

3 2a,



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA

**EL USO DE LOS ENERGETICOS EN LOS PRINCIPALES
PROCESOS SIDERURGICOS**

T E S I S

**QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
INGENIERO QUIMICO METALURGICO**

P R E S E N T A :

RAUL VICTOR BANDA RIVAS

FALLA DE ORIGEN



MEXICO, D. F.

1990



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 está 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.

**EL USO DE LOS ENERGETICOS EN LOS PRINCIPALES PROCESOS
SIDERURGICOS**

I N D I C E

1.	OBJETIVO	PÁR. 1
ii.	INTRODUCCION	11
1.	ANTECEDENTES	
1.1	LA IMPORTANCIA DE LOS ENERGETICOS	1
1.2	LA INDUSTRIA SIDERURGICA INTEGRADA Y NO INTEGRADA	6
2.	LOS ENERGETICOS	
2.1	LOS ENERGETICOS USADOS EN LA INDUSTRIA SIDERURGICA	11
2.1.1	CARBON	16
2.1.2	GAS NATURAL Y COMBUSTOLEO	30
2.1.3	ENERGIA ELECTRICA	47
2.2	CARACTERISTICAS DE LA COMBUSTION	50
3.	CONSUMO ENERGETICO EN LOS PROCESOS SIDERURGICOS	
3.1	COQUIZACION	63
3.2	AGLOMERACION DE MINERALES DE FIERRO	75
3.3	REDUCCION DEL MINERAL DE FIERRO	88
3.4	ACERACION	101
4.	CONCLUSIONES	115
iii.	ANEXO A	118
iv.	BIBLIOGRAFIA	126

OBJETIVO

La presente tesis pretende demostrar, la importancia que tiene el hecho de realizar balances de energía, así como llevar a cabo una investigación respecto de los fundamentos y mecanismos que intervienen en la obtención de los productos siderúrgicos en relación con el uso de los energéticos. Todo ello con la idea de optimizar los principales procesos siderúrgicos.

Mediante los diagramas de Sankey se muestra en este trabajo que los energéticos que intervienen en los diversos procesos, presentan una dependencia entre el consumo energético y las pérdidas de energía. Por lo que se espera que al optimizar cualquier proceso metalúrgico, esto repercutirá en una disminución considerable del consumo energético.

INTRODUCCION

Todos los procesos químicos implican varias clases de intercambios de energía con los alrededores. En los procesos unitarios, que participan en la producción de acero, como son el beneficio de minerales y carbón, la reducción de minerales y aglomerados, y la afinación del acero la energía térmica es la principal forma de energía intercambiada entre el sistema metalúrgico y el medio circunvecino. El suministro y utilización de los energéticos se coloca en importancia con el suministro y utilización de la materia prima para determinar costos y para determinar el éxito o fracaso del proceso.

Por ejemplo, la disponibilidad de combustible o energía eléctrica de bajo costo ha sido en numerosos casos, el factor primordial para seleccionar la ubicación de la fábrica o la elección del proceso. En consecuencia un sistema que contabiliza la energía o un balance de la energía que muestre la entrada y salida de calor y otras formas de energía, al igual del balance de materiales y la declaración de pérdidas y ganancias, representa una de las herramientas indispensables que utiliza el ingeniero metalúrgico constantemente y aun en forma rutinaria.

De igual manera que el principio de la conservación de la materia proporciona un acercamiento simple y directo para la preparación de un balance de materiales, así el principio de la conservación de la energía o la primera ley de la termodinámica proporciona una base sólida para preparar un balance de energía. En ambos casos, puede cuantificarse la energía en forma relativamente completa partiendo del conocimiento de lo que entra en el sistema y de lo que sale del mismo, con poca o ninguna necesidad de considerar las complejidades y mecanismos del proceso dentro del sistema.

1. ANTECEDENTES

1.1 LA IMPORTANCIA DE LOS ENERGETICOS

En México, desde el año de 1938, la realidad energética nacional se caracteriza por una participación importante de dos empresas: La Comisión Federal de Electricidad y Petróleos Mexicanos. Tras más de cinco décadas de crecimiento constante, su participación en la economía del país ha llegado a ser tan significativa que la dependencia de otros sectores de la economía hacia estas dos empresas es tan alta que una disminución en sus programas conlleva un fuerte deterioro para ellos, ejemplo de esto es la rama siderúrgica.

La industria siderúrgica ocupa el tercer lugar en consumo de energía después de la Comisión Federal de Electricidad y de Petróleos Mexicanos, con tendencias a incrementar cada vez más sus requerimientos. Así se sitúa también en primer lugar si se toma en cuenta el consumo de coque y de hidrocarburos combustibles -gas natural y combustóleo-, y en tercer lugar por lo que toca a la energía eléctrica.

Los energéticos en la industria siderúrgica siempre han jugado un papel muy importante, pues del uso de los energéticos depende en gran medida el costo de producción, la eficiencia térmica del proceso y la economía de la industria.

Desde tiempos remotos, la industria siderúrgica ha buscado optimizar sus procesos tratando de disminuir sus costos de operación. En la actualidad la industria siderúrgica le ha dado prioridad a la investigación y al desarrollo de nuevas

tecnologías para un mejor aprovechamiento de los energéticos, buscando de esta forma aumentar la eficiencia en sus procesos y bajar sus costos.

Hasta la época actual se ha intensificado la reducción del consumo energético ya que la crisis que afecta al mundo a dado la pauta para seguir programas de conservación y ahorro de energía, esto se debe principalmente a que en poco tiempo las existencias de combustibles fósiles tendrán que agotarse.

El esfuerzo por aumentar la eficiencia térmica en los principales procesos tiene una mayor atención en comparación con otros departamentos en los que también se podrían llevar a cabo programas de ahorro de energía. El aumentar la eficiencia térmica representa directamente bajar los costos de operación. Esto es lógico, si se tiene en cuenta los grandes volúmenes de combustibles que consume la industria siderúrgica para cada uno de los procesos.

Se ha logrado consumir menor cantidad de energía comprada apoyándose principalmente en los combustibles autogenerados, estos se obtienen en los procesos de coquización y alto horno y esto se puede tomar como una medida de ahorro de energía.

La coquización es un proceso en donde se consumen varios energéticos, como son gas de la misma coquería y gas de alto horno, estos intervienen calentando las paredes de las cámaras que a su vez permitirán calentar el carbón coquizable y haran posible la destilación de este carbón. De este proceso se obtiene como producto principal el coque que es el combustible que tiene las propiedades adecuadas para la reducción del mineral de Fe dentro del alto horno y también produce el calor necesario para el proceso. Es en

los hornos de coquería en donde el carbón mineral lavado que debe ser carbón coquizable da las características específicas al producto como son: le incrementa el porcentaje de carbono fijo, esto lo logra al desprenderse de toda la materia volátil que lleva consigo el carbón mineral, y al aglomerarse por las temperaturas que alcanza, lo vuelve poroso y le da resistencia a la compresión y hace que se pueda quemar fácil y rápidamente dentro del alto horno.

En los hornos de coquería se obtiene una serie de subproductos que hacen costoso el proceso de coquización, dentro de estos subproductos se tienen dos energéticos autogenerados que puede ser utilizados en cualquiera de los procesos siderúrgicos y así bajar el consumo de los combustibles comprados, éstos son: el alquitrán y el gas de coquería.

El gas de coquería es usado en el alto horno, en los procesos de aglomeración, en la generación de electricidad, en la misma coquizadora y se utiliza también en aceración y laminación.

Los energéticos usados en los principales procesos de la industria siderúrgica son diferentes, tanto en sus propiedades como en las cantidades en las que se utilizan. Así en el proceso HYL y otros similares como el Midrex, el Arco, el Purofer, etc., de reducción se utiliza el gas natural para la producción de hierro esponja, en este proceso el gas natural cumple con dos funciones, la primera y mas importante es formar los gases reductores CO , H_2 , lo cual se logra al mezclar el gas natural con vapor de agua o CO_2 (reformación), estos gases reductores reaccionan con el mineral de hierro reduciéndolo a hierro metálico. También sirve como combustible para dar el calor necesario para lograr la reformación que es endotérmica y para ayudar a

calentar los gases reductores antes de entrar en los reactores. En éste caso, la importancia del gas natural es mayor usándolo como materia prima para formar los gases reductores y no tanto como combustible.

En el alto horno son diversos los energéticos que intervienen. El principal energético es el coque que tiene como función la reducción del mineral de hierro y provee el calor necesario para el proceso, aportando la mayor parte de calor al alto horno. Otros energéticos utilizados son inyectados por las toberas como: carbón pulverizado, a veces un hidrocarburo que puede ser gas natural o combustóleo, también oxígeno y aire caliente que son comburentes.

Dentro del alto horno se han llegado a utilizar energéticos como combustóleo, carbón pulverizado y gas natural, con la finalidad de incrementar la eficiencia del proceso y bajar el consumo de gas que es caro.

En aceración para el proceso Siemens-Martin se tiene como energético principal el gas natural y el combustóleo inyectados por medio de un quemador en forma de cañón, pero este proceso está en decadencia y tiende a desaparecer, sobre todo porque es un proceso muy lento y gran consumidor de combustibles y de refractarios.

En el proceso de aceración dentro del convertidor básico al oxígeno (COBOX) se utiliza además del oxígeno el calor sensible que lleva consigo el arrabio que acaba de salir del alto horno. Estas dos fuentes de calor hacen posible que se lleve a cabo la afinación del acero. En este proceso el oxígeno aporta la energía necesaria debido a las reacciones exotérmicas que produce al interactuar con el arrabio.

El horno eléctrico de arco es un proceso en el que el energético principal es la energía eléctrica, que se consume en grandes cantidades, por otra parte consume electrodos de grafito que son los que sirven para formar el arco eléctrico y que a su vez son grafitizados eléctricamente.

En el proceso de aglomeración del mineral se utilizan como energéticos gas natural, gas de coquería o gas de alto horno y cisco de coque (éste sólo en el caso de la sinterización). La aglomeración del mineral de hierro se realiza en plantas de sinterización o de peletización en donde se obtiene sinter o pelet respectivamente como productos de la aglomeración.

Cada uno de los procesos mencionados llevan un consumo de combustible alto. De aquí la importancia de mejorar y ahorrar energía.

Los energéticos que más se consumen son: el coque, el gas natural, el combustible y la energía eléctrica.

La importancia de utilizar el coque, es que no hay otro energético capaz de cumplir con las tres funciones que desempeña que son: como reductor, como combustible y como aleanante al producir el acero y aportando la gran cantidad de calor que es necesaria.

De forma parecida el gas natural, para los procesos de reducción directa como el HYL lo utilizan como materia prima pero también como energético para formar los gases reductores que se encargan de reducir a los pellets o trozos de mineral de Fe y formar el hierro esponja.

La energía eléctrica y el combustóleo se utilizan sólo como energéticos, siendo la energía eléctrica la utilizada cuando se necesita de un energético que no contamine con impurezas como tiene el combustóleo.

El oxígeno y el aire caliente que son inyectados en los procesos, son comburentes que por su reacción exotérmica desprenden grandes cantidades de energía, estos intervienen en los procesos con mucha eficacia.

1.2 LA INDUSTRIA SIDERURGICA INTEGRADA Y NO INTEGRADA

La industria siderúrgica en México comenzó a operar formalmente en escala grande a principios del presente siglo con la creación de la Cia. Fundidora de Hierro y Acero de Monterrey, S.A., después AHMSA, HYLSA, y finalmente la Siderúrgica Lázaro Cárdenas Las Truchas, S.A., que empezaron su producción entre los años de 1903 a 1976 respectivamente, los cuales forman la industria siderúrgica integrada del país, responsable de más del 85% de la producción nacional de acero.

