los sólidos, permite que estos últimos desciendan gradualmente por gravedad al fondo del horno. Como podemos ver este criterio considera al horno como un reactor a contracorriente.

PRINCIPALES GRANES ALTOS HORNOS
DEL MUNDO

Fecha soplado inicial	Empresa/país	Planta y Nº del Alto Horno	Volumen interno m ³
Sept. 1971	Nippon Steel Corp. Japón.	Kimitsu Nº 3	4,063 13,4 m Ø
Nov. 1972	STEL Holanda	Ijmuiden Nº 7	4,363 13,0 m Ø
Feb. 1973	Thyssen R.F. Alemana	Schwelgeon Nº 1	5,335 14,0 m Ø
Mar. 1973	Sumitomo Metals Japón	Kashima Nº 2	4,080 13,8 m Ø
Abr. 1973	USINOR Francia	Dunquerque Nº 4	4,526 14,0 m Ø
Abr. 1973	Kawasaki Steel Japón	Mitsushima Nº 4	4,523 14,4 m Ø
Nov. 1973	Nippon Kokan KK Japón	Fukuyama Nº 5	4,197 14,4 m Ø
Nov. 1974	ITALSIDER Italia	Teranto Nº 5	4,128 14,7 m Ø
Dic. 1974	URSS	Krivoi-Pog	5,026 14,7 m Ø
Mar. 1975	Nippon Steel Corp. Japón	Yawata Nº 1	4,140 14,0 m Ø
Oct. 1975	Nippon Steel Corp. Japón	Kimitsu Nº 4	4,530 14,0 m Ø
Oct. 1976	Sumitomo Metals Japón	Kashima Nº 3	5,050 14,5 m Ø
Oct. 1976	Nippon Steel Corp. Japón	Oita Nº 2	5,070 14,7 m Ø
Nov. 1976	Nippon Kokan KK Japón	Ogishima Nº 1	4,052 14,0 m Ø
Jul. 1977	Kawasaki Steel Japón	Chiba Nº 6	4,500 14,1 m Ø
Mar. 1978	Kobe Steel Japón	Kakogawa Nº 3	4,500 14,2 m Ø

El intercambio de materias y energía entre la columna de gas ascendente de los materiales sólidos descendentes, bajo las condiciones en que se efectúa, hace que la reacción entre el oxígeno del aire y el carbono del coque sean completa antes de que el -- aire alcance la parte superior del vientre. Esta corriente ascendente de CO que progresivamente va entrando en contacto con los minerales y fundentes, elimina el oxígeno contenido en ellos, convirtiéndose al final una cantidad de CO a CO₂. Por otra parte, la combinación del hierro durante este proceso de reducción con otros elementos de la columna sólida, tales como el carbón, disminuyen su punto de fusión, permitiendo de esta manera obtenerlo líquido a la temperatura de flama de las taberas. La esponja de hierro llega a carburarse cuando funde en su aproximación a la zona de combustión. La ganga se hace fluida por la adición de fundentes a la carga al descender de estalajes a toberas. El hierro fundido y la escoria fluidizada se separan por diferencias de peso específico, quedando la escoria en la parte superior y el arrabio en la parte inferior, siendo separadas convenientemente por medio de un desnatador. Como las materias primas contienen un elevado grado de impurezas, se producen de 400 a 450 Kgs. de escoria por tonelada de arrabio producido por lo que es necesario vaciar escoria entre vaciada y vaciada de hierro ya que de no hacerse alcanzaría las toberas impidiendo la entrada del sople. El hierro es extraído aproximadamente cada cuatro horas, pudiendo obtenerse hasta 480 toneladas en cada vaciada. -- Por otra parte, la columna de gases es recogida en la parte superior del tragante por las antenas, tratada apropiadamente para eliminar polvos e impurezas y utilizada en la planta de fuerza en las estufas de calentamiento del aire de sople.

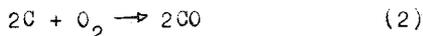
2.1.2.- La segunda manera de analizar los procesos en el alto horno parte de la consideración de que la reducción de los minerales de hierro así como el resto de las reacciones laterales tienen diferentes grados de intensidad a través de la cuba del horno de 150° C a nivel de las toberas, existiendo variaciones incluso en un mismo plano horizontal. Estas variaciones de presión y concentración de los gases, hacen que las reacciones procedan en direcciones contrarias en diferentes zonas del horno o que incluso no aparezcan hasta haber alcanzado un determinado nivel de temperatura o desaparezcan al rebazarlo. Como las reacciones en el alto horno rara vez alcanzan el equilibrio, este criterio consiste en dividir el horno en dos o más zonas para seguir los cambios físicos y químicos. A continuación examinaremos más detalladamente ambos criterios.

2.2.- ANALISIS DE LOS PROCESOS QUIMICOS POR EL CRITERIO DE INTERCAMBIO DE MASA ENTRE DOS COLUMNAS A CONTRAC--

RIENTE.

2.2.1.- Columna de gases ascendentes.

El aire para la combustión del coque entra por las toberas, situadas en la parte superior del crisol, a presión y elevada temperatura, pudiendo alcanzar presiones hasta 50 libras por pulgada cuadrada (2.5 Kg/cm^2) y temperaturas hasta 900°C . (más adelante examinaremos estas condiciones). Encuentra coque y tiene lugar la combustión con formación de CO, así:



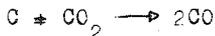
y el vapor del agua del viento



según la ecuación (2), por cada volumen de O_2 obtendremos dos volúmenes de CO_2 y como el O_2 proviene del aire soplado que contiene $21\% \text{ O}_2$ y $79\% \text{ N}_2$ (suponiendo que el aire del soplo no está siendo enriquecido con oxígeno), el gas de las toberas tendrá 42 partes de CO y 79 partes de N_2 , o sea $34.7\% \text{ CO}$ y $65.3\% \text{ de N}_2$. Tomando en cuenta la reacción de descomposición del vapor de la humedad del soplo (reacción 3), la composición teórica del gas en la zona de combustión será:

CO	H_2	S_2
35%	1%	64%

Como la temperatura en la zona de combustión y en etalajes es muy alta (aproximadamente de 1900 a 2000°C), cualquier cantidad de CO_2 formado por la reducción de óxidos de hierro metálicos o metales, se convierte inmediatamente en CO con el carbono del coque; reacción conocida como la disolución de carbono:



Al ascender los gases por la cuba hay una tendencia a aumentar la producción de CO, porque van encontrándose más óxidos para reducirlos porque la velocidad de la reacción $\text{C} + \text{CO}_2 = 2\text{CO}$, disminuye. Los rangos de la presión, temperatura y concentración de los componentes de la reacción son muy amplios. Como hemos visto, en las toberas, el coque que se quemaba genera gases a las temperaturas de 1900 a 2000°C , los cuales van a través

de la carga, cediendo su calor a esta, y saliendo del horno a -- 150 - 250 °C en unos cuantos segundos. Hemos dicho que la presión de soplo puede alcanzar 2.4 Kg/cm². Los gases de las toberas consisten casi exclusivamente en CO y N₂, mientras que en el tra-
fante la proporción de CO es mucho menor.

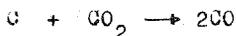
A unos 800 °C en que se descomponen los carbonatos - y donde se reduce una cantidad considerable de óxidos, se forma - gran cantidad de CO₂. Esta tendencia por la producción de CO₂ - aumenta al ascender los gases en la cuba porque la velocidad de - la reacción $C + CO_2 = 2CO$ es tan baja que no puede eliminar el -- CO₂ formado en estos procesos.

La reacción $C + CO_2 = 2CO$ es reversible y tiene - una considerable importancia en el alto horno, viendose afectada - por los siguientes factores:

i). La reducción del CO₂ por el C para producir -- CO, es, como puede verse, fuertemente endotérmica, por lo que la - producción de CO se favorece con las temperaturas altas. En otras - palabras, la velocidad de la reacción $C + CO_2 = 2CO$ se reduce - cuando disminuye la temperatura.

ii). Al aumentar la presión se favorece la produc-
ción de CO₂ debido al cambio de volumen que tiene lugar en la ---
reacción por el principio de Le Chatelier.

iii). La dirección de la reacción se ve afectada - por la concentración de los reactantes. Un aumento en el porcien-
to de CO₂, manifiesta una tendencia a que la reacción se realice -
hacia la derecha:

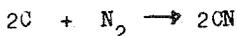


Esto es lo que sucede cuando el horno se "cuelga"-
por depósito de carbono, recurriéndose por ello a la adición de -
fundentes extras, para producir mayor cantidad de CO₂ por diso-
ciación.

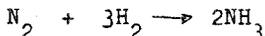
La relación CO/CO₂ puede tener valores de 1.35 y -
menores, en general, los valores más bajos se consiguen con las -
presiones más altas. Es probable que pueda obtenerse buena reduc-
ción por la rápida eliminación del CO₂ de la fase reaccionante, -
en la corriente de gases ascendentes. Esto reduciría la concen-
tración de CO₂ en la zona de reacción. Cuando consideramos las -
reacciones entre las columnas ascendente y descendente, es neces-
sario tener en cuenta las velocidades con que se mueven los reac-

---tantes. Así, mientras que la columna sólida tarda de 6 a 8 - horas en llegar a la altura de las toberas, la columna gaseosa - debe tardar de 2 a 20 segundos en escapar por el tragante. Esta gran diferencia de velocidades determina las condiciones del equi-librio que pueden establecerse. Se ha mostrado que la cantidad - de CO_2 presente en el gas por 100 Kgs. de hierro es prácticamente constante, luego la relación CO/CO_2 dependerá enteramente de la - variación en el contenido de CO . Por lo tanto, económicamente es importante que la relación CO/CO_2 sea lo más baja posible, compa-tible con una buena reducción. Los valores altos de esta rela---- ción indican elevado consumo de coque.

El nitrógeno en el gas es prácticamente inactivo, - excepto por su reducida tendencia a unirse con el carbón y formar cianógeno, así:



El cianógeno lo encontraremos presente sólo en can-tidades muy pequeñas, empero resulta perjudicial puesto que los - cianuros sólidos que se forman impiden la desulfuración externa, - apareciendo también por la picuera en forma líquida resultando en una elevada corrosión en esta zona, y por reaccionar con el hidró-geno formando amoníaco:



Aunque el hidrógeno es un agente reductor fuerte, - parece que su utilización es pequeña o nula en los procesos de -- reducción del alto horno. El procentaje de H_2 en el gas depende - de las estaciones del año y del contenido de humedad de la atmós-fera.

2.2.2.- COLUMNA DESCENDEENTE DE MATERIALES SOLIDOS.

La velocidad de descenso de los materiales sólidos, es mucho menor que la columna ascendente gases. En el descenso - de estos sólidos, gradualmente se calientan se preparan y se re-ducen, de modo que llegan a la parte baja de los estalajes como -- hierro reducido, escoria fluida y coque. El coque prácticamente no cambia hasta que llega a la zona de las toberas, donde tiene - lugar la combustión. En la zona de toberas la temperatura es su-ficientemente elevada para fundir el hierro y la escoria, los cua-les caen a través de ella y se recogen en el crisol. De aquí se-sangra cuando se necesitan. En el tragante, donde a temperatura-de 150° a 250°C la humedad se evapora.

La reducción de mineral por el CO comienza a unos 200°C, según la naturaleza de aquel, y en general, se acelera -- con el aumento de la temperatura. La reducción de la hematita -- tiene lugar en los estados siguientes:



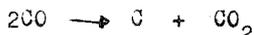
La revisión de estas reacciones muestra que:

- 1). $3\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{CO} \longrightarrow 2\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO}_2$ exotérmica e irreversible
- 2). $\text{Fe}_2\text{O}_4 + \text{CO} \longrightarrow 3\text{FeO} + \text{CO}_2 + \text{Calor}$, reversible y función de la temperatura.

Las investigaciones acerca de estas reacciones -- indican que:

1). La velocidad de las reacciones de reducción -- del óxido disminuye paulatinamente, con el progreso de la reducción del mineral y como consecuencia del aumento en el contenido de CO_2 en el gas.

2). Respecto al depósito de carbón, indicado por la ecuación:



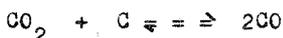
se ha demostrado que a 450°C, se verifica la disociación catalítica, impregnando y envolviendo a los trozos de mineral, con una proporción que excede a la velocidad de las reacciones de reducción a esa temperatura. Un aumento en la velocidad de los gases de 1 a 5 m/seg. incrementa muchísimo la proporción de carbono -- depositado. Esto tiene un interés especial porque el carbono de la impregnación es el agente de reducción del mineral más poderoso en el horno a temperatura de 750°C.

3). Aunque el aumento indicado en la velocidad -- del gas acelera invariablemente la reducción de los óxidos a todas las temperaturas investigadas, los aumentos adicionales en la velocidad tienen efecto opuesto a 650°C y muy poca influencia a 750 y 850°C.

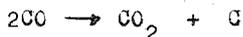
4). En el estado final de reducción del mineral -- $\text{FeO} \longrightarrow \text{Fe}$, en lugar de aumentar progresivamente la velocidad con el aumento de la temperatura, como era de esperar; pasa por un mínimo en la región de 750°C. No se ha dado explicación para este fenómeno bien conocido. Ahora bien, en el alto horno, a este án

bito de temperatura, el carbono de impregnación es un poderosísimo agente reductor que compensa adecuadamente la relativa inactividad del CO.

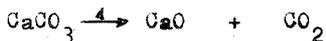
La disminución de la reacción de reducción del óxido de hierro, en la región de los 750^o, se debe probablemente a razones térmicas, que examinaremos más adelante. La reacción $\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$ es función de la temperatura y de las concentraciones relativas de CO y CO₂. En el alto horno dentro de la zona de 750^oC, la composición del gas es tal, que actúa como si forzara la reacción hacia la izquierda. Por otra parte, -- una temperatura progresivamente alta y en aumento, favorece la -- disociación del bióxido de carbono, así:



Este hecho contribuye a la oxidación del hierro -- por el bióxido de carbono, más que la reducción del FeO por el -- monóxido de carbono. La tendencia a aumentar el depósito de C -- con el aumento de la velocidad del gas, ya citado, probablemente -- está en relación con el cambio de volumen que tiene lugar en la -- reacción. El aumento en la velocidad del gas, puede aumentar la -- presión del gas en la fase tanto, como para forzar la reacción en -- la dirección de la reducción de volumen, así:



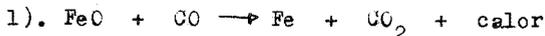
La disociación de los carbonatos comienza en la -- proximidad de los 600^oC:



Esta reacción que es endotérmica, se acelera con -- el aumento de la temperatura y es prácticamente completa a 800^oC. La reducción del óxido de hierro por el monóxido de carbono debe -- realizarse en la parte más alta y fría del horno, donde el bióxido -- de carbono formado no puede descomponerse por el carbón caliente, -- porque no lo está. En otras palabras, esta reducción con el -- monóxido de carbono, conocida comúnmente con el nombre de "reduc- -- ción indirecta" del mineral, deberá terminarse antes de alcanzar -- la zona de "calor rojo".

Cuando la reducción se retrasa a un punto, en el -- campo de la inestabilidad de CO₂, esto es, a temperatura donde se -- realiza la reacción $2\text{CO} \rightleftharpoons \text{CO}_2 + \text{C}$ de derecha a izquierda, -- el CO₂ formado reacciona con el C del coque, o con el carbono de --

---positado en la carga, para dar monóxido de carbono, así:



Esta reacción de reducción recibe el nombre común de "reducción directa" del mineral y puede escribirse:

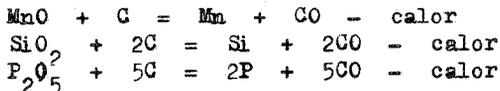


Tanto si se considera el primer caso, como este -segundo, el resultado químico y térmico es el mismo.

En 1879 Gruner sugirió que todo el carbón a quemar en el horno debería llegar a las toberas sin cambios y oxidarse allí a monóxido de carbono, y que este debería efectuar toda la reducción de los óxidos metálicos por reducción indirecta, con formación de bióxido de carbono como producto estable. En 1917 Howland probó que muchos hornos americanos que estaban separados del ideal de Gruner con un gran margen, obtenían consumos de combustibles excepcionalmente bajos. Richards anteriormente demostró, que en el caso de estos hornos por estar el viento seco, calentado en exceso, y bajo volumen de escoria por utilizar minerales ricos, se generaba en las toberas insuficiente monóxido de carbono para reducir todos los óxidos de hierro, el máximo ahorro de combustible se obtendrá paratándose tanto como fuera posible del ideal de Gruner. Ahora bien, Clemens decía -- que esta hipótesis era incorrecta y aseguraba que la máxima economía de combustible se obtendrá cuando la cantidad de reducción indirecta es rigurosamente suficiente para preparar la carga y a partir de ello disminuir el monóxido de carbono requerido para completar la reducción.

En el caso de Clemens el horno ideal con el máximo de economía de combustible se obtiene cuando la reducción directa alcanza el 48% del total. Otros autores han surgido más recientemente y en la actualidad es generalmente aceptado que -- las proporciones óptimas son de 40% para la reducción directa y 60% para la reducción indirecta. Esta cuestión es revisada frecuentemente; así, Elliott demostró que la reducibilidad del mineral y la reactividad del coque son los factores principales que controlan la reducción directa e indirecta en el caso de Appleby. Debe destacarse que la reducción directa de los óxidos de hierro es muy endotérmica, y por lo tanto está favorecida por las temperaturas altas, de los que se desprende que la reducción directa tiene lugar en las zonas más calientes del horno.

La reducción de otros metaloides (silicio, manganeso y fósforo) son también endotérmicas



Luego estas reacciones también se favorecen con -- con las elevadas temperaturas y se verifican en las zonas más -- calientes del horno. Hay autores que afirman que el MnO se reduce a 900°C por carbón sólido, el P₂O₅ a 1050°C y el SiO₂ a 1100°C. Los hornos en ferromanganeso, marchan a altas temperaturas y alta basicidad. En ferrosilicio alta temperatura y baja -- basicidad. El fósforo se reduce y pasa enteramente al arrabio.

2.3.- ANALISIS DE LOS PROCESOS QUIMICOS POR EL CRITERIO DE ZONAS DE REACCION.

2.3.1.- El alto horno puede ser dividido estructuralmente en tres secciones o zonas en las que se localizan condiciones de diferentes temperaturas, presión y concentración de -- reactantes. Estas tres secciones son: las cuba, el vientre y el crisol. Sin embargo, debido a la variedad de condiciones que se encuentran en estas reacciones, para seguir los cambios físicos y químicos, dividimos al horno por niveles de reacción. Aunque los niveles donde se efectúan las reacciones no pueden ser delimitados con precisión unos de otros, podemos dividirlo en zonas aproximadas, cuyas características, alturas, amplitud, etc., son función de las condiciones de operación del horno.

2.3.2.- Niveles de reacción.

2.3.2.1.- Zonas de deshidratación.- Al cargar los materiales dentro del horno, donde la temperatura varía de 150 a 350°C, la humedad de los minerales es eliminada y comienza la reducción del mineral.

2.3.2.2.- Zona de reducción de la parte alta.- -- Aproximadamente a las 2/3 partes de la cuba. En esta zona los -- rangos de temperatura van de 350 a 800°C. Aquí se inicia la reducción del mineral por la acción del monóxido de carbono, presentándose al mismo tiempo la calcinación de los fundentes.

2.3.2.3.- Zona de reducción de la parte baja.- Esta zona se localiza en la parte inferior de la cuba, donde encontramos rangos de temperatura de 800 a 1200°C. En esta zona continúa el proceso de reducción de los minerales, iniciándose la --

reducción de los óxidos de manganeso y la formación de la escoria.

2.3.2.4.- Zona de fusión.- Esta zona va desde la parte superior del vientre hasta el fondo del crisol. En esta zona tiene lugar la reducción completa de todos los óxidos no metálicos de fósforo, silicio y manganeso.

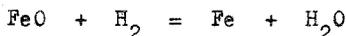
2.3.2.5.- Zona de combustión.- Se localiza inmediatamente alrededor de las toberas, extendiéndose aproximadamente tres pulgadas alrededor de ellas. En esta zona el carbón quemado produce CO siendo reducido inmediatamente a CO por la presencia del exceso de carbón sólido. El fierro y la escoria se forman líquidos y la escoria toma azufre del fierro. El único material sólido a esta altura es una pequeña cantidad de carbón del coque el cual cae al fondo del crisol donde se diluye el arrabio.

2.3.3.- Zonas de reacción.- Para apreciar más de cerca los procesos químicos del alto horno, empero debido a la poca delimitación que podemos hacer de los niveles de reacción, se prefiere dividir el horno en dos grandes zonas que representan dos grandes agrupamientos de reacciones, por su función dentro del proceso. Estas zonas reciben los nombres de : Zona de preparación y zona de fusión. Evidentemente no existe separación entre ambas zonas sino que al contrario, tienden a trasladarse.

2.3.3.1.- Zonas de preparación.- En esta zona la carga es preparada alcanzando las condiciones apropiadas de grado de reducción y temperatura para su fusión final en la zona de fusión. Las reacciones que componen esta zona son:

Eliminación de humedad	100°C
Eliminación del agua de combinación	entre 100 - 800°C
$Fe_2O_3 + CO = 2FeO + CO_2$	400 - 700°C
$2CO = CO_2 + C$	450 - 650°C
$FeO + CO_2 = Fe + CO_2$	700 - 800°C
$C + CO_2 = 2CO$	700 - 1000°C
$(CaO)_3 P_2O_5 + 5C = 3CaO + 2P + 5CO$	900 - 1000°C
Solución de C en el Hierro	1000 - 1500°C
$FeO + C = Fe + CO$	1200 - 1400°C
Solución del P en el hierro	1200 - 1500°C
Formación de escoria	1300°C
$MnO + C = Mn + CO$	1350 - 1450°C
$SiO_2 + 2C = Si + 2CO$	1400 - 1500°C
Solución del Si en el hierro	1400 - 1500°C

Nuevamente podemos apreciar los fenómenos discutidos al analizar las funciones de la columna ascendente de gases. Los materiales volátiles, la humedad, el agua de combinación, el CO_2 de los carbonatos, etc. van siendo eliminados con el incremento gradual de temperatura. Los óxidos de hierro, Fe_2O_3 y Fe_3O_4 son reducidos a FeO y finalmente a Fe . El fosfato de calcio, $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$, del compuesto produce P_2O_5 que es reducido a P . El P y una cierta proporción de C se disuelven en el hierro que a la altura de este paso ya se encuentra en estado líquido. En la parte inferior de la zona de preparación se forma la escoria primaria teniendo lugar las reacciones de la escoria. El nitrógeno que asciende con el gas producido en las toberas es prácticamente inerte, excepto por su reducida tendencia a formar, como hemos señalado anteriormente cianógenos y amoníaco, y sirve fundamentalmente para transportar calor a través de la columna de sólidos descendente. El hidrógeno actúa, como hemos dicho, como reductor tomando oxígeno del óxido de hierro



pero el agua formada, en contacto con el exceso de coque incandescente se descompone nuevamente, produciendo CO , así



Esta es una forma de "reducción directa" (reducción por el carbón sólido) pudiéndose expresar la suma de las dos reacciones como:



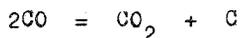
quedando el hidrógeno libre para continuar el ciclo, siendo el paso final:



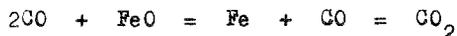
Esta reacción se presenta en presencia de bajas temperaturas en la parte superior de la cuba, saliendo el hidrógeno en forma molecular del horno, como el calor neto producido o absorbido en un proceso químico es el mismo, ya sea que la reacción se lleve a cabo en uno o más pasos, las reacciones intermedias del hidrógeno pueden ser ignoradas.

Como dijimos anteriormente, arriba de 700°C , el bióxido de carbono disuelve carbón, produciendo monóxido de carbono, esta reacción conocida como "pérdida por solución" (solution-loss) implica que el carbón no llega a las toberas impidiendo la

máxima eficiencia térmica; por el contrario, abajo de los 600°C , - en presencia de un catalizador tal como el Fe o el FeO , el monóxido de carbono se disocia en bióxido de carbono y carbono que se deposita sobre el catalizador (reacción de deposición del carbono). El carbón que toma parte en esta reacción proviene del monóxido de carbono generado en las toberas



cuya suma puede expresarse por



Así, el carbón que alcanza la zona de deposición - previamente ha reducido al FeO , produciendo CO_2 . Es poco probable que mucha reducción por carbón sólido tenga lugar en otra forma. La reducción por monóxido de carbono a temperaturas abajo de 650°C es una reacción indirecta, no habiendo pérdida de carbón, - dado que el CO_2 es producido a un rango de temperatura el cual es muy estable



si el mineral es denso, el carbón se depositará en la superficie del mineral, pero si es poroso se impregnará de él desintegrándose. Al alcanzar los 550°C , la deposición del carbón adquiere una velocidad mayor y alcanza el máximo a los 450°C . Si el mineral - es suficientemente poroso, para llegar impregnado de carbón, cuando la alcanza haya descendido a zonas de mayores temperaturas ya se habrán efectuado reacciones entre el carbón y el óxido de hierro, que puede ser reducido y el hierro resultante puede ser carburizado.

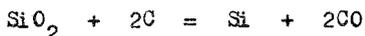
A la temperatura de la zona de combustión algo del SiO_2 es reducido por el carbón del coque, y el Si resultante es disuelto en el hierro. Por otra parte, el bióxido de carbono de los carbonatos de la carga, al alcanzar una temperatura de 800°C a 1000°C , puede disolver carbón, llegando a la zona de los 700°C como monóxido de carbono. Sin embargo, este carbón disuelto no tomará parte en la reducción de los óxidos si en la generación de calor en el crisol.

Con un contenido de carbón de 3.5 a 4.5%, el hierro cambia de estado a una temperatura de 1350°C a 1450°C .

2.3.3.2.- Zona de Fusión.- Esta zona comprende aproximadamente temperaturas que van de 1300 a 1500°C. A estas temperaturas no debe haber materiales sólidos, con excepción del coque. El hierro y la escoria fundidos y parcialmente separados, se escurren a través de la carga de coque incandescente reduciéndose --- cualquier remanente de FeO por el carbón del coque.



La sílice es reducida probablemente por el carbono a temperaturas de 1400 a 1500°C, el silicio resultante de esta --- reacción, es disuelto en el hierro. Siendo la cantidad de silicio reducido, una función de la basicidad y temperatura de la escoria



Escorias calientes y poco calcáreas incrementan la proporción de Si en el arrabio; el MnO también es reducido a Mn en esta zona



El porcentaje de reducción del MnO, también es función de la basicidad y temperatura de la escoria, escorias calientes y calcáreas pueden incrementar la reducción a 50 - 70% el Mn, --- pasándolo al arrabio.

El azufre de la carga se combina con mucha facilidad con el hierro y puede ser eliminado únicamente por el contacto que tiene con la escoria en presencia del carbón a las altas --- temperaturas que prevalecen en el crisol.



La desulfuración nunca es completa, permaneciendo --- ciertas proporciones de FeS en el hierro. La eliminación del azufre también es función de la temperatura y basicidad de la escoria: escorias calientes y de alta basicidad permiten una mejor --- eliminación del azufre del hierro.

2.4.- EL COMPORTAMIENTO DINAMICO DEL ALTO HORNO.

2.4.1.- Funcionamiento del alto horno en régimen --- permanente.

Considerando periodos largos de marcha, se puede --- descartar el carácter discontinuo de la carga de los sólidos por ---

el tragante y la descarga de líquidos al ritmo de las coladas asociando a las características medias de marcha un esquema de funcionamiento en régimen permanente. El alto horno por -- tanto, se puede considerar como un reactor en donde sus ca- -- racterísticas son independientes del tiempo. Este reactor -- se puede considerar, como un cambiador a contracorriente entre una fase gaseosa ascendente y fases sólidas ó líquidas descen- dentes.

2.4.1.1.- Zona superior de intercambio térmico -- intenso. A partir de una altura de dos metros del tragante, el coque, sinterizado y minerales, pasan de la temperatura ambiente a 950°C, mientras que la diferencia de temperatura entre -- gases y sólidos, máxima en el tragante, se anulan rápidamente. Los intercambios en esta zona son muy intensos, alcanzando un -- gradiente de temperatura de 450°C por metro. En esta zona, la -- capacidad calorífica de los sólidos es inferior a la del gas.

2.4.1.2.- Zona intermedia sin intercambio térmico o zona de reserva térmica.- En esta zona no hay intercambio de calor (950°C), no produciendo efectos térmicos notables -- las reacciones que tienen lugar en esta zona, que la reducción indirecta de la hematita y la magnetita por conversión del CO -- en CO₂ y una parte de la reducción ligeramente exotérmica de -- la wüstita a hierro. El caso ideal de funcionamiento correspon- de al agotamiento del potencial reductor del gas en un cierto -- nivel de la zona de reserva térmica: el equilibrio "hierro-wüs- tita-gas" a 950°C se alcanza y la fase gaseosa de este nivel -- tiene una composición tal que:

$$\frac{\text{CO}_2}{\text{CO} + \text{CO}_2} = 0.295$$

$$\frac{\text{H}_2\text{O}}{\text{H}_2\text{O} + \text{H}_2} = 0.390$$

valores que son extraídos de las curvas de equilibrio de Chau---dron.

2.4.1.3.- Zona inferior de intensos intercambios de calor y de oxígeno. Las variaciones de las temperaturas indican que la capacidad calorífica de los sólidos o líquidos pasa a ser muy superior a la del gas: este fenómeno se debe a la aparición y producción rápida de la reacción endotérmica de regeneración del óxido de carbono:



Esta reacción tiene un papel esencial. A causa de su fuerte energía de activación, la temperatura tiene gran influencia sobre su cinética; la temperatura a la que se produce es precisamente la temperatura de la zona de reserva térmica, -- por lo tanto, son las características del coque las que fijan -- el nivel de temperatura de la cuba. Mediante esta reacción se -- regenera el poder reductor del gas, permitiendo de esta forma -- una rápida reducción en fase sólida, de la wüstita a fierro, por medio del CO. Más abajo de esta "zona de regeneración", se produce la fusión de los materiales, apareciendo dos nuevas fases -- líquidas:

- i). El arrabio primero, que ha sido ya desfosforado y parcialmente carburado, y
- ii). La escoria primaria, debilmente oxidada.

Estos dos líquidos pasan a través de un lecho de coque, antes de alcanzar el crisol, en donde se efectúa la decantación del arrabio y de la escoria. Esta zona de reserva de coque, situada en la zona de toberas tiene gran importancia: es el soporte mecánico de la zona de fusión y de un cambiador líquido-gas a contracorriente, que realiza el calentamiento de los productos brutos de fusión:

- i). Calentamiento físico por aumento de la temperatura de los líquidos.
- ii). Calentamiento químico por la incorporación de elementos -- termógenos al arrabio: en particular el silicio.

Esta descripción de los fenómenos indica que en caso de funcionamiento ideal existe en la zona de reserva térmica un determinado nivel en donde la temperatura y la compen---sación de los sólidos del gas son conocidas y constantes.

- i). Temperatura de sólidos y gas: 950°C.
 ii). Grado de oxidación del gas

$$\frac{CO_2}{CO_2 + CO} = 0.295 \quad \frac{H_2O}{H_2O + H_2} = 0.390$$

- iii). Grado de oxidación de los sólidos:

$$O/Fe = 1.05 * a \quad \text{átomos O/átomos Fe}$$

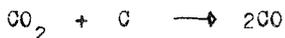
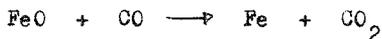
Una sección a este nivel permitirá encontrar un -- esquema de funcionamiento en dos tiempos, apareciendo entonces -- las anteriormente citadas (secc. 2.3.3.) "zonas de preparación" -- y "zonas de fusión o elaboración".

2.4.2.- Zona de preparación.- Como hemos dicho anteriormente la zona de preparación es la zona comprendida entre -- el tragante y la zona de reserva térmica y en ella el coque es -- químicamente inerte. Se puede considerar que recupera el potencial térmico y reductor del gas que la atraviesa, produciendo un -- lecho de fusión precalentado a 950°C y prerreducido al estado -- wüstita.

2.4.2.- Zona de fusión o elaboración.- Está com--- prendida entre la base del crisol y la zona de reserva química, -- siendo la parte activa del alto horno, en donde se realiza la -- transferencia de masa (carbono y oxígeno) y de calor entra la car -- ga y el gas. En esta zona los balances de materiales y térmicos -- fijar su funcionamiento global, produciéndose las siguientes reac -- ciones:

i). Reacciones muy exotérmicas: combustión en CO del coque por -- el sople caliente.

ii). Reacciones muy endotérmicas, que corresponden al resto de -- los mecanismos de gasificación del carbono en CO: consiste prin -- cipalmente en la reacción de regeneración del óxido de carbono -- que acompaña a la reducción de los óxidos de fierro.



2.4.4.- Para un lecho de fusión y para un determi -- nado arrabio, los balances de carbono y oxígeno y los balances -- térmicos de la zona de elaboración, constituyen las ecuaciones -- del modelo matemático en régimen permanente del horno alto.

i). La primera ecuación expresa el balance de oxígeno y de carbono en esta zona, haciendo intervenir el factor w , que mide el grado de reducción realizado en la cuba.

ii). La segunda ecuación es la expresión del balance térmico de esta misma zona y en ella debe intervenir el acondicionamiento del soplo por su temperatura.

Por medio de este modelo matemático, es decir, con estas dos ecuaciones y las dos relaciones suplementarias, unidas a las características del soplo y a las cantidades de carbono quemado en toberas, permiten por ejemplo, calcular la influencia real del acondicionamiento del soplo (humedad, temperatura, cantidad de aceite inyectado, etc.) y del trabajo de la cuba (w) sobre el consumo específico. Además, en cada caso, los balances de oxígeno y térmico de la zona de elaboración, permiten calcular las características del gas del tragante: temperaturas y análisis.

Para conocer la calidad del arrabio, se trata de representar el grado de calentamiento de los productos de elaboración (arrabio y escoria) por un término del balance térmico.

Considerando 950° como temperatura de referencia para el cálculo de las entalpías, se puede escribir el balance en la zona de elaboración, poniendo los términos energéticos en Kcal y refiriéndolo a la tonelada de arrabio.

Aportes térmicos:

1.- Entalpía del gas de combustión en la zona de toberas Necesidades térmicas:

2.- Reducción indirecta de los óxidos por CO y H_2 .

3.- Regeneración de CO

4.- W_u .

El punto 1, representa el aporte térmico a nivel de las toberas, que es función de la temperatura del soplo y de la cantidad de carbono quemado referido a la unidad de producción. Este aporte de calor que representa la entalpía $950^{\circ}C$, se cede en la zona de elaboración, distribuyéndose entre los puntos 2, 3 y 4.

El punto 2, representa las cantidades de calor absorbido por las reacciones de reducción indirecta de los óxidos de fierro en la zona de elaboración.

El punto 3 representa la cantidad de calor necesi--

---ria para regenerar el óxido de carbono del gas.

El punto 4, llamado w_u , es la energía disponible, -- una vez satisfechos los puntos 2 y 3 representa la cantidad de calor cedido al lecho de fusión en la zona de 950°C y representa -- globalmente:

- i). La entalpía de los productos colados (escoria y arrabio).
- ii). La energía utilizada por las reacciones de reducción directas por los óxidos no ferrosos.
- iii). La energía para la carburación del arrabio.
- iv). Las pérdidas térmicas.

Para un lecho de fusión determinado, el parámetro w_u es representativo del grado de calentamiento de los líquidos -- después de la fusión y por lo tanto de la calidad del arrabio. -- Se puede tomar el parámetro w_u como representativos del estado -- térmico del alto horno.

Para conocer el valor del parámetro w_u es necesario conocer el análisis del gas de tragante, el acondicionamiento del soplo y el grado de oxidación del lecho de fusión cargado por el tragante.

2.4.5.- Regímenes permanentes posibles.

Hasta ahora se ha considerado el funcionamiento -- del alto horno en régimen permanente, es decir, cuando todos los parámetros de marcha son constantes.

Ahora bien, para un alto horno, suponiendo fija la composición de la carga mineral, son posibles numerosos regímenes estables de funcionamiento, ya que para dos valores diferentes de una de las variables de entrada, la corresponden dos regímenes estables distintos, con la elaboración de dos arrabios de diferentes composición. Por ejemplo, un aumento de la temperatura de soplo supone un aumento de la entalpía del arrabio. Examinaremos -- más detenidamente los diferentes regímenes posibles.

El funcionamiento del alto horno está caracterizado por el de la zona de elaboración y considerando esta zona como un sistema independiente caracterizado por lo que entra y por lo que sale y suponiendo para simplificar que la composición del lecho de fusión es fija, se tiene que las entradas son:

1). Aire soplado en toberas, caracterizado por su acondicionamiento (temperatura, humedad y contenido de combustible auxiliar) y por su caudal.

2). La carga sólida, caracterizada por la relación carbono-hierro (consumo específico y por el grado de oxidación -- del fierro parámetros $w: FeO_{1.05} + CO$).

Las principales salidas son:

1). Los productos líquidos, arrabio y escoria caracterizados por su entalpía.

2). Los gases que salen de la zona de elaboración, caracterizados por su análisis.

Toda variación de uno de los parámetros de entrada supone una variación del régimen permanente y una variación en la salida. Recíprocamente, todo cambio producido en las salidas, indica que se ha producido por lo menos una variación en uno de los parámetros de entrada. En la práctica del alto horno nunca está en régimen permanente y su funcionamiento no es más que una serie de desajustes más o menos importantes, debido a las perturbaciones incontroladas. Existen entonces problemas de regulación térmica para obtener un arrabio de calidad homogénea, es necesario actuar sobre ciertas variables de entrada en donde el efecto térmico deberá compensar el de los desajustes que pueden producirse y los diferentes parámetros de entrada sobre los que es posible actuar.

2.4.6.- Desajustes.

2.4.6.1.- Los altos hornos modernos poseen equipos adecuados para la regulación y control de todas las variables que caracterizan el acondicionamiento del soplo y por lo tanto pueden ser fijadas con precisión al nivel deseado. Las causas de los desajustes provienen por lo tanto de la carga sólida, es decir, de las variaciones de los dos parámetros que la definen: contenido de carbono de la mezcla mineral y grado de oxidación del fierro a la entrada en la zona de elaboración. Los desajustes se pueden clasificar en tres categorías:

2.4.6.2.- Desajustes de primera categoría.- Se producen por una variación en la relación carbono/fierro en la carga introducida. Las causas más frecuentes de estos desajustes se deben a las derivas de las básculas de carga o bien a las variaciones incontroladas del contenido de carbono en el coque cargado --

(por ejemplo, variación de humedad).

En el caso de un aumento en la relación carbono/ferro, el índice de producción P_i disminuye y el parámetro w_u , entalía a los productos elaborados, aumenta; el alto horno se calienta como resultado.

2.4.6.3.- Desajustes de segunda categoría.- Son debidos a una variación del grado de oxidación del ferro que entra en la zona de elaboración, es decir del parámetro w , ($FeO_{1-05} + W$) en donde W representa el oxígeno en exceso con relación al estado de wüstita, a causa de un cambio en las condiciones de reducción en la zona de preparación, que son producidos bien por variaciones de la reductividad de los minerales o bien por las modificaciones en el reparto de gases en la cuba del alto horno. En el caso de una disminución de la reducción en la cuba (aumentó el porcentaje de CO del gas de tragante), en el nuevo régimen permanente, el consumo específico de coque queda constante; para asegurar la reducción completa de los óxidos de ferro, la cantidad de carbono consumido por tonelada de arrabio por la reacción de regeneración aumenta, y por lo tanto la cantidad de carbono quemado en taberas disminuye. El índice de producción aumenta y el parámetro w_u disminuye, dando como resultado un enfriamiento del horno.

2.4.6.4.- Desajustes de tercera categoría.- Estos desajustes se producen por las variaciones simultáneas de la relación carbono/ferro y del parámetro, pudiendo descomponerlos en dos desajustes, uno de primera categoría y otro de segunda.

Para contrarrestar estos desajustes y poder asegurar el control del estado térmico del alto horno, se dispone de los siguientes parámetros de regulación.

- i). Carga: relación coque/mineral.
- ii). Temperatura del aire de soplo.
- iii). Humedad del aire de soplo.
- iv). Inyección de aceite pesado en las toberas.

Examinemos el efecto que tiene, sobre el estado térmico del alto horno en régimen permanente, una variación de los parámetros anteriores.

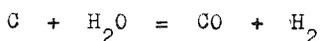
1). Carga.- Una variación de la relación coque/mineral de la carga, dá lugar a un desajuste del tipo de primera categoría.

2). Temperatura del aire de soplo.- Teniendo en cuenta el modelo matemático en régimen permanente, una variación de la temperatura del aire de soplo no tiene influencia en los

balances de materia y por lo tanto el índice de producción P_i -- permanecerá constante. Ahora bien, en el nuevo régimen perma--- nente, toda la energía suplementada aportada por el soplo, en el caso de un aumento de la temperatura, se traduce completamente en forma de entalpía de los productos elaborados. Al aumentar el -- parámetro W_u , traerá como consecuencia un resultante aumento en la temperatura del horno que se calienta.

3). Humedad del viento.- Los principales efectos -- de la inyección de vapor de agua en el aire de soplo son, como hemos dicho anteriormente:

i). Descomposición endotérmica en toberas en presencia de coque -- del vapor de agua por la reacción:



ii). Aporte de hidrógeno que participa en la reducción y disminu- ye en parte la reducción directa.

El principal efecto es la descomposición endotérmica en toberas y todo aumento de la humedad el viento implica una disminución del parámetro W_u , es decir, un calentamiento del horno alto.

2.4.7.- Regimenes transitorios.

2.4.7.1.- El modelo de funcionamiento en régimen -- permanente permite obtener todas las informaciones cuantitativas que caracterizan a los intervalos producidos entre dos regimenes permanentes inicial y final. El paso de un régimen a otro no es instantáneo y la experiencia enseña que los parámetros de salida caracterizan el funcionamiento del alto horno no por saltos bruscos, sino que varían de manera continua de su valor inicial al -- valor final, el paso de un régimen permanente a otro se efectúa -- por intermedio de un régimen transitorio de una cierta duración.- El modelo matemático anteriormente citado no hace intervenir la -- variable tiempo, siendo la característica de un estado permanen-- te el que todos los parámetros de marcha sean constantes. Este -- modelo no puede dar nunca una información sobre los períodos -- transitorios, la evolución en función del tiempo de diferentes -- variables de salida durante estos regimenes solamente puede ser -- conocida gracias al estudio del comportamiento dinámico del alto -- horno.

Para conseguir una correcta regulación térmica del

alto horno, es necesario conocer los fenómenos transitorios. -- Cuando se efectúa una acción sobre una de las variables de regulación es necesario conocer cual es el tiempo que se tarda en alcanzar el nuevo régimen permanente.

También interesa conocer si durante estos regímenes los diferentes parámetros de marcha se encuentran ligados entre ellos por las ecuaciones establecidas para un régimen permanente. La validez de este modelo matemático es particularmente necesaria en el caso de la regulación automática efectuada a partir del gas de tragante solamente es representativo de la entalpía de los productos elaborados en el caso de que el modelo sea válido.

En los regímenes permanentes los balances de materia y energía pueden ser expresados como entradas = salidas.

Ahora bien, en los regímenes transitorios es posible el que haya acumulaciones de materias o de calor y los balances se expresarán como entradas = salidas + acumulaciones.

Es indispensable el estudio del comportamiento dinámico del horno alto para responder a las dos siguientes preguntas:

- i). ¿Es válido el modelo en régimen transitorio?
- ii). ¿Cual es el tiempo de respuesta del alto horno para alcanzar un nuevo régimen permanente, por una acción de las variables de entrada?

Para respondernos estudiaremos cualitativamente -- los fenómenos de acumulaciones que acompañan a los regímenes transitorios.

Son tres los tipos de acumulaciones que pueden tener lugar en el alto horno:

Acumulaciones de carbono, de oxígeno y de calor. -- Analizaremos las causas que los producen y el papel que juegan.

2.4.7.2.- Acumulaciones de carbón.

El carbono se acumula en el interior del horno en la forma de coque. La zona de reserva del coque constituye un -- cambiador en contracorriente líquido-gas, en donde sus características (dimensiones geométricas, relaciones de caudales de líquido y de gas), fijan la entalpía de los productos elaborados. Este --

cambiador está limitado en su parte superior por la zona de fusión y los eventuales desplazamientos de dicha zona, dan lugar a variaciones en la altura de la zona de reserva, es decir de acumulaciones o evacuaciones de coque en dicha zona.

Consideraremos el caso de un aumento en la relación carbono hierro en la carga, por ejemplo en el caso de que la relación entre el peso del coque y mineral contenidos en la cuba, aumenta.

Si aumenta la relación coque mineral, se produce acumulación de coque en la cuba, produciéndose ésta acumulación mientras que la carga ferrica permanezca sólida encima de la zona de fusión. Los balances de materiales y térmicos en la zona de elaboración no se modifican y el funcionamiento del alto horno permanece inalterado. Cuando la mezcla más rica en coque alcanza la zona de fusión, la cantidad de materia a fundir y por lo tanto, la intensidad de la fusión, tiene tendencia a disminuir y para la misma cantidad de calor aportado por el gas, la cantidad de calor absorbido por la fusión y por el calentamiento de los líquidos, tiende a disminuir. Para absorber la energía ascendente, el perfil térmico se debe desplazar en el sentido de un aumento de temperaturas al mismo tiempo que la zona de fusión, entonces la reserva de coque se eleva en el horno. La disminución en la intensidad de fusión trae consigo un aumento de la cantidad de gas reductor con relación al hierro; en consecuencia, el carbono consumido por las reacciones de regeneración disminuye, lo que acentúa el exceso de coque en la zona de fusión (fig. 2.6.7.2. a).

Estos fenómenos prosiguen hasta el establecimiento de un nuevo equilibrio que corresponde a un aumento de la energía absorbida por los líquidos por tonelada de hierro, para una misma cantidad de gas reductor que procede de las toberas, este aumento de energía absorbida se debe por una parte a la disminución del índice de producción P_i y por otra parte al aumento de la altura del combinador formado por la reserva de coque. En este caso hay acumulación de coque.

Con razonamiento análogos se ve que estas variaciones en la altura de la reserva de coque se producen igualmente en el caso de los desajustes de segunda categoría y por lo tanto por las variaciones de ciertos parámetros de regulación.

Un desajuste de segunda categoría se acompaña de una modificación en el perfil térmico en la base del horno, de una variación en el índice de producción P_i y de un desajuste de la altura de la reserva de coque.

Cuando la temperatura del aire soplado en toberas aumenta, la energía suplementaria aportada, es absorbida gracias a un aumento de la altura del cambiador líquido-gas. Las variaciones de la altura de la reserva de coque permite ajustar las dimensiones del cambiador líquido-gas de tal manera que la energía disponible para la elaboración de los productos líquidos sea efectivamente absorbida y esto es así hasta que un nuevo equilibrio puede ser alcanzado.

De una manera general, se puede decir que la zona de reserva de coque juega un papel estabilizador cuando los desajustes afectan el funcionamiento del alto horno: su altura aumenta en caso de un recalentamiento y disminuye en caso de enfriamiento.

Este desplazamiento mecánico de la zona de fusión y las acumulaciones o evacuaciones de carbono que se producen, son la causa de la inercia del alto horno: mientras el carbón se acumula y la reserva de coque no alcanza el régimen permanente final.

En el curso de una acumulación, la cantidad de carbono entrante en la zona de elaboración es superior a la cantidad de carbono saliente: es este caso el modelo matemático y en particular el cálculo del parámetro w_u representativo de la entalpía de los productos elaborados dan resultados satisfactorios. En efecto, en cada instante, el análisis del gas del tragante permite calcular las cantidades de carbón consumido por combustión en toberas y por regeneración y establecer de esta forma un balance térmico correcto en la zona de elaboración.

2.4.7.3.- Acumulación de oxígeno.

Las acumulaciones de oxígeno, se producen en forma sólida con los óxidos de fierro. Cuando varía el perfil del grado de oxidación de los minerales hay acumulaciones o evacuación de oxígeno, produciéndose bien en la zona de preparación, o bien en la zona de elaboración, siendo provocados por variaciones en las condiciones de reducción de los óxidos de fierro.

Estas acumulaciones constituyen igualmente a la inercia del horno, de tal forma que mientras se producen, el horno está en régimen transitorio, las acumulaciones de oxígeno se producen por las reacciones entre sólidos y un gas, sin desplazamiento mecánico como en el caso del coque y a temperaturas elevadas, a las cuales, la cinética de las reacciones de reducción es grande. Es de suponer que, en principio, la inercia pro

---ducida por estos fenómenos debe ser bastante pequeña.

El modelo matemático emplea un balance de oxígeno en la zona de elaboración para obtener las ecuaciones de funcionamiento y para el cálculo del índice de producción. El parámetro P_i calculado de esta forma a partir del análisis del gas del tragante, no es entonces representativo de la intensidad de producción real, mientras no se desprecian los términos de acumulación de oxígeno.

Estas acumulaciones o evacuaciones de oxígeno son particularmente importantes cuando el caudal de viento es variable, entonces el cálculo del parámetro w_u a partir del gas del tragante no es válido y solamente lo será, en el caso de que el caudal de viento soplado se regule a un valor constante.

2.4.7.4.- Acumulaciones de calor.

Toda modificación del perfil térmico del horno va acompañada de acumulaciones o evacuación de una parte de la energía acumulada en la forma de calor sensible de los productos.

Una acumulación o evacuación de calor en la zona de preparación a esta únicamente al calor sensible del gas dando lugar a una variación en la temperatura del gas de tragante.

Quando se produce una acumulación o evacuación de calor en la zona de elaboración, repercute únicamente en esta zona en la forma de entalpía de los productos elaborados.

El tiempo necesario para que los materiales alcancen en cada nivel una temperatura más elevada, depende principalmente de los intercambios de calor entre sólidos, líquidos y gas y de la conductividad de los sólidos y líquidos. Como los niveles de temperatura en esta zona son elevados, los intercambios de calos son intensos y rápidos. Se puede pensar que estos no son fenómenos que retardan las modificaciones que retardan el perfil térmico, sino que más bien, los desplazamientos de la zona de fusión.

Estos términos de acumulación de calor intervienen en el balance término de la zona de elaboración, entonces las ecuaciones del modelo matemático no son válidas en regímenes transitorios, solamente lo serán cuando estas acumulaciones o evacuaciones sean despreciables.

2.4.8.- Conclusiones.

Recordando que cuando se produce una modificación del perfil térmico en zonas bajas del horno, por ejemplo al aumentar la temperatura, se deduce que se produce una acumulación de calor, un aumento en la reserva de coque y una variación del perfil del grado de oxidación del hierro contenido en la carga mineral. Las acumulaciones de calor, oxígeno y carbono en la zona de elaboración, están unidos y se producen simultáneamente a lo largo de todos los regímenes transitorios. Se han discutido para cada tipo de acumulaciones los dos aspectos: inercia del horno, es decir, tiempo necesario para alcanzar un nuevo régimen permanente y validez del modelo matemático. Destaca la particular importancia de la zona de reserva de coque, que juega un papel estabilizador y permite por sus variaciones de altura, alcanzar un nuevo equilibrio. Los desplazamientos de la masa de coque son la causa de la inercia del horno y el tiempo necesario para alcanzar un nuevo régimen permanente depende en gran manera de dichos desplazamientos. Es necesario señalar también que estos mecanismos de acumulación de calor y de coque dependen de los caudales por unidad de sección de las fases líquidas y gaseosas que se encuentran en contracorriente.

Como se ha visto, el volumen de la cuba no tiene influencia en estos fenómenos y el tiempo de retención de los sólidos en el horno, solamente interviene en la inercia del sistema para un retraso de las variables unidas a las materias cargadas en el tragante. Por el contrario, el caudal de viento, que por una parte fija el caudal de gas por unidad de sección, juega un papel esencial: para cualquier desarrollo, la velocidad de acumulación del coque y por lo tanto, la inercia del alto horno, se puede considerar proporcional al caudal de viento.

Los fenómenos de acumulación de carbono aseguran la validez del modelo matemático, siempre que por medio del gas de tragante se conozca continuamente la cantidad de carbono gasificado. Sin embargo, las acumulaciones de oxígeno y de calor ponen en entre dicho las ecuaciones del modelo matemático, ya que el cálculo del parámetro w_u a partir del gas del tragante solamente es representativo de la entalpía de los productos elaborados, cuando los fenómenos de acumulación son despreciables, es decir, cuando son suficientemente lento o débiles durante los regímenes transitorios.

Por lo tanto, el problema de la regulación térmica del horno, necesita el conocimiento de la variación con el tiempo de los diferentes parámetros de marcha durante los regímenes transitorios, es decir, es necesario conocer datos más cuantitativos sobre el comportamiento dinámico del alto horno.

Es necesario conocer la evolución de la reserva de coque, para calcular su incremento con relación a su nivel de equilibrio y el tiempo necesario para su estabilización siendo $H(t)$ la altura de la reserva de coque en función del tiempo t , tendrá una posición estable si:

$$\frac{dH(t)}{dt} = 0$$

El balance de oxígeno en régimen transitorio, se debe escribir de la siguiente forma:

$$\text{Caudal de } O_2 \text{ que entra} = \text{caudal de } O_2 \text{ que sale} + \frac{dO_2(t)}{dt}$$

en donde $O_2(t)$, es una función del tiempo que representa la cantidad de oxígeno unido a los óxidos metálicos contenidos en el alto horno.

Para calcular en cada instante la entalpía de los productos elaborados, el balance térmico será el siguiente:

Energía absorbida por los productos elaborados = energía aportada por el soplo caliente o producido por las reacciones químicas + $dQ(t)/dt$.

$Q(t)$ es la cantidad total de energía almacenada en la zona de elaboración e la forma de calor sensible de los productos.

Para ser completo el estudio del comportamiento dinámico del alto horno, se debe llegar al cálculo de las funciones $H(t)$, $O_2(t)$ y $Q(t)$ o por lo menos de sus derivadas. Para la determinación de estas funciones, es necesario indicar mediante ecuaciones, todos los mecanismos que se producen en la zona de elaboración. En particular es necesario representar en ecuaciones la evolución de la zona de fusión y de los intercambios líquido-gas en la reserva de coque. El estudio teórico sólo suministra informaciones cualitativas y solamente la experimentación suministrará información más precisa de los procesos.

3.- Las partes funcionales de los Altos Hornos.

3.1.- Introducción.

A continuación ennumeramos algunas de las principales características de los Altos Hornos con los que contamos en - AHMSA:

Característica	AH No. 1	AH No. 2	AH No. 3
Capacidad de producción	700 ton/día	1200 ton/día	1500 ton/día
Diámetro de crisol	5.18 m	7.163 m ₂	7.40 m ₂
Area de crisol	21.10 m ²	34.51 m ²	43.20 m ²
Diámetro de vientre	6.30 m	7.163 m	8.50 m
Diámetro de tragante	4.12 m	5.791 m	5.77 m
Volumen de trabajo	477 m ³	991.0 m ³	1030 m ³
Rel. Vol. útil/A crisol	22.60	23.0	23.75
Angulo de etalaje	80° 2' 27"	81° 0' 55"	81° 0' 55"
Diámetro campana grande	2.74 m	3.96 m	3.96 m
Angulo de campana grande	52°	51° 30'	51° 30'
Diámetro de campana chica	1.52 m	1.83 m	1.82 m
Angulo campana chica	51°	51°	51°
No. de toberas	12	14	16
No. de columnas	6	7	8
No. de estufas	3	3	3
Altura total del horno	56.00 m	65.0 m	69.0 m
No. de picueras de fierro	1	1	1
No. de picueras de escoria	2	2	2

	AH No. 4	AH No. 5
Capacidad de Produccion	1700 ton/día	4500 ton/día
Diámetro de crisol	7.50 m ₂	11.20 m ₂
Area de crisol	44.15 m ²	98.50 m ²
Diámetro de vientre	8.50 m	12.30 m
Diámetro de tragante	6.40 m	8.0 m
Volumen de trabajo	1033 m ³	2163.0 m
Rel. Vol. útil/Acrisol	23.40 m	21.90 m
Angulo de etalaje	82° 30'	80° 0' 32"
Diam. campana grande	4.60 m	-
Angulo campana grande	51° 30'	-
Diam. campana chica	no	no
Angulo campana chica	-	-
No. de toberas	18	28
No. de columnas	4	4
No. de estufas	3	3
Altura total del horno	75.00 m	80.5 m
No. picueras de fierro	1	2
No. picueras de escoria	2	1

3.2.- SISTEMA DE SOPLO.

3.2.1.- Ya por 1810, Geynard y Robín, buscando las formas de utilizar la antracita como único combustible en el alto horno, llegaron a la conclusión de que operando los hornos con --viento frío, el empleo de la antracita en la carga era perjudicial. En 1826 James Neilson y en 1833 Frederick Geissenhainer pudieron utilizar adecuadamente la antracita, calentando el soplo para la fusión de minerales de fierro con carbones bituminosos. En 1840-David Thomas consiguió operar adecuadamente el alto horno con antracita y aire de soplo caliente a unos 315°C . Desde entonces se ha realizado como práctica permanente precalentar el aire que se usa como combustible en el alto horno, haciéndolo pasar a través de una serie de estufas las cuales son calentadas en forma intermitente, mediante la combustión de los gases del alto horno, después de haber sido convenientemente lavados y secados. El objeto que se persigue al precalentar el aire es proporcionar calor adicional que permite una disminución proporcional del combustible sólido cargado al horno, que es en el caso de nuestros hornos coque, permitiendo la temperatura a la que es suministrado controlar esta variable, haciendo posible además la inyección de combustibles líquidos y gaseosos, tales como el gas natural o el --aceite pesado, que sin las temperaturas de soplo que se alcanzan con el precalentamiento no sería posible utilizar. La influencia que tienen las características de acondicionamiento del aire de --soplo (temperatura, volumen, presión y temperatura) sobre el resto del proceso ha sido brevemente discutida en la sección dedicada al comportamiento termodinámico del alto horno, sin embargo, --cuando analicemos las características de operación podremos ver --esto con mayor claridad, por lo que nos limitaremos a dar una bre--ve descripción del equipo de soplo.

3.2.2.- Estufas.

3.2.2.1.- Las estufas utilizadas para el precalentamiento del aire de soplo son básicamente un cilindro vertical --de acero rematado en una cúpula esférica, llamada Domo. La placa evolvente tiene un espesor de 15 mm y está protegida por una --carrera de ladrillo separado de la placa por medio de un aislante --refractario en polvo. En su interior, están divididas a todo lo--largo en dos zonas: la cámara de combustión lateral y la zona de--ladrillos checkers que poseen la superficie adecuada para, por --radiación, proporcionar el calor de la estufa y transferirlo al --aire. Estos ladrillos están montados sobre parrillas sostenidas--por columnas cortas.

Un análisis de los procesos de transferencia de calor dentro de las estufas iría más lejos del objeto de esta descripción, sin embargo parece evidente que los dos procesos fundamentales de transferencia de calor que se efectúa dentro de ella son el de radiación y el de convección. Cada estufa cuenta con cinco válvulas que son:

- i). Válvula de aire frío.
- ii). Válvula de aire caliente.
- iii). Válvula de relevo.
- iv). válvula de gas de alto horno.
- v). válvula de chimenea.

y adicionalmente se encuentra, en los hornos 1, 2 y 3, una válvula de mezcla por cada estufa, y en el 4 una sola válvula de mezclado para todo el sistema.

3.2.2.2.- Operación de las estufas.

Cada alto horno cuenta con tres estufas, pasando el aire que sopla al alto horno a través de una de ellas a la vez, enfriando la estufa. Es necesario que mientras una estufa esté en soplo, las otras dos restantes deben mantenerse en calentamiento para mantener constante la temperatura requerida por el proceso, así como la presión del soplo. Este punto respecto a la operación merece particular atención. Sólo en el momento del cambio de estufa, dos estufas deben estar soplando a la vez, debido a que de faltar repentinamente la presión de sustentación ejercida por el aire de soplo, la carga sólida puede desplomarse sobre el crisol dañándolo y, al desplazar a la masa líquida, lanzarla sobre las toberas quemándolas. El cambio de estufas se realiza bajo una secuencia programada anticipadamente, pero susceptible de ser variada de acuerdo con las condiciones que prevalezcan (estado de las estufas, características del calentamiento, niveles de temperatura en el momento del cambio, etc.). El cambio de las estufas en los hornos 1, 2 y 3 es manual, mientras que en el horno 4 puede ser manual o automático, operado desde la cabina de control, desde donde se puede ordenar eléctricamente que la estufa se ponga a soplar, calentar o embotellarla (todas las válvulas cerradas) que se abra o cierre determinada válvula, etc.

La secuencia de operación de las estufas es como sigue: los gases que salen del tragante al alto horno, después de haber sido eliminado el contenido de polvo que es sumamente perjudicial para el refractario de las estufas por los álcalis que contiene, además de que puede obstruir los ductos de los

checkers, disminuyendo la superficie de radiación, y por consiguiente, la velocidad de calentamiento del aire de soplo al disminuir el calor aprovechable. Los gases son conducidos a través de la válvula de gas de tragante a un quemador, donde se mezcla con el aire suministrado por un abanico y entra en combustión, penetrando a la cámara de combustión. Además del gas de alto horno puede utilizarse gas natural como combustible auxiliar en aproximadamente 3% del total de gas utilizado, la razón para utilizar gas natural es el incremento de poder calorífico de la mezcla pudiéndose alcanzar temperaturas más elevadas en el retractorio de las estufas y por lo tanto mayor temperatura disponible para el aire que se sopla al alto horno. Tanto la temperatura alcanzada, como la duración de la etapa de calentamiento varía de horno a horno, de acuerdo con las condiciones de soplo a que se quiera operar, sin embargo la temperatura máxima que se permite que alcance el ladrillo del domo y la chimenea es de 1250 y 300°C respectivamente, protegiéndose de esta forma el ladrillo cuya temperatura de fusión es un poco más alta. Siempre se procura mantener esas temperaturas a su nivel máximo para aprovechar el total de la capacidad de calentamiento de la estufa, para lograr esto, es necesario asegurar que la combustión del gas de alto horno o de la mezcla gaseosa sea correcta.

Al alcanzar la temperatura establecida, se asegura que el soplo será la correcta. Los gases producidos durante la combustión son extraídos por la chimenea, permitiéndose de esa manera que el flujo de los productos de la combustión, al pasar a través de los checkers, por tiro natural, cedan su calor por la amplia superficie de contacto de éstos últimos. Una vez que la estufa se ha calentado al máximo, se pone a soplar si le corresponde, haciendo que la línea de aire frío (aproximadamente 40°C), enviada por un turbosoplador penetra a la estufa. Al entrar el aire frío en contacto con los checkers, toma el calor de éstos, obteniendo en el aire la temperatura de soplo requerida. Una vez que el aire caliente sale de la estufa, para que entre al alto horno a la temperatura deseada, en caso de ser mayor que la establecida para la operación, es mezclado con la línea de aire frío en proporciones adecuadas.

A medida que la estufa se va enfriando, el aire que pasa a través de ella aumentará su temperatura cada vez en menor grado, por lo que la válvula de mezcla deberá irse cerrando gradualmente para mantener constante la temperatura del soplo.

Calentamiento de la estufa.

- a). Cierra válvula de aire de soplo.
- b). Cierra válvula de aire caliente. Estufa embotellada.
- c). Abre válvula de relevo, para igualar la presión interior de la estufa con la presión atmosférica, para permitir abrir la válvula de chimenea.
- d). Abre válvula de chimenea.
- e). Cierra válvula de relevo.
- f). Abre aire de abanico y coloca el quemador, quitando el sello.
- g). Abre válvula de gas.

El encendido se logró o por la temperatura en el interior de la estufa o por medio de una pequeña descarga eléctrica.

Puesta a soplar de una estufa.

- a). Cierra válvula de gas, quita el quemador y sella.
- b). Cierra abanico del aire para combustión.
- c). Cierra válvula de chimenea.
- d). Abre válvula de aire caliente.
- e). Abre válvula de aire frío.

Cuando por causa de un paro la estufa ha estado fuera de servicio durante bastante tiempo, el gas no se enciende por sí solo al entrar en ella. En estas condiciones la estufa debe ser calentada gradualmente por combustión de leña, ayudándose con gas natural y aumentando progresivamente la cantidad de gas de alto horno. En operación normal, debe procurarse que los calentamientos sean lo más uniformes posibles ya que el calor de la combustión dentro de la cámara de combustión, dá lugar a la formación de formas alotrópicas de los materiales refractarios de la zona de checker que al cambiar su volumen por expansión o contracción puede dar lugar a carteaduras o desquebrajaduras del revestimiento.

Las válvulas son de variado diseño de horno a horno y de función a función, sobresaliendo las válvulas de guillotina del horno 4 accionables automáticamente por medio de motores eléctricos. Las válvulas de aire de soplo caliente merecen particular cuidado, son del tipo de compuerta, refrigeradas con agua en el asiento y en la válvula misma, debiéndose levantar si el su ministro de agua llega a fallar para evitar su deformación.

3.2.2.3.- Instrumentación de las estufas.- Las estufas del horno 4 son controladas mediante las señales emitidas por dos termopares (por estufa), unen la base de la salida de los

gases a la chimenea y otro en la parte superior del domo en posición exactamente perpendicular al piso de la estufa. Se controla además el gasto de gas en los quemadores, el grado de humedad del soplo, etc.

3.2.3.- Dona.

Es una tubería circular de aproximadamente dos metros de diámetro que rodea al horno a la altura de etalaje, adonde se recibe el aire de soplo caliente a la temperatura de operación deseada y de la que se distribuye a las toberas. Debido a las difíciles condiciones de operación a las que se encuentra, está hecha de acero inoxidable y se halla recubierta interiormente por refractario. Su forma permite una distribución muy uniforme del aire en las toberas.

3.2.4.- Codos.

De la dona, el aire es guiado a las toberas por medio de dos codos, uno de 45° y otro de 90° . Este embona con el tubo de soplo. El codo de 90° se halla sujeto fijo en la posición de soplo mediante un par de cuñas (en cada lado lleva una) y dos tensores, uno inferior que es necesario abrir para levantar el codo para cambiar el tubo de soplo, el enfriador o la tobera, y otro superior, que permite levantarlo. El codo de 90° lleva además adosada una mirilla mediante la cual se puede apreciar las características del lecho de combustión frente a las toberas.

3.2.5.- Tubos de soplo.

3.2.5.1.- Tubos ligeramente cónicos que forman la unión entre codo de 90° y la tobera, completando el sistema de inyección de aire al horno. Estos tubos están también hechos de acero inoxidable y tienen una entrada auxiliar conocida como bayoneta por donde se pueden inyectar ciertos tipos de combustibles auxiliares.

3.2.5.2.- Exposición de los tubos de soplo.- Los tubos de soplo están cubiertos con material refractario en su interior, excepto al frente donde se sella con la tobera. Al llegar a entrar en contacto con el hierro líquido se revientan precisamente por esta parte. Este fenómeno se presenta cuando ha habido alguna anomalía en el funcionamiento del horno que ha llevado al tubo a entrar en contacto con el baño metálico líquido.

La explosión de un tubo de soplo provoca una fuga intensa de gas con proyecciones de fierro y escoria que provocan el quemado de la tobera y el enfriador, llegando a deshacer el tubo ocasionando precipitación del baño líquido y de coque hacia el exterior. La cantidad de metal fundido en el crisol es el factor que determinan el grado de peligrosidad de esta falla. Si el tubo se revienta poco antes de vaciar, y si se queman la tobera o el enfriador, se debe cerrar el agua de enfriamiento de estas piezas y apresurar la vaciada, bajando el aire de soplo como se trata el horno hasta pararlo para sustituir el equipo dañado. Si la explosión ocurre poco después de la vaciada se procede a parar el horno y a reparar el equipo. Si la reventada es de medias de dos vaciadas, se abren las picueras de escoria y se baja el soplo progresivamente hasta parar el horno, siempre y cuando los daños no pasen de la tobera, el enfriador y el tubo; si los daños son mayores, el horno se debe vaciar antes de parar soplando el horno al máximo debido a que como la demora puede ser grande, el metal acumulado en el crisol puede enfriarse, en este caso no importa que el fierro se tire a la pileta de escoria o se cargue en los termos.