En el año de 1978 se tomó la decisión de fusionar administrativamente las tres empresas estatales: Fundidora Monterrey, Altos Hornos de México y Siderúrgica Lázaro Cárdenas Las Truchas, para formar el consorcio Siderúrgica Mexicana (SIDERMEX).

La producción de acero líquido en México, ha tenido un desarrollo lento de acuerdo con el crecimiento industrial del país, así en el período de 1950 a 1985 la tasa promedio de crecimiento anual de acero líquido fue de 10.35% y la

demanda fue mayor, lo que indica que la industria siderúrgica debe aumentar su producción.

La industria siderúrgica nacional tiene una capacidad instalada de alrededor de 10 millones de toneladas de acero líquido por año, con una tasa de utilización del 70 a 75%.

En años recientes se substituyeron algunos talleres de aceración Siemens Martin por talleres de aceración COBOX.

Se instalaron altos hornos muy productivos y se desarrolla la tecnología de reducción directa hojalata y lámina (Hyl), que es un buen logro de la industria siderúrgica mexicana. Se cuenta también con métodos computarizados de control de procesos que hacen que la industria en México tenga una infraestructura satisfactoria.

La Industria Siderúrgica Integrada se compone de un grupo de procesos que tienen comienzo generalmente en la preparación del mineral de Fe. y cuya finalidad es la producción de acero en sus diferentes tipos.

Dentro de la preparación de materias primas se encuentran la sinterización y la peletización, que son procesos que sirven para aglomerar el mineral de Fe, dándole al producto características físicas adecuadas y la concentración del mineral de Fe necesaria dentro del alto horno.

La coquización es otro proceso que consiste en la preparación del carbón, y este proporciona las cualidades necesarias para aportar la energía que se ocupará para la reducción del mineral de Fe dentro del alto horno.

La reducción del mineral de Fe se realiza en el alto horno y también por reducción directa HYL y otros, estos dos procesos llevan a cabo la reducción por medio de agentes reductores como el coque y el gas natural respectivamente.

La aceración se lleva a cabo en el convertidor básico al oxígeno, en el horno eléctrico de arco y en el horno de hogar abierto Siemens Martin. En estos procesos se realiza la afinación del hierro primario para producir acero, usando diferentes energéticos que varían las condiciones de trabajo.

La industria siderúrgica integrada en México tiene dos rutas de producción de acero, las cuales se denominan de la siguiente manera:

RUTA 1 ALTO HORNO - COBOX

RUTA 2 REDUCCION DIRECTA HYL - H. E. A.

La Industria Siderúrgica No Integrada es importante en el desarrollo del país ya que alcanza una producción de acero considerable utilizando un mínimo de energéticos, y utiliza sólo chatarra como materia prima a diferencia de la industria siderúrgica integrada que parte principalmente del mineral de Fe.

Se puede establecer que para la producción de acero a base de chatarra, en los procesos no integrados se consumen solamente energía eléctrica y electrodos de grafito, ya que para fundir la chatarra se utiliza el horno eléctrico de arco en donde se consumen aproximadamente de 500 a 600 kwh/ton de acero y de 4 a 5 kilogramos de electrodos.

El consumo energetico total en el horno eléctrico de arco para producir una tonelada de acero es la suma de la energía consumida en la afinación del acero dentro del horno, más la energía consumida en la obtención de los electrodos de grafito, esto es aproximadamente:

$$500 \text{ KWH} + 200 \text{ KWH} = 700 \text{ KWH/TON DE ACERO}$$

El balance total de energía dentro del H.E.A. es el siguiente:

Suponiendo que se consumen 4 kg de electrodos de grafito por tonelada de acero producido, el consumo promedio de electricidad por kg de grafito es de 50 KWH, de esta forma se tiene:

$$50 \text{ KWH/kg} \times 4 \text{ Kg/ton de acero} = 200 \text{ KWH/ton de acero}$$

La Comisión Federal de Electricidad nos da un factor equivalente de 2860 KCAL/KWH que -varía y puede ser en plantas viejas hasta de 3000 KCAL/KWH-. Este factor se calcula por medio del consumo de combustible utilizado para obtener 1KWH y depende también de la eficiencia de los procesos o equipo usado para producir energía eléctrica, por lo que tenemos lo siguiente:

$$700 \text{ KWH/ton de acero} \times 2860 \text{ KCAL/KWH} = 2002 \text{ KCAL/ton de acero}$$

Esto nos muestra que el consumo de energía por medio de la ruta no integrada de producción chatarra en horno eléctrico de arco, es menor a la energía necesaria para obtener 1 ton de acero a partir del mineral de Fe y que además requiere de menores inversiones de equipo.

La Industria Siderurgica No Integrada tiene un costo de producción alto, debido al costo normal de los energéticos y a la chatarra que es cara y escasa en el país pero puede ser y es importada. En lo que corresponde a los energéticos el consumo es mínimo, sólo consume energía eléctrica que no es un consumo alto en comparación con la producción de acero que se tiene. Pero no hay suficiente chatarra disponible para producir todo el acero que se produce y consume en el mundo.

2. ENERGETICOS

2.1 LOS ENERGETICOS USADOS EN LA INDUSTRIA SIDERURGICA

La industria siderúrgica consume un gran volumen de energéticos, pero los que en mayor cantidad se consumen y los que aportan mayor energía en la producción de acero son, el carbón, el gas natural, el combustóleo, la energía eléctrica y en menor cantidad, se usan el gas de coquería y el gas de alto horno.

El carbón dentro de la industria siderúrgica integrada es el único combustible que pasa por un proceso de preparación, en el cual se desarrolla una destilación parcial que separa del carbón la materia volátil e impurezas dando también las características necesarias para ser consumido en estado satisfactorio dentro del alto horno.

El coque producido es alimentado directamente al alto horno produciendo el calor necesario para que se lleve a cabo la reducción del mineral de Fe. Al reaccionar dentro del alto horno, produce un gas que es recuperado y utilizado posteriormente en otros procesos como es en la aglomeración, en la coquización y en la generación de vapor. Este gas de alto horno tiene un poder calorífico bajo por unidad pero considerable por su cantidad, por lo que se le utiliza como un energético autogenerado.

De la misma forma, en el proceso de coquización se obtiene gas de coquería, alquitrán, amoníaco y otros subproductos, de éstos como hemos visto en el capítulo anterior, el gas de coquería y a veces el alquitrán se utilizan también como energéticos autogenerados, el gas de coquería aporta el

calor necesario en varios procesos, el alquitran se consume a veces en el alto horno, pero sólo cuando es necesario porque es mucho más valioso como materia prima dentro de la gran industria carboquímica, por lo que no es conveniente el quemarlo.

En los procesos de reducción directa se utiliza el gas natural(*) como materia prima, éste se mezcla con el vapor de agua obteniéndose los elementos reductores CO, H_2 que son los que se encargan de llevar a cabo la reducción directa del mineral de Fe, se utiliza también en el calentamiento de los gases reductores al volver a pasar por el reactor reduciendo los pelets de mineral de Fe.

La siguiente tabla muestra los diferentes procesos (a los que hace mención este trabajo) y los energéticos que se consumen.

PROCESO	ENERGETICO
Coquización -----	gas de coquería y gas de alto horno.
Aglomeración -----	gas natural, gas de alto horno, gas de coquería y cisco de coque.
Alto horno -----	coque, gas natural, combustóleo, y carbon pulverizado.
Reducción directa HYL--	gas natural.
Otros procesos de reducción directa -----	gas natural y carbon no coquizable.

(*) Aunque también hay procesos de "reducción directa" a base de carbones no coquizables, baratos como el SLRN y el Krupp-Codir, pero los cuales tienen un consumo energético mayor.

Horno de hogar----- gas natural y combustoleo
abierto S. M. (tambien puede usar gases de
gasogeno y gas de coqueria).

Horno electrico ----- electricidad.
de arco.

Convertidor básico ---- ninguno, solo se utiliza oxigeno(**)
al oxigeno y el arrabio.

El gas natural se consume en el proceso de aglomeración,
necesario para aglomerar al mineral de Fe. para usarse
dentro del alto horno, este concentrado puede ser Sinter o
Pelet.

Dentro del alto horno se inyecta gas natural que es caro y
por eso hoy día, de preferencia se usa combustoleo o carbón
pulverizado.

En el proceso de afinación en el horno Siemens Martin, el
gas natural es inyectado utilizandolo en la producción de
acero, junto con el combustoleo. Este proceso es
ineficiente y el consumo de combustible es alto, esto se
debe principalmente a que el proceso de afinación es lento y
la transferencia del calor poco eficiente.

El combustoleo tambien participa dentro de los energeticos
que consume el alto horno. Este combustible se utiliza
cuidando que su composicion no contenga azufre en exceso
porque perjudica severamente la composicion de arrabio y del
acero.

(**) Dentro del convertidor basico al oxigeno se carga
arrabio liquido y se inyecta oxigeno. El arrabio cargado
proporciona el calor fisico necesario, en tanto que el
oxigeno produce una serie de reacciones exotermicas que dan
como resultado el aporte de energia necesaria para la
afinación del acero y para fundir el volumen de chatarra
alimentada que se estima de 15 a 25% de la carga total.

La energía eléctrica es utilizada en todos los procesos siderúrgicos, en donde se consume principalmente para mover motores y equipo eléctrico en general.

El único proceso siderúrgico que consume energía eléctrica para su operación, es el horno eléctrico de arco. Este es un energético limpio, debido a que no deja impurezas en el acero y se puede controlar fácilmente. Su costo es alto debido al consumo de electricidad, es un proceso que se utiliza en algunas empresas siderúrgicas debido principalmente a que es un proceso versátil ya que puede trabajar con un 100% de material sólido y de porcentajes variables de otra materia prima. Ejemplo 70% Fe esponja, 30% chatarra, pero que por ser materia prima sólida tiene que ser acerada en hornos eléctricos de arco con muy elevado consumo energético (de 600 a 700 kwh/ton de acero) y por esto no han progresado mucho en el mundo, a excepción de los países muy ricos en hidroeléctricas.

La siguiente tabla nos muestra los poderes caloríficos promedio de los energéticos antes mencionados:

<u>ENERGETICOS</u>	<u>PODER CALORIFICO</u>
GAS NATURAL -----	8.54 * 10 ⁶ kcal/MM ³
DIESEL -----	9.24 * 10 ⁶ kcal/M ³
COMBUSTOLEO -----	10.02 * 10 ⁶ kcal/M ³
CARBON -----	5.7 * 10 ⁶ kcal/ton
GAS DE COQUERIA -----	4.2 * 10 ⁶ kcal/MM ³
COQUE -----	7.46 * 10 ⁶ kcal/ton
GAS DE ALTO HORNO -----	6.80 * 10 ⁶ kcal/MM ³

Por otra parte los comburentes que se aprovechan en los procesos siderúrgicos son el oxígeno usado en los convertidores y el aire caliente que son utilizados en

diferentes procesos (este último en los hornos S-M, en los altos hornos y en cubilotes de fundición).

Dentro del alto horno generalmente se inyecta aire caliente por medio de las toberas, esto con la finalidad de ahorrar coque y para que se tenga una mejor eficiencia térmica. El oxígeno se inyecta también, pero no en gran volumen porque perjudicaría al refractario del alto horno y resulta costoso.