3.2.6.- Toberas.

3.2.6.1.- Descripción.- Las toberas son piezas tronco-cónicas de paredes huecas por donde circula agua a presión para enfriarlas. Son los elementos orificio-conductos por donde el aire de soplo caliente es inyectado al alto horno. Entran al horno en la parte superior del crisol y están distribuidas simétricamente en el caso del horno # 4 se ha eliminado la tobera que se halla directamente por encima de la picuera de arrabio para prevenir desgaste en todo el diámetro de la coraza del crisol. La tobera está ajustada en su parte posterior al tubo de soplo sobre la misma línea de la mirilla del codo de 90°, que cuando está protegida por un vidrio de cobalto permite examinar el estado en que se encuentran y los posibles ajustes que de acuerdo con la práctica del operador se piense que es necesario efectuar para mantener una buena operación en el alto horno. Las toberas son de cobre fundido y son refrigeradas, como ya hemos dicho, interiormente por agua y en el exterior por un enfriador también troco-cónico pero de dimensiones mayores y también de cobre fundido, hallándose recubierto exteriormente por el ladrillo refractario del crisol. El número de toberas depende del tamaño del crisol, ya que es necesario colocar una cantidad de toberas tal, que no quede una zona sin trabajar bajo la acción del aire, porque toda la columna de material sobre dicha zona estaría inerte, lo cual es altamente perjudicial para la buena operación del horno. Por otra parte, un número excesivo de tobe-

---ras debilitará la construcción del crisol y serán causa de posibles roturas en esta zona. Al mismo tiempo que se busca que el aire se distribuya uniformemente a lo largo de toda la periferia del crisol, es necesario forzarlo a penetrar hasta alcanzar el centro mismo del horno para evitar la formación de zonas muertas, zona inertes en el centro del crisol. Para controlar esta variable se dispone del recurso de variar el diámetro de las toberas hasta obtener los gastos de aire caliente de sople deseados. La penetración del sople también es, por otra parte, función del volumen de sople, de su temperatura y del diámetro de crisol. En algunos casos se utilizan toberas anguladas que permiten dirigir el aire hacia un determinado punto del crisol, en el cual se haya formado por circunstancia una zona fría; al normalizarse la situación, se utilizarán las toberas standard rectas, nuevamente. El diámetro de las toberas se halla normalmente entre 12.7 y 17.8 cm y su longitud se ajusta de acuerdo con el espesor y condiciones del refractario, variando de 30.5 a 38.1 cm. Ocasionalmente y con el objeto de obtener la penetración fijada se intercalan toberas de diferentes diámetros, sin embargo, esta práctica no es recomendable.

3.2.6.2.- Operación de las Toberas.

Las toberas están sujetas a revisión frecuente, exterior e interior, con el objeto de conocer tanto las condiciones de la marcha del horno, como las condiciones de la misma tobera. Tres son los problemas más frecuentes con la operación de las toberas:

- i). Suciedad de los vidrios de las mirillas.- impide ver al interior del horno, se resuelve abriendo con las debidas precauciones la mirilla y cambiando el vidrio.
- ii). Atascamiento de la tobera por escoria.- En este caso la tobera debe abrirse e introducirse una barra para aflojar la escoria, dura que será arrastrada por la presión del sople.
- iii). Toberas quemadas.- Esta es una anomalía grave que puede traducirse en una demora hasta de 50 minutos, y que puede tener consecuencias graves. El quemado de las toberas se produce por su desgaste, fallas en la refrigeración o por escurrimiento de la escoria.

Detección de las toberas quemadas.

- a). El agua de enfriamiento de la tobera se filtra al exterior, entre ella y el enfriador.
- b). La tobera pierde brillantes.
- c). La punta de la tobera se cubre de escoria, llegando a cerrar se completamente.

- d). La presencia de vapor o gas saliendo de la tobera quemada -- hace vibrar la manguera de descarga de agua de enfriamiento.
- e). Aumento de contenido de Nitrógeno del gas de Alto Horno.

Cambio de toberas.

- a). Paro del horno.
- b). Corte del suministro de agua a la tobera.
- c). Aflojar tensor y cuñas del codo de 90°.
- d). Bajar tubo de soplo.
- e). Tapar tobera con barro (lanzándolo, para que el cocue no salga).
- f). Aflojar tobera y desconectar manguera de entrada del agua.
- g). Bajar tobera quemada y limpiar asiento del enfriador.
- h). Colocar tobera nueva probada y conectar de inmediato sistema de refrigeración.
- i). Subir tubo de soplo y asentarlo en la tobera.
- j). Apretar tensor del codo y las cuñas.
- k). Arrancar el horno.
- l). Checar tubo, tobera y codos para localizar fugas.

3.2.7.- Turbosoplador.

El turbosoplador es un equipo que depende de la -- planta de fuerza. Su misión es enviar el aire de soplo frío --- (unos 40° C), con un flujo y a una presión constante para mantener estables las condiciones de operación. Este equipo puede sufrir diversos tipos de fallas que pueden tener consecuencias graves -- sobre la operación del horno. La primera falla es de variaciones en el flujo de aire soplado, esta falla tiene como consecuencia -- una disminución de la penetración con el consecuente cambio de la zona de fusión. La segunda falla y la más grave consiste en interrupciones repentinas del servicio. Es necesario anotar que en -- caso de quitar el aire de soplo debe hacerse despacio, vigilando -- las toberas. Una suspensión repentina del suministro de aire tiene como consecuencia que la carga cae repentinamente bañando la -- tubería de soplo con escoria y fierro agravándose la situación de medida que el crisol se halla más lleno. En estas condiciones, -- las toberas, tubos y enfriadores pueden explotar al contacto con -- el baño líquido, por lo que la carga debe ser vaciada inmediata -- mente, por las picuerras de escoria, por las mirillas de las tobe -- ras, vaciando inmediatamente el arrabio a la pileta de escoria o -- a los torpedos y parar el horno soplando al máximo para limpiar -- toda la tubería de soplo.

3.2.8.- Sistemas modernos de soplado.

Los sistemas de sople caliente japoneses están --- perfeccionados a tal grado que muchas plantas soplan a temperaturas por encima de 1200°C de valor medio durante meses. En Mizushima se ha mantenido durante 5 meses una temperatura superior a los 1300°C .

Todos los hornos construídos en los últimos 10 años y todos los que actualmente se encuentran en construcción tienen estufas con cámara externa de combustión, con diseños Koppers, - Jartin o Fagenstecher (repatentado por NSU). Estas estufas poseen refractario de sílice en las cámaras de combustión, ~~damos y~~ celdas de la zona superior. Se calientan con mezcla de gas de batería y de horno alto, de potencia calorífica 1350 Kcal/m^3 utilizando quemadores de interior cerámico, se alcanzan rangos de temperatura en el domo hasta de 1550°C . Ahora bien, operando de manera continua, a temperaturas por encima de 1500°C , se tropieza con el inconveniente de la formación de óxidos nitrosos en las salidas de gases. Las nuevas estufas en desarrollo emplearán las técnicas de aislamientos y anticorrosivos para superar el problema. La tendencia es poseer cuatro estufas por horno de modo que se puede soplar en paralelo. Varias plantas ya utilizan este sistema que está controlado directamente a control remoto por un ordenador. La temperatura del sople es el índice para el óptimo de velocidades de gases, tiempos de ciclo y el aportado del sople frío a través de varias estufas está automáticamente controlado con objeto de obtener la máxima eficiencia de la estufa. Las plantas con estufas Loppers tienen una cámara de mezclado de sople caliente separada, que reduce las colicitudes de la válvula de sople caliente. Las válvulas de sople caliente son normalmente de rodete de acero y tipo de sienta, y, como se ha dicho, están refrigeradas con agua tratada en circuito cerrado. En ocasiones las pipas y las busas tienen refrigeración de agua, lo que hace que sean sumamente pesadas y que necesiten máquinas para su cambio.

Las estufas de los tipos Loppers y Nippon Steel, - que son muy parecidos, disponen de una junta de expansión entre la cámara de combustión y la estufa. Normalmente utilizan gas enriquecido de 1250 Kcal/m^3 . La temperatura del sople de diseño suele ser para 1300°C y en el caso de Taranto es de 1350°C .

A continuación, describiremos más detalladamente el sistema de sople utilizado en Mizushima, planta de la Kawasaki Steel Corp. en Kurashiki. Los hornos de esta planta como hemos dicho anteriormente, tiene cuatro estufas cada uno, con cámara de combustión externa. Este mismo tipo es el utilizado en el horno No. 5 de Chiba. Se utilizan cuatro estufas por las siguientes --

razones:

- 1). Operando las estufas calientes como un par, el cuerpo de la estufa y el diámetro de la válvula puede hacerse más pequeño y las válvulas no son sobrecargadas.
- 2). Dos de las estufas están siempre en soplo mientras que las otras dos están calentando. Esto reduce el área caliente total respecto a la capacidad del alto horno.
- 3). Operación intermitente en paralelo es posible promoviendo elevada eficiencia térmica.
- 4). Si una de las cuatro estufas tiene dificultades de operación, al menos el 85% del total de soplo caliente suministrado por las cuatro estufas es asegurado, por lo tanto, la operación del alto horno no se ve afectada.

Para calentar las estufas se utilizan quemadores cerámicos. La temperatura de domo máxima es de 1600°C y la temperatura de soplo máxima es de 1300°C . Para combustible, el gas de alto horno es enriquecido con gas de coque, lo que proporciona una mezcla gaseosa con elevado poder calorífico de aproximadamente $1350 \text{ Kcal por m}^3$ (152 BTU/ft^2).

Se usan pirómetros de radiación para medir la temperatura de soplo en lugar de los termopares convencionales. El cambio de las estufas se hace automáticamente a ciertos intervalos por la combinación de válvulas accionadas electro-pneumáticamente. Todos los sopladores están accionados por turbinas de vapor. El combustible utilizado es normalmente gas de alto horno, utilizándose aceite pesado únicamente en casos de emergencia, los sopladores son del tipo de flujo axial con ángulo de aspa variable.

3.3.- TRAGANTE.

3.3.1.- La forma más simple de tragante consiste en una armadura cilíndrica de diámetro fijo colocada en la parte superior del horno, de forma que oscile lo menos posible y sobre la que chocan los materiales que descarga la campana grande (fig. 1), al chocar los materiales sobre la armadura se reflejan de distinto modo según su tamaño y naturaleza. Es en esta armadura en la que se fija el nivel de carga, es decir, la línea hasta la cual se mantiene constantemente lleno el horno.

3.3.2.- Nivel de Carga.- El nivel al que se carga el horno, tiene una gran influencia en la distribución del lecho. Si el nivel se mantiene bajo, la fuerza viva de los materiales al caer en el horno hace que segreguen con más intensidad los distintos tamaños. Por otra parte, el impacto sobre las paredes del

tragante, produce un mayor desgaste de esta zona. El nivel de -- carga tiende a tomar forma de V abriendo el centro. Sus únicas ventajas son favorecer que la corriente de gas arrastre mayor cantidad de finos y que al ser menor la columna de carga se puede subir el régimen de soplado. Sus desventajas aparte del desgaste del tragante son un menor aprovechamiento del poder reductor del gas y una mayor temperatura del tragante. El nivel normal de --- carga en un alto horno, depende del tamaño de éste, pero como --- norma debe ser aquél en que la carga al caer desde la campana --- grande toca la pared del horno.

3.3.3.- Tragante de geometría variable.- El tra--- gante de coraza rígida permite poca variación en la distribución de la carga del horno, por lo tanto, se han diseñado otros modelos en los que se puede variar el diámetro, a la vez que el ángulo que forma la generatriz de su armadura con el eje del horno. De este modo se logra modificar el ángulo con el que chocan los materiales contra la coraza y con ello la posición en que se depositarán en el horno. Se ha comprobado que pequeñas variaciones en el ángulo de la generatriz de la armadura producen cambios importantes en la distribución de la carga. El tipo más corriente es el formado por placas rectangulares curvas *l a s* que van -- colocadas individualmente del cono superior del horno, en forma que pueden oscilar en sentido radial. La suspensión se hace de forma que por gravedad forman una armadura cilíndrica de diámetro máximo. Las placas se disponen de forma que se soplen unas con otras, siendo la mitad de ellas alternativamente exteriores. -- Cuando se quiere variar la geometría del tragante se empuja hacia adentro de las placas exteriores, estas arrastran a las interiores y la armadura reduce su diámetro. Cuando se quiere abrir se deja de hacer presión sobre las placas exteriores y todo el tra--- gante vuelve a su posición normal. Este tipo de tragante ha veni--- do a solucionar los problemas de distribución en los hornos altos de gran diámetro, ya que en ellos la variación de los ciclos no es suficiente para lograr una carga bien distribuida en toda el área del tragante.

3.3.4.- Diseños modernos del tragante.- Los tra--- gantes de variado diseño utilizados en Japón, permiten contrapresiones superiores a los 2.0 Kg/cm^2 . Se debe mantener una relación rigurosa entre contrapresión y volumen de soplo, mediante el control de la velocidad de gases del tragante con la velocidad media en la cuba. El tragante Yawata (MSC), es un diseño de cierre con cuatro válvulas y dos campanas, otro es el de la NKK Fukuyama con cuatro campanas.

El tragante ajustable es un equipo esencial para -- los hornos con un diámetro en el tragante mayor de 9 m. Se encuen-- tran en operación diferentes diseños de los cuales el más común es el GHH y otro patentado por la NSC con sistema articulado exterior al horno. No solamente el tragante ajustable, sino también los -- aviones articulados pueden deflectar los materiales al centro del-- horno. El horno 4 de Fukuyama tiene un anillo de 20 segmentos so-- plados movidos hidráulicamente, siendo el movimiento de cada uno -- de ellos independiente del de los demás, pudiéndose separar los -- segmentos alternados hasta 800 mm de la pared del tragante permane-- ciendo el resto apoyados en ella. Frecuentemente el ajuste del --- tragante se opera en fase con las secuencias de carga. Los hornos altos Japoneses utilizan distintos tipos de tragantes. La Nippon-- Kokan en Fukuyama usa el sistema de cuatro campanas, la NSC usa -- el sistema Yawata de dos campanas, válvulas y distribuidor exte--- rior. Los demás hornos Japoneses suelen tener el tragante IHI de-- dos campanas, válvulas y distribuidor interior, y por último uti--- lizan el tragante Paul Worth (mismo que se utilizará en el horno -- 5 de AHMSA) sin campanas y acerca del cual existe discrepancia en-- tre las ventajas de su operación y el desgaste de la canaleta. La igualación de presión se suele hacer por nitrógeno o por gas semi-- limpio y nitrógeno en el último escalón de la igualación.

3.3.5.- Movimiento del tragante.- El material que -- la campana grande deja caer sobre el tragante es altamente abrasi-- vo por lo que el refractario debe ser cubierto para su protección-- por placas de desgaste. Estas placas además deben ser capaces de-- resistir las temperaturas que se registran en esa porción del hor-- no que alcanza hasta los 600°C. Pese a las placas de desgaste, el refractario en esta parte del horno sufre más desgaste que en el -- resto del equipo.

3.4.- CUBA.

3.4.1.- Descripción.

Porción tronco-cónica del horno de gran altura que-- se encuentra desde la parte inferior del tragante, hasta la parte-- superior del vientre. Esta es la parte donde caen los minerales -- al horno, iniciándose en ella el proceso de reducción de los mine-- rales.

La forma cónica de la cuba se debe al aumento de vo-- lumen de los materiales a medida que bajan por el horno, por el -- incremento de temperatura al que se les va sometiendo.

Sus paredes forman aproximadamente un ángulo de --

82° (variable de acuerdo con el diseño del horno), respecto a la vertical. Este ángulo tiene el objeto de minimizar la fricción entre los materiales de la carga descendentes y las paredes de refractario de la cuba, cooperando así mismo el descenso de la carga. Si el ángulo es demasiado grande, los materiales no llegarían en cantidad a las paredes, produciéndose una excesiva canalización de gas por estas partes trayendo como consecuencia el mismo efecto de desgaste de las paredes del refractario.

En esta zona, en que las temperaturas son elevadas se utilizan sistemas de refrigeración tanto con agua (hornos 1, 2 y 3) como de evaporación a presión (horno 4) que se describe más en detalle en la sección del sistema de enfriamiento.

3.4.2.- REACCIONES QUE OCURREN EN LA CUBA.

3.4.2.1.- Reacciones en la cuba superior.

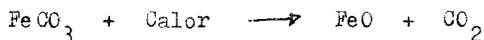
En el tercio superior de la cuba se calienta cada vez más el coque y los componentes del lecho, porque están bañados por el gas de tragante caliente y alcanzan poco a poco una temperatura de 400°C a 500°C. La humedad de los materiales introducidos se vaporiza sin residuo hasta 200°C. La primera reacción química es aquí la disociación del agua químicamente ligada ("agua de hidratación") Esta agua es introducida por las rocas lomoníticas y habrá desaparecido por completo a unos 400°C si en cada trozo hubiese penetrado totalmente el calor.

3.4.2.2.- Reacciones en la cuba inferior.

Entre 400 y 500°C, aproximadamente en el segundo tercio de la cuba, empiezan las reacciones "indirectas". El monóxido de carbono del gas (CO), ataca y a una parte de los óxidos de hierro, les extrae el oxígeno, originándose las primeras cantidades pequeñas de hierro puro sólido, de tipo esponjoso, mezclado con ganga. El coque pierde sus pocos volátiles, que a unos 800°C se han separado por completo en forma gaseosa.

En la zona de 600 a 700°C empiezan a descomponerse la caliza y la dolomita de las adiciones y los carbonatos de hierro.





Los materiales del lecho continúan ahora lentamente por el tercio inferior de la cuba y alcanzan hasta el vientre temperaturas de unos 1000°C.

A 1000°C la descomposición está determinada, y el gas ascendente ha colaborado con una cantidad de bióxido de carbono (CO₂) el "carbónico del lecho de fusión", que participa en la reacción. El CaO y MgO quedan primeramente con materias sólidas y se reblandecen lentamente al reaccionar con la sílice.

3.5. VIENTRE.

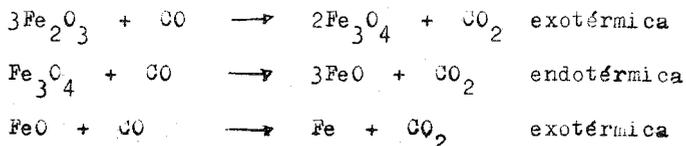
3.5.1.- Descripción.- Sección cilíndrica, situada -- entre la parte inferior de la cuba y la superior del estalaje. Es en esta zona donde, teóricamente, los materiales alcanzan su máxima expansión.

3.5.2.- Reacciones en el vientre.

En el gran "campo de temperaturas", entre 500°C y 1000°C, al aumentar la temperatura se hace lentamente mayor la -- proporción del gas en monóxido de carbono, (CO), disminuye la pro-- porción de bióxido de carbono y se intensifica la disociación de -- bióxido a monóxido de carbono. La reducción indirecta de hierro, -- partiendo de óxidos de hierro (Fe₂O₃, Fe₃O₄, FeO) por cambios in-- directos, formándose primeramente el gas monóxido de carbono y con su ayuda se descomponen los óxidos de hierro por contacto y pene-- tración íntimos, se hace cada vez más intensa y extensa.

Los acompañantes de los minerales de hierro como -- son los óxidos de calcio (CaO), magnesio (MgO), silicio (SiO₂), -- aluminio (Al₂O₃), fósforo, azufre y otros compuestos estables de -- estos metales y no metales recorren reblandeciéndose y mezclándose y llega al vientre.

Necesitan cantidades muy grandes de calor para po-- der ser reducidos aquí. Pero tampoco los óxidos son afectados to-- talmente por la reducción indirecta, y una parte progresa todavía -- sin reducir a zonas más calientes. El mineral entretanto es redu-- cido hasta alcanzar su punto de fusión, resultando en una esponja -- de hierro sólida y también ya como hierro metálico, y el oxígeno -- de los óxidos de hierro oxida al monóxido de carbono a bióxido, -- produciéndose algo de calor adicional.



Los óxidos de hierro se reducen desde su estado máximo de oxidación hematita (Fe_2O_3), hasta el inferior (FeO) y queda después hierro metálico. Sin embargo, todas estas reacciones transcurren en cambio animado, simultáneo y sucesivamente, en fracciones de segundo. Se cuema el CO a CO_2 , tomando el oxígeno del mineral disociando de esa forma el FeO . La reacción total se compone proporcionalmente de dos reacciones particulares pero que transcurren sucesivamente con extrema rapidez

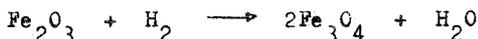
- i). Disociación del compuesto FeO a Fe y O_2 , reacción que requiere una energía de activación de 1155 Kcal, que toma del medio circundante y que ha sido producida por la combustión del carbono de calentamiento con el oxígeno.
- ii). El CO arrastra consigo al oxígeno separado del mineral, se combina con este para formar CO_2 y produce de esta manera 1217 Kcal que pueden ser cedidas al medio como calor de calentamiento.

Por la reacción total se liberan pues 1217 - 1155 = 62 Kcal/mol, o sea que la reducción indirecta suministra adicionalmente algo de la energía calorífica. Para la práctica del funcionamiento del horno alto, esto significa que en la reducción indirecta no se consume ningún carbono de calentamiento cuando la se ha puesto en marcha. La reducción indirecta se manifiesta desventajosamente porque debido a la formación de mucho bióxido de carbono incombustible, lo que rebaja el poder calorífico del gas de tragante. El alto horno trabaja siempre de la manera más económica con un índice de reducción lo más elevado posible - 40 a 60% o sea cuando el 40 a 60% de los óxidos de hierro se reducen por reducción indirecta.

El índice de reducción depende mucho de la naturaleza exterior de los minerales de hierro, del tamaño de grano, porosidad, etc., de la reducibilidad de los minerales y del trabajo del alto horno.

En general se considera que los minerales compactos de tamaño grande son difícilmente reducibles y los porosos y grano fino son más fáciles de reducir.

Mientras más difícilmente reducible sea un mineral tanto más elevada debe ser la temperatura en la zona de reducción y tanto menores son las cantidades resultantes de la esponja de hierro que pueden formarse por reducción indirecta. Las magnetitas compactas poco porosas a 800°C - 900°C sólo han sido reducidas indirectamente a esponja de hierro del 20 al 25% de la proporción total de hierro, mientras que las hematitas pardas más sueltas, dentro de los mismos rangos de temperatura, casi todo el hierro aparece en forma metálica. Una pequeña parte de los óxidos de hierro y elementos acompañantes se reduce también por el hidrógeno.



3.6.- SONDAS DE CUBA.

3.6.1.- Con el objeto de aplicar medidas correctivas en el transcurso de la operación del alto horno, en aquellos casos en que no se ha conseguido una distribución adecuada en la carga y con el objeto de conocer cómo se ha hecho esa distribución, contamos con varias indicaciones. La primera indicación del como estamos distribuyendo la carga en el horno, nos la dan los cuatro termopares de los tubos toma de gas o antenas. Si la temperatura de los cuatro termopares es prácticamente igual, podemos asegurar que la distribución por sectores de la carga, es correcta (trabaja bien el distribuidor). La indicación que nos dan los termopares de la cuba nos permiten ver si la distribución es periférica o central, o por lo menos comparar si en un momento dado, la distribución es más periférica o central. Lo que no podemos saber con exactitud con estos instrumentos, es cómo se está realizando la distribución en las distintas coronas circulares de la sección de la cuba. Los gases que suben por la cuba, van cediendo su calor a los materiales que descienden por ella, simultáneamente el CO del gas reduce a los óxidos de hierro de la carga transformándose en CO₂. Si nosotros determinamos la temperatura y el contenido de CO₂ que tiene el gas en un punto de la cuba antes de que se mezcle con el gas que sube por otras áreas y esto lo hacemos radialmente tomando muestras desde el centro a la pared del horno, tendremos así un conocimiento exacto de la distribución de la carga del horno.

3.6.2.- Descripción de la sonda de cuba.- La sonda se compone de un tubo de acero de longitud adecuada para alcanzar el centro del horno, cuyo extremo va cerrado por una punta cónica. A continuación de la punta, el tubo de la sonda tiene una serie de agujeros para permitir el paso del gas desde el horno hasta el pirómetro y el analizador de CO_2 . Con un mecanismo de mando a control remoto se mete la sonda a través de la coqueza, hasta alcanzar un punto de terminado de la carga. En el momento de introducir la sonda en el horno un sistema de válvulas conecta aire comprimido que sopla a través de la zona anterior a la que se desee. Una vez la sonda en su posición se invierte la corriente del aire comprimido haciendo pasar a éste por un eyector, con lo que produce una aspiración que unida a las presión del horno hace pasar una corriente de gas a través de la sonda. El pirómetro colocado en el interior de la cápsula delantera de la sonda, dá la indicación de la temperatura del gas, y una parte del gas aspirado se envía al analizador de CO_2 . El trabajo de la sonda es automático y el tiempo que tarda en tomar una muestra es de dos minutos, de los cuales la sonda solo permanece 74 segundos dentro del horno.

3.6.3.- Sistemas Modernos de Sondeo.- En casi todos los altos hornos hay sondas de situadas inmediatamente encima del nivel de las cargas. En los hornos de la NSC hay cuatro sondas que registran regularmente los datos de análisis de gases y temperaturas. Sólo en la fábrica Kakagwa de Lobe Stell, las sondas están inmediatamente por debajo del nivel de las cargas (Sistema Dango).

3.7.- ETALAJE.

3.7.1.- En la zona en la que se lleva a cabo la fusión de los materiales reducidos, se extiende desde la parte inferior del vientre hasta la parte superior del crisol.

Es de forma cónica invertida, es decir, de menor diámetro en su parte inferior, debido al decremento de volumen de la carga al fundirse debido a la rapidez con que se consume el combustible, coque, y se funden los materiales con la correspondiente fuerte concentración de volumen, lo que hace necesario el rápido estrechamiento, para que la carga pueda bajar con regularidad, sin producir espacios vacíos sobre los que la carga sólida puede desplomarse, hasta el crisol. Esta parte tiene un ángulo de 8 a 10° respecto a la vertical. Esta zona es la que registra la temperatura más elevada y sufre ataque por la escoria por lo que es necesario que el refractario de esta parte cuente con el mejor enfriamiento posible.

3.7.2.- Reacciones en el etalaje.

La mezcla que pasa por el vientre alcanza ahora la zona de etalajes y además de otra reacción indirecta empieza entonces a reducir el mismo carbón incandescente. Al incrementarse la temperatura, ataca cada vez más a los óxidos de hierro no reducidos y a una parte de los elementos acompañantes, para sustraerles el oxígeno. Esta reducción directa de los óxidos de hierro y una parte de los óxidos acompañantes, por el carbono sólido se realiza por contacto íntimo en una zona de temperatura de unos 950°C a 1700°C . Formándose hierro (Fe) y monóxido de carbono, manganeso y CO, fósforo y CO, etc.



Casi todas estas reacciones son endotérmicas absorbiendo calor del producido por el carbono del calentamiento. El carbono absorbe el oxígeno del mineral y quema incompletamente a gas CO disociando el óxido de hierro. La reacción total consta, -- como hemos dicho ya varias veces de dos procesos parciales que -- transcurren muy rápidamente, pero que solamente pueden desarrollarse a presencia de bastante calor.

i). Descomposición del FeO en Fe y O_2 .

ii). Combinación del O_2 de FeO con el carbono formado CO.

Como hemos dicho, el primer proceso requiere aproximadamente de 1155 Kcal que se toman del calor circundante. El segundo proceso, la combinación de carbono y oxígeno es una combustión incompleta que procede 498 Kcal que pueden desprenderse -- al medio. Por lo tanto la reacción toma del medio $1155-498 = 657$ Kcal para formar 1 Kg. de hierro.

Tan pronto como el hierro metálico entra en la zona de alta temperatura del etalaje, reacciona también con el CO -- y principalmente, con el carbón incandescente. Absorbe carbono -- en sí mismo, se carbura y forma carburo de hierro, que se disuelve en el hierro metálico y emigra al arrabio.



3.8.- CRISOL.

3.8.1.- Descripción. El crisol forma la parte inferior del alto horno donde son recogidos los productos del proceso. En un recipiente de forma cilíndrica donde se reúnen el arrabio y la escoria, ambos en fase líquida donde se separan por diferencias de densidad. En su parte inferior tiene un orificio por donde se extrae el arrabio y dos más arriba por donde se extrae la escoria. Tiene colocados en su parte superior un número variable de toberas (ver secc. 3.2.6.) por las que se inyecta el aire de sople.

3.8.2.- Reacciones en la zona del crisol y de toberas.- Después de pasar por el plano de toberas (1700°C a 2000°C), todos los materiales introducidos en el horno se han hecho fluidizados y se recogen en el crisol. La escoria flota sobre el baño de hierro ya que es más ligera. El hierro, producto principal de las reacciones en el alto horno, además de carbono absorbe las pequeñas cantidades de elementos acompañantes puros -- producidos por reducción indirecta y directa, en parte solamente constituidos por lo menos, de sistemas ternarios. Una mezcla química de por lo menos 3 sustancias independientes que forman entre sí compuestos químicos como por ejemplo $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3$ -2, ó $2\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ se hacen líquidos a 1165°C aproximadamente.

4.- PROPIEDADES, CARACTERÍSTICAS Y FUNCION DE LAS MATERIAS PRIMAS QUE CONSTITUYEN LA CARGA DEL HORNO ALTO.

4.1.- INTRODUCCION.

La experiencia ha demostrado que las características de las materias primas que son cargadas al alto horno, determinan las condiciones de su operación. Las materias primas que podemos considerar básicas podemos dividir las como sigue:

- 1.- Combustibles.
- 2.- Fundentes escorificantes.
- 3.- Carga Metálica.

Durante la descripción del sistema de carga, así como la de la planta de Sinter ya hemos discutido en forma general algunos de estos aspectos, así como durante el análisis de las variables que determinan el proceso, particularmente en su descripción termodinámica. Así que en esta sección procurare---

--- Nos limitamos a aspectos no discutidos anteriormente.

4.2.- COMBUSTIBLES DEL ALTO HORNO.

4.2.1.- COQUE.

El coque desempeña en el alto horno las siguientes funciones: Sirve como agente térmico. Es el agente-reductor para el mineral de hierro. Ayuda a soportar la carga y dá permeabilidad a ésta en la cuba del horno. Para cumplir estas tres funciones, el alto horno necesita un combustible refractario, rico en carbon, con una resistencia mecánica y una granulometría adecuadas. El consumo de coque en el alto horno depende de las condiciones metalúrgicas y térmicas que dominan en él, las cuales estan a su vez influenciadas por la composición del lecho de fusión, por las características de marcha (temperatura de soplado, composición del gas del tragante, etc.).

Como hemos dicho anteriormente, para la obtención de arrabio en el alto horno, se deben reducir la totalidad de los óxidos de fierro, así como una parte de los elementos de aleación. Los oxidos de fierro de los minerales corresponden a las formulas Fe_2O_3 ó bien Fe_3O_4 , siendo lo normal que se presenten como mezclas de magnetita y hematita. La cantidad de oxígeno a reducir varía entonces de 300 a 410 Kg O/T de arrabio. Esta reducción se presenta siempre según la formula $Fe_2O_3 + 3CO \rightarrow 2Fe + 3CO_2$, como en el horno hay siempre un exceso de carbono en forma de coque, dependera de la temperatura a la que se haya efectuado la reacción anterior y de la reactividad del coque el que se produzca o no a continuación la reacción " solution loss" (pérdida por solución) $CO_2 + C \rightarrow 2CO$ que causa un aumento de consumo de coque por tonelada de arrabio a cambio de un enriquecimiento del poder calorífico del gas del tragante. Para bajar el consumo de coque y tener un buen aprovechamiento del poder reductor del gas de tragante, será necesario que la reducción de los minerales se efectúe en la zona alta del horno, donde las temperaturas son inferiores a los $900^{\circ}C$ y que la reactividad del coque a esta temperatura sea la más baja posible. De acuerdo con ésto pasaremos a estudiar las características del coque:

4.2.1.1.- PROPIEDADES FISICAS DEL COQUE.

4.2.1.1.1.- ASPECTO.- El color y la forma de los trozos puede dar algunas indicaciones cualitativas. El color negro con fractura brillante y distribución uniforme -

de poros son índices de una buena cocción. La presencia de escamas en la superficie de los trozos es signo de buena calidad del coque. Los trozos muy alargados cuya sección transversal es muy pequeña, llamado "coque en agujas" se considera demasiado frágil.

4.2.1.1.2.- ESTRUCTURA.- La estructura de coque está condicionada a los factores de coquización: naturaleza de la mezcla de carbones, tamaños de éste, grado de oxidación, dimensiones del horno y temperatura de coquización. La repartición uniforme de los poros en toda la sección, así como la uniformidad de tamaño de éstos, son signos de coque de buena calidad. Los coques de mala calidad suelen presentar o bien una estructura compacta que no tiene poros, o bien una estructura usada donde los poros están distribuidos con poca uniformidad.

4.4.1.1.3.- DENSIDAD.- La densidad de granel del coque nos puede servir como índice de la permeabilidad que ésta tendrá en el alto horno. En efecto, varios coques de densidad aparente igual tienen densidad a granel (o en masa) distintas, de acuerdo con el tamaño medio de los trozos y según la relación entre el tamaño superior y el inferior. El coque tendrá más permeabilidad cuanto mayor sea su tamaño medio y más estrecha la separación entre los tamaños superior e inferior.

4.2.1.1.1.4.- GRANULOMETRIA.- Se considera que la granulometría del coque, más idónea para el alto horno, es la comprendida entre 20 y 60 mm. Las siderúrgicas japonesas han intentado aprovecharla fracción 10 a 30 mm para bajar sus costos de producción. En caso de utilizarse, debe cargarse separadamente a fin de no disminuir la permeabilidad del coque. El análisis granulométrico indica el comportamiento del coque durante las operaciones de manipulación indicando si soportará bien las condiciones de trabajo de la zona alta de la cuba del alto horno.

4.2.1.2.- PROPIEDADES MECANICAS.

4.2.1.2.1.- RESISTENCIA DE LA COMPRESION.- Para determinar la degradación del coque las pruebas de compresión a baja temperatura resultan de poco valor para predecir el comportamiento de un coque de alto horno. Para determinar la degradación en condiciones de operación, los investigadores soviéticos han tomado nuestras directamente de la zona de toberas y de la cuba de un alto horno en funcionamiento, observando que mientras en la cuba el coque no había sufrido variaciones apreciables de

tamaño, en las toberas y en las zonas superiores próximas a ellas se apreciaban disminuciones de consideración. La US Steel, tomó muestras de un horno apagado con nitrógeno, mostrando los análisis granulométricos que no había dado virtualmente cambio de tamaño de los trozos de coque en las tres cuartas partes superiores de la cuba del horno. Por el contrario, al entrar en el estalaje y en la zona de toberas el desgaste y la gasificación ocurriría tan rápidamente que no había un sólo trozo de coque mayor de media pulgada a la altura de las toberas. Los investigadores soviéticos supusieron que la deterioración del coque en las zonas inferiores de la cuba del horno se debía más al impacto. Holowaty investigó la resistencia a la compresión del coque, a elevada temperatura y en atmósfera inerte, y aunque no se ha hallado ninguna correlación cuantitativa entre los índices de compresión a altas temperaturas y la producción del horno, se dice que la marcha del horno es más regular cuando en él se emplean coque con índices de compresión alto. Esto no ha sido determinado ni se toma en consideración en nuestra planta.

4.2.1.2.2.- RESISTENCIA A LA ABRASION.- El coque con su descenso desde el tragante a las toberas, sufre rozamiento continuo de los diversos trozos entre sí y entre éstos y las paredes del horno. Esto produce una degradación de tamaños a lo largo de la cuba del horno. Una vez alcanzada la zona de toberas, los remolinos de soplo que éstas producen aumentan enormemente el efecto de abrasión entre los trozos de coque. Cuanto menos se degrade el coque en todo este proceso, mejor será su comportamiento en el alto horno. Los ensayos realizados para medir aisladamente esta característica del coque, se hacen generalmente en un tambor giratorio sin paletas haciendo girar una cantidad de coque, un número determinado de vueltas y cribando éste, después de la prueba. El resultado se da por el % de coque que queda retenido en la malla. También se han llevado a cabo estudios para determinar la resistencia de la abrasión del coque a altas temperaturas. La prueba Bartelle se ideó precisamente para medir esta propiedad. Al tambor se le hace girar lentamente a elevada temperatura (2500F ó 1336C) un determinado número de vueltas, definiéndose la resistencia del coque por el porcentaje acumulativo que queda sobre una malla de 1 pulgada después de la prueba. Los resultados de la prueba indican que las altas temperaturas tienen un efecto adverso sobre la resistencia del coque. Pruebas Bartelle complementarias, hechas en tambor caliente y en atmósfera inerte, o en mezclas de CO y CO₂ indicaron que estos gases no tienen mucha influencia sobre la resistencia del coque.

4.2.1.2.3.- DEGRADACION Y ESTABILIZACION.- A par--

tir del deshormamiento el coque se somete a una serie interrumpida de esfuerzos, como son: caídas, deslizamientos, choques y abrazos, calentamientos, etc. hasta que llega a las toberas del alto horno. En todo proceso la granulometría del coque va disminuyendo, o dicho de otro modo, el coque se degrada. Tenemos que el coque se degrada con las caídas, deslizamientos, etc., pero la degradación disminuye a medida que persisten las sollicitaciones, el coque tiende a estabilizarse. Las investigaciones han propuesto varios métodos para probar la solidez o resistencia de los coques. Las más generalizadas son las pruebas de rumbler en Europa y la ASTM en América. Las curvas de análisis granulométricos son una función de la cantidad de fuerzas de degradación ejercidas -- por varias pruebas de resistencia del coque, muestran que la conservación del tamaño de los granos o trozos varía con la fuerza de degradación y que las pruebas de granulometría, tumbler o shatter (impacto) se diferencian únicamente en la cantidad de fuerzas ejercidas sobre cada muestra de coque.

4.2.1.3.- PROPIEDADES TERMOQUÍMICAS.

4.2.1.3.1. COMBUSTIBILIDAD.- El coque que llega a la zona de toberas entra en la zona oxidante del horno y se quema produciendo dos volúmenes de oxígeno. La rapidez con que se efectúa esta reacción se llama combustibilidad. De todos los factores que hemos estudiado la combustibilidad es el menos interesante desde el punto de vista del alto horno, ya que a las temperaturas que se alcanzan en la zona de toberas del horno, las diferencias de combustibilidad del coque son despreciables, dado que las diferencias en combustibilidad entre distintos cuerpos que tienen carbono, existentes por debajo de 1000 a partir de esa temperatura desaparecen por completo.

4.2.1.3.2.- REACTIVIDAD.- Se entiende por reactividad la capacidad de gasificación del coque en atmósfera de bióxido de carbono, a las temperaturas de la cuba del horno. La gasificación endotérmica del coque en CO es muy importante en el funcionamiento del alto horno, ya que tiene como consecuencia un aumento de consumo específico de coque y una disminución apreciable del tamaño medio de los trozos que lleguen a la zona de combustión. La reactividad se determina por la pérdida de peso que tiene una muestra de coque en una corriente de CO₂ a diversas temperaturas. En la zona de reducción indirecta de la cuba del alto horno, el CO formado puede transformarse de nuevo en CO₂, la velocidad de reacción dependerá de la temperatura y la capacidad de reacción del coque. Con un coque inerte la transformación tendrá lugar a temperaturas más altas que con un coque reactivo y su efecto será que por descender la zona de reducción in-

directa se logrará menor consumo específico de coque.

4.2.1.4.- PROPIEDADES QUÍMICAS.

4.2.1.4.1.- HUMEDAD.- La humedad contenida en el coque causa varios trastornos a la operación del alto horno. En primer lugar, si se carga el coque por peso como es frecuente en los altos hornos modernos, los contenidos variables de humedad influyen sobre la marcha del horno, dando lugar a que el horno enfríe o caliente según la mayor o menor cantidad de agua que hemos cargado, en vez de coque. La humedad provoca también mayores problemas en el cribado, ya que el polvo fino queda adherido a los trozos de coque y atraviesa las mallas. Una vez dentro del horno, la humedad es arrastrada por el gas disminuyendo la temperatura de éste. Si se admite que ya no es necesario un aumento de coque. Esta condición de gas de tragante frío, se logra con cargas muy preparadas. Los siderurgistas alemanes estiman que puede establecerse en el 1.1% la variación del valor de coque por cada 1% de variación en el contenido de humedad.

4.2.1.4.2.- CENIZAS.- Las cenizas de coque constituyen un peso muerto que disminuye el poder calorífico de este producto y exigen para su eliminación en el horno cantidades suplementarias de calor. La composición química de las cenizas para los principales constituyentes está comprendida entre los límites:

CaO	2	a	8%
SiO ₂	35	a	55%
Al ₂ O ₃	20	a	35%
Fe ₂ O ₃	8	a	15%
S	0.4	a	1.2%

Como vemos siempre tendremos necesidad de un fundente básico para escorificar, por lo que el contenido de cenizas del coque resulta siempre una carga pesada para el trabajo del alto horno.

4.2.1.4.3.- AZUFRE.- El azufre contenido en el coque produce en el alto horno dificultades que dependen de las condiciones de trabajo del propio horno. Así será posible trabajar sin dificultad en un horno con contenidos de azufre altos, si el volumen de escoria es suficientemente grande, para eliminar este azufre sin variar su basicidad; en otros será suficiente aumentar la basicidad de la escoria, y en otros por fin, será necesario aumentar el volumen de escoria, o bien desulfurará en las cucharas con sosa. La operación del alto horno se ve afectada principalmente por la relación del azufre total que mete en el horno, bien sea del coque o de otro material, y la cantidad de escoria con la que puede eliminar dicho azufre.

4.2.2.- ACEITE PESADO.

4.2.2.1.- GENERALIDADES.- El aceite pesado es un hidrocarburo obtenido de la destilación del petróleo. Dos son las principales fracciones utilizables, la primera con un peso específico de 0.85 y 0.9 y otra, más pesada y viscosa con peso específico entre 0.85 y 0.95, pudiéndose clasificar el segundo en ligero y pesado. Las principales características que determinan la calidad de un combustible son las siguientes:

1.- Poder calorífico relativamente elevado debido al alto contenido de hidrógeno. Expresado en Kilo calorífico disminuye a medida que se eleva el peso específico del combustible.- Así, para los tres grados de combustible tendremos que, a medida que va aumentando de poder específico, los rangos de poder calorífico estarán entre 10750 y 10850 Kcal/Kg. y, 10200 y 10450 Kcal/Kg.

2.- Los combustibles líquidos tienen una elevada intensidad calorífica y alta temperatura máxima teórica de la flama, y debido a la luminosidad de ésta, la transmisión de calor por radiación, proporcional a la cuarta potencia de la temperatura absoluta y el coeficiente de transmisión, muy elevado por la luminosidad, es muy elevada, lo que hace a estos combustibles muy adecuados para su empleo en los hornos.

Los combustibles líquidos presentan ventajas importantes sobre los combustibles sólidos y algunas también sobre los combustibles gaseosos. En relación con los combustibles sólidos es de destacar:

- a).- La facilidad de su transporte y manejo con muy poca mano de obra, a través de tuberías.
- b).- La facilidad de regulación y trabajo con poco exceso de aire y con buen rendimiento térmico.
- c).- La facilidad de almacenamiento, también más ventajoso que en el caso de combustibles gaseosos.
- d).- Débil producción de residuos sólidos.
- e).- Gran poder calorífico, que permite acumular gran cantidad de energía en espacios reducidos.

Como desventaja la más importante y peligrosa de los combustibles líquidos es el peligro de incendios principalmente lo que obliga a tomar precauciones costosas. Las ventajas de la inyección de aceite son:

1.- Mejor regularidad de marcha.- En condiciones de marcha normal la inyección de hidrocarburos pesados probablemente gracias al papel que juega el H_2 en el alto horno, debido a su débil densidad y fácil difusión que lo permite atravesarlo sin pérdida de carga sensible, se constata un descenso más regular de las cargas. Por otra parte, el poder reductor de H_2 en la zona de temperaturas correspondientes a la parte baja de la cuba y en el etalaje (por encima de 800° y hasta 1200° aproximadamente) es muy elevado, por encima de 1.2 veces al del CO.

2.- Regulación del estado térmico.- La inyección de hidrocarburos pesados por las toberas suministra un medio cómodo de regulación térmica del horno. De todas formas, como la inyección del aceite interviene en diferentes estados del proceso y su acción dentro del alto horno es bastante compleja, es conveniente conocer las curvas de respuesta de él ante variaciones de la inyección. De manera general podríamos marcar en el caso de horno detenido por "calentón" que es suficiente aumentar el caudal de aceite de 10 a 20% para que la colgadura se resuelva en algunas horas. Por el contrario, cuando el arrabio llega a estar demasiado frío, una reducción igualmente de 10 al 20% provoca un recalentamiento pasajero del crisol que permite atender la corrección de cargas desde el momento que se ha detectado el enfriamiento. También podemos indicar que las fluctuaciones de humedad del viento (cuando se trabaja sin regularlo) puede ser compensados por las modificaciones correspondientes del caudal de aceite (1.2 a 1.4Kg. de aceite por Kg. de vapor). Como se ve, indirectamente seguimos así actuando también en una mejora de la regularidad de marcha con la ventaja subsiguiente de una mayor vida de los "elementos de cobre" prolongada por la menor frecuencia de las caídas del horno.

3.- Mejora de la calidad del arrabio. La inyección del aceite mejora las transferencias de calor a alta temperatura y aumenta, a Silicio constante, la temperatura del arrabio y de la escoria. Por otra parte el grado de preparación (temperatura porcentaje de prerreducción, etc.) de los materiales que descienden en la cuba y el crisol es netamente mejorado. Los arrabios resultan mejor carburados, de mejor rendimiento en manganeso y sobre todo, con una mejor desulfuración dado que el azufre aportado por el aceite es más fácil de eliminar que el azufre

del coque o del mineral.

En resumen, se obtienen arrabios:

a).- Con menor Silicio y buena temperatura.

b).- Con menor azufre y en el caso de que este -- azufre se desee mantener en un valor, cabe reducir el índice de basicidad de la escoria con marchas más rápidas y en definitiva, -- más económicas.

c).- Con mejor carburación.

d).- Con mayor regularidad en su composición.

4.- Mejora de producción y consumo específicos de coque.- Por lo indicado respecto a la regularidad de marca, regularidad del estado térmico y calidad del arrabio, (sobre toda en cuanto al S) se ve la posibilidad de reducir las adiciones de caliza y en general de volumen de escoria con su incidencia en cuanto a la producción y consumo específico de coque.

4.3.- FUNDENTES ESCORIFICANTES.

4.3.1.- GENERALIDADES.

Los fundentes que se utilizan en el alto horno son dolomita y caliza. La dolomita tiene un análisis químico promedio de aproximadamente 17% de MgO, 35% de CaO y un 2% de Al_2O_3 , -- siendo el resto oxígeno. La caliza, $CaCO_3$, tiene un análisis promedio de aproximadamente 53% de CaO y 1% de SiO_2 , siendo el resto oxígeno.

Las principales impurezas que arrastran los minerales y el coque consigo, son principalmente sílice y alúmina, las cuales no son descompuestas y fundidas a las temperaturas que se obtienen en el alto horno, es por esta razón que se recurre a la utilización de fundentes predominantes básicos, resultando en una escoria fluida y con un punto de fusión más bajo. El uso de dolomita o de caliza va a depender tanto de la naturaleza de los materiales a partir de los cuales vamos a preparar el arrabio, como de la práctica de operación que se va a seguir. La calidad del arrabio producido es una función directa de la calidad de la escoria producida, dado que la escoria es la responsable de la eliminación de aproximadamente el 90% del total de azufre en el alto horno, y como la concentración de azufre en la escoria depende -- de la basicidad, para incrementar la eliminación del azufre en el arrabio, por lo tanto, lo adecuado será aumentar lo más posible, -- sin embargo, la basicidad de la escoria está limitada por su viscosidad, que es una función inversa.

Aunque la composición óptima de la escoria depende de su contenido de SiO_2 , Al_2O_3 , CaO y MgO , para que la escoria tenga la viscosidad apropiada aún con basicidades altas, es necesario incrementar su contenido de MgO . Las escorias sin MgO son las más viscosas y a medida que el contenido de MgO se aumenta, la viscosidad disminuye. Para obtener el porcentaje de MgO apropiado en la escoria, tenemos dos posibilidades, utilizar dolomita en el horno o que el contenido de MgO en el sinter sea -- de aproximadamente de 2.0%. Utilizando como fundente en el horno 100% de dolomita se han obtenido muy buenos resultados. Un elevado contenido de MgO en la escoria tiene como ventaja un mínimo punto de fusión con la consecuente máxima fluidez, sin embargo al sobrepasarse este contenido la fluidez vuelve a descender. Por ejemplo, para una escoria con una $B/A = 1.4$, el contenido óptimo de MgO en la escoria que represente su punto de fusión más bajo, (aprox. 1560C) es de 13% para una escoria con una $B/A = 1.2$, la temperatura óptima es de aprox. 1495 C y el contenido óptimo de MgO será de aprox. 14%, para una con una basicidad de 1.1 la temperatura será de aproximadamente 1450 y el contenido de un 18%.

4.3.2.- FUNCION DE LOS FUNDENTES.

La función de los fundentes puede resumirse en términos generales de la siguiente manera:

1.- Formar una escoria fluída con las cenizas del coque, las impurezas del mineral y cualquier otra impureza cargada.

2.- Formar una escoria de una composición química adecuada de forma tal que pueda dar un grado de control del contenido de azufre en el arrabio, tratando de que la mayor parte -- del azufre se vaya en la escoria.

4.4.- CARGA METALICA.

4.4.1.- GENERALIDADES.

La carga metálica puede ser proporcionada al alto-horno de tres formas:

- 1.- Mineral en trozo.
- 2.- Sinter.
- 3.- Pellets.

La función de estos materiales ferrosos es la de proporcionar el fierro que representa aproximadamente el 94% de arrabio producido y es condición indispensable que carazcande finos ya que estos llenan los huecos en la carga y evitan la libre circulación del gas.

4.4.2.- MINERAL DE FIERRO EN TROZO.

El mineral comúnmente utilizado se recibe en forma de hematita. Teóricamente contiene un 70% de fierro, pero los minerales que se reciben en la planta contienen aproximadamente de un 58 a un 60% de fierro, siendo el resto impurezas, principalmente SiO_2 . El tamaño utilizado en el alto horno se clasifica en dos granulometrías de + 9 a - 12mm y de + 12 a - 31mm, cargándose al alto hornos separadamente de acuerdo con su granulometría.

4.4.3. SINTER

Los finos del mineral forman constituyentes indeseables en la carga del alto horno, dado que al llenar los huecos entre los trozos grandes de mineral restringen el paso de los gases que fluyen hacia arriba ocasionando velocidades no uniformes en cualquier plano de sección transversal donde se verifican reacciones de reducción. En casos extremos este material no reducido puede llegar casi hasta el nivel de escoria. Esta causa del funcionamiento irregular fué reconocida y desde entonces los finos son tamizados y eliminados de la carga, pero a medida que crecieron y se acumularon, se buscó una manera de convertirlos a una forma utilizable, y el proceso de sinterización que había sido desarrollado por las industrias no ferrosas fué adoptado con este propósito. El aspecto esencial de la sinterización es el calentamiento rápido del mineral a una temperatura a la cual hay una fusión parcial, formandose pequeñas cantidades de líquido. El líquido es batido y convertido en espuma por la acción de una succión de aire y los finos son cementados en un agregado poroso. Se han encontrado sin embargo, considerables dificultades para producir un sinter adecuado a partir de minerales pobres dado que si se forman únicamente pequeñas cantidades de líquido, el sinter tendrá una baja resistencia al choque convirtiéndose en finos durante el manejo y carga al alto horno, pero cuando suficiente unión es formada para dar

una resistencia adecuada, las partículas son frecuentemente cubiertas con escoria y la reducibilidad es pobre. Aún con finos de minerales de alto grado, se encuentra frecuentemente que la reducibilidad del sinter es pobre, relativa a la reducibilidad del mismo mineral en la forma de trozo, y el sinter se convierte en un producto menos atractivo para el alto horno. En numerosos artículos publicados durante el período de 1920 a 1940 se establecían que el sinter no debían continuar algo más de 20 al 30% del total del peso de la carga si el horno iba a ser operado continuamente. Durante la década de los cincuentas sin embargo, se hicieron notables avances en la tecnología de la producción de sinter a tal grado que la actitud de los operadores de los altos hornos ha cambiado completamente respecto al uso de sinter en la carga. Gran número de plantas operan en la actualidad con más de 75% de sinter y siguiendo el trabajo pionero de la rama - Appeby Frodingham de la United Stoll, se ha generalizado la opinión de moler todos los finos de mineral y operar con cargas completamente de sinter. El incremento en la proporción de sinter de la carga viene acompañado por un incremento de la descarga, con menores coke rate por tonelada de arrabio que cuando minerales no tratados son alimentados directamente al horno.

Este notable cambio se ha producido por una apreciación más clara de los factores que afectan la reducibilidad. En los primeros días de la producción de sinter, la temperatura de sinterización era frecuentemente demasiado elevada con el resultado de que los óxidos de hierro formaban compuestos con los materiales de la ganga y la reducibilidad del sinter era más pobre que la del mineral de hierro original.

En la actualidad, las adiciones de carbón y humedad hechas a la cama de sinter son controladas con mayor exactitud de tal forma que es posible regular la velocidad de transferencia de la zona de combustión para permitir la formación de únicamente la cantidad de líquido necesaria para formar una matriz que satisfaga los requerimientos de resistencia sin cubrir los finos con una capa glaseada de escoria.

Se pueden hacer adiciones de dolomita y caliza a los minerales silíceos y aluminosos para desplazar los óxidos de hierro de sus compuestos durante la sinterización, elevando de esta manera su actividad mejorando la reducibilidad con respecto a los minerales no tratados las adiciones de los fundentes requeridos pueden ser incorporados en el sinter, dado un mejor mezclado con los constituyentes de la ganga y una más pronta formación de la escoria en el horno.

Adicionalmente, todos los carbonatos e hidratos en el mineral y en el fundente son descompuestos por la sinterización, reduciéndose de esa manera la carga térmica en el alto horno. Esto quiere decir, particularmente en el caso de prácticas con minerales pobre, que:

- 1.- Se requiere menos coque en la carga del horno.
- 2.- Dado que los combustibles usados para la sinterización son finos de coque inadecuados para su uso en el horno alto, la demanda de carbones de elevada calidad coquizable es reducida.

Otra ventaja, y sumamente importante, que ha generalizado el uso de sinter es la disminución en el contenido de azufre de la carga. Las condiciones fuertemente oxidantes que prevalecen durante la operación de sinterizado ocasionan que cerca de 70 por ciento del azufre en el mineral sea eliminado como bióxido de azufre, pero esto generalmente es solamente una pequeña parte del total decrecimiento en la cantidad de azufre presente, dado que aproximadamente un 95 por ciento del azufre en la carga del horno proviene del coque.

Dado que el uso del sinter disminuye la cantidad de coque requerido para la fusión, hay una disminución muy significativa en la carga de azufre, de tal forma que en arrabio con el mismo contenido de azufre puede ser producido con una escoria de basicidad más baja o menor volumen, reduciendo así la cantidad de fundentes necesarios en la carga y el calor requerido para fundir la escoria. Esto se traduce en una subsecuente disminución del coque rate y en una reducción en la cantidad de azufre que entra en el horno. Por ejemplo, un cambio de 45 a 100 por ciento de sinter en la carga en Appleby Frodingham disminuyó en contenido de azufre en 13.66 lb. por tonelada de arrabio, del cual 87 por ciento se obtuvo de la disminución de consumo de coque y 13 por ciento por la eliminación del azufre del mineral durante el sinterizado.

Los beneficios obtenidos de una carga formada exclusivamente por sinter son tan impresionantes que uno estaría tentado a preguntar porque ésta práctica no ha sido adoptada más ampliamente. Es importante comprender sin embargo, que la mejora en el funcionamiento del horno obtenida depende fuertemente de la naturaleza física y química de los minerales utilizados. Por ejemplo, los minerales hematíticos del distrito de los grandes lagos en los EU que son relativamente fáciles de reducir, tienen cantidades despreciables de carbonatos e hidróxidos y con tales minerales el mejoramiento del funcionamiento del alto hor-

--no no parece justificar el fuerte desembolso de capital que representa el equipo demolienda y sinterización. A medida ue que estos depósitos han ido siendo terminados, han sido reemplazados por minerales de taconita concentrados mecánicamente, la tendencia presente favorece al briquetizado o al pelletizado con preferencia al Sinterizado.

En general, en Europa y en Japón se tiende a los elevados porcentajes de sinterizado cribado a pié de horno. En Norteamérica la tendencia actual, es a utilizar elevados porcentos de pellets.

Se le da preferencia al grado de sinter super fundente porque el sinter auto fundente tiene menos resistencia que el sinter ácido o el básico. En Dunquerque se ha conseguido reducir un 10% el consumo de coque de la sinterización, pero en el alto horno el aumento del consumo de coque anula este ahorro. Aunque el tamaño del sinter varía de unas fábricas a otras, se accepta comunmente elevar de forma rigurosa el empleo de aglomerados con granulometría menor de 5mm con un valor normal que no debe exceder del 3%, en la banda de carga al horno. En Japón no es extra o que el sinter se analice químicamente y se ensaye físicamente cada dos horas utilizando muestradores automáticos, empleando los métodos de ensayo del Instituto Japonés del Hierrro y el Acero para reducibilidad, de degradación después de la reducción de índice de caída. Las cargas siempre llevan por encima del 75% de sinterizado, con una relación de basicidad variable como el porcentaje de sinter en la carga pero nunca inferior de 1.2 en la Yawata la basicidad utilizada es de 2.0. En el horno No. 3 de Kimitsu se alimenta 100% de sinter mediante una banda de sinterización de 500m² de superficie, que produce 18000 Ton/día. En taranto (Italia), se asegura que al minimizar todo lo posible la fracción menor de 5mm, mediante un cribado eficaz, se consigue una operación más suave del horno que ahorra coque, aumenta la producción y la vida del refractario. En Appleby Frodingham, que como hemos dicho anteriormente tienen gran experiencia en la marca con cargas 100% de sinter se asegura que estos beneficios se multiplican al eliminar de las cargas los gruesos ma ores de 56mm.

4.4.4.- PELLETS.

4.4.4.1.- PROCESO.

La pelletización al igual que la sinterización persigue como fin fundamental la aglomeración de finos de minerales, haciendo posible su utilización en los Altos Hornos. Junto a ---

las tolvas de mineral concentrado, se dispone de una instalación de adiciones con manipulación neumática, para añadir al concentrado sobre la propia banda transportadora cantidades cuidadosamente controladas de aglomerantes en polvo antes de que llegue a las tolvas reguladoras del circuito de formación de bolas.

La formación de bolas verdes aceptables a partir de la mezcla se realiza mediante el paso repetido por un tambor ó un disco, hasta que las bolas adquieren un tamaño y una resistencia suficiente para pasar sobre una criba antes de entrar al horno de cocción.

Este método garantiza que las bolas en verde posean la máxima resistencia al mismo tiempo que se evita la preparación de forma irregular en las bolas. Cada uno de los circuitos de formación de bolas (puede haber varios) está compuesto por una mesa alimentadora giratoria, un tambor ó disco para la formación de la bola verde, provisto de raspadores, una criba vibratoria o de rodillos y los correspondientes circuitos de bandas transportadoras.

Las bolas verdes son cribadas en tamaños comprendidos entre $3/8$ y $5/8$ de pulgada de diámetro, se recogen en bandas y se envían a la unidad de alimentación de la parrilla de cocción.

4.4.4.4.2.- MAQUINA DE AGLOMERACION O COCCION

La máquina de aglomeración es de parrilla horizontal continua y dispone de cadena sin fin y carros independientes dispuestos de forma que se desplacen a través de las cajas de viento a su paso por la parte superior de la máquina. La longitud de la parrilla sobre la que se realiza la operación con 28 cajas de viento iguales es ligeramente superior a los 240 pies; cada uno de los carros de tres pies de ancho, tiene dos pies de longitud y placas laterales de 19 pulgadas de altura. La máquina está equipada con dispositivos que permiten colocar sobre la parrilla una capa protectora de hasta 4 pulgadas de altura, bolas cocidas (colchón) antes de distribuir las bolas verdes. Este procedi-

---miento permite proteger la parrilla de las temperaturas excesivas y mejora la calidad de las bolas.

La máquina de parrilla horizontal está dividida en cuatro zonas principales de la caja de viento. Estas zonas se denomina a partir del extremo de alimentación de la máquina como sigue:

- 1.- Zona de secado con tiro ascendente, circulación de humos.
- 2.- Zona de precalentamiento y cocción, con secado de tiro descendente.
- 3.- Zona de recuperación, con combustión de tiro descendente.
- 4.- Zona de enfriamiento, con tiro ascendente.

La zona de circulación de humos y parte de la zona de recuperación están cubiertas por un horno en secciones aislado revestido con refractarios de alta calidad y provisto de mecheros de aceite pesado en las secciones de precalentamiento y cocción. Estas con las secciones en las que se introduce la mayor cantidad de calor del proceso.

La sección de parrilla horizontal situada a continuación del horno está cubierta con una campana a fin de recuperar el calor sensible del proceso de enfriamiento de tiro ascendente. La campana está revestida de refractario y aislada. Sobre las cajas de viento de secado de tiro ascendente se ha instalado una campana y en la pared lateral de la misma se dispone de varios mecheros de aceite pesado a fin de contra-restar los efectos de la condensación producidos por los gases de salida.

El secado inicial se lleva a cabo en la primera zona de la máquina, zona de secado con tiro ascendente, utilizando el calor recuperado de las secciones siguientes de la parrilla de las zonas de enfriamiento, combustión. A continuación las bolas verdes parcialmente secas pasan a la zona de "circulación de humos", donde la temperatura de todo el lecho de bolas, aumenta progresivamente de forma controlada a través de las secciones de secado y precalentamiento de tiro descendente del horno de la parrilla hasta que entre en la zona de combustión, en la que se alcanza la temperatura de aglomeración de 1270°C. El aire del proceso de tiro descendente y los productos de combustión proceden del secado de tiro descendente, precalentamiento y parte de las secciones de cocción se expulsan a la atmósfera por medio de ventiladores de tiros residuales. Después de la cocción las bolas pasan a la zona de recuperación, donde se completa la propa-

ación del calor a través del lecho, utilizando una proporción de aire caliente del proceso de la zona siguiente de enfriamiento de tiro ascendente. La temperatura de estos gases calentados por el doble paso a través del lecho se regula según se precisa y se les hace pasar por ventiladores de las zonas de recuperación y de secado de tiro ascendente antes de entrar a esta última zona. En ella, los gases ascienden a través del lecho de bolas verdes y se expulsan a la atmósfera por el ventilador de la campana de extracción. La zona final de la máquina es la de enfriamiento de tiro ascendente. En ella se introduce, por medio de un ventilador aire a presión procedente del interior del edificio. El aire pasa en sentido ascendente a través de la carga, enfriando las bolas endurecidas hasta una temperatura adecuada para que puedan ser manejadas con seguridad. Una parte de los gases procedentes de la parte superior del lecho se extrae por la campana que cubre esta zona y después de un enfriamiento controlado se envía a la parrilla del horno para volver a utilizarlo como aire de combustión primario y secundario, y, después de un enfriamiento controlado adicional, para el secado inicial de tiro descendente.

Las bolas ya cocidas que salen de la máquina se llevan a una criba vibratoria a fin de eliminar los productos de tamaño inferior a 1/4 pulgada. Esta fracción y las partículas de polvo procedentes de las cajas de viento se clasifica por vía húmeda y se tritura en un molino de bolas. La pulpa que se produce en esta operación se devuelve por medio de bombas a las secciones de espesamiento para recirculación en la forma descrita anteriormente.

4.4.4.3.- UTILIZACION DE PELLETS EN AHMSA.

Los pellets que utilizamos en la planta contienen aproximadamente de 60 a 65% de fierro y su medida es de 6 a 19mm. Son recibidos, ya en forma aglomerada de las minas La Ferla y Peña Colorada, y reciben el mismo tratamiento, en general, que el trozo, siendo trasladados en vagones de ferrocarril hasta el volteador de carros donde son controlados por muestreo, y apilados en el patio de homogeneización de la misma manera que el fino y el trozo, de donde son extraídos y enviados para su utilización en el horno a través de la misma secuencia de bardas que se usa para el sinter (ver secc. 3.1.1.3.).

4.4.4.4.- APLICACIONES MODERNAS DEL PELLETT.

La intensa utilización de pellets en los Estados Unidos da la impresión de que quizás estén en el límite de las -

producciones máximas con los altos hornos existentes. Los pellets se fabrican en las minas y se transportan por ferrocarriles o barcos. La planta Europea Hoogovens considera que los pellets es el mejor material que pueda cargarse al alto-horno. Es corriente una carga formada por 50% de sinter de alta basicidad y 45% de pellets ácidos de tamaño medio de 15 mm. En general se considera que en los grandes altos hornos, de diámetro de crisol superior a doce metros, el porcentaje de aglomerados (sinter o pellet) debe ser superior al 75 ó 80% para obtener una buena marcha de horno. En las grandes plantas japonesas no se suele superar ese porcentaje, excepto en Kimitsu donde se usa con éxito una carga de 100% de sinter, pues al comprar minerales finos en el extranjero se ven obligados a comprar en forma de todo uno y considerando que la marcha del alto horno no mejora mucho al pasar del 80 al 100% de aglomerado les resulta más conveniente utilizar hasta un 20% de mineral grueso calibrado.

El aglomerado suele ser normalmente en Japón y la Unión Soviética sinter, pero como dijimos anteriormente, ello depende de las características del mineral fino utilizado, pues en Estados Unidos se usan grandes cantidades de Taconitas que exigen una pulverización fina para su concentración y son más adecuadas para la pelletización, Llegándose en Burns Harbour a un 100% de pellets.

En Japón solamente Kakogawa es una excepción con una carga de 40% de pellets autofundentes y 40% de sinter. En Novo Liptsk cargan actualmente el 100% de sinter pero pronto irán a una carga de 50% de sinter y 50% de pellets.

4.4.5.- RECOMENDACIONES

Los siderurgistas japoneses ponen especial atención en la utilización de mineral en trozo calibrado.

Como una indicación del grado de preparación del mineral en trozo, Mizushima corrientemente compra Hammersley calibrado a + 6 a - 30mm. del cual separan y recalibran a + 9, -20mm. solamente el 60% del mineral comprado como mineral en trozo se carga como grueso de pila. El tamaño de calibrado es 18-25 mm.

4.5.- UTILIZACION DE MATERIALES PRE-REDUCIDOS EN LA CARGA DEL ALTO HORNO.

4.5.1. INTRODUCCION.

Los cambios recientes en la situación de materias primas, anteriormente mencionados, han tenido profundos efectos sobre los desarrollos recientes en los procesos de producción de hierro. La abundancia en el mercado internacional de minerales baratos y ricos ha destruido la mayor justificación económica -- de los procesos de reducción directa para tratamiento de minerales pobres. Por otra parte, el uso extensivo de convertidores básicos al oxígeno para aceración ha impulsado el desarrollo del proceso del alto horno ya que cada vez se requieren mayores cantidades de hierro líquido de alto carbono. Bajo estas circunstancias, sólidos parcialmente metalizados no pueden ser considerados como producto metálico para aceración (excepto en sustitución de chatarra y refrigerantes sino más bien como un "supermineral" para la fabricación de hierro; ésto, por supuesto ha limitado el valor económico de la reducción directa.

Así los recientes progresos en los procesos de alto horno y convertidores han resultado en una disminución gradual del potencial competitivo de los procesos de reducción directa.