El oxígeno se consume principalmente en el proceso de afinación del acero en el convertidor básico al oxígeno (COBOX). En este proceso, se tiene como primer aportador de energía arrabio líquido que proviene del alto horno, y que lleva consigo aproximadamente el 50% de la energía necesaria para el proceso de afinación del acero en forma física. El oxígeno al inyectarlo provoca una serie de reacciones exotérmicas con el arrabio, esto trae como consecuencia que se incremente la temperatura y que se eliminen impurezas que lleva lográndose la aceración sin consumo alguno de energía externa adicional.

2.1.1 CARBON

El energético que aporta la mayor cantidad de calor en la ruta de producción de acero ALTO HORNO-COBOX es el carbón mineral y este mismo energético es el que se encarga de reducir el mineral de Fe en la producción siderúrgica.

A través de los años la experiencia dentro de la industria siderúrgica ha demostrado que mientras, las materias primas, tengan una composición y unas propiedades adecuadas a las necesidades del proceso, la eficiencia dentro de los hornos aumentará en forma considerable. Es por esta razón que se ha llevado a cabo la optimización en procesos que se utilizan para preparar materias primas, como son sinterización, pelletización y coquización.

Para el caso del carbón que es una de las materias primas que conlleva una mayor preparación -coquización- hasta su utilización, se tiene la siguiente descripción:

El carbón después de extraerlo del subsuelo se pasa por lavadoras de carbón para disminuir su contenido de ceniza e impurezas. El carbón lavado tiene entre el 15 y 25 por ciento de ceniza.

Este tipo de carbón, es un energético valioso, pero existe una cualidad adicional que hace que lo sea aún más. La particularidad de ser coquizable. Si el carbón lavado al ser calentado a altas temperaturas en ausencia de aire u oxígeno, forma una masa consistente y porosa, después de desprender la materia volátil se clasifica como coquizable, en contraste si se desmorona fácilmente o no forma una masa lo suficientemente consistente, será no coquizable. A este proceso se la llama coquización y es una destilación que se

le practica al carbón dentro de una serie de hornos cerrados que se encuentran en batería. Al calentar las paredes de los hornos por medio de la combustión del gas de coquería y gas de alto horno, este calentamiento eleva la temperatura del carbón por la transmisión de calor de las paredes al horno y de esta forma, se obtiene un producto con características favorables para la reducción del mineral de Fe dentro del alto horno.

El tamaño del coque se controla entre 40 y 75 mm, este tamaño es el que se ha visto por medio de la experiencia que reacciona térmicamente mejor. La dureza del coque le sirve para resistir la presión que ejerce la carga, y la porosidad para que la combustión sea uniforme y completa dentro del alto horno.

El período de coquización depende de la dimensión de los hornos y de los combustibles utilizados, este período es generalmente de 14-17 hrs, con límites de temperatura de 1200°C - 1300°C.

El tipo de carbón coquizable debe cumplir con las siguientes características:

- 1.- que tenga propiedades plastificantes.
- 2.- que permita la aglomeración de partículas.
- 3.- que forme un producto duro y poroso.

Un análisis típico de carbón mexicano es el siguiente:

matéria volátil -----	22.97%
ceniza -----	16.02%
carbón fijo -----	61.01%
azufre -----	1.7%

El carbón presenta como impurezas la ceniza y el azufre.

La composición de la ceniza es de SiO_2 , Al_2O_3 con pequeñas cantidades de óxidos de Mg, Ca, P, Mn.

Las desventajas que presenta el carbón mexicano son las siguientes:

- 1.- alto contenido de ceniza.
- 2.- alto porcentaje de azufre.
- 3.- el carbón coquizable es escaso en el país, debido a que falta explotar las reservas existentes, las cuales no son grandes.

La carga para el proceso de coquización es generalmente una mezcla de carbón mexicano, carbón importado y coque de petróleo. Este tipo de mezclas hace más conveniente el proceso, debido a que le brinda una mejor composición química al producto.

Esta mezcla ayuda a obtener un carbón que nos dará como producto coque de muy buenas características y esto mejorará la eficiencia de la operación en la coquización, y además la fusión y reducción del mineral de Fe en el alto horno.

Como ejemplo de lo anterior tenemos: en AHMSA en la producción de un año se trabajó de la siguiente manera: 70% de carbón nacional, 15% de carbón americano y 15% de coque de petróleo, obteniéndose los siguientes resultados:

componentes (%)	carbón mexicano	carbón americano	coque de petroleo	carbón de la mezcla
humedad	5.2		3.4	3.69
materia volátil	22.97	34.05	12.32	23.59
ceniza	16.02	10.54	0.36	7.31
azufre	1.07	0.92	1.7	1.68

Este tipo de mezclas se realiza dependiendo del carbón que se tenga y de la posibilidad de comprar carbones importados. Esto es, que en un momento dado en algunas siderúrgicas se trabaja con carbón nacional exclusivamente.

Actualmente se ha encontrado que despues de sacar el coque de los hornos conviene enfriarlos a base de CO_2 . Aunque el procedimiento utilizado en las coquerias nacionales es todavía de enfriarlo con agua, requiriendo por esto mayor cantidad de energia.

Con los datos del carbón determinado por la mezcla, tenemos el siguiente análisis de coque esperado:

componente	% en peso
materia volátil -----	1.04
ceniza -----	16.61
carbono fijo -----	82.35

El llamado coque metalúrgico mexicano contiene de 18 a 20% de ceniza.

Los subproductos principales de la coquización son: el gas de coqueria, el alquitrán y el cisco de coque. El alquitrán se utiliza como energético dentro del proceso del alto horno

y de él, se obtiene el naftaleno, la creosota y la brea, otros subproductos son: el amoniaco, del cual se obtiene el sulfato de amonio, el aceite ligero, del que se obtiene el benceno, el tolueno, el xileno y la nafta.

El cisco de coque, es utilizado en el proceso de aglomeración en la producción de sinter, en donde actúa proporcionando el calor necesario para la aglomeración del mineral de Fe.

El último subproducto es el gas de coquería que es un energético que se utiliza en el mismo proceso de coquización, en el proceso de aglomeración, en hornos precalentadores, ya sea para tratamientos térmicos o en acabados y en la obtención de energía eléctrica.

El aporte energético del gas de coquería es muy grande y el ahorro que proporciona a la industria siderúrgica es apreciable, por lo que generalmente las coquizadoras se encuentran físicamente dentro de la planta siderúrgica integrada. Por tal motivo, es importante tener el equipo necesario para captar y transportar este gas de coquería a cada uno de los procesos.

El análisis aproximado del gas de coquería es el siguiente:

componente	(%) en vol.
CO ₂ -----	2.1
CO -----	5.2
Cn Hm -----	2.2
O ₂ -----	0.4
H ₂ -----	60.1
CH ₄ -----	26.9
N ₂ -----	3.1

DESARROLLO DE LA OPERACION DEL ALTO HORNO

La etapa de reducción dentro del alto horno consume gran cantidad de energía, en particular la mayor parte de los consumos de coque. El analizar esta etapa del proceso siderúrgico se convierte entonces en fundamental y el análisis energético es necesario.

La eficiencia térmica del proceso depende de variables tan importantes como son: los combustibles, la materia prima, la temperatura del aire de sople, el orden de la carga de alimentación al horno y otras.

El revestimiento en su mayor parte es de ladrillo refractario silico aluminoso, de contenidos variables de SiO_2 y Al_2O_3 .

Este ladrillo lleva insertado placas de cobre horizontales por donde circula el agua que se encarga de enfriar las placas. El procedimiento más moderno es con "placas evaporativas" como en el alto horno de SICARTSA y parte en el alto horno No.5 de AHMSA.

El revestimiento en el crisol es de refractario a base de carbón y otro tipo de diseño es con material cerámico o en combinación con bloques de grafito. También, se está usando con muy buenos resultados el carburo de silicio en la cuba del horno.

La carga del horno va descendiendo a medida que transcurre la operación y se hacen vaciadas de arrabio y escoria cada 3 a 4 horas, desde que se carga el mineral. En cuanto el nivel desciende de una altura determinada (de 2 a 3m), se introduce una carga de relleno que se había situado sobre

la campana grande de cierre del tragante. Esto en hornos, con cierre de campanas y en los más modernos se usa cierre sin campanas del sistema "Paul- Wurth" utilizado en Sicartsa y en el Alto Horno No.5 de AHMSA.

El mineral debe ser de tamaño comprendido, entre 10 y 16mm para que su superficie sea la mayor posible y facilite así su reducción indirecta con el óxido de carbono (CO). Pero, no puede ser menor, porque disminuye la permeabilidad que es muy importante para la buena operación.

Dada la altura del alto horno, el coque debe tener una buena resistencia mecánica del orden de los 160 kg/cm² para resistir sin pulverizarse grandes cargas de material. No debe contener materia volátil que podría aglomerar los materiales en el horno. Su densidad debe ser de 0.5 aproximadamente.

La desventaja del coque en el alto horno es que aporta el 1% de azufre al arrabio en forma de sulfuro de Fe.

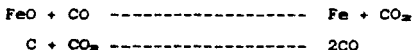
La secuencia de cargas es el orden en que se introducen los materiales a la cuba, la secuencia es generalmente como se muestra:

P
M M C C /

donde "M" representa mineral, "C" es el coque y los fundentes se representan por una "P" (piedra caliza). Cada una de las letras indican un carro de material.

En el caso particular de esta secuencia lo que se busca es que el mineral al caer primero en el horno tienda a irse hacia la pared y el coque hacia el centro, con lo que se

logra que el flujo preferencial de gases, sea por el centro del horno, protegiendo las paredes de la cuba. Con este tipo de secuencia no se sobrecalienta el refractario y el aumento preferencial del flujo de gas puede explicarse de la siguiente forma:



En la primera ecuación se ve que al reducirse el mineral se produce una molécula de gas, en tanto que en la segunda al oxidarse el carbono se producen dos moléculas de gas, lo cual muestra que la zona en donde se concentra el coque hay doble producción de gas que en la zona en donde está el mineral.

Cuando el horno esta trabajando y la zona de fusión se mantiene constante, es necesario controlar que ésta tenga el menor número de alteraciones posibles, por ésto es indispensable controlar la velocidad de alimentación en las toberas para que dicha zona de fusión no cambie de lugar. Esta velocidad es función del volumen de soplo, de la temperatura, de la presión y del área total de las toberas.

Al igual que la zona de fusión, la llama que se forma enfrente de las toberas deberá mantenerse dentro de límites estrechos de temperatura, con objeto de lograr una estabilidad térmica del horno (temperatura adiabática de la llama).

Los factores que afectan a esta temperatura son la humedad, los combustibles auxiliares, la inyección de oxígeno y el volumen de soplo que debe estar en proporción directa con el coque, para que el carbono sólo se quemé y pase a CO.

La gran altura de los altos hornos modernos tiene por objeto facilitar a los gases ascendentes el poder ceder energía en forma de calor sensible y facilitar también al monóxido de carbono (CO) para que se lleve a cabo la reducción indirecta del mineral de Fe que es alimentado por la parte de arriba.

La altura del alto horno podría reducirse si en lugar de trabajar con aire que tiene cuatro volúmenes de gas inerte (nitrógeno), por uno de gas activo (oxígeno), se trabajara con viento sobreoxigenado pero queda limitado por la temperatura que siendo demasiada alta consumiría rápidamente los refractarios.

Completan la instalación del alto horno, además de los silos para las materias primas (mineral, coque y fundentes) un montacargas, las máquinas soplantes, las estufas recuperadoras de calor y una instalación de depuración de gases.

El calentamiento del soplo tiene lugar en las estufas recuperadoras de calor, cada estufa está provista de un quemador para el gas procedente del alto horno que es un energético autogenerado. En las estufas se tiene un apilado de ladrillos refractarios entre cuyos huecos pasan los gases procedentes de la combustión calentándolos. Cuando la estufa está lo suficientemente caliente, se hace pasar el aire en sentido contrario calentándose al contacto con los ladrillos.