Sin embargo nuevas condiciones han llevado a la reconsiliación de los procesos de reducción directa. En 1965 se anotaron por la ECSC algunas de las principales razones para esta reconsideración entre otras: futura reducción del suministro de carbón coquizable mientras que por otra parte se incrementará el de petróleo y gas, conocimiento técnico avanzado en la producción y uso económicos de materiales reducidos y otros derivados del progreso del proceso del alto horno en sí. Dado que la separación de la ganga ha resultado en mercado mejoramiento en la operación del horno, la separación preliminar de parte del oxígeno debería traducirse en otro tanto mejoramiento. Este hecho ha sido prácticamente confirmado en numerosos experimentos e como el que es objeto de este estudio y otros de los que se hará una breve descripción.

El futuro de la reducción directa es asunto de economía, siendo altamente probable que una combinación de procesos de reducción directa y convencionales resulte en la mejor solución mientras los convertidores sigan siendo utilizados para la fabricación de acero. Este hecho es en el presente generalmente reconocido en todo el mundo, utilizándose frecuentemente el nuevo término "prerreducción" en lugar de "reducción direc

---ta".

4.5.2.- requerimientos de Calidad de los materiales prerreducidos para ser cargados a los Altos Hornos.

Como se dijo anteriormente el alto horno es una especie de reactor de flujo a contracorriente, y los materiales prerreducidos para los altos hornos deben tener ciertas propiedades. Materiales de calidad inferior siempre deterioran el funcionamiento del horno, llegando en algunos casos extremos, a disminuir drásticamente la eficiencia del horno.

4.5.2.1.- PROPIEDADES FISICAS.

Los materiales prerreducidos deben tener suficiente resistencia física para soportar el manejo mecánico hasta ser cargados al horno, subsecuentemente, las fuertes cargas dentro del horno. Los materiales deben tener asimismo una distribución de tamaño apropiada. Materiales prerreducidos que contienen grandes cantidades de finos y trozos demasiado grandes no pueden ser molidos con efectividad en el horno.

4.5.2.2.- COMPORTAMIENTO A ALTAS TEMPERATURAS.

Los materiales prerreducidos cargados dentro del horno son primeramente calentados por la corriente ascendente de gas caliente. Es entonces posteriormente reducido por el carbón y fundido en la zona de alta temperatura en la parte inferior del horno. Los materiales prerreducidos no deben sufrir un hinchamiento excesivo ni generar cantidades excesivas de finos dentro del horno, de otra manera la marcha del horno se torna altamente irregular.

4.5.2.3.- PROPIEDADES QUIMICAS-

Independientemente de que los minerales sean prerreducidos en las minas o en las plantas siderúrgicas, resulta prácticamente imposible proteger al material procesado del oxígeno atmosférico y de la humedad, por lo tanto deben tener suficiente resistencia a la reoxidación (pasivación). El hierro esponjoso que puede ser obtenido por reducción a bajas temperaturas, no puede ser utilizado a gran escala.

Algunos elementos detrimentales como son el cobre, el níquel, etc., no pueden ser separados al hierro en el alto horno ni en los hornos de aceración; otros resultan dañinos por depositarse en las paredes de los hornos acelerando la destrucción del refractario como son el zinc, el plomo y los álcalis. Mate-

---riales prerreducidos con altos contenidos de estos elementos no pueden ser utilizados en el alto horno.

Asimismo, los materiales prerreducidos no deben contener cantidades excesivas de elementos formadores de escoria como son la sílica y alúmina, y, dado que son utilizados en pequeñas cantidades mezclados con cargas de óxido, mientras más bajo sea el contenido de ganga, será mejor el funcionamiento del horno.

Los requerimientos de calidad, descritos hasta aquí, son las mismas que se aplican a cualquier carga metálica.

4.5.2.4.- GRADO DE REDUCCION.

El efecto de los materiales prerreducidos sobre el funcionamiento del alto horno, disminución del consumo específico de coque (coke rate) e incremento de la producción, depende fundamentalmente de su grado de reducción. La prerreducción de la hematita a FeO (en que el grado de reducción es de 33%) resulta obviamente poco significativa. Mejorías marcadas en el funcionamiento del alto horno pueden esperarse únicamente cuando los materiales prerreducidos contienen grandes cantidades de hierro metálico. Desde este punto de vista, podría concluirse que la prerreducción completa (en que el grado de reducción es de 100%) dará los mejores resultados.

La resistencia mecánica de los óxidos de hierro o aglomerados es generalmente debida a la unión de los cristales de hematita tanto por difusión mutua como por escoria. Este tipo de uniones son rotas durante la reducción, pero otro tipo, unión metálica, mantiene el producto mecánicamente resistente a altos niveles de reducción. Esta razón, junto con altos contenidos de hierro metálico, o un grado de reducción superior al 70% son requeridos en materiales prerreducidos para ser utilizados en los altos hornos. En la figura se representa la relación entre resistencia mecánica y el grado de reducción. La reducción en estado sólido es generalmente menor costosa que en estado fundido. Reducción en estado sólido hasta un grado de reducción superior al 90% requiere cantidades excesivas de gas reductor y/o tiempo extremadamente largo: de cualquier forma los costos se ven incrementados. Desde el punto de vista de consideración económica, puede concluirse que los materiales prerreducidos a ser utilizados en el alto horno, no tendrán un grado de reducción superior al 90%, pero superior al 70%. A continuación describiremos un ensayo de utilización de materiales prerreducidos en la carga del alto horno No. 6 de la planta Higashida de la Yawata Iron and Steel Co. Ltd. en 1968, que puede ser considerada como uno-

de los ensayos típicos para evaluar su posible utilización.

4.5.3.- USO DE FIERRO ESPONJA EN EL ALTO HORNO - No. 6 DE HIGASHIDA.

4.5.3.1.- PROPIEDADES DEL FIERRO ESPONJA.

La mayor parte del hierro esponja utilizado en esta prueba fué preparado con una mezcla de polvo de colector -- de alto horno y polvos de BCF en una relación de 7 a 3. Coque natural, un tipo de combustible carbonáceo, fué utilizado como agente reductor. Estas materias primas fueron preparadas en un horno rotatorio calentado con aceite pesado. Este hierro esponja así preparado, mostró una resistencia mecánica comparativamente alta. Más aún, el hierro esponja ensayado por el Método Gakushin (prueba de reducibilidad a 900°C) mostró una resistencia de postreducción de alrededor del 98% (-3mm). en la prueba tumbler a temperatura ambiente, y otras muestras, después de haber sido tratadas a 400 o 500°C . mostraron una resistencia a la compresión a temperatura ambiente de alrededor de 300 kg/cm^2 . En la tabla se muestra la composición química del hierro esponja. Como puede verse, el oxígeno disponible (oxígeno combinado con el hierro) contenido en el hierro esponja resultó notablemente menor que el de los minerales o el sinter convencionales. Sin embargo, este oxígeno residual resultó altamente estable aun en atmósferas reductoras, y la reducibilidad del hierro esponja fué muy baja; la reducibilidad medida de acuerdo con el método Gakushin, fué aproximadamente la misma que la de minerales magnéticos densos. No se observó prácticamente degradación ni hinchamiento durante las pruebas de reducción. Estas pruebas mostraron que este tipo de hierro esponja podría ser utilizado satisfactoriamente en el alto horno.

4.5.3.2.- PRUEBA DE OPERACION EN EL ALTO HORNO.

Para esta prueba se utiliza el alto horno Higashida No. 6 de la planta de Yawata de la Yawata Iron & Steel Co. Ltd. Este horno tiene un volumen interior (desde la picuera de arrabio hasta la línea de carga) de 648 m^3 , un volumen de trabajo (toberas a nivel de carga) de 565 m^3 y 12 toberas. Su campaña se había iniciado desde 1964 y desde entonces había venido produciendo arrabio básico para hornos de hogar abierto.

Antes de las pruebas, el horno había venido trabajando con una carga de 50 a 55% de sinter autofundente y 45 a 50% de minerales calibrados. La composición química del sinter era de 59-60% de Fe, 11% de FeO , 7-8% de CaO y 5-6% de SiO_2 .

Diversas cantidades de mineral trozo fueron utilizados. El contenido de fierro de estos minerales se hallaba entre 58% y 64% y su análisis de mallas estaba sobre 95% de 5.30mm. en rango. El contenido de cenizas del coque estaba entre 9.5 y 10.0%, mientras que el contenido de azufre era de alrededor de 0.56%. Los datos operacionales se muestran en la tabla adjunta. La primera parte de la prueba operacional (pruebas I y II) se inició en enero de 1965 mientras que la segunda (prueba III y IV) se inició en Mayo. La primera fué dirigida a confirmar la practicabilidad del uso de este tipo de fierro esponja, mientras que la segunda fue para determinar cuantitativamente los efectos del fierro esponja.

Durante todos estos periodos de base y se prueba, el horno operó regularmente. Como puede verse en la tabla, el fierro esponja en la carga incrementó el volumen de escoria, sin embargo, también incrementó la producción diaria y disminuyó el consumo específico de coque. En la segunda parte de la prueba de operación, un reemplazamiento de alrededor de 40% de la carga por fierro esponja disminuyó el consumo específico de coque de 490 a 400 kg/t de arrabio, ésto es un 18.4%.

Al mismo tiempo, el consumo de aceite disminuyó de 38 a 36 libras/t. de arrabio. Adicionalmente, otros factores como fueron el contenido de cenizas de coque, la temperatura de soplo, la humedad de soplo, el volumen de escoria, etc., también cambiaron entre la Base II y la Prueba IV. Tomando estos cambios en cuenta, la disminución en consumo específico de combustible (consumo específico de coque más consumo específico de aceite) fué calculado en 89 Kg/t de arrabio o sea 16.7% del consumo específico de combustible corregido en la Base II, que fué de 534 Kg/t. de arrabio.

La producción diaria en la prueba IV fué aproximadamente la misma que en la Prueba III. Sin embargo, corrigiendo esta cifra (1048 t/día) por un paro de 7 horas durante la Prueba IV, se obtuvo una producción específica de 1102 t/24 hrs. en soplo; esta cifra corresponde a un incremento de alrededor del 15%. Estos resultados vinieron a confirmar la suposición que el fierro esponja podría ser utilizado satisfactoriamente en el alto horno con mejorías considerables en consumo específico de coque y productividad.

4.5.4.- Algunas consideraciones económicas sobre el empleo de prerreducidos en el alto horno.

Resultando la posibilidad técnica prácticamente -- confirmada por diversos experimentos como el que acaba de ser -- descrito, u otros similares efectuados por NKK, Stelco o el que es objeto de este estudio, el siguiente paso consiste en determi-nar la viabilidad económica del uso de prerreducidos en el alto-horno. Diversas áreas de economía podría ser discutidas como es el consumo global de combustible durante la fabricación del hierro, reducción de costos de producción a través de incrementos de productividad por unidad, etc. Considerando, que, debido al creciente incremento de los precios del coque metalúrgico que -- hemos venido sufriendo, el ahorro de combustible representa una de las principales áreas de oportunidad, por lo que nos concen--traremos a discutir las posibilidades de ahorro de combustible.

4.5.4.1.- AHORRO DE COMBUSTIBLE EN EL ALTO HORNO.

Dado que los materiales prerreducidos siempre con--tienen menos oxígeno disponible, no requieren tanto reductante -- como las materias primas ordinarias. Más aún, dado que los ma--teriales prerreducidos no consumen virtualmente monóxido de car--bono dentro del horno, promueven la reducción indirecta de los -- materiales de carga de óxido ordinarios cuando se usan combina--dos con ellos. Algunos experimentos, muestran la disminución -- de pérdidas por solución y el correspondiente decremento de con--sumo específico de coque.

Dado que el consumo específico de coque es apro--ximadamente proporcional a la cantidad de aire de soplo por tone--lada de arrabio, lo que a su vez, es inversamente proporcional -- a la productividad del alto horno. De acuerdo con ésto, el uso--de materiales pre-reducido incrementa la productividad del hor--no.

Muchas teorías han sido expuestas para explicar -- el efecto de los materiales prerreducidos sobre el funcionamien--to del alto horno.

Sobre la base de los datos prácticos disponibles -- es posible trazar un cuadro bastante bueno de los efectos de los -- materiales prerreducidos sobre el consumo específico de coque y -- la producción de arrabio. Si graficamos la disminución en consu--mo específico de coque y el incremento de producción de la carga -- en términos de remoción de oxígeno (K_g de O/ton. de arrabio) po--dría obtenerse una tabla como la adjunta.

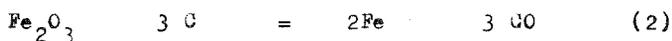
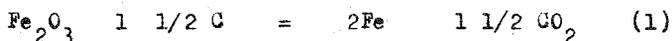
Dado que los materiales prerreducidos utilizados -- en esas pruebas siempre tuvieron un alto grado de reducción, la--

remoción de oxígeno puede ser utilizada como un parámetro conveniente para estimar los efectos de la prerreducción. De acuerdo con éste, en experimentos anteriores se concluyó que una remoción de oxígeno de 42.98 kg/t. de arrabio) disminuye el consumo de coque aproximadamente en un 6.2% e incrementa la producción específica en alrededor de un 5.3%.

Suponiendo un consumo específico de coque ideal de 480 kg/t, de arrabio, el ahorro de coque siderúrgico resultante de la prerreducción completa de 1429.8 kg. de hematita a 1000 kg. de hierro metálico sería de aproximadamente 300 kg. Si, por otra parte, el mineral pudiera ser completamente prerreducido y aglomerado en una operación, podría también ahorrar ese combustible para sinterización. Este ahorro puede alcanzar hasta 100 kg/1000 kg de hierro (de acuerdo a la práctica japonesa). Consecuentemente, 400 kg de coque (ó 360 kg. de carbón) pueden ser ahorrados por prerreducción completa de 1429.8 kg. de hematita a 1000 kg. de hierro metálico.

4.5.4.2.- REQUERIMIENTOS DE COMBUSTIBLE PARA LA PRERREDUCCION.

La prerreducción de minerales por acción de reductores carbonáceos pueden ser representada por cualquiera de las siguientes ecuaciones químicas:



La prerreducción de acuerdo con la Ec. (1) requiere teóricamente, 161 kg. de carbón por cada 1000kg. de hierro. Sin embargo, esta reacción es fuertemente endotérmica y el calor necesario debe ser proporcionado por suministro de combustible adicional o de alguna fuente externa, como energía eléctrica. Por tanto el anteriormente mencionado requerimiento de carbón es prácticamente insignificante.

La prerreducción de acuerdo con la Ec. (2) requiere 321 kg. de carbón por cada 1000 kg. de hierro. Esta reacción también es endotérmica. Pero, teóricamente, el calor requerido (alrededor de 1.04 millones de kcal/1000 kg. de Fe) puede ser suministrado por la combustión del CO generado (600 Nm³-CO/1000 kg.-Fe ó 1.83 millones de kcal/1000 kg Fe).

4.5.4.3.- CONSUMO GLOBAL DE COMBUSTIBLE.

La prerreducción debe hacer posible disminuir el -

consumo total de combustible en la etapa de fabricación de hierro, en el caso de cue finos de mineral (que de otra manera deberían -- sintezizarse) pudieran ser reducidos y alemerados en una forma -- adecuada para su uso en el alto horno. Este puede llegar a hacerse con no más de 360 kg. de carbón por tonelada de hierro. En la práctica, sin embargo este ahorro de combustible es muy difícil de lograr debido a las dificultades inherentes a la completa utilización de los agentes reductores en la prerreducción.



COMPOSICION QUIMICA DE FIERRO ESPONJA
(% seco)

Pruebas	Fe			SiO ₂	CaO	S	C	Met.Fe. Tot.Fe (%)	Grad. de red. %
	Tot.	Met.	FeO						
I & II	68.9	41.1	34.4	8.28	4.81	0.24	4.81	59.6	72.5
III & IV	67.1	38.6	32.4	8.88	5.41	0.26	1.80	58.5	71.2

DATOS DE OPERACION EN ALTO HORNO

Periodo		Base I	Prueba I 24 a 29 En.	Prueba II 1 a 7 Feb.	Base II	Prueba III 20 a 24	Prueba IV 27 mayo a 10 Junio.
Fe. esponja en carg. (%)		—	10	20	—	30	40
Mat. Pri- mas.	Min. kg/t. Cal. %	647 (42.6)	652 (42.5)	634 (42.6)	722 (46.7)	258 (16.9)	105 (7.0)
	Sint. kg/t. %	870 (54.7)	709 (46.2)	554 (37.2)	825 (53.3)	810 (53.2)	797 (53.2)
	Fe. kg/t. Esp. %	(-)	173 (11.3)	300 (20.2)	-	455 (29.9)	596 (39.8)
	Tot. kg/t.	1517	1534	1408	1547	1523	1498
Produc. t/día		857	833	918	958	1046	1048
Produc- tividad-t/m/día		1.32	1.29	1.42	1.48	1.61	1.62
Prop. Coq. kg/t.		516	509	474	490	428	400
Prop. aceite kg/t.		-	-	-	38	35	36
Vol. m ³ /min		750	776	750	906	902	930
Soplo Pres. g/cm ²		741	718	728	905	947	1014
CalienTemp. (°C)		956	929	1002	966	987	981
te. Hum. g/m ³		30	20	29	27	25	24
Esca- ria							
Vol. (kg/t. CaO/SiO ₂)		318 1.21	338 1.21	335 1.27	324 1.25	365 1.28	355 1.31

Periodo		Base I	Prueb.I 24a29En.	Prueb.II 1a7 Feb.	BaseII	Prueb.III 20a24	Prueb IV 27Mayo 30a.JUN
Gas de Tragante	Temp(°C)	160	168	127	144	150	148
	CO ₂ (%)	16.8	16.4	16.1	14.0	13.4	13.0
	CO(%)	24.7	24.8	25.5	24.6	25.3	25.9
Arrabio	Si (%)	0.58	0.62	0.55	0.64	0.63	0.67
	S (%)	0.031	0.031	0.033	0.028	0.033	0.024

EFFECTO DE PRRERDUCCION SOBRE CONSUMO ESPECIFICO DE
COQUE Y PRODUCCION

Alto Hornos	Eliminación Oxigeno (kg-O/t) Arrabio	Disminución en consumo esp.de coque %	Aumento en Producc. %
Higashida No.6	37	1.4	2.9
	66	8.1	7.1
	92	12.7	9.2
	120	18.4	9.4
Bucceton Piloto	169	20.2	23.5
	321	32.7	35.7
	222	33.9	38.1
Bucceton Piloto	345	43.4	57.4
	342	43.8	54.7
	142	23.2	27.9
Bucceton Piloto	258	38.5	55.7
	348	46.6	75.2
	126	37.1	42.5
	204	27.6	28.2
Hilton B	143	21.0	27.0
	134	17.0	17.3

CAPITULO SEGUNDO.

EMPLEO DE FIERRO ESPONJA.

EN EL ALTO HORNO 2.

El verdadero arquitecto de esta prueba, la más -- larga experimentación mundial de este tipo, fué todo el personal del área de Arrabio y Acero, de Operación, de Mantenimiento Me-- cánico, Eléctrico y Electrónico , personal de Servicios, etc., -- que contribuyó directa e indirectamente a la realización de la -- misma.

EMPLEO DE FIERRO ESPONJA EN EL ALTO HORNO 2.

1.- ANTECEDENTES:

La tendencia normal de toda empresa siderúrgica -- ha sido el constante esfuerzo por aumentar la producción de acero con empleo del mismo equipo, abatiendo costos y aumentando productividades, siempre y cuando los productos finales se encuentren -- dentro de especificaciones establecidas.

Tal es el caso de diferentes Compañías Internacionales e Institutos de Investigación, baste nombrar a SIELCO, Yawata Iron & Steel (ahora Nippon Steel Corp.), U.S. Steel, Bureau of Mines, Kawasaki Steel, y Nippon Kokan K.K., que han realizado pruebas a escala piloto e industrial sobre el empleo de prereducidos -- en la carga metálica de los Altos Hornos, obteniendo resultados satisfactorios en lo referente a incremento de productividad y disminución en el consumo de coque por tonelada de arrabio producida.

Basándose en estas experiencias y tomando en cuenta las instalaciones existentes en Altos Hornos de México, S.A., y los recursos naturales disponibles en la actualidad, técnicos Mexivanos planearon efectuar una prueba de este tipo en la planta de -- Monclova.

La Empresa Mexicana Hojalata y Lámina, S.A., comenzó desde 1952 a desarrollar un proceso de reducción directa (HYL) -- que permite obtener material prereducido de alto grado de metalización con propiedades adecuadas para cargarse en las unidades productoras de arrabio. El proceso HYL básicamente consiste en reducir minerales de hierro, mediante el empleo de gases reductores -- (H_2 , CO) en un proceso semicontínuo -- Batch Process -- en reactores de lecho estático.

Tomando en cuenta lo antes mencionado y partiendo -- de que se han descubierto cuantiosos yacimientos de gas natural a sólo 20 Kilómetros de Monclova, y careciendo en la actualidad de -- instalaciones suficientes para la extracción de carbón mineral, -- además de tener un programa de producción de acero anual muy ambicioso, circunstancias que motivaron la realización de una prueba -- de esta naturaleza.

2.- OBJETIVO.

La literatura técnica hace referencia a los diferentes índices de productividad y consumo de coque obtenidos en estas pruebas en condiciones muy diferentes tanto de operación como

calidad de las materias primas empleadas.

El valor de estos índices es predominante al efectuar un análisis técnico-económico de la operación con crerreducidos. Después de una serie de investigaciones se encontró que los datos obtenidos no podían transferirse directamente a las condiciones que imperan en AHMSA. Consecuentemente, la necesidad de realizar esta prueba con el objetivo básico de conocer el consumo de coque por tonelada de arrabio, productividad y la operación del --norno decidieron efectuar tal prueba. Cabe mencionar que el coque en AHMSA tiene un 18% de ceniza y los minerales empleados tienen --alto contenido de ganga.

3.- PROGRAMACION DE LA PRUEBA:

AHMSA₃ cuenta en la actualidad con₃ cinco altos hornos, de 477 m³, 931 m³, 1033 m³, 1030 m³ y 2163 m³ respectivamente. Debido a que el Alto Horno 1 no contaba con la instrumentación adecuada para prueba y los altos hornos 3, 4 y 5 hubieran requerido de un volumen elevado de Fierro Esponja, se decidió efectuar la prueba en el Alto Horno 2 que reunía las condiciones adecuadas para --una mejor evaluación de la prueba.

La secuencia de la prueba se proyectó para efec---tuarse en varios períodos, sustituyendo gradualmente mineral en --trozo por FeE permaneciendo el porcentaje de Sinter constante con --objeto de no limitar la producción de las plantas de Sinter y con--secuentemente la alimentación a los Altos Hornos grandes.

	% SINTER	% MIN. TROZO.	% FeE
Período Base	60	40	--
1er. Período	60	25	15
2do. Período	60	15	25
3er. Período	60	--	40

Cada uno de los períodos se programó para un mínimo de 20 días de duración para obtener datos más representativos --al alcanzar una operación estable, al cambiar de un período a otro, se aumentó el FeE gradualmente, no considerando para fines de evaluación los períodos de transición de tres días cada uno, (Ver Figura 1).

Se mencionan a continuación las diferentes relaciones matemáticas pertinentes al cálculo de metalización en la carga del alto horno:

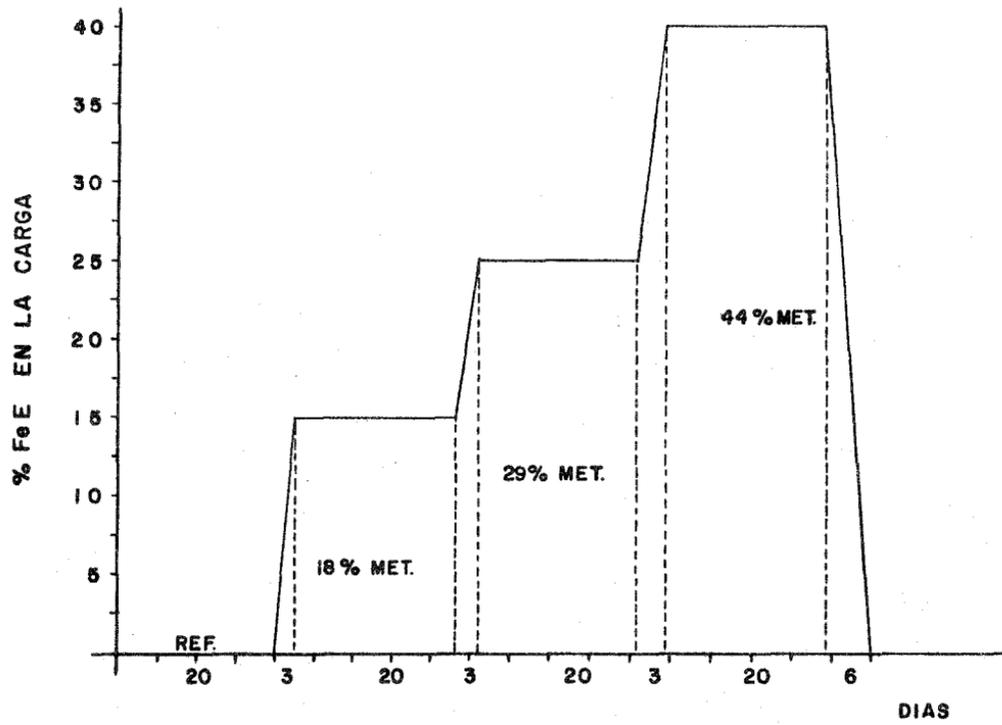


FIG. No. 1 PROGRAMACION DE LA PRUEBA

$$(1) \% \text{Met} = \frac{\text{Kg Fe}^{\circ} \text{ en la carga}}{\text{Kg Fe}_t \text{ en la carga}} \times 100$$

que para el caso de la prueba se puede generalizar como:

$$(2) \% \text{Met} = \frac{\% \text{Fe}^{\circ} (\% \text{FeE en la carga}) \times 100}{(\% \text{Sinter})(\% \text{Fe en sinter}) + (\% \text{trozo})(\% \text{Fe}_t \text{ en trozo}) + (\% \text{FeE})(\% \text{Fe}_t \text{ en FeE})^t}$$

De acuerdo a lo anterior los porcentajes de Metalización para cada período son:

% Metalización

Período Base	0
1er. Período	18
2do. Período	29
3er. Período	44

4.- MATERIAS PRIMAS:

Las principales materias primas utilizadas en los Altos Hornos corresponden a Sinter, mineral de Hierro en trozo y Pelet; la política actual de la empresa referente a la distribución de estas a los altos hornos puede resumirse como sigue: En el Alto Horno 5 se consume todo el Pelet que envían Peña Colorada y la Perla, siendo el resto de la carga mineral en trozo; los altos hornos 1, 2, 3 y 4 consumen principalmente Sinter y Mineral en trozo, este hecho por la facilidad del manejo de materiales y una mejor utilización del equipo de transporte, así como proveer a los Altos Hornos de mayor volumen de materiales de mejor calidad.

Para el caso particular del alto horno 2, la carga predominante es Sinter "chico" a + 1/4", 3/8" (+6 mm, 10 mm) que es material que compone el total de la carga es Mineral en trozo.

En las tablas I y II se proporcionan las principales características de la materia prima que se consume en condiciones normales en el Alto Horno ".

Por acuerdos celebrados entre HYLSA. referentes a un intercambio de productos semiacabados y Hierro Esponja, fabricado según tecnología HYL, produjeron 43,000 toneladas del producto.

Las características físicas y químicas más sobresalientes del FeE suministrado se proporcionan en la tabla III.

Se hicieron varios intentos por adquirir Pelet -- de alta calidad para esta prueba, así como Sinter tipo standard (+10 mm, -50.8 mm); sin embargo, los esfuerzos desplegados resultaron infructuosos, y no fue posible su adquisición. Con este hecho la prueba estaba necesariamente condicionada al empleo de los únicos materiales disponibles, es decir la carga predominante antes mencionada (Sinter "chico" y trozo).

5.- DESCRIPCIÓN DEL PROCESO HYL

El diagrama simplificado del proceso HYL se muestra en la Figura 2. El gas reductor obtenido de una fuente adecuada, generalmente por reformación de metano con vapor de H₂O - pasa a través de tres de las cuatro etapas del proceso.

El gas reductor nuevo (gas reformado) pasa primeramente por el reactor en enfriamiento que contiene mineral que ha sido parcialmente reducido en las etapas "secundaria" y "primaria", durante el enfriamiento el mineral sufre su etapa final de reducción y es carburizado en forma controlada hasta el nivel deseado de contenido de carbón; el gas que sale de la etapa de "enfriamiento" se enfría en un enfriador de contacto donde pierde el agua producto de la reacción de reducción y de esta manera recupera su poder reductor produciéndose así el gas primario.

El gas primario pasa a la etapa "primaria" del proceso donde primeramente se calienta hasta la temperatura óptima de reducción y se pasa luego a través del reactor en "primario" - donde se pone en contacto con mineral que ha sido calentado y reducido inicialmente en la etapa "secundaria" del proceso, aquí -- el mineral experimenta reducción adicional y el gas producto de la etapa "primaria" se enfría para eliminar el agua de reacción y aumentar de esta manera su poder reductor produciéndose en esta forma gas secundario.

En forma similar el gas secundario se calienta --- y se pasa por el reactor en "secundario" donde se pone en contacto con mineral frío que fué previamente cargado en la etapa de -- "carga/descarga", aquí el mineral en contacto con el gas se ca--- lienta y experimenta la primera etapa de reducción. El gas producto del proceso a la salida de la etapa "secundaria" es destinado a ser empleado como combustible.

VOLTEADOR

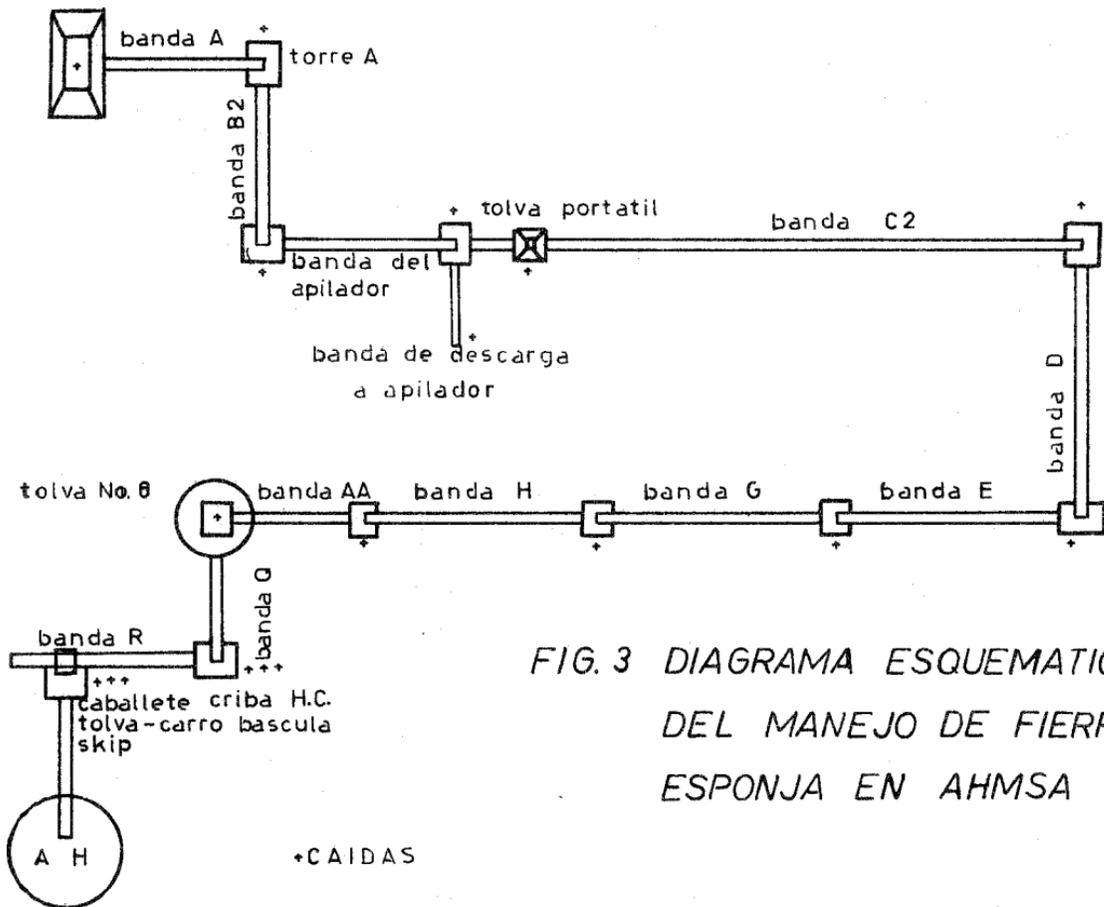


FIG. 3 DIAGRAMA ESQUEMATICO
DEL MANEJO DE FIERRO
ESPONJA EN AHMSA

TABLA I.

PROPIEDADES QUIMICAS DE LAS MATERIAS PRIMAS

ANALISIS QUIMICOS. % BASE SECA

MATERIAL	Fe _t	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P	S
Sinter	56.0	11.76	6.19	1.32	8.37	1.34	0.40	0.039
Mineral en trozo	60.0	6.01	5.52	0.56	2.78	0.04	0.38	0.052
Dolomita			0.50		34.5	17.8		
		Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO		
Cenizas del Coke		13.93	52.45	24.21	4.40	0.99		
	Carbón Fijo		Cenizas	Mat. Volátil	S			
Coke	80.8		18.2	1.0	1.08			

TABLA II

PROPIEDADES FISICAS DE LA MATERIA PRIMA

ANALISIS FISICOS Y GRANULOMETRICOS

MATERIAL	"TUMBLER %	"SHATTER %	+6 mm %	+9.5 mm %	+50.8 mm %
Sinter	"	"	74.8	0.0	
Mineral Treze	87.3	-		95.0	
Delomita					74.5
	"ESTABILIDAD %	"SHATTER %	"DUREZA %	+50.8 mm %	
Coke	57.7	88.8	63.6	91.3	

Sinter:

Degradación a baja temperatura (Linder): 24 % (+6 mm)

Reducibilidad (JIS) : 68.5 %

"Norma A.S.T.M.

" La granulometría del Sinter no reúne los requisitos para las pruebas.

TABLA III

PROPIEDADES DEL FIERRO ESPONJA

Composición Química (%)

Metalización	= 86.9	CaO	= 1.64
Fe Total	= 87.6	MgO	= 1.00
Fe Metálico	= 76.0	SiO ₂	= 1.70
FeO	= 14.8	Al ₂ O ₃	= 0.80
C	= 2.5	<u>CaO+MgO</u>	= 1.55
S	= 0.004	SiO ₂	

Características Mecánicas y Físicas

Indice Tumbler A.S.T.M.	
+6 mm (1/4")	= 88.0%
Resistencia a la Compresión	
(al recibo)	= 102.0 Kg/pelet
Granulometría (entrada al A.H.)	
-6 mm	= 3.2%
+6 mm -19 mm	= 95.3%
Peso Volumétrico	= 1.6 ton./ m ³
Densidad Aparente	= 2.6 ton./ m ³

En la etapa de "carga/descarga" el reactor se des-
conecta de la corriente gaseosa después de haber ocupado previa-
mente las etapas de "secundario", "primario" y "enfriamiento". -
El FeE frío es descargado y el reactor es cargado de nuevo con -
mineral para el siguiente ciclo.

Por motivos de simplicidad, la Figura 2 no presen-
ta tuberías y válvulas, así como los cambios de posición de los
reactores, estos cambios de posición permiten a las plantas HYL-
el tener un proceso esencialmente continuo en el cual cada reac-
tor pasa sucesivamente por cada una de las cuatro etapas del pro-
ceso, mientras los otros tres reactores ocupan las tres posicio-
nes restantes; de esta manera, se tienen descargas de producto -
cada tres horas aproximadamente, mientras el ciclo completo tie-
ne una duración aproximada de 12 horas.

6.- MANEJO DE FIERRO ESPONJA:

6.1 - Envío:

Durante los meses de enero a abril de 1978 se --
transportaron por ferrocarril 43,000 toneladas de Fierro Esponja
de la planta HYLSA en Puebla a AHMSA en Monclova cubriendo una -
distancia de 1180 Kilómetros.

El producto de la planta HYL 2P se descargó a la
tolva homogenizadora y después directamente a los carros góndola
abiertos; este procedimiento es muy adecuado, ya que evita el ma-
nejo en patios lo cual degrada el material por la acción mecáni-
ca a la que se somete.

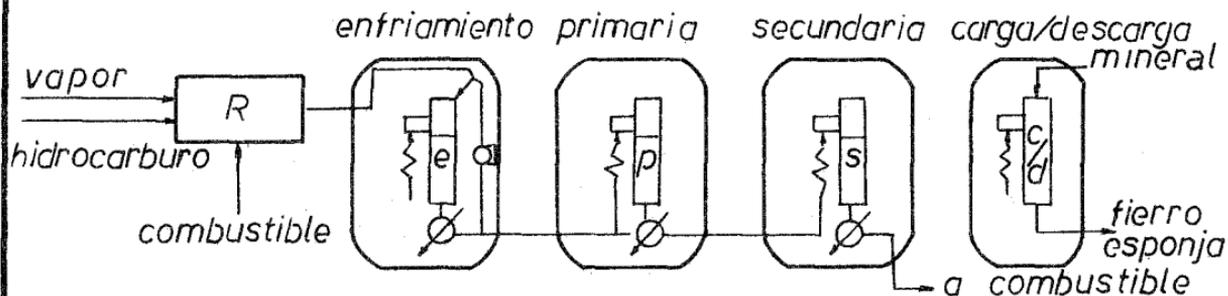
Durante el trayecto el Fierro Esponja estuvo ex--
puesto a condiciones de temperatura y humedad muy variables, de-
bido a las diferentes zonas climatológicas por las que fué pasan-
do hasta llegar a su destino, sin cambios relevantes en sus pro-
piedades.

El tiempo en tránsito resultante fué entre 5 y 8-
días, transportando un promedio de 60 toneladas por carro.

6.2.- Recibo y Transporte al Alto Horne 2:

Al estudiarse la forma de transportación del Fie-
rro Esponja se observó que no se contaba con un medio adecuado -
que reuniera los requisitos de distancias cortas del almacén al
consumo y pocas caídas. El sistema actual que se tiene en AHMSA-
es el indicado para los materiales en la operación normal de es-

DIAGRAMA DE FLUJO



ILUSTRACION

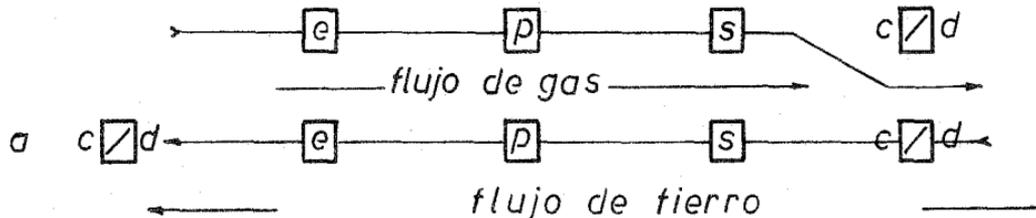


FIG.2 PROCESO HYL

--ta planta.

Se analizaron 5 alternativas de rutas, seleccionándose la denominada A (Ver Tabla IV); ésta fue la de mayor ventaja en el aspecto abastecimiento y manejo de materiales.

Ver Figura 3 que presenta en forma esquemática la ruta completa del transporte de Fierro Esponja; asimismo, en la Tabla A se presentan las características dimensionales de la ruta A, que fué la seleccionada para esta prueba.

Se recibieron 730 carros góndolas, llegando solamente uno de ellos en estado de reoxidación avanzado (prendido). Este material no se consumió en la prueba sino que se desvió a otro uso.

Al llegar a la Planta 1 de AHMSA se descargó por medio de un volteador de carros con capacidad de descarga de 8 - góndolas de Fierro Esponja por hora a una tolva subterránea y transportado por medio de bandas a un espacio abierto con capacidad de almacenaje de 20,000 toneladas identificado como Pila - No. 3.

La descarga se hizo por lotes usando un apilador, de tal manera de consumir primero, las primeras llegadas de Fierro Esponja.

De la pila se cargó con "payloaders" a una tolva desifcadora la cual fue puesta sobre una banda en la que se recibían el producto y lo transportaba a través de 1154 metros; en este trayecto están incluidas 18 caídas con una altura total de 67.15 metros (ver Tabla IV). El Fierro Esponja se cribó a 1/4" - (6 mm) en la Criba Hernán Cortés (H.C.).

6.3.- Problemas Durante el Manejo del FeE:

La falta de una limpieza continua en los puntos de acumulación de finos causó que se prendieran en la parte inferior del volteador de carros, Torre A y Banda E iniciado por algún factor externo que causó la reoxidación del producto.

En la tolva 8 se prendieron 900 toneladas de material, observándose que desviaron por error al interior de la tolva, Sínter caliente; además se tuvo una acumulación de finos en el sótano de la tolva. A estos dos factores se les atribuye principalmente haber causado la pérdida del material.

El fierro Esponja fué extraído haciendo dos horas de sinterización para evitar la sinterización del material, ya que después sería más costoso el sacarlo de la tolva; el material se --

desvió al ratio de recuperados estando pendiente la decisión para su empleo posterior de acuerdo al análisis que resulte.

Se observaron otros incendios en las tolvas de la vía elevada al descargar equivocadamente sinter caliente.

Las características del FeE al recibo y durante los diferentes períodos de la prueba se enlistan en la Tabla VI.

6.4.- Fallas en el Sistema de Alimentación:

Se presentaron pérdidas de Fierro Esponja por fallas en el cierre de las compuertas de las tolvas de vía elevada, solucionándose temporalmente con cuñas de madera; este problema originó un desperdicio estimado de 120 toneladas.

La falta de guardas sobre la Banda Q y el no tener un aumento en la criba H.C. causó pérdidas estimadas en 300 toneladas de material, ya que esta falla se corrigió hasta Marzo lo., estas normas se aumentaron debido a que el producto caía sobre el montón de finos bajo la criba y era necesario reprocesarlo.

Se presentaron 4 roturas de la Banda Q y fallas en la sincronización de esta banda con la criba, acumulándose Fierro Esponja y atorándose la banda causando por consiguiente se tirara material sobre los finos con las especificaciones requeridas de granulometría; las pérdidas por esta falla se estiman en 250 toneladas.

La falta de ajuste a las bandas de la criba causaron también que continuamente se estuviera tirando el producto. - Ya para finalizar la prueba se presentó también una rotura en la criba, volviéndose a reprocesar por la misma el material, de estas últimas fallas no fué posible estimar la pérdida del Fierro-Esponja.

6.5.- Recomendaciones de Maneje:

6.5.1.- Minimizar el número y la altura de las caídas.

6.5.2.- Evitar la acumulación de finos donde por fricción pudiera haber calentamiento excesivo.

A temperaturas de menos de 150°C, el material no se reoxida.

6.5.3.- Minimizar la longitud de transporte por banda para disminuir las pérdidas de material.

TABLA IV

SECUENCIAS DE MANEJO

ALTERNATIVAS	A	B	C	D	E
Volteador	1	1	1	1	1
Pila 3	2	2	2	2	2
Traxcavo	3	3	3-6	3	3
Camiones		4	4	4	4
Rampa					5
Góndela					6
Desficader	4				
Telva Lido				5	
Bandas (Sinter 2)	5			6	
Patie Telva Pigalle			5		
Telva Pigalle		5	7		
Telva 8	6			7	
Criba H.C.	7	6	8	8	
Vía elevada	8	7	9	9	7
Alte Horne	9	8	10	10	8
No. de Caídas	18	14	15	18	11
Longitud (m)	1154	1849	1849	1554	1160
Alturas de Caídas (m)	57.1	47.9	47.9	63.9	44.4

TABLA V

CARACTERISTICAS DIMENSIONALES DE LA RUTA A DE TRANSPORTE DEL FIERRO ESPONJA

DE	CAIDA	LONGITUD		ALTURA	INCLINACION	CAPACIDAD t/h
	A	B	C	D		
1-Cóndola	Tolva del Volteador			7.00 "I"		
2-Banda "A"	Banda "B-2" por Torre "A"	101		9.00 "C"	15°	862
3-Banda "B-2"	Banda del Apilador	58		4.20 "C"	5°	862
4-Banda del Apilador	Banda Descarga Apilador			4.00 "C"		
5-Banda Descarga Apilador	Falso de la Fila No. 3			2.00 "I"		
6-Fractor	Dosificador			2.50 "I"		
7-Banda "C-2"	Banda "D"	204		2.25 "I"	0°	862
8-Banda "D"	Banda "E"	98		2.00 "I"	0°	862
9-Banda "E"	Banda "G"	92		2.00 "I"	12° (33m)	615
10-Banda "G"	Banda "H"	274		1.50 "C"	4°	615
11-Banda "H"	Banda "A-A"	119		5.00 "C"	2°	615
12-Banda "A-A"	Tolva 8	23		11.00 "C" (con 6 caídas intermedias)	0°	500
13-Banda "Q"	Tolva Criba Hernán Cortés	43		1.00 "I"	18°	400
14-Tolva, Criba H. Cortés	Criba Hernán Cortés			1.00 "I"		
15-Criba Hernán Cortés	Banda "R"			0.50 "I"		
16-Caballote (Banda "R")	Tolva Vía Elevada	142		4.00 "I"	0°	400
17-Tolva Vía Elevada	Carro Bascula			1.20 "I"		
18-Carro Bascula	Skip			2.00 "I"		
Longitud Total		1154 m				
Altura Total				67.15 m		
No. de Caídas Total		18				

Símbolos: "I" -Caída Libre

Ancho Banda: A-B-C-D-E-G-H-AA = 36"

"C" -Caída en Cascada

Q-R = 24"

TABLA VI

COMPOSICIONES QUÍMICAS Y GRANULOMETRÍAS DEL FIERRO ESPONJA

PROMEDIOS Y DESVIACIONES ESTÁNDARES DEL EMPAQUE Y DEL CONSUMO EN CADA PERIODO

CONJUNTO	RECIBO		15%FeE		25%FeE		35%FeE		30%FeE		35%FeE Bis	
	\bar{x}	s	\bar{x}	s	\bar{x}	s	\bar{x}	s	\bar{x}	s	\bar{x}	s
Metali- zación	86.87	2.1	84.1	0.5	84.5	2.4	83.2	0.7	85.8	1.2	86.9	1.4
Fe Total	87.6	1.8	86.9	0.2	86.7	1.2	86.8	0.2	87.3	0.2	87.4	0.4
Carbono	2.5	0.2	2.3	0.1	2.2	0.5	2.3	0.01	2.1	0.5	2.5	0.1
FeO	14.8	2.4	17.7	0.3	17.6	1.9	18.7	1.1	15.9	1.1	14.7	1.5
Basicidad	1.5	0.1	1.6	0.1	1.7	0.1	1.4	0.04	1.5	0.08	1.6	0.04
Granulometría (- 30 μ)	7.4	3.1	4.3	3.4	3.9	4.1	1.7	0.5	3.0	2.5	3.7	3.8

OBSERVACIONES: Las disminuciones que se tuvieron en los porcentajes de metalización, Fierro total, y carbono entre el material enviado y el promedio consumido en todos los períodos, es de 1.9%, 0.56% y 0.27% respectivamente, probablemente causado por la generación de finos.

7.- CARACTERISTICAS DEL ALTO HORNO: 2

Las principales características de diseño y operación de este Alto Horno se enlistan en las Tablas VII y VIII y se muestran en la figura 4.

8.- RESULTADOS DE LA OPERACION DEL ALTO HORNO 2:

Debido a causas ajenas a la prueba no fué posible seguir fielmente la programación de la misma, siendo necesariamente modificado el plan inicial según se detalla a continuación:

8.1.- Período con 15% de Fierro Esponja: Duración neta 16 días - problemas en el abastecimiento del mineral en trozo, propiciaron la finalización anticipada de este período.

8.2.- Período con 25% de Fierro Esponja: Duración 20 días; se cumplió de acuerdo a lo programado.

8.3.- Período con 40% de Fierro Esponja: no se realizó; decisiones de tipo administrativo limitaron el por ciento de Fierro Esponja a 35% para este período. Sin embargo, debido al empujamiento de huelga a que fué sometido AHMSA, se tomó la decisión de suspender el envío de FeE desde Puebla, provocándose que el Inventario de Servicio disminuyera rápidamente, y por consecuencia se tuvo la necesidad de disminuir el por ciento de Fierro Esponja al 30% después de seis días de estar operando al 35%. Esta última condición prevaleció por siete días, para regresar al 35% original y permanecer así por 21 días.

Adicionalmente a los períodos antes mencionados se llevó a efecto durante el descenso del 35% al 0% de Fierro Esponja un período de 15% con una duración de seis días con el propósito de verificar los resultados del período inicial de 15% de Fierro Esponja.

El desarrollo real de la prueba se muestra esquemáticamente en la Figura 5, la cual indica las fechas de realización de cada período así como el por ciento de Fierro Esponja y la metalización para cada paso de la prueba.

En las tablas IX y X se ilustran los valores obtenidos durante la realización de la prueba en lo referente a consumo de coque y productividad; los valores obtenidos de producción y su incremento, productividad y su incremento, consumo de coque y su decremento (real y corregido) se indican en la Tabla -

acotado en mm.

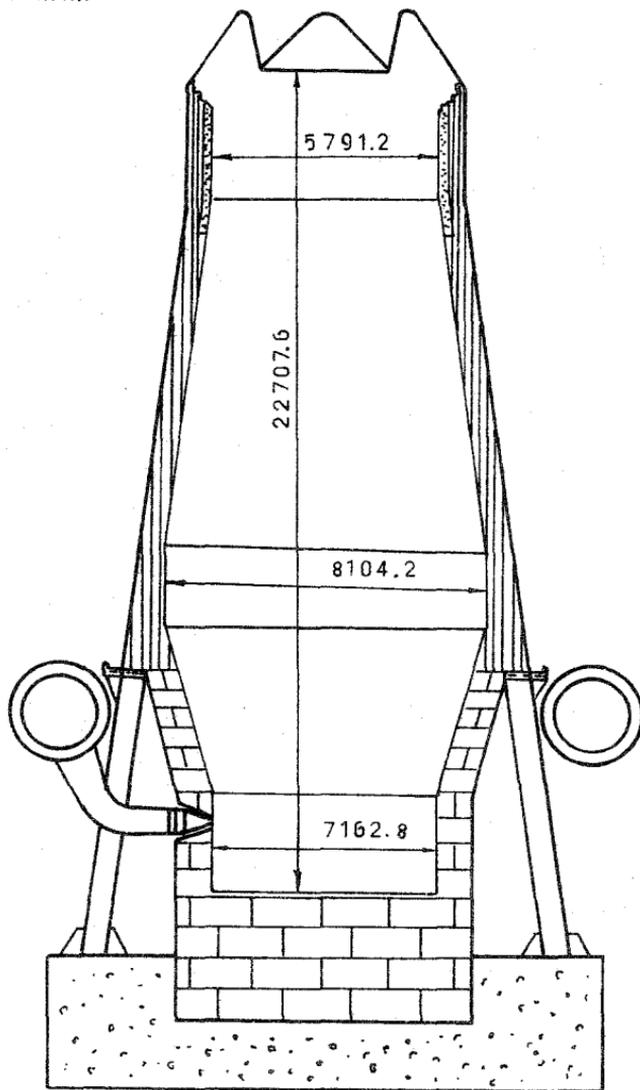


FIG. 4 ALTO HORNO NUMERO DOS

TABLA VII

CARACTERISTICAS GENERALES DE DISEÑO DEL AUTO HORNO 2

Volumen útil	931 m ³
Diámetro del crisol	7.163 m
Diámetro del etalaje	8.104 m
Diámetro del tragante	5.791 m
Sistema de carga	Skip
Sistema Distribución de carga	Doble campana
Distribuidor	Tipe Mc Kee
Número de toberas	14
Refractario del crisol	grafito
Refractario del etalaje	grafito
Enfriamiento del crisol y etalaje	tipe cascada
Enfriamiento del vientre	3 hileras de cajas de cobre
Enfriamiento de la cuba	16 hileras de cajas de acero
Junta de expansión	0.914 m arriba del nivel de toberas
Piquera para escoria	2
Piquera para arrabio	1
Depurador de gases	Colector de polve, lavador de orificio fijo, y otro variable y 4 unidades de precipitadores electrostáticos.
Número de estufas	3
Area total de calentamiento (estufas)	14,707 m ²
Temperatura dome estufa (máxima)	1200°C
Temperatura de salida de gases de combustión	330°C
Turbosoplador	Tipe axial

TABLA VIII

CARACTERISTICAS GENERALES DE OPERACION DEL ALTO HORNO 2

Volumen de sople (máx.)	1671 m ³ / min.
Temperatura de sople (máx.)	830°C
Presión en el sople (máx.)	1.5 kg/cm ²
Humedad en el sople (máx.)	35 g/m ³
Inyección de combustibles auxiliares	ninguna
Inyección de oxígeno	ninguna
Presión en el tragante (máx.)	0.20 kg/cm ²
Temperatura de gases a la salida	260°C

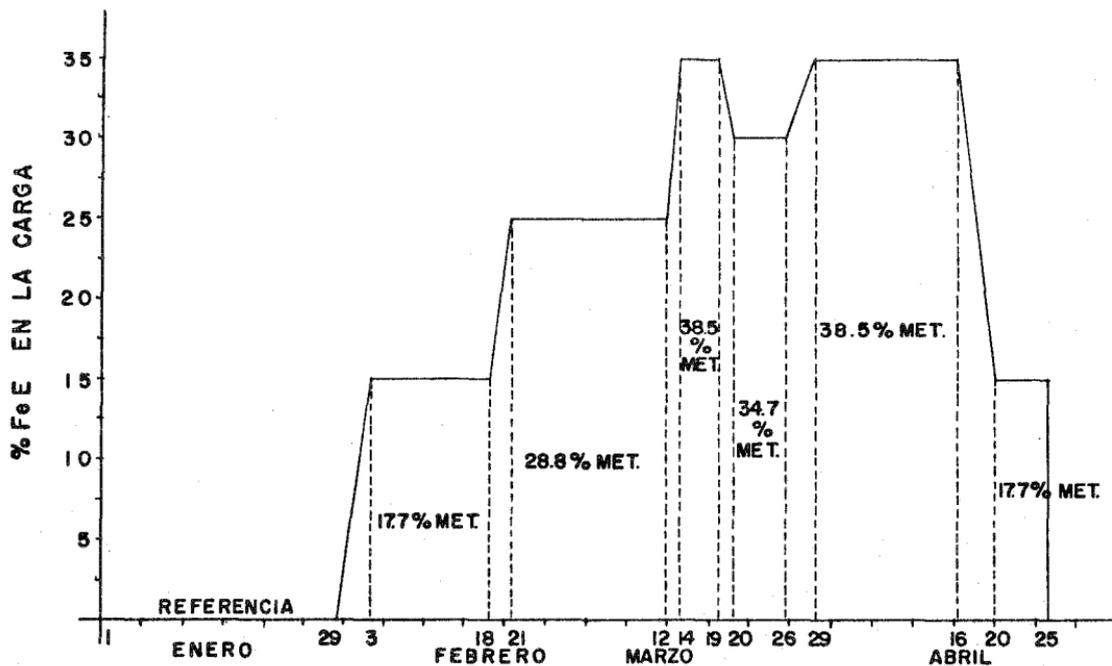


FIG. No. 5 DESARROLLO DE LA PRUEBA

XI, en función de la metalización de la carga del Alto Horno para los diferentes períodos de la prueba.

9.- DISCUSIONES:

9.1.- Calidad de las Materias Primas Empleadas Durante la Prueba: Las materias primas estandar utilizadas en el Alto Horno 2 no son de la calidad adecuada para obtener una buena productividad y bajo consumo de coque, por las características mencionadas anteriormente; este hecho definitivamente afecta a los resultados obtenidos durante la prueba; las ventajas del uso de Fierro Esponja se vieron multiplicadas al ser sustituido el mineral trozo por este prereducido.

9.2.- Estado del Alto Horno antes de la prueba: - Los índices de producción del Alto Horno 2 en los 8 meses anteriores a la prueba son similares al índice del período de referencia. Esta operación podría suponer que el horno tuviera adherencias en las paredes, mismas que aparentemente se eliminaron durante la prueba, al observarse una operación más estable en el descenso de la carga.

9.3.- Períodos del 35% de Fierro Esponja y su Significación Técnica: Según se indicó en la Tabla X existieron dos períodos con 35% de FeE; sin embargo, el segundo de éstos, presentando graves problemas en el equipo de carga del Alto Horno, causando un gran número de demoras. Criterios operativos al respecto determinaron la eliminación de este período en la evaluación de los resultados de la prueba.

9.4.- Períodos del 15% y su Significación Técnica: El segundo período con 15% de Fierro Esponja presenta índices un poco superiores de productividad y consumo de coque que los obtenidos en el período inicial a este mismo porcentaje. Estas diferencias no son muy notorias y entre las causas que las propiciaron se pueden enunciar las siguientes:

9.4.1.- En el período inicial fueron probadas varias secuencias de carga hasta encontrar la más adecuada, misma que se empleó en el segundo período de 15%.

9.4.2.- El horno se encontraba en mejores condiciones de operación, debido a la limpieza de las paredes por el uso continuo de Fierro Esponja.

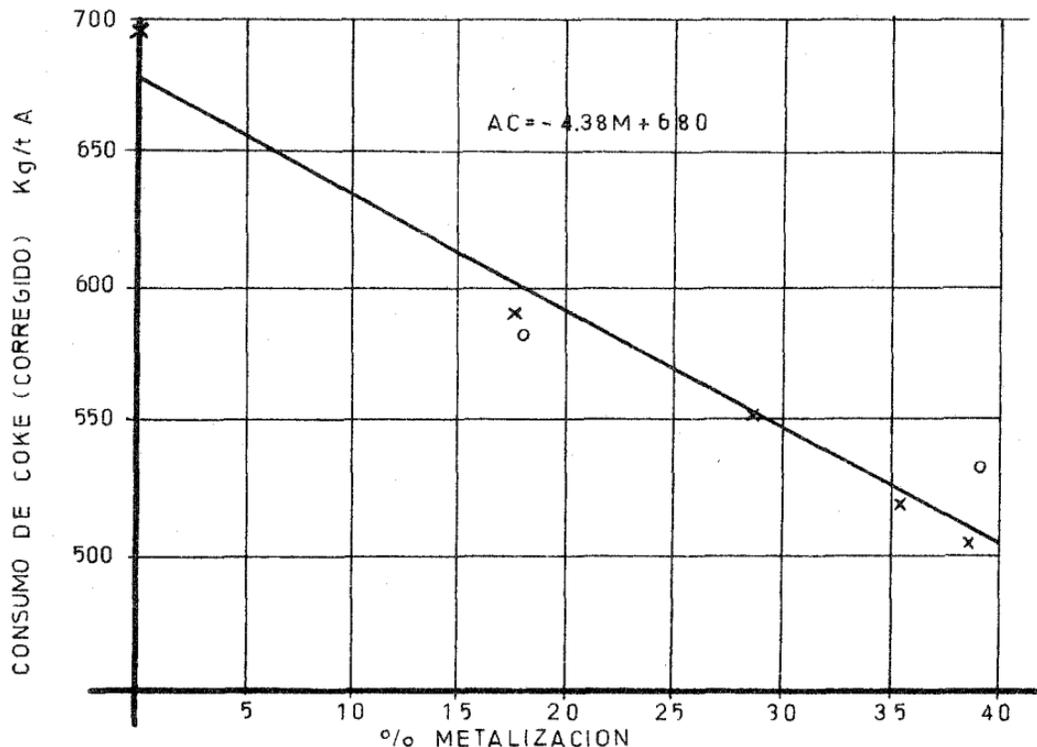


FIG. 6 CONSUMO DE COKE (CORREGIDO) DURANTE LA PRUEBA

TABLA IX

PARAMETROS DE OPERACION DURANTE LA PRUEBA

	PERIODO BASE	PRUEBA 1 15% FeE	PRUEBA 2 25% FeE	PRUEBA 3 35% FeE
Materiales de carga (Kg/t A)				
Sinter "chico"	1048	1047	957	853
Mineral en trozo	675	443	238	74
Fierro Esponja	-	266	400	494
Coke Metalúrgico	704	604	546	491
Dolomita	135	81	53	34
Soplo				
Vol. de soplo (m ³ /min.)	1456	1511	1478	1467
Humedad (g/m ³)	23.5	28.8	29.3	31.1
Temperatura °C	787	802	808	809
Presión Kg/cm ²	1.47	1.41	1.33	1.30
Arrabio				
Toneladas por día	779	972	1065	1165
Temperatura °C		1417	1407	1390
Silicio	1.08	1.17	0.98	1.05
Azufre	0.063	0.048	0.058	0.071
Escoria				
Volumen Kg/t A	395	344	322	280
SiO ₂	35.7	34.8	35.3	35.2
Al ₂ O ₃	13.0	13.9	13.7	14.7
CaO	36.8	37.5	38.3	38.6
H ₂ O	8.1	8.5	8.0	7.8
Basicidad				
Ternaria	1.26	1.32	1.31	1.32
Cuaternaria	0.92	0.94	0.94	0.93
Temp. gas tragante °C				
Temp. gas tragante °C	262	222	233	260
Relación CO/CO ₂	1.39	1.51	1.61	1.7
Polvo colector Kg/t A	38.2	18.2	9.66	6.4

TABLA IA
(CONTINUACION)

PARAMETROS DE OPERACION DURANTE LA PRUEBA

	PRUEBA 4 30% FeE	PRUEBA 5 35% FeE	PRUEBA 6 15% FeE
Materiales de carga (Kg/t A)			
Sinter "chico"	885	876	951
Mineral en trozo	136	73	396
Fierro Esponja	455	511	238
Coque Metalúrgico	537	533	587
Dolomita	78	32	65
Soplo			
Vol. de soplo m ³ /min.	1476	1459	1483
Humedad g/m ³	30.2	31.6	32.0
Temperatura °C	795	819	819
Presión Kg/cm ²	1.29	1.44	1.50
Arrabio			
Toneladas/día	1128	1039	1046
Temperatura °C	1393	1418	1414
Silicio	1.1	1.07	1.21
Azufre	0.057	0.043	0.053
Escoria			
Volumen Kg/t A	314	284	327
SiO ₂	35.2	35.2	35.9
Al ₂ O ₃	14.8	15.1	15.3
CaO	38.3	38.0	37.9
MgO	8.83	8.65	8.0
Basicidad			
Ternaria	1.33	1.32	1.28
Cuaternaria	0.94	0.93	0.89
Temp. gas tragante °C			
Relación CO/CO ₂	246	226	241
Polvo colector Kg/t A	1.75	15.3	
	4.8		

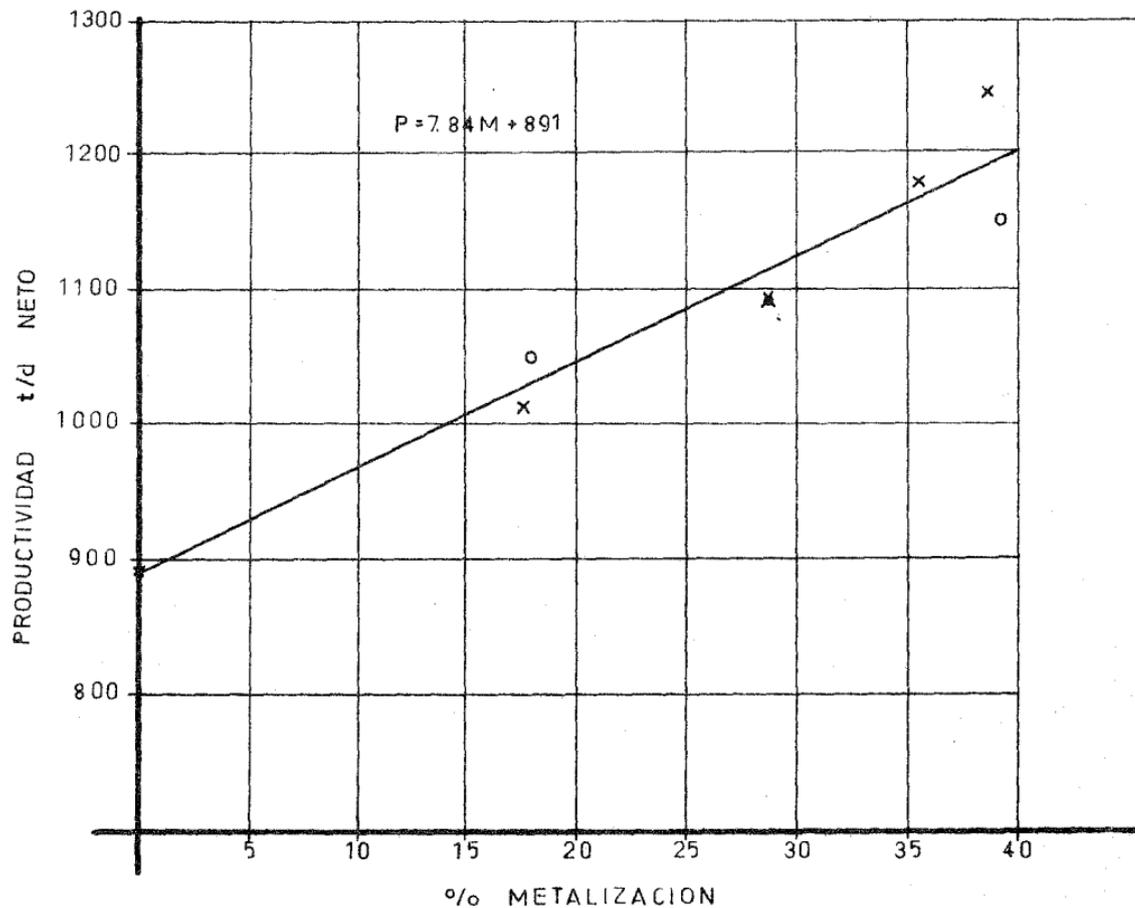


FIG. 7 INDICE DE PRODUCTIVIDAD DURANTE LA PRUEBA

TABLA X

CALIDAD DE LA MATERIA PRIMA DURANTE LA PRUEBA

	PERIODO BASE	PERIODO1 15% FeE	PERIODO2 25% FeE	PERIODO3 35% FeE	PERIODO4 30% FeE	PERIODO5 35% FeE	PERIODO6 15% FeE
Sinter							
Fe T.	56.4	55.7	55.8	54.2	54.8	54.8	55.3
Fe ^o	11.7	11.6	10.3	10.2	11.1	9.7	9.7
SiO ₂	6.15	6.3	6.1	6.57	6.42	6.64	6.37
Al ₂ O ₃	1.29	1.40	1.4	1.43	1.44	1.47	1.41
CaO	8.26	8.6	9.4	10.36	10.42	10.29	9.57
MgO	1.33	1.4	1.3	1.66	1.67	1.76	1.52
S	0.04	0.03	0.03	0.04	0.05	0.05	0.04
P	0.48	0.47	0.50	0.59	0.57	0.52	0.59
Prozo							
Fe T.	60.2	59.2	59.9	58.7	59.6	61.4	60.0
SiO ₂	5.9	5.0	4.97	5.72	5.97	4.15	5.22
Al ₂ O ₃	0.53	0.48	0.42	0.52	0.44	0.52	0.49
CaO	2.98	2.90	2.94	4.02	3.27	2.75	3.11
P	0.36	0.50	0.40	0.38	0.38	0.43	0.42
S	0.055	0.049	0.089	0.043	0.122	0.078	0.071
Fe Esponja							
Fe T.		86.9	87.1	86.77	87.31	87.6	87.0
Fe ^o		73.2	73.8	72.2	74.9	76.1	74.9
Fe ^o		17.7	17.66	18.74	15.89	14.75	14.75
SiO ₂		1.71	1.66	1.76	1.73	1.62	1.66
Al ₂ O ₃		0.8	0.89	0.81	0.85	0.86	0.83
CaO		1.84	1.8	1.64	1.71	1.67	1.74
MgO		0.98	1.0	0.91	0.94	0.92	0.95
S		2.23	2.36	2.33	2.48	2.48	2.38
Coke							
C. fijo	80.8	81.2	80.4	80.3	81.1	80.7	80.5
Cenizas	18.1	17.6	18.4	18.8	18.1	18.1	18.3
S	1.08	1.09	1.06	1.07	1.06	1.07	1.11
M. volatil	1.12	1.09	1.05	0.87	0.85	1.10	1.11
Estabilidad	57.7	56.8	55.7	57.3	55.4	55.0	57.0

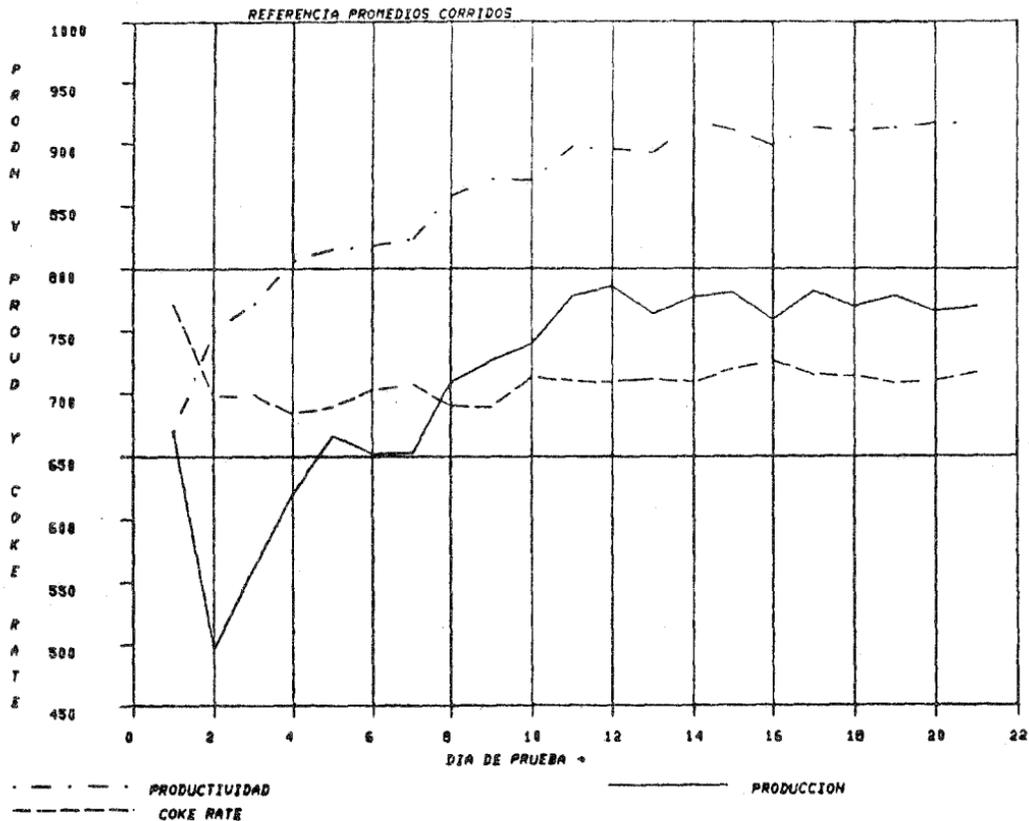


FIG. 8

TABLA XI

INDICES TECNOLOGICOS OBTENIDOS EN LA PRUEBA

	PERIODO BASE	PRUEBA 1 15% FeE	PRUEBA 2 25% FeE	PRUEBA 3 35% FeE	PRUEBA 4 30% FeE
Producción t/d	779	972	1065	1165	1128
Incremento (%)	-	25.0	37.0	49.5	48.0
Productividad t/d neto	894	1013	1095	1246	1181
Incremento (%)	-	13.0	22.0	39.0	32.0
Consumo de coque Kg/t A	698	596	546	485	531
Decremento (%)	-	14.6	21.8	30.5	23.9
Consumo de coque+ (corregido) Kg/t A	698	592	553	506	520
Decremento (%)	-	15.0	21.0	28.0	26.0
Metalización (%)	0	17.7	28.7	38.5	35.4

+ El consumo de coque se corrigió para uniformizarlo respecto al período base.