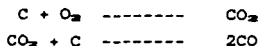
La temperatura a la que se calienta el aire es de 1000 a 1300°C. El alto horno tiene por lo general tres estufas, dos de las cuales están en calentamiento y una en viento.

Los gases llevan en suspensión de 8 a 10 gr/m³ de polvo formado aproximadamente por 30 o 40% de fierro y 15% de coque. Este polvo no sólo interesa separarlo del gas para que no perjudique los aparatos que se alimentan con gas de alto horno, sino que interesa recuperarlo para aprovechar el fierro y el coque.

Para poder utilizar los gases del alto horno en las estufas, no deben tener más de 0.5 gr/m³n de polvo. El contenido de polvo debe ser inferior a 0.025 gr/m³n.

Los sistemas de depuración comprenden un colector de cámara donde por expansión y cambio de dirección de los gases se deposita el polvo más grueso. A continuación los gases pasan a un colector centrifugo, después a un lavado con agua a contra corriente y finalmente, el polvo residual se separa en precipitadores electrostáticos.

El funcionamiento del alto horno empieza cuando el oxígeno del aire que sale de las toberas atraviesa la masa de coque incandescente y dada su gran velocidad al principio solo se forma bióxido de carbono.



Aproximadamente a un metro de distancia de la boca de las toberas habrá reaccionado el oxígeno, y el gas estará formando nuevamente CO₂ que al contacto con el carbón incandescente queda reducido a monóxido de carbono.

En su marcha ascendente a través del horno, el monóxido de carbono (CO) reacciona con los óxidos de hierro.



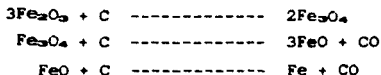
Estas reacciones constituyen la denominada reducción indirecta y tienen lugar entre los 400 y 700°C. La reducción indirecta reduce del 85 al 90% de oxígeno del mineral en una marcha normal de fundición.

Los óxidos de hierro son también reducidos al contacto con el carbono sólido incandescente, esta reducción llamada directa se produce con el carbono de la reacción de Boudovard y de acuerdo con el diagrama de equilibrio CO_2/CO (este carbono es muy fino y activo).

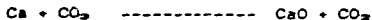
Reacción de Boudovard:



Las siguientes reacciones que constituyen la denominada reacción directa son las siguientes:



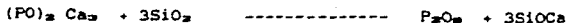
La reducción directa constituye aproximadamente del 10 al 15% del proceso total de reducción del mineral. En esta misma zona, tiene lugar la descomposición de la caliza que empieza a unos 800°C, según las siguientes reacciones:



A su vez, el bióxido de carbono (CO) formado es reducido por carbono.



El fósforo es una impureza que aporta la ganga del mineral y las cenizas de coque en forma de fosfato de calcio que reaccionando con la sílice deja libre al anhídrido fosfórico.



El anhídrido fosfórico es reducido por el carbono:



Los productos que se obtienen del alto horno son:

- Gas de alto horno
- Arrabio
- Escoria
- Polvillos

Análisis típico del arrabio para aceración es el siguiente:

Silicio	-----	1.2% (1. a 1.5 en México) con el mundo: 0.4 a 0.15%
Azufre	-----	0.028%
Fosforo	-----	0.274%
Manganeso	-----	2.38%
Carbono	-----	4.5%

Cuando el arrabio se destina a la fabricación de acero en la misma factoría, no se deja enfriar sino que se transporta en ollas-termo y se almacena en hornos mezcladores. El metal líquido tiene una temperatura de 1300 a 1350°C que es elevada y el objetivo de transportarlo en esta ollas

especiales es evitar que pierda el calor, que se aprovechará al vaciarlo a los hornos de aceración.

La escoria se recoge en ollas de escorización de donde se vierte fundida en los pozos de granulación de escorias, donde al contacto con el agua se subdivide en granos de tamaño de piedras de grava. La escoria se aprovecha para fabricar ladrillos, cemento siderúrgico y lana mineral aislante.

Un análisis típico de escoria es el siguiente:

Silice	-----	35.65%
Alumina	-----	12.46%
Cal	-----	46.28%
Azufre	-----	1.80%
Manganeso	-----	3.80%

Por tonelada de arrabio se obtienen aproximadamente 2700 m³n de gases del tragante, a temperaturas de 800 a 900°C y un poder calorífico de 700 a 900 kcal/m³n. Esto depende de la cantidad de carbón de coque que en números redondos nos da un índice de consumo de 4 m³n de gas producido por kilogramo de coque alimentado.

Una vez depurados en los separadores de polvo, estos gases se aprovechan para precalentar el aire que se inyecta por las toberas de los hornos, también como combustible para precalentar en diferentes tipos de hornos como los de coquería, de fosa de laminación y de aglomeración del mineral de hierro, y para la producción de vapor y por consiguiente de energía eléctrica.

Un intervalo de composición en volumen de estos gases es la siguiente:

CO	-----	del 25 al 19%
CO ₂	-----	de 6 al 12%
H ₂	-----	de 0 a 7%
CH ₄	-----	de 0 a 3%
N ₂	-----	de 54 a 57%

La cantidad de polvo separada de los gases es aproximadamente 50 kg/ton de arrabio. Su composición depende de la carga.

El análisis de este polvo cae dentro de los siguientes intervalos:

Fe	-----	de 35 a 55%
C	-----	de 10 a 40%
SiO ₂	-----	de 2 a 7%
S	-----	de .1 a .5%
P	-----	de .1 a .03%
Al ₂ O ₃	-----	de 1 a 5%
CaO	-----	de 5 a 15%
MgO	-----	de 1 a 6%

Estos polvos son recuperados y alimentados a los procesos de aglomeración.

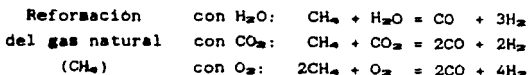
2.1.2 GAS NATURAL Y COMBUSTÓLEO

La gran participación del gas natural y el combustóleo dentro del consumo energético de la industria siderúrgica hace a estos combustibles los más importantes después del carbón. El gas natural aporta energía a los procesos de aglomeración -peletización y sinterización-, al proceso HyL y en algunos casos en aceración y en reducción dentro del alto horno.

En el alto horno, se inyecta gas natural por las toberas y en ocasiones es alimentado en mezcla con otro combustible que puede ser combustóleo o carbón pulverizado, para sustituir parte del coque. Sin embargo su uso queda limitado por su alto costo.

En el proceso Siemens Martin de aceración se consume gas natural y combustóleo, estos son alimentados a través de quemadores en donde se consume en mayor cantidad combustóleo por ser el energético principal.

El proceso de reducción directa HyL tiene en el gas natural a su más importante energético y reductor, y esto se debe a que es la materia prima que proporciona los gases reductores H_2 y CO. Este proceso como otros similares, nació de una necesidad industrial a causa de las fluctuaciones en el precio de la chatarra, así como el suministro deficiente de ésta. Esto influyó para investigar el desarrollo de un prerreducido que tuviera características aceptables para la aceración, dando como resultado la obtención de Fe esponja, mediante la reducción del aglomerado de mineral (pelet), por medio de los gases reductores H_2 y CO obtenidos al hacer reaccionar el gas natural con el vapor de agua.



Una razón importante que influyó en el éxito del proceso en ese momento fue que existían yacimientos ricos de gas natural en el país, no así en la actualidad.

El gas reductor puede ser obtenido por reformación catalítica de gas natural generalmente, pero también puede utilizarse otro hidrocarburo reformable o por gasificación de carbón o de gas de coquería. El gas natural resulta ser la materia prima más adecuada -aunque generalmente más cara- para generar la mezcla reductora.

El gas natural empleado es principalmente metano, un análisis típico sería el siguiente:

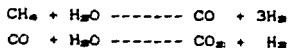
CH ₄	-----	94.66%
C ₂ H ₆	-----	5.21%
C ₃ H ₈	-----	0.08%
C ₄ H ₁₀	-----	0.05%

El gas a reformar se envía a un desulfurizador en el cual se eliminan por adsorción los hidrocarburos no saturados y los compuestos de azufre, ya sean de sulfuro de hidrógeno o mercaptanos que constituyen un problema para el catalizador del reformador.

Las reacciones de reformación son endotérmicas por lo que, para la obtención de los gases reductores se mezcla el gas natural y el vapor de agua en una relación molar vapor a gas de 2.1 a 1.0 y esta mezcla de gases es precalentada a 430°C en un serpentín de convección. En estas condiciones la mezcla de gases precalentada entra al reformador en donde se

efectúa la reacción del gas natural con el vapor de agua a una temperatura aproximada de 850°C.

Las reacciones de reformación son las siguientes:



que proporcionan un gas con 90% de gases reductores y 10% de gases inertes.

La mezcla gaseosa es de la siguiente composición:

CO ₂	-----	8.0%
CO	-----	14.0%
H ₂	-----	75.0%
CH ₄	-----	3.0%

Antes de introducir el gas reductor a los reactores de reducción, el mineral tiene que ser recalentado de 800°C a 1000°C para aportar el calor necesario, ya que la reducción es endotérmica.

En el proceso de reducción directa HyL I de lecho fijo. La instalación del proceso se realiza en cuatro etapas y requiere de cuatro reactores, de los cuales tres están en marcha y uno en descarga de hierro esponja producida o en carga del mineral, pues el proceso es discontinuo. Cada reactor está precedido de un calentador y seguido de un enfriador en contacto con agua en el que el gas se enfría y deshidrata, para volver a pasar por el calentador que precede al reactor siguiente, (lo cual requiere de un consumo adicional de calor y es una desventaja del proceso HyL1) y así se repite el ciclo en los tres rectores en que

se desarrolla el proceso. La situación en que se encuentra la reducción en un momento dado es la siguiente:

El reactor número 3 que suponemos recién cargado recibe el gas del reactor número 2 con lo que el mineral se calienta y se produce una reducción parcial o primaria.

El reactor 2 recibe el gas fuertemente reductor del reactor número 1, que ya había pasado por la reducción primaria, reduciéndose el mineral en su mayor parte y produciéndose la reducción secundaria o final.

El reactor número 1 que ya había estado en las fases de reducción primaria y final, y por tanto ya su carga se habrá convertido en hierro esponja recibe gas reductor fresco que enfría al Fe esponja y al mismo tiempo calienta el gas -esta es la fase de enfriamiento y de carburación-. El hierro esponja es carburado antes de sacarlo del proceso para que éste carbono, forme Fe_3C y lo proteja exteriormente y además aporte el calor necesario para la reducción del FeO residual que siempre tiene el Fe esponja, pues no todo es reducido en el proceso.

Al cabo de tres horas el reactor número 1 se separa del circuito para purgarlo con gas inerte y descargar hierro esponja y cargarlo con mineral. El total, el ciclo completo dura doce horas utilizando reactores de 130 ton y la temperatura en que se desarrolla el proceso varía entre 870 y 1050°C. La carga empleada en las instalaciones en funcionamiento son pelets de 3- 12mm y de 67% de Fe o mineral en trozo pequeño. El producto obtenido es hierro esponja de 88% de metalización muy estable que se carga en los hornos eléctricos de arco hasta en un 80% de la carga.