TABLA XI

(Continuación)

INDICES TECNOLOGICOS OBTENIDOS EN LA PRUEBA

	Prueba 5 35% FeE	Prueba 6 15% FeE
Producción t/d	1039	1046
Incremento (%)	33.0	34.0
Productividad t/d neto	1149	1050
Incremento (%)	28.0	17.0
Consumo de coke Kg/t A	532	583
Decremento (%)	23.8	16.5
Consumo de coke ⁺ (corregido)Kg/t A	534	581
Decremento (%)	23.5	16.7
Metalización (%)	39.2	18.0

27/MAR/70 10:33 HRS

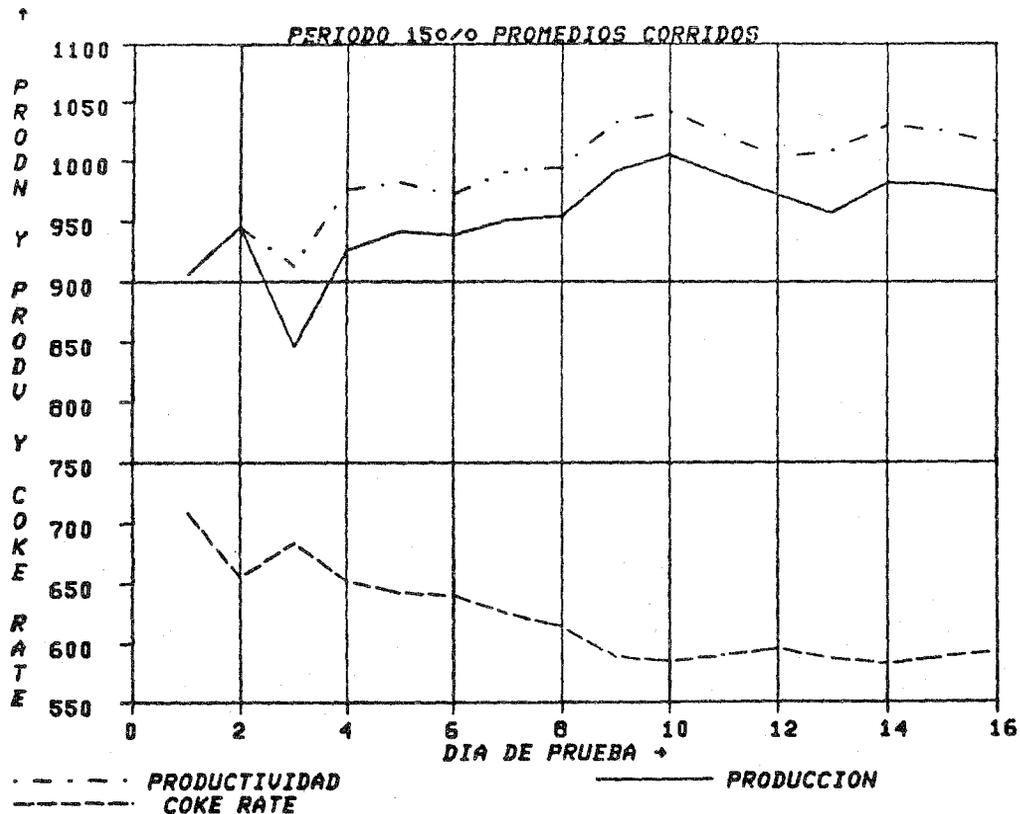


FIG. No 9

9.5.- Análisis de Resultados Vía computadora: Para la realización de este estudio se calcularon promedios acumulativos" de productividad y producción; para el consumo de coque se tomaron promedios ponderados y cerridos, debido a que el consumo de coque se expresa como una propiedad intensiva. Al graficar los resultados obtenidos se puede observar que después de un cierto número de días, diferente para cada período los promedios permanecen estables, siendo por lo tanto representativos para -- tales períodos.

9.5.1.- Período de Referencia: Bajo esta técnica de análisis los datos presentan valores estables después de ca--terce días de operación, mismos que se indican en la Figura 8.

9.5.2.- Período Inicial de 15%: La Figura 9 muestra que al incorporar el 15% de Hierro Esponja en la carga se -- requirió de solamente nueve días de operación para que los pro--medios alcanzaran valores estables, lo que revela cierta mejoría en la operación del horno.

9.5.3.- Período del 25%: Para este período se ob--serva un consumo de coque estable desde el cuarto día de operación; por el contrario, la productividad y producción mejoraron lige--ramente hasta estabilizarse después de trece días. Los datos se--muestran en la Figura 10 a y 10 b.

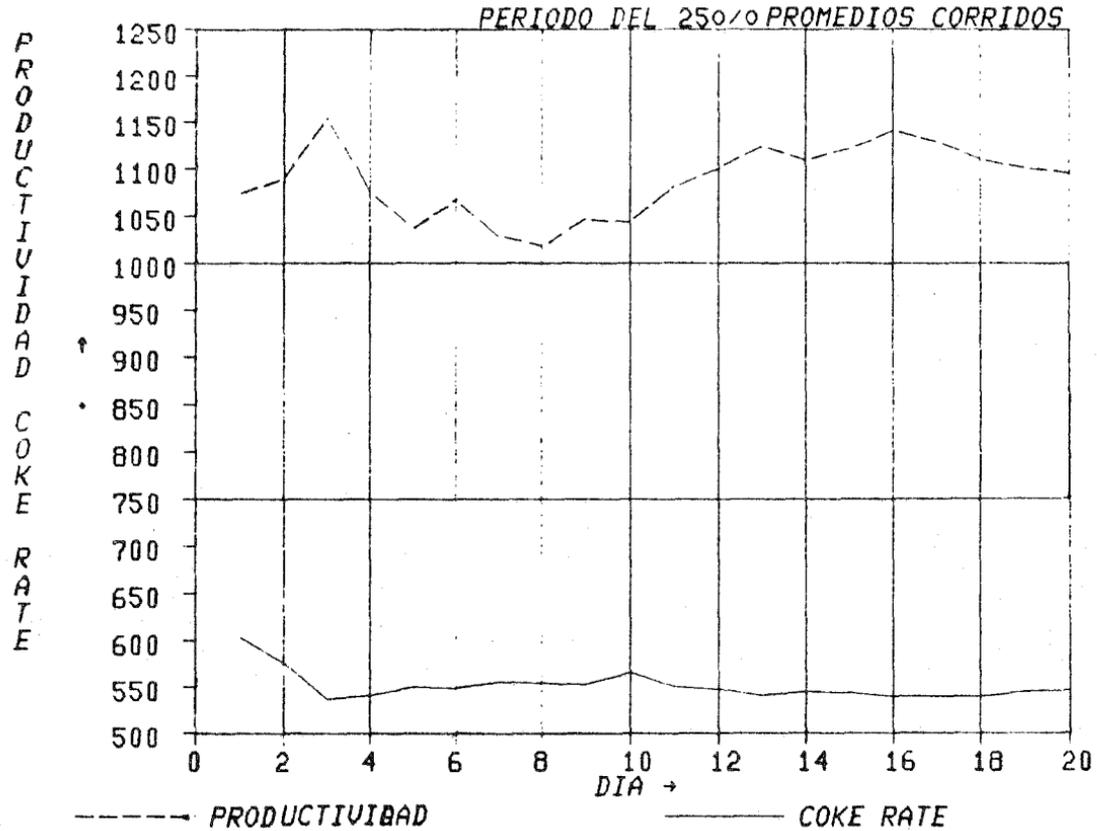
9.5.4.- Período del 30%: Aunque este período tuvo una duración de seis días, los datos indican una operación más e--menor estable. (Ver Figura II).

9.5.5.- Período del 35%: Este período al igual -- que el del 30% fué de corta duración; sin embargo, como se puede observar en la Figura 12 los valores de producción, productivi--dad y consumo de coque alcanzan valores estables.

9.5.6.- Período de 15% (Bis): En este período de--verificación se obtuvieron valores estables de producción, pro--ductividad y consumo de coque, según se muestra en la Figura 13.

* Se trabajó con este criterio para eliminar la -- interferencia que se presenta debido a las variaciones de los -- datos diarios.

30/ABR/78 15:38 HRS



30/ABR/78 15:44 HRS

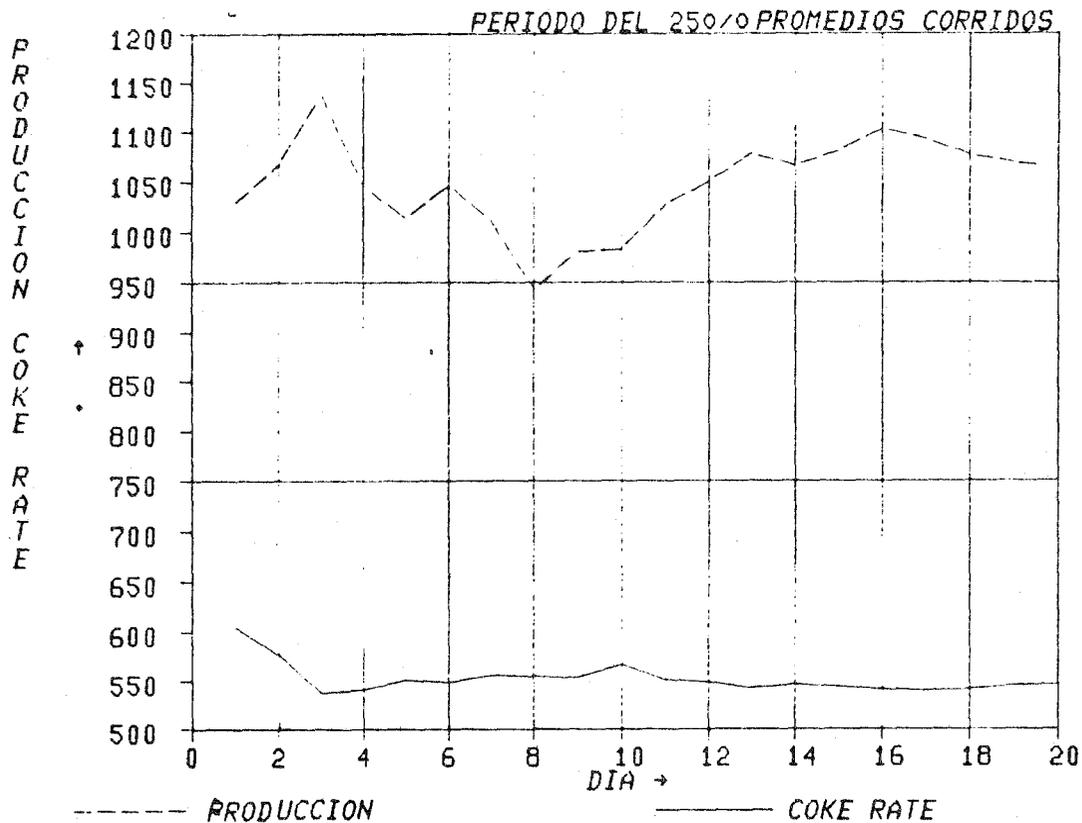


FIG. 10b

Adicionalmente se desarrolló un estudio de correlación múltiple para los diferentes períodos de la prueba, tomando en cuenta los parámetros de operación que tuvieron un valor - alto en la correlación simple practicada; se relacionó como variable dependiente el consumo de coque/t A. Los parámetros considerados son:

Temperatura soplo ($^{\circ}\text{C}$)	- T
Humedad soplo (gr/m^3)	- H
Consumo Dolomita ($\text{Kg}/\text{t A}$)	- F
Silicio en Arrabio (%)	- S
Estabilidad de coque (%)	- E
Carbón fijo de coque (%)	- C
Volumen de escoria ($\text{Kg}/\text{t A}$)	- V
Consumo de coque ($\text{KG}/\text{t A}$)	- Y

Las ecuaciones encontradas:

Para el Período Base:

$$Y = -1.34T + 6.59 - 0.50F - 5.28S - 25.29E - 51.21C + 1.31V + 6832.9$$

Para el Período con 15% de FeE:

$$Y = 0.51T - 19H + 1.28F + 396.8S + 8.14E + 96.43C + 0.865V - 8732.6$$

Para el Período con 25% de FeE:

$$Y = 2.37T - 1.07H + 0.65F + 48.45S + 16.37E - 42.47C + 0.45V + 10132$$

Para el Período con 30% de FeE:

$$Y = -0.39T - 0.50F - 82.65S + 2.20V + 280.3$$

Para el período con 35% de FeE (primero):

$$Y = 0.76T + 0.08F + 93.10C + 0.22V - 7658$$

Para el Período con 35% de FeE (segundo):

$$Y = 0.18T - 0.65H + 0.369F + 0.81S + 0.41E + 18.90C + 1.2V - 1597.6$$

Para el Período con 15% de FeE (segundo)

$$Y = 0.28F - 137.9S + 29.75C + 3.63V - 2901$$

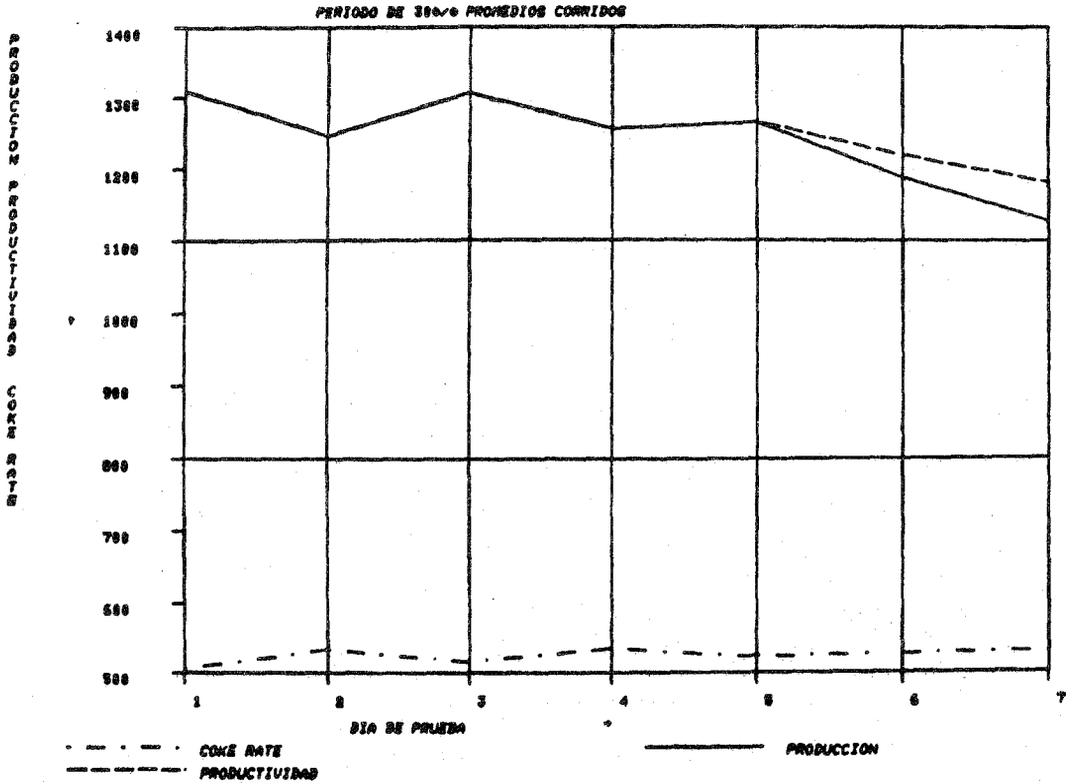


FIG. II

PRIMER PERIODO DE 350°C PROMEDIOS CORRIDOS

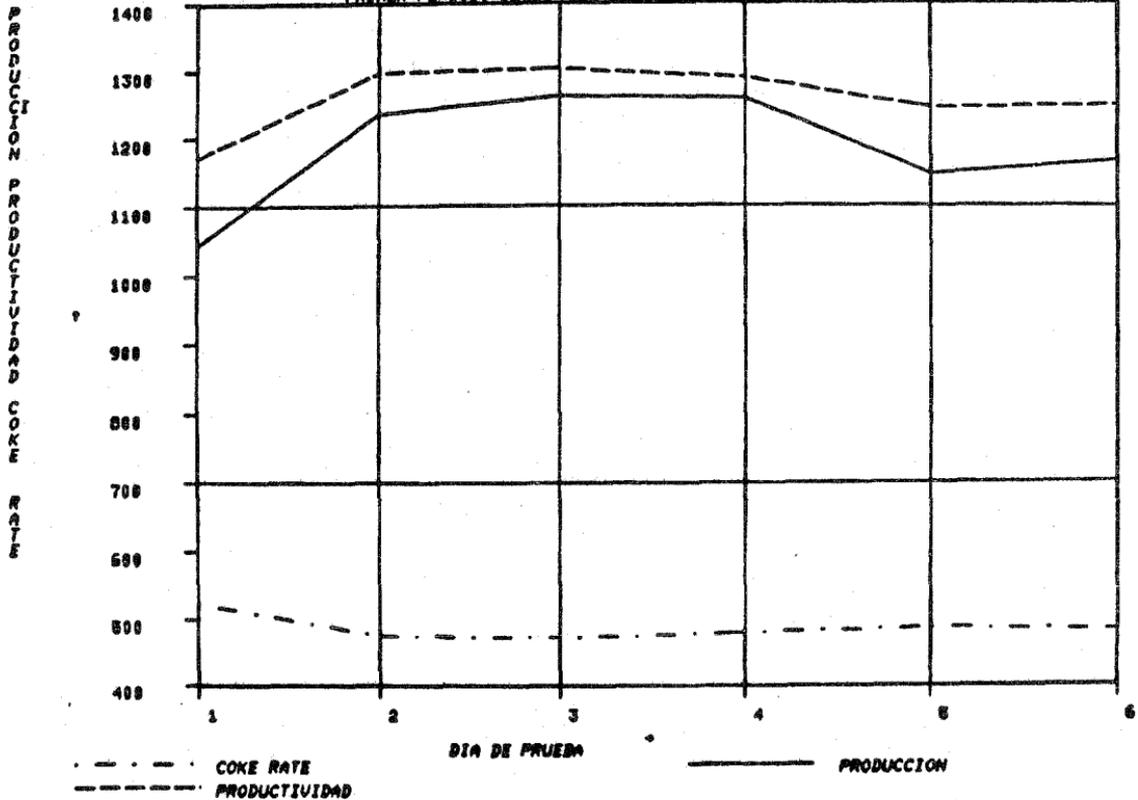


FIG. 12

SEGUNDO PERIODO DE 150/0 PROMEDIOS CORRIDOS

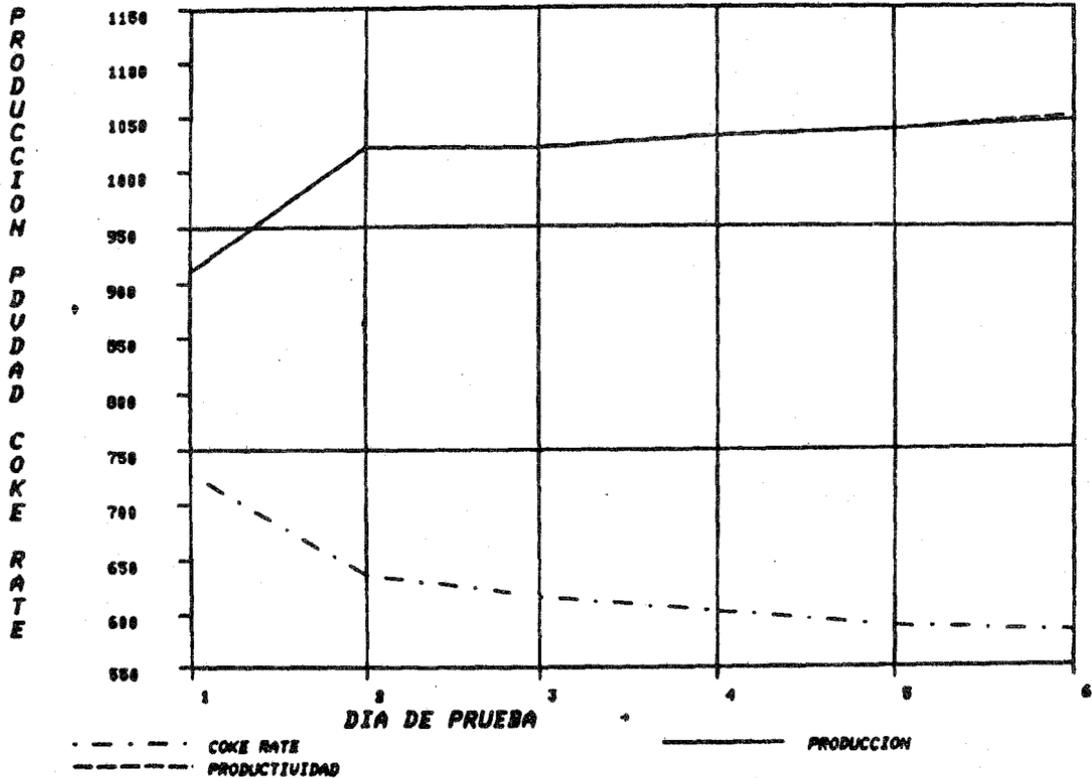


FIG. 13

El objetivo básico de este estudio fue el encontrar cómo estuvieron relacionados los diferentes parámetros de operación en cada uno de los períodos de prueba.

9.6- Aumento en Productividad: La productividad aumentó al incrementar el porcentaje de Hierro Esponja en la carga.

Graficando el aumento de productividad contra el porcentaje de metalización para cada uno de los períodos de la prueba, se encuentra que por cada 10% de metalización de la carga corresponde en promedio de un 8.7% de aumento de productividad. Tales resultados se ilustran en la Figura 14.

En el rango de metalizaciones más altas algunos puntos tienen aumentos de productividad ligeramente más elevados, que pueden deberse a :

9.6.1.- Alimentación de Sinter de mayor calidad (Sinter estandar).

9.6.2.- Sustitución casi total del mineral en trozo.

9.6.3.- Contenidos de azufre en el arrabio ligeramente superiores a los de los otros períodos.

9.7.- Reducción en Consumo de coke: La disminución en el consumo de coke/t arrabio fue de 6.6% (promedio) por cada 10% de metalización de la carga.

En la Figura 15 se indican los valores de los diferentes períodos de prueba.

Durante todo el desarrollo de la prueba la tendencia general fue a disminuir y permanecer estable a medida que transcurrieran los períodos.

9.8.- Secuencia de Carga: La secuencia de carga durante el período de referencia correspondió a CC MM/ CC MM; al comenzar a

* Clave: C . coke

M - Mineral (sinter ó trozo ó FeE)

P - Dolomita

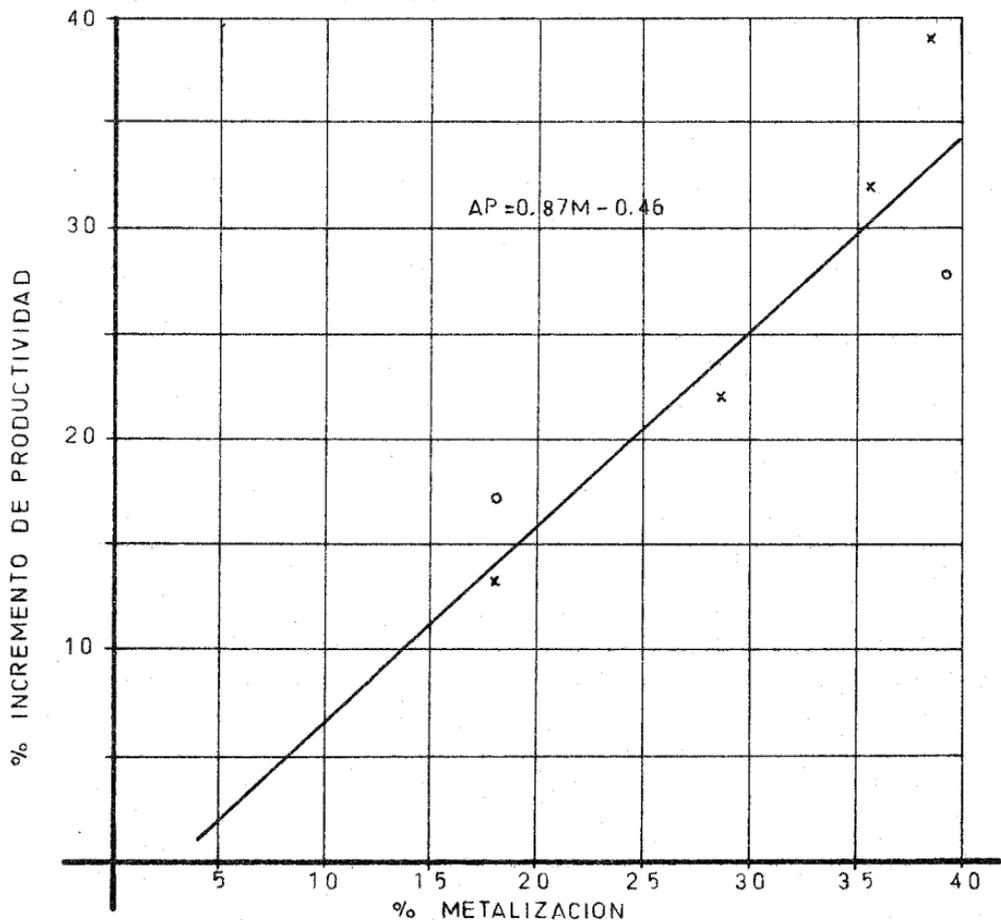


FIG.14 INCREMENTO PRODUCTIVIDAD DURANTE LA PRUEBA

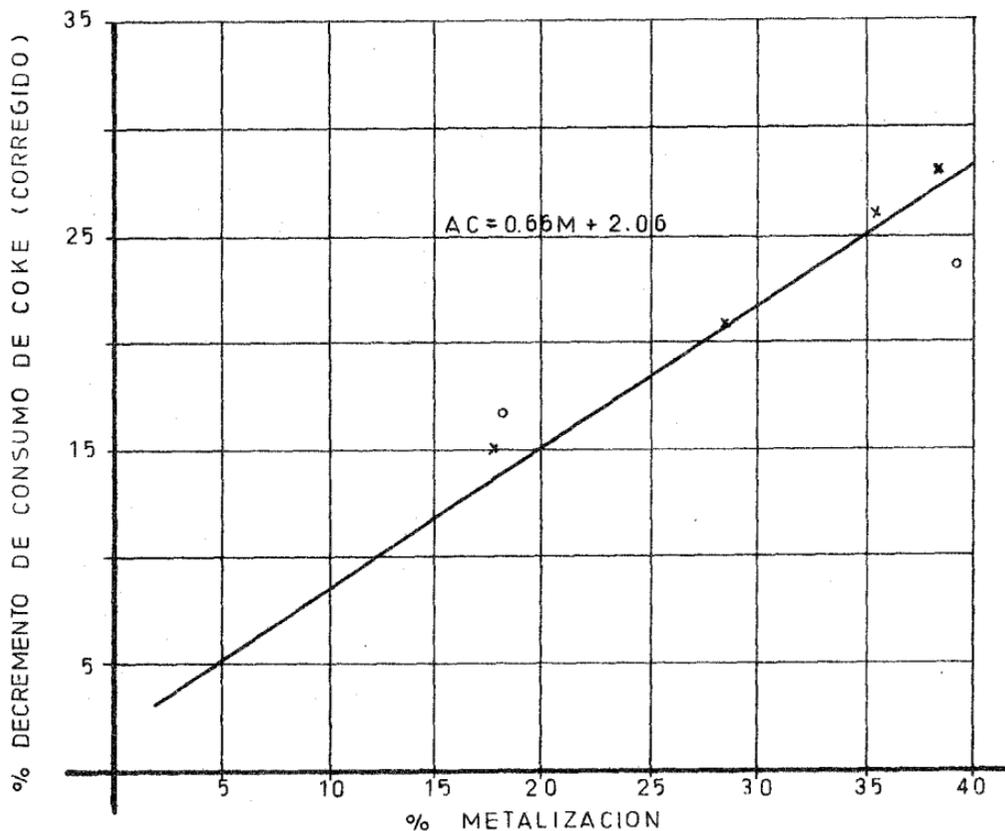


FIG. 15 INDICE DE AHORRO DE COKE (CORREGIDO) DURANTE PRUEBA

cargar el FeE la secuencia inicial fue $\frac{F}{MM}/300$, invirtiéndose durante la parte inicial de la prueba con objeto de conseguir un mejor aprovechamiento del gas ascendente y una buena permeabilidad en la carga. Finalmente se encontró que con la secuencia $\frac{P}{CM}/CCM$ se tenía una buena eficiencia en el gas ascendente y se mejoraba la permeabilidad, manteniéndose tal secuencia a todo lo largo de la prueba.

Los problemas encontrados al inicio se pueden resumir en:

- 1.- El ajuste práctico de la relación mineral/coke.
- 2.- Limitaciones en la capacidad del equipo de carga.
- 3.- Ubicación del FeE en el programa de carga con objeto de distribuirlo uniformemente dentro del horno.
- 4.- Espesor de las capas de coke y mineral.

9.9.- Comparación de Resultados AHMSA con Otras Pruebas de Este Tipo: Los resultados obtenidos en la prueba descrita en este reporte se comparan con los resultados publicados en la literatura técnica. La Figura 16 muestra los índices de aumento en productividad y ahorro de coke de las pruebas de STELCO, Bureau of Mines, U.S. Steel, Nippon Kikan, y otras; los resultados obtenidos van desde 6% a 10% de aumento de productividad por cada 10% de Fe metálico en la carga, y referente a coke, los índices varían de 5% a 7% por cada 10% de Fe metálico en la carga.

Para AHMSA la línea de resultados de aumento de productividad está situada ligeramente arriba del área de los resultados de otras pruebas. El valor es en promedio de 12.9% por cada 10% de Fe metálico en la carga.

En relación a la disminución en el consumo de coke la línea de AHMSA está localizada también superiormente con respecto al área de resultados de otras pruebas. Por cada 10% de Fe metálico en la carga, la disminución en el consumo de coke es de 11.1%.

Los resultados AHMSA están efectuados considerablemente por el tipo y calidad de las materias primas sustituidas por el FeE; ya que, si se reemplaza Sinter ó mineral en trozo de alto contenido de ganga por un FeE con un contenido de gan

---ga por un FeE con un contenido de ganga muy bajo, el beneficio aparente es mayor que si se reemplazan pellets de alto horno de bajo contenido de ganga por FeE. Esto mismo puede aplicarse a coke de bajo carbón fijo, que es el caso de AHMSA.