PROCESO DE REDUCCION DIRECTA HYL III

El proceso Hyl III es un proceso continuo que tiene ventajas del proceso original Hyl I. La planta es esencialmente la misma en sus dos terceras partes de la estructura convencional de la instalacion Hyl I los cambios dentro del area de reduccion son:

- Un reactor en lugar de cuatro
- Un gas precalentado y lavado operando continuamente en lugar de cuatro operando intermitentemente.
- Sin aire calentado y sin cámaras de combustión

La obtención de Fe, se realiza mediante la reducción del oxígeno con que va combinado, y ésta se efectúa por un agente reductor, con la colaboración de un agente térmico. El agente reductor es generalmente el carbón, pero en los nuevos procesos de reducción directa, se utilizan el CO y el H₂ como reductores que los proporciona el gas natural. El agente térmico, también es el carbón, pero actualmente se tiene la energía eléctrica, el combustóleo, el gas natural y otros.

Si la reducción se realiza en el alto horno, el producto intermedio totalmente desoxidado, es el arrabio que contiene del 3 al 4% de carbono, y que se descarbura en la aceración.

Si la reducción se realiza por alguno de los modernos procesos denominados de reducción directa, el producto intermedio se denomina prerreducido (Fe esponja), parcialmente desoxidado, pero menos carburado que el arrabio pues contiene del 0.05 al 2.6% de carbono según el proceso.

De los procesos de reducción directa, el que más se usa es el Midrex de obtención de Fierro en estado sólido, y han adquirido un cierto auge en el mundo entero en estos últimos años debido a cuatro razones principales:

- 1) A la escasez y creciente carestía de la chatarra, -esto en los países poco industrializados- a la que sustituyen.
- 2) Al agotamiento paulatino de las reservas de los carbones coquizables necesarios para la reducción dentro del alto horno. Aunque puede usarse carbón sin coquizar.
- 3) Al desarrollo de la producción de acero en hornos eléctricos de arco, en los que se utiliza la chatarra como materia prima, y a la que sustituyen los prerreducidos obtenidos por reducción directa. Pero con un consumo muy alto de energía, de 650 a 750 kwh/ton de acero.
- 4) A la proliferación de miniacerías cuyos elementos de producción sin instalaciones de reducción directa del mineral de Fe y hornos eléctricos de arco en los que se fabrica el acero, utilizan como materia prima los prerreducidos obtenidos por reducción directa.

En realidad los procesos de "Reducción directa" y Horno eléctrico de arco (RD-HEA) están detenidos hoy día (salvo en los países árabes, y otros ricos en hidrocarburos), por su mayor costo energético. La única planta que HyL ha vendido hasta hoy (después de 10 años) es la de SICARTSA II, en donde ya se empieza a notar el alto costo de producción.

PROCESOS EMPLEADOS PARA LA REDUCCION DIRECTA

Se pueden clasificar los procesos actuales empleados para la reducción directa según, que el reductor utilizado sea sólido (carbón), gaseoso (gas natural reformado) u otro de acuerdo con el cuadro siguiente:

TIPO DE AGENTE REDUCTOR		PROCESO
SOLIDO (Carbón, antracita)	lecho fijo:	HOGANAS PROCESO N.P.
	lecho móvil:	RENN-KRUPP NUEVO KRUPP-CODIR SL-RN
GASEOSO (Gas natural reformado)	lecho fijo:	Hyl I MIDREX PUROFER ARMCO
	lecho móvil:	Hyl III HIB FIOR NOVALFER H-IRON

PROCESO HÖGANÄS

El proceso Höganäs se viene utilizando industrialmente desde 1910 para la producción de polvo de Fe para la pulvimetalurgia. Se utiliza como reductor polvo de carbón o coque.

El mineral formado por finos de magnetita concentrados hasta obtener un 71% de Fe, se carga en crisoles de carburo de silicio en capas alternadas con cisco de coque o hulla en

exceso para evitar que en el enfriamiento se oxide el Fe esponja.

Se añade también cal para neutralizar el azufre que pudiera llevar el combustible. Los crisoles una vez cargados se llevan a hornos continuos de túnel de mas de 150 m. de longitud que permanecen hasta cuatro días, llegándose a alcanzar una temperatura de 1200°C.

El producto obtenido se presenta en forma de tortas que luego se briquetean. La composición típica de la esponja es de 97% de Fe total, 93% de Fe metal, 2.5% de C, 0.010% de S y 2% de ganga.

PROCESO N.P.

Se emplea como reductor carbón de antracita de baja calidad, hasta con un 25% de cenizas. El mineral, que se carga es hematita de 60% de Fe, que se tritura como la antracita de 8-25 mm y una pequeña cantidad de caliza para eliminar el azufre de la antracita. La carga se eleva a la tolva del horno de cuba en la cual se precalienta con la combustión de óxido que se desprende en la zona reductora del horno.

La carga desciende lentamente a la zona media de la cuba que es la de reducción que se caldea exteriormente con gas de gasogeno, no superándose en ningún momento la temperatura de 1050°C, continúa bajando la carga hasta llegar al mineral reducido, o sea, en forma de esponja, a la zona inferior de refrigeración, de la que se descarga por medio de un tornillo. En total, la operación dura 48 horas.

PROCESO RENN-KRUPP

Este procedimiento consiste en reducir el mineral en un horno giratorio inclinado de unos 40 m. de diámetro y hasta 100 m. de longitud. El mineral se mezcla con carbón menudo y fundente, si es necesario cargando el horno por la parte superior.

El mineral atraviesa el horno al girar éste. Las tres zonas en que se divide son: deshidratación, reducción y nodulización, aprovechándose la casi totalidad del calor de los gases que recorren el horno en sentido contrario al movimiento de la carga.

El mineral llega a 600°C en la zona de deshidratación, a 1000°C en la zona reductora en la que se convierte en esponja de Fe; y por fin en la zona de nodulización de 1200°C a 1300°C se convierte la esponja en nódulos.

La colada del horno da salida a la escoria semiliquida que contiene los nódulos y que es vertida en agua para vitrificarla. Se tritura el producto y en un separador magnético se separan los nódulos de Fe y de la escoria.

Los nódulos son bolas llamadas "Lupas" de unos 3 a 8 mm. aunque pueden llegar hasta 50 mm. Su contenido de carbono es de 0.5% a 1%. El contenido de fósforo dependerá del mineral, teniendo en cuenta que aproximadamente el 80% del contenido de este pasa a los nódulos. El contenido de azufre suele ser de 0.5 a 1.0%.

Estos nódulos son un producto intermedio de carácter chatarroide, que pueden ir a los hornos de obtención de acero o al alto horno para su transformación en arrabio.

El procedimiento Renn-Krupp tenía especial interés para el beneficio de minerales pobres o muy ácidos (con mucha ganga silicea) y por lo tanto de escoria ácida, lo que constituiría un inconveniente para su beneficio en el alto horno.

NUEVO PROCESO KRUPP-CODIR

La reducción en este proceso se realiza con carbono sólido, a través del óxido de carbono (CO) como en los procesos anteriores.

Se utiliza un horno cilíndrico rotatorio que se carga con mineral de 5.25 mm. con más de 65% de contenido de Fe y con cualquier combustible que da una temperatura de reblandecimiento de cenizas superior a 200°C, utilizando antracita y carbón bituminoso.

El horno se calienta de manera que la temperatura de reducción se mantenga entre 950°C a 1050°C.

A la salida del horno, se enfría el producto hasta 150°C en un enfriador rotatorio, refrigerado por agua, y después se separan las partículas de mineral reducido superiores a 5 mm. por tamizado y las inferiores por separadores magnéticos.

PROCESO SL-RN

En este proceso se realiza la reducción del mineral con carbono sólido o con óxido de carbono (CO).

Se utiliza un horno cilíndrico rotatorio que se carga en un 20% de su capacidad, con una mezcla previa de mineral de 3-20 mm. con el reductor que puede ser lignito, hulla,

antracita, etc., en tamaños inferiores a 10 mm. y caliza o dolomita en tamaños de 0.1 - 1 mm. para disminuir los contenidos de azufre aportados por el mineral y el combustible, la temperatura de reducción va a variar de 1,050°C a 1,100°C.

El producto obtenido es el mineral reducido, y el producto carbonoso en exceso, cal y cenizas, se enfrían inmediatamente para evitar su reoxidación, en un tambor refrigerado por agua, recuperando después el carbón por separación de la parte metálica, por molienda y separación magnética y gravimétrica.

Los siguientes procesos ocupan como agente reductor gaseoso (gas natural reformado)

Los procesos HYL I y HYL III pertenecen a esta clasificación, resumidos en páginas anteriores.

PROCESO MIDREX

El agente reductor es gas natural reformado catalíticamente, que contiene más del 95% de CO .

La reducción se realiza a unos 850°C en un horno de cuba, en cuya parte superior que es cilíndrica tiene lugar la reducción del mineral en un tiempo aproximado de 6 hrs y en la parte inferior que es cónica, el enfriamiento con gas formado por los productos en combustión, una vez refrigerados.

Se carga el horno con hematitas o pellets de 6-15mm, que conviene tenga poco azufre.

La esponja de Fe obtenida sale casi fría del horno y con 92 al 96% de metalización y 0.7 a 2% de carbono.

PROCESO PUROFER

Se emplea como reductor gas natural reformado catalíticamente por el mismo gas que sale por la parte superior del horno y contiene un 50% de H_2 y 44% de CO .

El horno de cuba que se utiliza en este proceso es de sección rectangular, en forma de tronco de cono invertido, para facilitar el descenso del material. Se carga por arriba y el gas reductor se insufla por abajo, y después de haber efectuado la reducción se recoge en la parte superior, se lava, se comprime y se envía a los reformadores catalíticos del gas reductor, pues en este proceso hay dos que funcionan alternadamente. Cada reformador tiene dos cámaras, una para el reformado que se realiza de $1200^{\circ}C$ a $1400^{\circ}C$ y la otra para el ajuste de la temperatura de salida del gas a $950^{\circ}C$.

El proceso puede funcionar con cargas de minerales o de pellets, tanto cocidos como crudos.

Los prerreducidos obtenidos, descargados por dos empujadores salen por la parte inferior del horno a temperaturas de unos $800^{\circ}C$ a $900^{\circ}C$, es decir, al rojo pudiéndose llevar directamente a esas temperaturas a los hornos de arco eléctrico, ahorrándose más de 100 kwh de energía eléctrica por tonelada de acero.

La esponja, si no se utiliza inmediatamente, puede briquetarse en caliente y enfriarse con riego de agua.

PROCESO ARMCO

Se utiliza como reductor gas natural reformado con vapor de agua, con lo que se obtiene un gas que contiene aproximadamente 68% H_2 , 30% CO y cantidades inferiores al 10% de CO_2 . La reducción se realiza a unos 900°C.

El horno de cuba se carga por su parte superior y el gas reductor se inyecta por la parte media, saliendo por la parte superior en donde se recoge, se lava y utiliza para las necesidades del reformado o como combustible del resto de la fábrica.

Una parte de este gas, una vez refrigerado se emplea también como refrigerante de la parte inferior del horno que tiene forma de cono invertido y por cuya parte inferior sale el producto prácticamente frío.

La carga puede estar formada por mineral o pelets, de 6-19 mm. y contenido de Fe. superior a 66%. Los prerreducidos obtenidos contienen alrededor de 90% de Fe total con 95% de metalización y 2% de C.

PROCESO HIB

El reductor es gas natural reformado y mezclado con vapor precalentado a 400°C que contiene del 70% al 75% de H_2 .

La reducción se realiza a 730°C por el método de lecho fluido. El mineral se seca y tritura hasta obtener finos que pasen por la malla 10, que se cargan en el precalentador No.1, en el que se calientan hasta 320°C con el gas de salida del precalentador No.2, al que pasa el mineral a través de un ciclo intermedio, para calentarse hasta 870°C con la combustión del gas natural, pasando a continuación al

reactor de lecho fluido No.1 en el que se reduce el mineral en un 30% con gas procedente del reactor de lecho fluido No.2, en el que se completa la reducción con gas formado y a la temperatura adecuada de 730°C.

La esponja de 75% de Fe metal, se descarga y todavía en caliente se lleva a las máquinas briqueteadoras que se enfrían después con un gas inerte y se almacenan sin problemas de reoxidación.

PROCESO FIOR

El gas reductor es gas natural reformado con vapor de agua que se introduce en el reactor de lecho fluido a 550°C. La reducción se realiza en una instalación compuesta de 4 reactores que funcionan en serie. En el primero se calienta el mineral cuyo tamaño debe ser inferior a 12 mm. con los gases calientes procedentes de los otros 3 reactores de lecho fluido en contracorriente con el gas reductor, desarrollándose el proceso a temperaturas de 705 a 812°C.

El producto obtenido sale del último reactor a 650°C, y se moldea en briquetas con un 90 a 95% de metalizado y menos del 1% de C. Las briquetas muy densas son resistentes a la oxidación y sin problemas para almacenarlas y transportarlas.

PROCESO NOVALFER

Este proceso fue desarrollado por la Office National Industrial de L'Azote (ONIA), que tiene en funcionamiento una planta piloto de 15 ton/día en Toubuse, Francia.

Se emplea como reductor gas natural, reformado con vapor de agua cuya composición es de 86 a 94% de H_2 y 4 a 6% de CO .

PROCESO H-IRON

Se utiliza en el proceso como reductor gas natural parcialmente oxidado para obtener hidrógeno de alta pureza, que se introduce en el reactor de lecho fluido a 500°C, temperatura muy inferior a las de sinterizado por lo que no se produce ninguna aglomeración.

En compensación exige el empleo de altas presiones para que la reducción tenga lugar, lo que complica las instalaciones.

El producto obtenido es un polvo con 70 a 95% de reducción que se briquetea en atmósfera de hidrógeno.

COMBUSTÓLEO

Así como el gas natural el combustóleo, el combustóleo es consumido en gran cantidad por los procesos de la industria siderúrgica.

El combustóleo es un hidrocarburo que tiene preferencia en comparación de otros combustibles por el bajo costo que tiene y por los amplios recursos petrolíferos de que se dispone.

Interviene en la reducción del mineral de Fe como combustible secundario dentro del alto horno, inyectado por medio de las toberas. El combustóleo aporta la energía necesaria para la reducción del aglomerado de mineral de Fe separando las impurezas a la escoria.

En el proceso de aceración Siemens Martin el combustóleo es el principal energético.

El proceso es principalmente una oxidación de impurezas. La oxidación se lleva a cabo al hacer contacto con la escoria, la cual deriva su carácter oxidante a través de la carga de FeO y parte también de la absorción de oxígeno del exceso de aire en los gases que pasan al horno sobre la gran cantidad de superficie del baño.

Es un proceso lento, el calor de la oxidación es disipado conforme éste es liberado y mucho combustible es consumido. Para una mayor eficiencia es necesario el precalentar el aire utilizado para la combustión. Este calentamiento de aire se lleva a cabo en regeneradores de calor que son activados por el paso de los gases calientes residuales.

La salida de gases calientes, la entrada de aire frío que posteriormente se calentará y el flujo de gas enfriado, pasa alternadamente a través de diferentes válvulas. El seguimiento es similar al que se utiliza en las estufas del alto horno, pero con la diferencia que el calor no se deriva de quemar un gas combustible, ya que es suministrada esta energía en su totalidad por el calor sensible de los gases que salen del horno.

La carga generalmente consiste de pedacería de acero, así como de arrabio, la proporción de estas varían por lo que utilizado la pedacería que es cargada fría y que el arrabio es vertido líquido. Es necesario usar también un fundente, y mineral de Fe para la oxidación.

El proceso puede ser tanto ácido como básico, este último es el más común porque remueve el fósforo del mineral de Hierro. Para producir una escoria fuertemente básica, se requiere de dolomita o cal.

La operación esta sujeta a un control muy estrecho y es muy común dejar algo de carbón en el baño final, y algo de manganeso en el proceso básico "manganeso residual". Un ajuste cuidadoso de la escoria y de la temperatura es necesario con el efecto de remover el fósforo después de que el carbón es eliminado.

Dos tipos de problemas se indican con respecto al proceso Siemens Martin, uno es el comportamiento en el suministro y distribución del calor, incluyendo la eficiencia térmica del horno y el otro es el comportamiento con la química del proceso, particularmente la oxidación de impurezas en la escoria. El proceso es hoy día obsoleto y tiende a desaparecer.

Algunas de las desventajas al usar combustóleo son las siguientes:

- 1.- El mantenimiento es costoso debido a que es un energético sucio.
- 2.- Debe de precalentarse antes de usarse para darle mayor fluidez.
- 3.- Tiene un porcentaje alto de azufre que contamina al producto.

Propiedades típicas del combustóleo:

Viscosidad a 50°C	-----	514.
Peso específico	-----	0.997
Temp. de escurrimiento	-----	6°C
Temp. de inflamación	-----	86°C
Agua y sedimento	-----	0.12% VOL.
Azufre	-----	3.01% PESO
Ceniza	-----	0.041 PESO

2.1.3 ENERGIA ELECTRICA

La energía eléctrica es otro de los energéticos principales, es consumida en cada uno de los procesos siderúrgicos, además de utilizarse también en servicios generales, talleres, laboratorios, oficinas, etc. Es un energético versátil, limpio, que no contamina al producto y que puede controlarse fácilmente.

La electricidad es una forma de energía cuya fuente principal en México son los hidrocarburos, como el combustóleo y el gas natural. Las plantas termoeléctricas son las que más se usan para la generación de electricidad, pero también son las que utilizan una mayor cantidad de energía y la eficiencia total de éstas es de aproximadamente 48%, lo que indica que son ineficientes para convertir energía calorífica en energía eléctrica.

Actualmente se hacen esfuerzos por aumentar la participación de diferentes fuentes de generación eléctrica que puedan permitir la disminución en el consumo de los hidrocarburos.

La participación actual por fuente de generación eléctrica se encuentra repartida de la siguiente forma:

Hidráulica	-----	30.1%
Geotérmica	-----	2.4%
Carbón	-----	4.08%
Hidrocarburos	-----	63.41%

El potencial hidroeléctrico del país no ha sido totalmente explotado, por lo que actualmente se siguen desarrollando planes para construir hidroeléctricas que satisfagan las necesidades de la población.

El aprovechamiento geotérmico ha sido poco, pero también podría aumentar su participación.

La construcción de carboceléctricas son materia disponible, pero también es un energético no renovable. Por último las núcleo-eléctricas son la tecnología más avanzada pero es costosa y peligrosa. Estas fuentes de generación eléctrica ayudarían directamente a disminuir el consumo de hidrocarburos tan necesario en estos tiempos.

Las plantas siderúrgicas integradas autogeneraron principalmente con turbinas de vapor y de gas, 40% de la energía eléctrica que necesitaron. En total, produjeron cerca de 1,300 GWH, con una eficiencia global de 32%. Esta generación de electricidad se llevó a cabo consumiendo como energéticos gas natural, combustóleo, gas de coquería y gas de alto horno.

La participación de los energéticos autogenerados como el gas de coquería y el gas de alto horno es muy significativa con alrededor de un 40% para la generación de electricidad. Este consumo de combustibles lleva implícito un ahorro de energía o de combustibles comprados como son el gas natural y el combustóleo, como es demostrado en el anexo "A".

Las necesidades de energía eléctrica para cada proceso son muy variadas, si tomamos en cuenta que la electricidad dentro de los procesos tiene muchos usos como son el transportar y alimentar la material prima al proceso, en iluminación en equipo automático y en otros dispositivos eléctricos. De esta forma, se ha registrado que el consumo específico de energía en los altos hornos se sitúa entre 15

y 60 KWH por tonelada de arrabio, pero esto va de acuerdo con el tipo de carga y distribución del mineral o pelet.

El único proceso en donde solo se consume energía eléctrica es el que se desarrolla en el horno eléctrico de arco. Este proceso se encarga de la afinación del acero en las plantas integradas de reducción directa. Los hornos eléctricos de estas mismas plantas requirieron de 650 KWH de electricidad por tonelada de acero líquido. Este consumo de electricidad se ocupa para fundir y afinar el acero hasta llegar a una composición deseada, desarrollándose a temperaturas hasta 3000°C. Este proceso tiene la particularidad de poder ser alimentado con 100% de carga sólida y de diferentes porcentajes de Fe esponja o chatarra.

El consumo de electricidad por proceso es muy variado, y esto se muestra en el siguiente cuadro:

Consumo típico de energía eléctrica por proceso

PROCESO	PRODUCTO	KWH/TON de producción
Coquización -----	Coque -----	21.2
Peletización -----	Pelet -----	48.2
Sinterización -----	Sinter -----	44.3
Reducción A.H. -----	Arrabio -----	21.5
Reducción HYL -----	Fe Esponja -----	4.5
Aceración S.M. -----	Acero -----	7.7
Aceración COBOX -----	Acero -----	26.9
Aceración H.E.A. -----	Acero -----	650.0

2.2 CARACTERISTICAS DE LA COMBUSTION

El uso a gran escala de los energéticos nos ha orillado a buscar el máximo rendimiento de los mismos fundamentalmente evitando pérdidas de calor y mejorando la combustión.

La combustión se define como la oxidación rápida de una substancia, acompañada de la transformación de energía y de un aumento de temperatura, además de desprendimiento de calor y de pérdida de masa.

El control técnico de la combustión y la valoración de la eficiencia en la utilización del calor sigue los mismos principios ya sea que el combustible se queme en un calentador casero, una caldera para vapor industrial, o un horno metalúrgico. La ingeniería en todos los casos se basa primordialmente en la estequiometría simple y en la ley de la conservación de energía.

ESTEQUIOMETRIA DE LA COMBUSTION

El punto de partida en el estudio de los problemas de combustión es la preparación del balance de materiales, cantidades concernientes y análisis de combustible, aire y gases de combustión. El sistema de combustión es esencialmente un sistema de estado permanente con dos corrientes de entrada, combustible y oxígeno y una corriente de producto gases de combustión.

Algunos de los datos para el balance de los materiales de combustión deberán obtenerse por medición directa, por ejemplo: la capacidad de consumo de combustible, el análisis del combustible y el análisis Orsat de los gases de la

combustión. Otros se calculan por ejemplo: el consumo de aire, las fugas de aire y la cantidad de gases de combustión. Los datos faltantes se resuelven por medio de una serie de ecuaciones para el balance de carbono, balance de nitrógeno, balance de oxígeno, etc.

Balance del carbono

El análisis Orsat da el % de CO y el % de CO₂ en volumen, en los gases de la combustión sobre una base seca. El análisis del combustible da el % de C. El balance de carbono, puede ser preparado y resuelto para hallar la cantidad de gases de la combustión secos por unidad de combustible. Combinando esta cifra con: C en el combustible = C en los gases de la combustión, de la cantidad de consumo del combustible se obtiene la proporción de gases de combustión en seco.

El balance del carbono se vuelve más complicado cuando la carga misma contribuye con carbono, por ejemplo, cuando el CaCO₃ es parte de la carga y se disocia, contribuyendo con grandes cantidades de CO₂ a los gases de la combustión.

Balance de nitrógeno

El consumo de aire puede hallarse por medio del balance del nitrógeno.

$$N_2 \text{ en el aire} = N_2 \text{ en los gases de la combustión}$$

Los balances de N₂ y O₂ se realizan de la misma forma.