9.10 - Referente a la Generación de Polvo de Colector: Se observa un decremento gradual a medida que se va sustituyendo el mineral en trozo por FeE. Cabe mencionar que en el período del 15% se cambió la granulometría tanto del sinter "chico" como la del FeE (de 3/16" a 1/4") lo que definitivamente influyó en los Kg/t arrabio del polvo. Como dato adicional, se encontró que al cribar a otro tamaño más grande no se aprovecharon 8000 toneladas por mes de sinter "chico".

9.11 - Aplicación del concepto de metalización equivalente en el Alto Horno: Los resultados obtenidos en esta prueba revelan mayores ventajas que las obtenidas en otros estudios. Lo anterior se puede justificar por el efecto combinado de 2 causas; la primera de ellas es la baja calidad de las materias primas utilizadas durante la prueba y la segunda se puede deber al aumento de metalización que experimenta FeE por reducción de la wüstita con el carburo de hierro del mismo. Recientes investigaciones han demostrado que el carburo de hierro (Fe_3C) del FeE HYL reduce eficientemente al óxido de hierro (FeO) remanente del mismo, aún en estado sólido, cuando éste se calienta a temperaturas superiores a los $600^{\circ}C$; lo anterior resulta en un aumento en la metalización y una disminución en el contenido de carbón, de tal suerte que se puede hablar de una equivalencia -- entre carbón y metalización; el factor de equivalencia depende de la fracción del carbón consumido que produce CO_2 , teniendo un valor mínimo de 5.3 cuando dicha fracción es cero; por otra parte, un análisis teórico de la utilización de prereducidos en el Alto Horno realizado por el IRSID indica que tanto la disminución en el consumo de coke como el aumento en productividad que resultan de la utilización de FeE en el Alto Horno son debidas al arribo de hierro metálico a la zona de reducción de wüstita (esta zona se encuentra aproximadamente a $1000^{\circ}C$).

Dentro del alto horno el FeE experimenta un calentamiento continuo por lo que la metalización del mismo puede aumentar por lo descrito anteriormente, y llegar a la zona de reducción de wüstita con un contenido mayor de hierro metálico; -- esto aumentaría los beneficios obtenidos por su utilización.

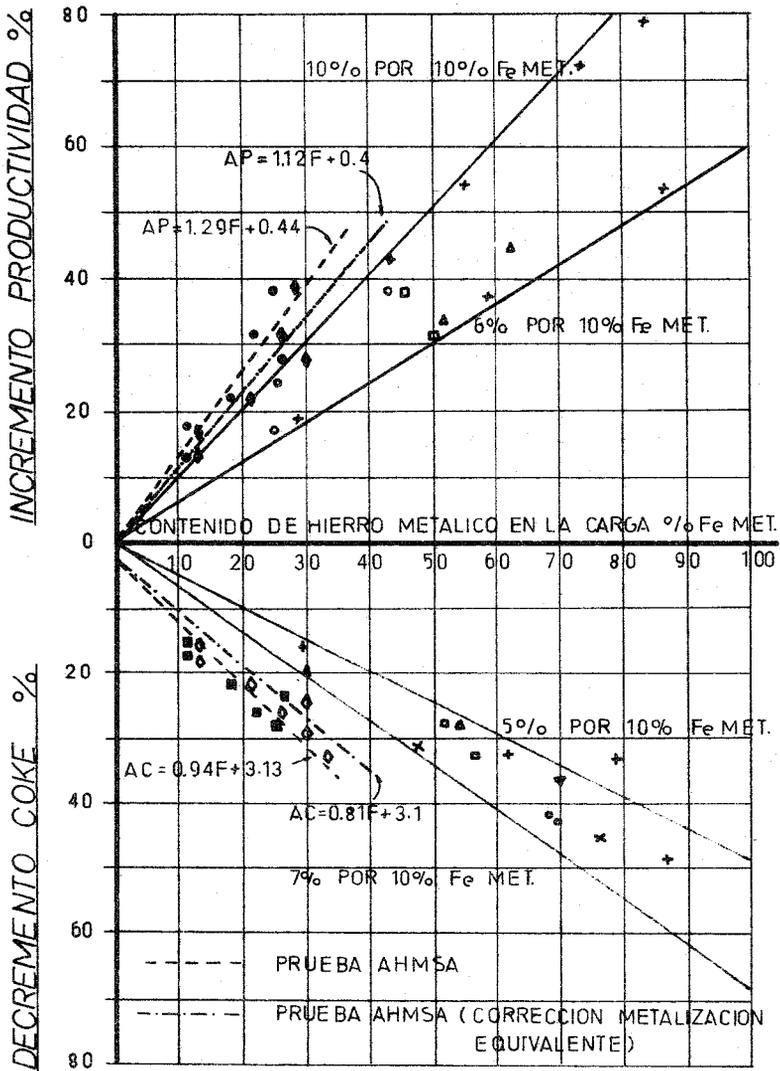


FIG. 16

CLAVE

□	FINE, WOOLF, BERNSTEIN _____	1964
×	WOOLF _____	1965
○	PEART, PEARCE _____	1965
△	OSTROWSKI, WOOLF, PEARCE _____	1966
+	MIYASHITA, OTSUKI _____	1971
▽	WHITE, STUBBS, RYGIEL, HARRIS _____	1972
●	AHMSA _____	1978
◆	AHMSA (con metalizacion equivalente) _____	1978

Por lo discutido anteriormente, se corrigió el factor de equivalencia (5.3) entre carbón y metalización. Los puntos experimentales corregidos, así como la línea de ajuste de los mismos se presentan en la Figura 16. Se puede ver en la misma Figura que después de hacer esta corrección los resultados se acercan más a los reportados por otras fuentes.

Experimentos realizados a escala laboratorio se-portan el análisis anterior; actualmente se continúan haciendo - investigaciones al respecto.

10.- CONCLUSIONES:

10.1 - El FeE demostró ser, hasta los niveles experimentados, un material adecuado para la operación normal del alto horno. Comparativamente, la operación se mejoró entre el - período de referencia y los períodos de prueba; descenso más uni-forme de la carga y menor número de "checks" fueron los paráme-tros en los cuales se observó repercusión más notable.

10.2 - El consumo de coke/t A presenta las si----guientes características: por cada 10% de metalización en la car-ga, se obtiene en promedio un 6.6% de ahorro de coke.

10.3 - Respecto al aumento de productividad expe-perimentado durante la prueba se puede concluir que:

10.3.1.- Por cada 10% de metalización de la carga se obtiene en promedio un 8.7% de aumento de productividad.

10.3.2.- Sin embargo, a porcentajes relativamente altos de metalización -30% al 40%-el aumento de productividad es más pronunciado que a bajas metalizaciones.

10.4 - La calidad de las materias primas usadas en el alto horno juega un papel determinante en los valores de los - índices de productividad y consumo de coke/t A; en este aspecto - los resultados obtenidos de la prueba en AHMSA tienen valores su-periores a los reportados por otras plantas, pero se deben básicame-ntemente a la calidad de las materias primas empleadas en la prueba.

10.5 + La buena calidad del arrabio obtenido fue - causada básicamente por los siguientes factores:

10.5.1.- Disminución del coque consumido/t A, que se traduce en menos kilogramos de ganga y azufre por tonelada de arrabio, es decir no hay los mismos requerimientos de volumen y basicidad de escoria.

10.5.2.- Elevada calidad del pelet a partir del cual se elaboró el FeE; el pelet de Alzada está considerado actualmente en el ámbito Nacional como el de más alta calidad, dadas sus propiedades de baja contracción a elevadas temperaturas, su carácter superfundente con anexión de MgO.

10.6.- El manejo del FeE requiere de ciertas normas básicas que es necesario mantener durante su transporte y almacenamiento con objeto de evitar ignición de éste. Limpieza meticulosa de los fines generados durante su transporte, evitar al máximo el contacto con agua y materiales calientes, tales como el Sinter, forman la experiencia obtenida durante la prueba, misma que puede ser aprovechada si se va a construir una planta HYL dentro de las instalaciones existentes en AHMSA.

Con esta conclusión se quiere enfatizar que al manejar FeE se deben de tomar precauciones especiales, que actualmente no se consideran al transportar y almacenar las materias primas estandar de los altos hornos.

Dentro de las particularidades que presentó el FeE en su manejo se pueden enunciar las siguientes:

10.6.1.- El FeE a su recibo tenía 7.3% a -6 mm.

10.6.2.- Debido a que el sistema de manejo de materiales en AHMSA no estaba preparado para transportar FeE, se tuvo una cierta degradación durante su transporte hasta las telvas del Alto Horno.

10.6.3.- La falta de experiencia en cuanto al manejo de FeE causó que se prendiera en algunas ocasiones este material; es de especial mención la facilidad con que se encienden los fines generados durante el manejo.

10.6.4.- Si se toman como válidos los promedios de los análisis químicos del FeE a su recibo y consumo en el Alto Horno, se encuentra que ocurrió una reoxidación del 2%.

10.7.- Es necesario realizar un estudio de facti-

---bilidad económica con objeto de determinar, a nivel Nacional, hasta qué porcentaje resulta costeable la incorporación de pre-reducidos en los altos hornos de SIDERESA. La localización y tamaño de la planta serán los puntos de estudio.

10.8.- Dentro de las alternativas técnicas enfocadas a lograr un aumento de la productividad y disminución en el consumo de coke se deben explorar diferentes caminos para tal fin: dentro de éstos se encuentran: mejoramiento de las materias primas del alto horno, altas temperaturas de sopleo, inyección de combustibles auxiliares y lograr prácticas operatorias más eficientes; después de agotar estas técnicas, la incorporación de materiales prereducidos en la carga del alto horno resulta atractiva en las condiciones actuales de AHMSA.

CAPITULO TERCERO

EVALUACION ECONOMICA DE LA PRUEBA DEL
USO DE Fe ESPONJA EN EL ALTO HORNO No. 2.

EN AHMSA.

EVALUACION ECONOMICA DE LA PRUEBA.

Para la valuación económica de la prueba del uso del Fierro Esponja HYL como carga en los Altos Hornos, se decidió seleccionar los renglones más significativos que sufrieron cambios en relación a un "período de referencia" de 29 días de operación del A.H. No. 2 (del 10. al 29 de Enero).

Las variables seleccionadas fueron las siguientes:

- 1.- Cocue Rate
- 2.- Producción
- 3.- Carga Metálica
- 4.- Fundentes-Dolomita
- 5.- % de desperdicio o escoria
- 6.- Merma y Pérdidas del Fierro Esponja durante la prueba.

Algunas variables fueron ajustadas por índices técnicos de tal forma que se hicieron comparables los períodos de prueba con el período de referencia, y así obtener un análisis adecuado de los resultados.

Los renglones citados son los de mayor impacto en los costos, pero no dejan de ser importantes otros como: mantenimiento y reparación, servicios, combustibles, bonos, refractarios, chatarra, etc., que por las mismas condiciones de la prueba no fué factible su medición objetivo y, por lo tanto, se consideraron sin cambio para todos los períodos.

La evaluación de la prueba se circunscribe al resultado de la misma y, por lo tanto, no es una muestra representativa de lo que podría obtenerse en situaciones normales de actividad tanto económica como operativa del A.H. No. 2. Como ejemplo, podemos citar el precio del Fierro Esponja HYL el cual se estableció en base a un convenio de intercambio entre AHMSA-HYLSA y, no representa el precio real en situación de compra o producción.

Los resultados de la prueba están condicionados por las características de materiales, equipo, etc., que prevalecieron durante la misma tal y como se menciona en el estudio técnico. Por ejemplo: la calidad de las materias primas, las condiciones del Alto Horno, etc.

RESULTADOS.

Se utilizó en la prueba sinter chico recubido de los A.H. 3 y 4 mineral trozo homogenizado de la Perla Minas de Fierro, y Fierro Esponja HYL con el contenido en Fe que se presentan en tabla X del reporte técnico.

Se consiguió un incremento de productividad de 8.7% por cada 10% de metalización incluyendo todas las pruebas. Considerando que por el comportamiento no proporcional en las últimas pruebas, y dado ciertas condiciones que prevalecieron, se decidió descartar los 2dos. períodos de 35% y 15% de Fierro Esponja HYL, por ser poco representativo. El consumo de coque disminuyó un 6.6% por cada 10% de metalización de acuerdo al análisis de correlación Ver Figura No. 8 y No. 9

En lo que se refiere a fundentes, el consumo de Kg. dolomita/ton. de arrabio disminuyó desde el 40% para el primer período de 15% FeE HYL hasta el 75% en la prueba de 35% de Fe Esponja HYL en la carga.

La variación en el costo del arrabio por la influencia del Fe Esponja HYL en la carga y sus repercusiones separadas en el coque, dolomita, volumen de escoria se muestran en la tabla 1.

En la tabla 1 se observa que el incremento en el costo al pasar de una prueba a otra no sigue una tendencia ascendente. La curva muestra un comportamiento más hacia estabilizarse. El costo es poco sensible a cambios en el % de FeE HYL en la carga.

En la tabla No. 2 se muestra el impacto en contribución marginal (utilidad) que nos arrojó cada uno de los porcentajes de Fe Esponja HYL en la carga. Además, se incluyen los días de transición que hubo entre cada prueba realizada. Estos últimos no son representativos para tomar una decisión sobre los resultados de la prueba. Este análisis incluye por separado el efecto por Ton. en la utilidad tanto por el costo como por la producción.

En la figura No. 1 se muestra el incremento en -- contribución marginal (utilidad) por tonelada, separando el efecto en el costo del arrabio y el efecto en la utilidad por el incremento en producción. El efecto en el costo tiende a ser proporcionalmente menos creciente en porcentaje que el efecto por el incremento en producción, la cual crece aprox. \$170/Ton. por cada 10% de FeE HYL en la carga.

El resultado neto de la utilidad como puede observarse, está influenciado en gran parte por el incremento en producción. Mientras el costo por otro lado tiene un efecto pequeño. Lo anterior se explica en la tabla 1, donde se observa que el incremento en % de FeE HYL en la carga provoca un incremento menos que proporcional en el consumo en Kgs/Ton de arrabio del mismo.

El mismo efecto anterior lo podemos ver en el -- consumo de Kgs. sin-ter/Ton. de MC. Esto se debe al contenido de Fet del mineral que se sustituyó (trozo) en relación en el -- FeE HyL.

Del análisis de los resultados en dichas tablas se observa que el primer período de prueba de 35% FeE HyL en la carga es la que representa mayor incremento en utilidad por tonelada de arrabio. Los datos no consistente, por lo que no debenser considerados como datos válidos para las decisiones de factibilidad. Los días de transición tienen la misma consideración.

CALCULO MERMA FeE HyL

Se embarcaron de HYLSA Puebla en góndolas de ferrocarril 42,870.9 Tons. de Hierro Esponja HyL. El total cargado en los Altos Hornos fué de 37,900 Tons., la diferencia son 4,970.9 Tons. (11.6%) de merma del total de Hierro Esponja HyL embarcado de Puebla. Estas meras se originaron durante el trayecto y en el manejo interno del material dentro de la Planta. Además se incluyen las pérdidas por incendio del Hierro Esponja HyL.

Los finos de Hierro Esponja HyL se usaron en la -- Planta de Sinter, y por ello son recuperables como finos de mineral.

DETERMINACION DE LA PERDIDA POR PERDIDAS
DEL FeE HYL USADO EN LA PRUEBA.

	<u>Tons.</u>	<u>%</u>	<u>valor (Miles\$)</u>
Envío de Puebla - \$ 1,100.00/Ton.	42,870.92	100.0	\$47,158
Consumo			
Alto Horno 2	35,523.00		
Alto Horno 3	<u>2,377.00</u>		
Consumo	<u>37,900.00</u>	<u>88.4</u>	<u>41,690</u>
Merma Total	4,970.92	11.6	5,468
For manejo			
1.- Góndola recibida caliente	60.00		
2.- Falla compuerta tolvas vía elevada	120.00		
3.- Bandas y criba Hernán Cortés	300.00		
4.- Rotura banda Q y falla de sincronización.	250.00		
5.- Quemado en tolva 8	<u>900.00</u>		
Total por manejo	<u>1,630.00</u>	3.8	
Total por material (finos de FeE)	<u>3,340.92</u>	<u>7.8</u>	
Recuperación - \$154.96/Ton.	<u>4,970.92</u>		<u>\$ 770</u>
Neto.			<u>4,698</u>

CONCLUSION ECONOMICA

De acuerdo al análisis económico de los resultados de la prueba del uso de FeE HyL en la carga del Alto Horno 2 se concluye que la prueba fué rentable en las condiciones en que se desarrolló.

El resultado económico fué el siguiente:

	Tens.	Valor.
Incremento en contribución marginal a Arrabio Tabla No. 2		Valor (MILES DE \$) \$ 35,029
Merma por finos, incendio, etc. del FeE HyL:		
	1,630.00	
Por manejo	3,340.92	
Por material	<u>4,970.92</u>	
Precio de intercambio	<u>\$1,100.00</u>	\$5,468
Recuperación		770
Total por Merma		\$ 4,698
Resultado Neto de la Prueba		<u><u>\$30,331</u></u>

INTERPRETACION A FIGURA 1

En la figura No. 1 se observa que existe una relación creciente entre el % de FeE HyL en la carga y la utilidad en \$/Ton. Esto es, cada vez que se incrementa un 10% adicional de FeE HyL en la carga la utilidad de las pruebas hechas, la de mayor porcentaje es la que mas conviene para AHMSA, en cuanto a la utilidad.

La curva de incremento en contribución marginal -- tiene a formar una parábola con un máximo, que se estabiliza formando una horizontal. Con los % alcanzados por la prueba y su trazo en la curva, no es factible hacer una inferencia adecuada arriba del 35% de FeE HyL en la carga, pero es posible hacerle con base en la literatura existente de pruebas similares.

NOTA: Para tomar la decisión del uso del FeE en AHMSA se debe estudiar y comparar la factibilidad de otras inversiones como son: La apertura de una nueva mina de carbón, cocuizadora, etc.

MINERA - RUMICOMA

CALCULO COSTO DE ARREMBIO PERIODO DE REFERENCIA VS. PERIODO L O DE Fe. ESPONJA EN LA PRUEBA.

KGS/MC - PESOS/TON.

Tabla 1

Periodo	B I N T E R			PELTA TROZO (Homogenizado)		Fe. ESPONJA		CIRCA NAVALICA (1)		COQUE		BOLOWITA		COSTO OPERACION VALOR		TOTAL	INCREMENTO	
	%	KGS./TON.	VALOR	%	KGS./TON.	VALOR	%	KGS./TON.	VALOR	KGS./TON.	VALOR	KGS./TON.	VALOR	KGS./TON.	VALOR			
Ref.	60	1,048	260.2	40	675	123.7	-	-	-	1,723	323.9	698.0	734.8	135	19.4	143.8	1,284.0	
1	60	1,047	260.0	25	443	81.2	15	266	292.6	1,756	633.8	596.0	627.5	81	11.8	131.6	1,404.5	120.5
2	60	957	237.6	15	238	43.6	25	400	440.0	1,595	721.2	546.0	574.8	53	7.6	131.6	1,406.4	32.4
3	60	853	211.8	5	74	13.6	35	494	543.4	1,421	768.8	485.0	510.6	34	4.9	131.6	1,416.9	131.9
4	60	885	219.8	10	136	24.9	30	455	500.5	1,476	745.2	531.0	559.0	78	11.2	131.6	1,447.0	163.0
5	60	876	217.5	5	73	13.4	35	511	562.1	1,460	793.0	532.0	560.1	32	4.6	131.6	1,489.3	202.3
6	60	951	236.2	25	396	72.6	15	238	261.8	1,585	570.6	583.0	613.8	65	9.3	131.6	1,325.3	41.3
DIAS DE TRANSICION																		
30 Ene.	60	996	247.3	37	616	112.9	3	48	52.8	1,660	413.0	676	711.7	140	20.1	131.6	1,276.4	(7.6)
31 "	60	800	198.7	31	413	75.7	9	120	132.0	1,333	406.4	551	580.1	94	13.5	131.6	1,131.6	(152.4)
1 Feb.	60	922	229.0	28	429	78.6	12	185	203.5	1,536	511.1	630	663.3	104	14.9	131.6	1,320.9	36.9
2 "	60	967	240.1	27	428	78.4	13	216	237.6	1,611	556.1	660	694.9	74	11.3	131.6	1,393.9	104.9
19 Feb.	60	1,141	283.3	21	399	73.1	19	362	398.2	1,992	754.6	645	678.1	112	16.1	131.6	1,581.4	297.4
20 "	60	969	240.6	18	287	57.6	22	359	394.9	1,615	688.1	511	538.0	108	15.3	131.6	1,373.2	89.2
13 Mar.	60	845	209.8	11	149	27.3	29	415	450.5	1,409	693.6	476	501.1	37	5.3	131.6	1,231.6	47.4
17 Abr.	60	1,098	266.2	10	180	33.8	30	540	594.0	1,800	892.2	641	674.9	61	8.8	131.6	1,707.8	475.6
18 "	60	960	238.4	15	240	44.0	25	400	440.0	1,600	722.4	566	616.9	36	5.2	131.6	1,476.1	122.1
19 "	60	948	235.4	20	316	57.9	20	316	347.6	1,580	640.9	597	628.5	37	5.8	131.6	1,406.3	122.3
27 Abr.	78	1,306	330.7	16	285	51.9	6	98	107.8	1,747	496.9	642	675.9	75	10.7	131.6	1,517.1	58.1
28 "	89	1,505	373.7	6	98	14.0	3	84	92.4	1,687	484.1	659	693.8	15	2.1	131.6	1,341.0	27.6
29 "	90	1,458	362.1	3	61	14.8	5	81	89.1	1,620	466.0	601	632.7	-	-	131.6	1,250.3	(31.7)
30 "	90	1,625	403.3	5	91	16.7	5	91	100.1	1,807	520.3	681	717.0	1	-	131.6	1,308.9	84.9
1 May.	90	1,597	396.6	5	89	16.3	5	89	97.9	1,775	510.6	651	685.4	18	2.6	131.6	1,320.4	46.4

NOTAS:

1 - Se excluye la chatarra como carga

2 - Los días de transición son aquellos que se requirieron para elevar o bajar a un período planteado. Por lo tanto, solo se listan para fines de determinar el efecto en la utilización de la prueba del uso de Fe. esponja.

Control Planta

GLV/rmmas.

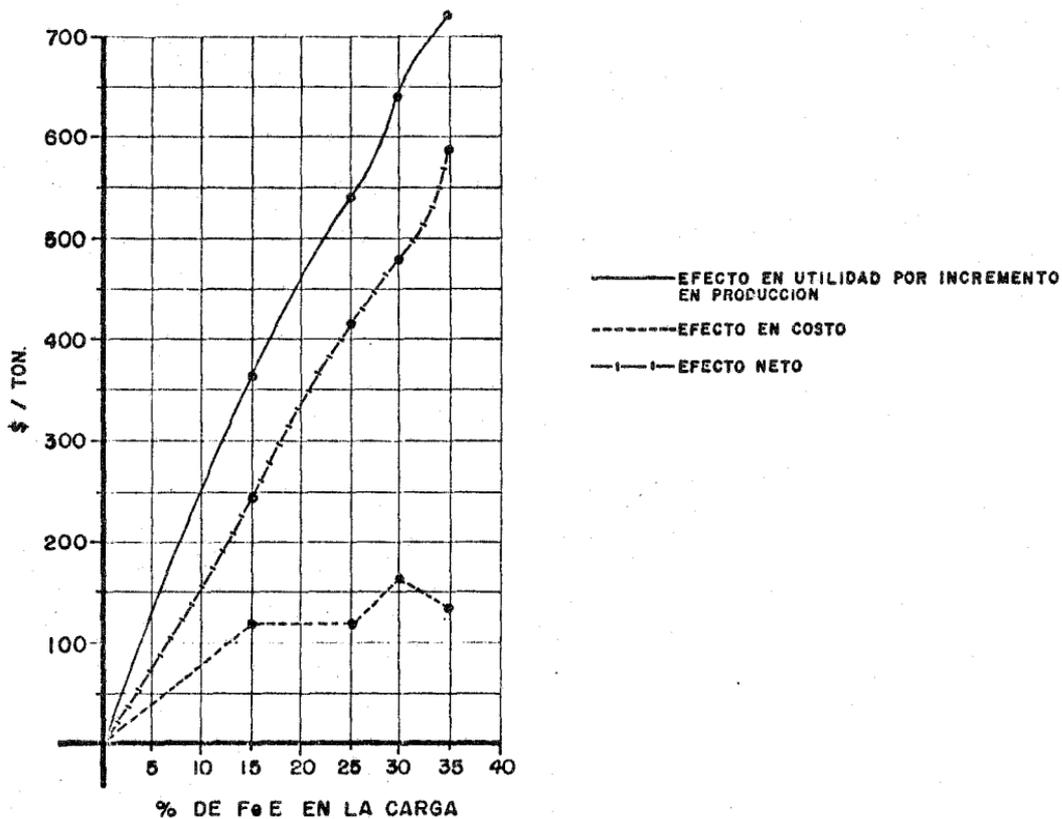
Mayo de 1970.

DETERMINACION DEL INCREMENTO EN UTILIDAD (CONTRIBUCION MARGINAL) CON EL USO DE Fe ESPONJA EN LA PRUEBA
(Miles de Pesos)

Periodo	Días Prueba	Δ En Prod/día de Arrabio		Δ En Contrib. Marg./Ton. de Arrabio			Tons. Producidas	Δ	En Tons./ Día a Pcto. Terminado
		%	Kgs.	Efecto Costo	Efecto Prod.	Efecto Neto		En Contrib. Marg. en Arrabio Valor	
REF	29	-0-	-0-	-0-	-0-	-0-	-0-	-0-	-0-
15%FeE	16	25	193	(121)	364	243	15,552	\$ 3,779	141
25%FeE	20	37	286	(122)	538	416	21,300	8,861	209
35%FeE	6	50	386	(132)	723	591	6,990	4,131	281
30%FeE	7	45	349	(163)	642	479	7,896	3,782	254
35%FeE	19	33	260	(205)	467	262	19,741	5,172	190
15%FeE	6	34	267	(41)	524	483	6,276	3,031	195
DIAS DE TRANSICION (1)									
30-Ene	1	13	98	8	197	205	877	180	71
31-Ene	1	28	215	152	464	616	994	612	157
1-Feb	1	35	269	(37)	529	492	1,048	516	196
2-Feb	1	26	204	(110)	386	276	983	271	149
19-Feb	1	25	192	(297)	327	30	971	29	140
20-Feb	1	66	511	(89)	978	889	1,290	1,147	373
13-Mzo	1	81	629	(48)	1,231	1,183	1,408	1,666	459
17-Abr	1	(15)	(118)	(424)	(186)	(610)	661	(403)	(86)
18-Abr	1	30	233	(192)	422	230	1,012	233	170
19-Abr	1	32	252	(122)	474	352	1,031	363	184
27-Abr	1	38	294	(33)	579	546	1,073	586	214
28-Abr	1	20	158	(28)	313	285	937	267	115
29-Abr	1	32	248	54	510	564	1,027	579	181
30-Abr	1	16	125	(85)	240	155	904	140	91
1-Mayo	1	10	76	(46)	148	102	855	87	55
Totales							<u>92,826</u>	<u>35,029</u>	<u>3,743</u>

NOTAS:

- (1) Los días de transición son aquellos que se requirieron para alcanzar o bajar a un período planeado. Por lo tanto, solo se listan para fines de determinar el efecto en la utilidad de la prueba,
- (2) El incremento en producción/día no considera el factor de ajuste que se hizo para obtener la productividad. Dicho factor intenta minimizar el efecto de demoras en los demás factores.
- (3) El incremento en contribución marginal se obtuvo en el proceso de arrabio. Esto es, se trasladó a la contribución marginal por Ton. de producto terminado a una equivalencia en tonelada de arrabio.



INCREMENTO EN CONTRIBUCION MARGINAL (UTILIDAD) POR TONELADA SEPARANDO EL EFECTO EN EL COSTO Y EL DEL INCREMENTO POR PRODUCCION

BIBLIOGRAFIA.

Bibliografía

- 1.- Agarwal J. C. and H.R. Pratt
The Thermodynamic Aspects of Using Partially Reduced Burdens.
Journal of Metals Pag. 224 Febrero 1966
- 2.- Agarwal J.C.
Projected Performance of a Blast Furnace With Prereduced Burdens.
Blast Furnace Technology, Science and Practice Pag. 375 - -
394
Published by Marcel Dekker, Inc. New York, N.Y. 1972.
- 3.- Anderson H.C., Skretting H., and Svana E.
Processing of prereduced Material in the Blast Furnace.
Proc. of the Meeting "Alternative Routs to Steel" ISI
Publ. London 1971
- 4.- Astier J., U. Kalling and J. Stalhed
The Use of Pre-reduced Materials in the Blast Furnace.
Part 1
Iromaking Tomorrow
- 5.- Bernstein N., J.L. Reuss, and P.L. Woolf
A Cost Comparison: Production and Smelting of Prereduce Vs -
Iron Ore Pellets.
Journal of Metals May 1966
6. Battelle Institut
Reduction Processes Outside the Blast Furnace ant Their Effect
on Future.
Processing of Prereduced Material in the Blast Furnace
IX - 12 a 20
- 7.- Celada J. y G.E. Mc Combe
HYL Direct Operation
AIME March 76
- 8.- Elliott J.F., J. Nauman y K. Sadrnezhaad
Heating and Melting of D-R Pellets in Hot Slag.
Abstract for 3rd. IISC, 61st. NOHBOS y 37 th. IC
April 16 - 20 1978
Pag. 112 y 113

- 9.- Fine M.M., N.B. Melcher And others
Prereduced Iron Ore Pellets: Preparation, Properties, Utiliza-
tion.
Bureau of Mines Bolletín 651
- 10.- Fine M.M., J.P. Hansen and Norwood B. Melcher
Prereduced Iron Ore Pellets: A New Blast Furnace Raw Material.
Bureau of Mines Report of Investigations 6152
- 11.- Gómez Sáenz-Messía J.
Prereducidos en el Alto Horno. Su Utilización e Influencia --
Económica en la Obtención del Hierro y del Acero.
Trabajo Presentado en la 3a. Asamblea General de CENIM
Rev. Metal. Vol. 10 No. 2 1974
- 12.- Hone M. and R.G. Ward
Reduction Tests on Prereduced Pellets Under Simulated Blast --
Furnace Conditions.
Journal of The Iron and Steel Institute February 1969
- 13.- Keiji Tsujihata, Isao Mitoma, Yajiro Fukagawa, Shin Hashimoto-
and Hideo Toda
Pre-reduced Material in Blast Furnace Charge.
Transaction ISIJ Vol. 10 1970
- 14.- König H.
Technical and Economical problems in the Treatment of Sponge -
Iron and Prereduced Ores.
BISI 10768 1972.
- 15.- König H.
Estudio Crítico del Proceso de Fabricación de Esponja de Hie--
rro y de la Rentabilidad de su Empleo.
Trabajo presentado a la 2a. Asamblea General de CENIM
Rev. Metal. Vol. 6 No. 3 1970 Pag. 278 - 286
- 16.- König H.
Influencia del Desarrollo de los Nuevos Procesos de Reducción-
Directa Sobre la Técnica Convencional de los Procesos Metalúr-
gicos.
Trabajo presentado a la 3a. Asamblea General de CENIM
rev. Metal. Vol. 10 No. 4 1974 Pag. 246 - 253

- 17.- Meysson N., A. Maaref and A. Rist
Use of Irerduced Pellets in Blast Furnaces Graphic Study.
Revue de Metallurgie, 1161 - 1179 December 1975
- 18.- Miller R. Jack
La Reducción Directa del Mineral de Hierro y el Empleo del Mi-
neral Prereducido.
Boletín Técnico de Finsider No. 302
Italia Abril 1972.
- 19.- Miyashita T. y Otsuki M.
Smelting Prerduced Pellet in an Experimental Blast Furnace.
Proceedings ICSP'75 Suppl. Trans. ISI, Vol. 11 1971
Pag. 104 a 108
- 20.- Ostrowski E.J., P.L., Woolf and F.J. Pearce
Experimental Blast Furnace Operatiene With Partially Reduced -
Pellets.
Blast Furnaes Theory
AIME Ironmaking Conference Pag. 99 - 103 1966
- 21.- Peart J.A. and F.J. Pearce
The Operation of a COMMERCIAL Blast Furnace With a Prerduced-
Burden.
Journal of Metals pag. 1396 a 1400 December 1965
- 22.- Rietsch W.B. y Michar F. Kreimendabl
Uso del Hierro Esponja en la Elaboración de Hierro.
Uso y Comercialización Pag. 233 a 239
ILAFA 1977
- 23.- Pkhvisnev A.N., Yu. S. Yusfin, N.F. Pashkov, Yu. A. Kbrenov,
L.M.
Tsiper, K.I. Kotov, I.I. Dyshlevish and A.I. Vasyuchenko.
The Use of Metallized Iron-Wüstite Agglomerates in Blast Fur-
nace Smelting.
Metallurg. No. 4 Pag. 10 - 13 Abril 1974
- 24.- Privalov S.I., G.N. Suntsov, V.V. Chervotkin, V.F. Svetlev, --
A.F. Shubin, V.I. Kyn'kov and E.I. Andreev.
Experiment on The Use of Metallized Pellets in the Blast Furna
ce.
Steel in the URSS

- 25.- Rice H. Owen
Performance of Commercial- Size Blast Furnaces on High Scrap -
Charges and Significance to the Use of Prereduced Ore.
Blast Furnace, Coke Oven and Ram Mat. Proc. AIME
1960 Pag. 7
- 26.- Rist A. and Meysson E.
Influence of the Size of the blas Furnace on the Results of --
Operations With Prereduced Pellets.
revue de Metallurgie Pag. 269 a 271
- 27.- White D.G., P.B. Stubbs, R.J. Ryziel and M.M. Harris
Improving Blast-Furnace Performance With HIB-Experimental-Blast
Furnace Results.
AIME Ironmaking Conference Proceedings V.3., April 9-11 -
1973.
- 28.- Wold P.L.
Blast Furnace Operation with Prereduced Burdens.
Journal of Metals February 1966
- 29.- Zhurakovskij B.L. et Alii.
Fusión de Ensayo de Pelets Metalizados en el Alto Horno Experi-
mental. Stahl und Eisen No. 5 Pag. 392 1968.