UTILIZACION DEL CALOR

El balance térmico completo de un proceso de horno muestra en detalle las fuentes de calor, incluyendo el obtenido por la combustión del combustible, y muestra las maneras en que

se utiliza o se pierde calor. Al controlar la combustión o al estudiar los medios para mejorar la eficiencia, es útil considerar separadamente las cantidades de calor relacionadas directamente con la combustión o con el propio proceso metalúrgico.

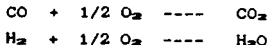
Deben tomarse en cuenta cuantitativamente los niveles de temperatura a los que se proporciona el calor al proceso. Particularmente en los procesos a temperatura elevada, son más críticas las variables operantes relacionadas con la obtención de un nivel de temperatura satisfactorio que las relacionadas con el suministro de una determinada cantidad de calor total.

TEMPERATURA ADIABÁTICA DE LA LLAMA (TALL)

La temperatura máxima teóricamente obtenible al quemar una mezcla de combustible y aire bajo determinadas condiciones es la temperatura de los productos de la combustión cuando esta se realiza adiabáticamente. Un proceso adiabático es donde el sistema no gana ni pierde calor de los alrededores. En términos de las cantidades usadas en la ecuación de la primera ley, $Q=0$, y si el proceso es tanto adiabático como a presión constante, $AH=Q=0$. En términos del balance térmico a presión constante, la pérdida de calor a los alrededores es nula para un proceso adiabático.

La temperatura adiabática de la llama, como se definió es un máximo teórico que no se obtiene en las llamas reales. Las temperaturas de las llamas reales quedan generalmente en el rango de 48 a 75% de las temperaturas de llama adiabática calculadas. Ejemplo de esto se observa en los altos hornos donde la temperatura adiabática frente a toberas y con viento caliente de 1200 a 1300°C es de aprox. 2200 - 2400°C.

A temperaturas ordinarias de hornos metalúrgicos (hasta 1600°C), las reacciones de combustión tales como:



Se completan sustancialmente cuando los reactantes se mezclan bien en cantidades apropiadas. Sin embargo, a temperaturas muy elevadas, se alcanza el equilibrio químico con cantidades apreciables de CO y O₂ o H₂ y O₂ y permanecen sin reaccionar.

En otras palabras, si la temperatura de llama adiabática se calcula sobre la base de una combustión estequiométricamente completa, debe hacerse una corrección para la disociación de los productos de la combustión. Las reacciones de disociación son lo contrario de las reacciones de la combustión, absorbiendo calor en lugar de producirlo, y por tanto, bajando la temperatura de llama adiabática.

La temperatura adiabática de la llama depende de las condiciones de la combustión. En particular, afectan al cálculo las temperaturas del combustible y del aire alimentado a la combustión y la proporción combustible-aire.

La temperatura real de la llama tiene una importancia directa e indirecta considerable como un criterio de la utilización del combustible. Un requerimiento evidente es que la temperatura de la llama esté sobre la temperatura que se debe alcanzar en la carga del horno. La velocidad de transferencia de calor desde la llama al contenido del horno es una función de la diferencia de temperatura entre la llama y el contenido, por lo que las altas temperaturas de la llama favorecen a un calentamiento rápido. Por otra parte, las temperaturas de llama más altas van acompañadas

por un peligro mayor de sobrecalentamiento y destrucción de los refractarios del horno.

La temperatura de combustión adiabática sirve para comparar las temperaturas de llama y proporciona una base para estimar los efectos de los cambios en el combustible o en las condiciones de la combustión. Muestra también el efecto del ajuste de aire sobre la temperatura adiabática de la llama, evidenciando la importancia de un control cuidadoso del aire.

TEMPERATURAS CRITICAS DE LOS PROCESOS METALURGICOS

Para la existencia de un flujo térmico dentro de un proceso, son necesarias temperaturas sustancialmente diferentes, para obtener los flujos de calor sobre los que dependen los procesos del horno. A pesar de estas variaciones en la temperatura, el estudio cuidadoso de cualquier proceso determinado descubrirá un nivel de temperatura crítico o mínimo definido que debe lograrse o excederse en las partes más frías del interior del horno si el proceso va a ser operado satisfactoriamente.

En todos los procesos que implican metales líquidos, la temperatura crítica podría ser la temperatura de vaciado o de sangría a la que se saca el metal del horno. En procesos caracterizados por la formación de escoria líquidas, la temperatura de flujo libre de la escoria, que es la temperatura más baja a la cual se forma una escoria lo suficientemente fluida para descargar libremente del horno.

En otros procesos, la temperatura crítica puede ser la requerida para efectuar efectivamente ciertas reacciones químicas.

La temperatura crítica tiene un significado simple y directo en relación con la utilización del calor de quemar el combustible, esto es, la temperatura crítica es la temperatura más baja a la cual los gases de la combustión, los productos de la combustión pueden dejar la cámara de trabajo del horno.

CALOR DISPONIBLE

El calor sensible en los gases de la combustión a la temperatura crítica del proceso no es disponible para el proceso en el horno. debido a que es un nivel de temperatura demasiado bajo para ser útil.

El calor disponible bruto puede ser definido como el calor total procedente de la combustión del combustible, menos el calor sensible en los productos de la combustión a la temperatura crítica del proceso.

El consumo calorífico total incluye los calores sensibles en el combustible y en el aire, así como el calor de la combustión.

El calor bruto disponible es el calor rendido por los productos de la combustión al enfriarlos desde la temperatura adiabática de la llama hasta la temperatura crítica de operación.

Existe también cierto calor a temperaturas elevadas que debe utilizarse para mantener caliente al horno, esto es suministrar las pérdidas de calor a los alrededores del horno. Podemos definir el calor disponible neto, para el proceso metalúrgico en sí, como el calor bruto disponible menos la pérdida de calor a los alrededores con el horno a temperatura de trabajo.

El calor disponible neto es así un criterio para comparar la efectividad del sistema de combustión del combustible más la del horno para suministrar calor al proceso mientras que el calor disponible bruto es un criterio para comparar diferentes sistemas de combustión de combustible.

VARIABLES QUE AFECTAN LA UTILIZACION DEL CALOR

Si el diseño y las necesidades diarias de calor para el proceso son fijas, el requerimiento de calor disponible bruto por día es fijo y el problema usual es hallar los medios más económicos de proporcionar este requerimiento bajo estas condiciones:

$$\text{consumo de combustibles} = \frac{\text{calor disponible bruto por unidad de tiempo}}{\text{calor disponible bruto por unidad de combustibles}}$$

Si el abastecimiento de calor es un factor crítico para determinar la capacidad del horno o la producción de tonelaje por día, se hace necesario considerar los efectos de las variables de la combustión sobre el calor disponible neto. Entonces, es aplicable la relación siguiente:

$$\text{Rendimiento máx. del horno (poder de fusión)} = \frac{\text{calor disponible neto generado por unidad de tiempo}}{\text{calor disponible neto requerido por unidad de producción}}$$

Los efectos más importantes sobre el calor disponible son los siguientes:

- 1.- Ajuste del aire; relación aire-combustible, porcentaje de aire en exceso; fuga de aire, tiro del horno.

- 2.- Selección del combustible, cambios en el análisis del combustible.
- 3.- Temperaturas de precalentamiento del aire y del combustible.
- 4.- Humedad en el aire y en el combustible.
- 5.- Combustión incompleta, combustible sin quemar.
- 6.- Enriquecimiento del aire con oxígeno para la combustión.
- 7.- Temperatura del gas de la combustión, temperatura crítica.

AJUSTE DEL AIRE

Un buen control del aire de combustión es considerado como el factor simple más importante en el uso eficiente del combustible.

El diseño del quemador e instalación proveerá reguladores u otro tipo de control de aire primario y secundario que entra a través y alrededor del quemador y en algunos casos se proporciona un control automático (dosificador) de la relación aire-combustible.

Para una temperatura crítica determinada, el porcentaje máximo de calor disponible y el consumo mínimo de combustible se obtienen teóricamente con sólo la cantidad teórica del aire.

El rendimiento de calor disponible muestra un fuerte descenso y el consumo de combustible una elevación brusca según el aire, disminuye por debajo del teórico, debido

también a que el combustible sin quemar consume calor disponible al calentarse a la temperatura crítica.

Según se aumenta el aire sobre el teórico, la disminución en calor disponible y el aumento en consumo de combustible son menos agudos, debido a que se consigue todo el poder calorífico y a que la pérdida de calor disponible es sólo la requerida para calentar el exceso de aire.

En la práctica real, la combustión completa del combustible y su más bajo consumo se obtiene con un ligero exceso de aire sobre el teórico generalmente de 5 - 10% si la mezcla aire combustible es buena. Un mal mezclado del combustible y el aire nos da como resultado un alejamiento de las condiciones ideales supuestas.

COMPARACION DE COMBUSTIBLES

Las relaciones entre los porcentajes de calor disponible, temperatura adiabática de la llama y temperatura crítica proporciona una base preliminar para la comparación de combustibles.

Al hacer una comparación cuantitativa de los combustibles para un proceso determinado, el costo de combustible por unidad de calor disponible podría servir como un criterio de guía, pues proporciona una base de comparación más lógica que el costo por unidad de poder calorífico.

PRECALENTAMIENTO DE AIRE Y COMBUSTIBLE

El precalentamiento del aire de combustión es un medio práctico de aumentar el calor disponible y se utiliza ampliamente en hornos metalúrgicos que requieren temperaturas sobre 1000°C.

Generalmente el aire de combustión y el combustible gaseoso se calientan con calor recuperado de los gases del tragante, usando regeneradores en hornos de llama o recuperadores en hornos de cuba, la diferencia entre estos consiste básicamente en que los regeneradores no utilizan combustibles, simplemente aprovechan el calor sensible de los gases de combustión que salen del horno, y los recuperadores necesitan de quemar un combustible para transmitir calor al aire de combustión que se alimentaran a los hornos.

El desarrollo de varios procesos metalúrgicos a temperaturas elevadas ha estado ligado estrechamente con los procedimientos de combustión que implican el precalentamiento y la recuperación de calor de los gases del tragante. De esta manera se ha logrado economizar el suministro de calor a temperatura elevada.

El aumento de entrada de calor por el precalentamiento no implica aumento en la cantidad o temperatura crítica de los gases del tragante, por lo que el calor añadido es disponible en 100%.

Utilizando una fracción del calor sensible en los gases del tragante para precalentar el aire, el calor sensible en el aire precalentado podría fácilmente llegar a 10 o 15% del poder calorífico del combustible. Esta adición multiplicaría el calor disponible por unidad de combustible por un factor de 3 o 4 haciendo posible una reducción sustancial en el consumo de combustible o un aumento en la capacidad del horno.

HUMEDAD EN EL COMBUSTIBLE Y EN EL AIRE

La humedad reduce el rendimiento de calor disponible de una cantidad de combustible determinada, puesto que se tiene que calentar el agua para que deje el horno a la temperatura de los gases del tragante o a la temperatura crítica. Además, si la humedad entra en estado líquido (por ejem. en el coque), el calor de vaporización del agua reduce el calor disponible por unidad de combustible seco. Este último efecto, por supuesto, se toma en cuenta automáticamente cuando se utiliza el poder calorífico bajo del combustible húmedo en el cálculo del calor disponible.

Todavía otro efecto de la humedad se vuelve importante en algunas circunstancias. En el alto horno por ejemplo, el calor se genera quemando coque con aire a monóxido de carbono, siendo el calor de reacción a 25°C de unos 2,442 kcal/kg de carbono, con unos 1.98 m³ de aire. Si el aire contiene H₂O, el H₂O reacciona con el C endotérmicamente, pero por otro lado, el CO y el H₂ son combustibles y desprenden calor adicional.



De consiguiente, la pérdida de calor disponible ocasionada por la humedad es equivalente al calor absorbido por la reacción



por la cantidad de agua involucrada.

El efecto de la humedad del aire sobre el calor disponible es lo suficientemente grande para justificar el acondicionamiento y deshumidificación de aire.

INTEGRIDAD DE LA COMBUSTION

Si la combustión es incompleta, no sólo es parte del poder calorífico del combustible que no se produce, sino que también el combustible y el aire sin reaccionar actúan como diluyentes y consumen calor sensible al ser elevados a la temperatura de los gases del tragante. Ambos efectos reducen el calor disponible.

En la búsqueda del equilibrio entre la pérdida de entrada de calor por combustión incompleta y el aumento de calor sensible en los gases del tragante por el exceso de aire. Se ha encontrado que la cantidad de aire en exceso óptima varía con el combustible el diseño de la entrada y del quemador, así como el tamaño de la cámara de combustión y el ajuste óptimo del aire para la combustión completa.

ENRIQUECIMIENTO CON OXIGENO

El 79% de nitrógeno en el aire utilizado normalmente para combustión pasa sin reaccionar a través de los hornos, y comprende una parte principal del volumen de los gases del tragante. Así del calor sensible recogido en los gases del tragante a las temperaturas críticas -el calor no disponible-, una gran parte es aquella requerida por el nitrógeno.

La disminución en la cantidad de nitrógeno aumenta la producción de calor disponible. Esta se obtiene por el enriquecimiento con oxígeno del aire de combustión.

Al igual que con otros medios de aumentar el calor disponible por unidad de combustible, el enriquecimiento con oxígeno aumenta también la temperatura de la llama. Por otra parte, el efecto de la temperatura de la llama puede limitar el uso del oxígeno ya que cuando se alcanza una temperatura demasiado elevada se afecta la duración del refractario del horno.

HORNOS ELECTRICOS

Cuando se utiliza electricidad para calentamiento, no se generan gases del tragante como característica inherente al suministro de calor. De consiguiente independientemente de la temperatura crítica del proceso se puede considerar a toda la entrada de calor por electricidad como calor disponible bruto. Sin embargo como la mayor parte de la electricidad es producida en el mundo industrial por vía termoeléctrica, es decir quemando combustibles y la eficiencia es muy baja, del orden del 30%, se considera el adoptar el equivalente práctico de 2860 kcal/kwh para los cálculos de balance térmico. Debido a que para producir un kwh cuyo equivalente teórico es de 860 kcal, se requieren prácticamente de 2860 kcal en promedio.

3. CONSUMO ENERGETICO EN LOS PROCESOS SIDERURGICOS

3.1 COQUIZACION

No todos los carbones son apropiados para coquizarlos, por una parte deben contener componentes volátiles y por otra, deben reblandecerse en un intervalo de temperatura de 350°C, sin aumentar de volumen en la desgasificación ya que de lo contrario podrían ejercer presiones perjudiciales sobre las cámaras de coque. Los mejores carbones para la coquización son las hullas grasas o hullas db's de coque.

La producción de un buen coque depende principalmente del carácter del carbón que conduce a la formación de una buena estructura celular y también al grado de carbón, que define la producción de ceniza y azufre.

Para llegar a obtener un buen coque, es difícil lograrlo partiendo de un solo carbón, por lo que es común el uso de mezclas de más de dos carbones con el fin de producir un coque satisfactorio.

Otros factores que influyen en las propiedades del coque son: el grado de molienda del carbón cargado a los hornos, el diseño y dimensiones de los hornos, la temperatura de coquización y el incremento de volumen que produce la formación de coque.

La coquización se lleva a cabo en cámaras o es que se agrupan en batería, con la finalidad de que se transmita la energía lo más eficientemente posible. Cuando la carga se ha desgasificado por completo, se expulsan los bloques de coque de la cámara y se da por finalizada la operación.

La desgasificación ocurre a una temperatura de unos 800°C aproximadamente, de la que se separarán los subproductos del proceso de coquización.

CALCULO DE LA EFICIENCIA EN LOS HORNOS DE COQUIZACION

La eficiencia térmica en hornos se define como el aprovechamiento de calor en porciento que se obtiene al dividir el calor útil entre el calor total suministrado.

Para el proceso de coquización el calor útil es el calor mínimo necesario que se requiere para obtener sus productos y se calcula estimando el calor transmitido de los combustibles a los productos de la coquización.

El calor total suministrado es el que desprenden los combustibles consumidos en el proceso.

Para calcular la eficiencia térmica en el proceso de coquización, debemos conocer en primer termino que cantidad de coque se tiene por unidad de carbon que se suministra, por lo que se desarrolla, el siguiente balance de materia.

Análisis típico de carbon obtenido de la mezcla de más de dos carbones de diferente composición química.

COMPONENTE	% EN PESO
C	79.1
H ₂	6.9
O ₂	6.6
N ₂	1.4
S ₂	0.9
H ₂ O	1.8
CENIZA	3.3

El 79.1% de carbono en el carbón, se encuentra en parte como carbono fijo y como materia volátil que esta compuesta principalmente de hidrocarburos.

Cuando se cierran las cámaras de los hornos de coquización generalmente queda algo de aire circulando, sobre las piezas de carbon formando CO y CO₂. Pero la mayor parte del carbono queda repartido en el coque, en el gas de coqueria y en el alquitrán.

El nitrógeno del aire forma amoniaco (NH₃), pero como este componente es inestable a altas temperaturas, gran parte del nitrógeno queda en el gas como N₂ libre.

El azufre gasificado forma H₂S, SO₂ y S (vapor) quedando un poco de azufre remanente en el coque. El agua se evapora rápidamente y la ceniza permanece constante en el coque.

Para iniciar el balance de materia es necesario calcular el volumen del gas de coqueria, así como la cantidad de coque y de alquitrán, para esto nos apoyamos en el porcentaje de ceniza que permanece constante en el carbón y en el coque, con lo que podemos iniciar calculando el peso de coque.

Utilizando como base de cálculo 1000 Kg de carbón. Presentamos el siguiente análisis completo del coque:

componente	% en peso
C	93.0
H ₂	0.8
O ₂	0.5
N ₂	0.4
S ₂	0.6
CENIZA	4.7

Calculando la cantidad de coque, tenemos:

peso de ceniza en carbón = peso de ceniza en el coque

$0.033 \times 1000 \text{ Kg de carbón} = 0.047 \times \text{Kg de coque}$

$$\begin{array}{r} 0.033 \\ \text{-----} \times 1000 = 702 \text{ Kg de coque} \\ 0.047 \end{array}$$

El carbono contenido en el coque es de :

$0.93 \times 702 \text{ Kg de coque} = 653 \text{ Kg de carbono en el coque}$

Por lo que entonces el carbono en el gas y el alquitran será la diferencia entre el carbono en el carbón y carbono calculado en el coque:

$791 - 653 = 138 \text{ Kg de carbono en el gas y el alquitran}$

En promedio tenemos que para una coquizadora típica nacional si alimentamos una tonelada de carbón este nos produce 40 kg de alquitran, de donde 90% es carbono y 7% hidrogeno. Con lo anterior, podemos calcular el carbono contenido en el gas de coquería al hacer la diferencia del carbono en el alquitran menos el carbono en el gas y el alquitran por lo que tenemos:

$138 - (0.9 \times 40) = 102 \text{ Kg de carbono en el gas de coquería}$

El análisis del gas de coquería es el siguiente:

componente	% en volumen
H ₂	56.9
CH ₄	28.5
C ₂ H ₄	3.0
C ₆ H ₆	0.9
CO	4.6
CO ₂	2.1
NH ₃	1.2
N ₂	2.8

Para encontrar el peso de carbono contenido en un metro cúbico de gas de coquería, utilizamos la siguiente relación que se lleva a cabo a condiciones normales de presión y temperatura:

$$22.4 \text{ m}^3 \text{ de } \text{CH}_4 \text{ ----- } 12 \text{ Kg de carbono}$$

De donde calculando para todos los componentes del gas de coquería, tenemos :

$$\begin{array}{r} 12 \\ \text{----} (0.285) = 0.1527 \text{ Kg de carbono en el } \text{CH}_4 \\ 22.4 \\ \\ 24 \\ \text{----} (0.03) = 0.0321 \text{ Kg de carbono en el } \text{C}_2\text{H}_4 \\ 22.4 \\ \\ 72 \\ \text{----} (0.009) = 0.0289 \text{ Kg de carbono en el } \text{C}_6\text{H}_6 \\ 22.4 \\ \\ 12 \\ \text{----} (0.046) = 0.0246 \text{ Kg de carbono en el } \text{CO} \\ 22.4 \\ \\ 12 \\ \text{----} (0.021) = 0.0112 \text{ Kg de carbono en el } \text{CO}_2 \\ 22.4 \\ \text{-----} \\ 0.2495 \text{ kg de carbono/m}^3 \text{ GCOQ} \end{array}$$

Ahora calculando el volumen en metros cúbicos del gas de coquería (m^3GCOQ), tenemos lo siguiente :

$$\text{m}^3\text{GCOQ} = \frac{\text{Kg de carbono en el gas de coquería}}{\text{Kg de carbono/m}^3\text{GCOQ}}$$

$$\text{m}^3\text{GCOQ} = \frac{102 \text{ Kg}}{0.2495 \text{ Kg/m}^3} = 409 \text{ m}^3\text{GCOQ}$$

Los resultados obtenidos de producción en el proceso de coquización alimentando 1000 Kg de carbón son los siguientes:

702 Kg de coque
 40 Kg de alquitrán
 409 m³ de gas de coquería

Cálculo del calor sensible a la salida del proceso, por producto.

El calor transferido, por los combustibles a una sustancia y su temperatura a presión constante se puede expresar como:

$$Q = m C_p (T_2 - T_1)$$

Donde: m = masa de la sustancia

C_p = constante de la capacidad calorífica de una determinada sustancia a presión cte.

T₂ = temperatura de salida del proceso

T₁ = temperatura de entrada al proceso

La temperatura de salida del coque es de 1000°C con una producción de 702.000 gr y de tablas obtenemos el valor del C_p en el intervalo de temperatura de trabajo:

$$C_p \text{ del coque} = 0.403 \text{ cal/gr } ^\circ\text{C} \quad (21^\circ\text{C a } 1300^\circ\text{C})$$

Para el coque tenemos :

$$Q = 702.000 \text{ gr} \times 0.403 \text{ cal/gr } ^\circ\text{C} \times (1000^\circ\text{C} - 25^\circ\text{C})$$

$$Q = 275,833,350 \text{ cal} = 0.276 \text{ GCAL.}$$

Que es el calor que transfieren los combustibles al producto, y es el minimo necesario para producir 702.000 gr de coque

Para calcular la energia util del gas de coqueria se determina el calor transferido para cada uno de sus componentes por medio de la siguiente formula:

$$Q = n C_p (T_2 - T_1) \quad \text{donde } n = \text{numero de moles}$$

Calculando el numero de moles tenemos lo siguiente:

A condiciones normales de presión y temperatura el peso de una mol de cualquier componente gaseoso es de aproximadamente 22.4 m³.

Componente	volumen m ³	kgmol/22.4m ³	$\frac{1000\text{g/mol}}{\text{kgmol}}$	moles
H ₂	233	0.089	500.0	10368
CH ₄	116	0.714	62.5	5176
C ₂ H ₆	12	1.25	35.7	535
C ₆ H ₆	4	3.482	12.8	178
CO	19	1.25	35.7	848
CO ₂	8	1.964	22.7	357
NH ₃	5	0.759	58.8	223
N ₂	11	1.25	35.7	491

Con el numero de moles calculado obtenemos la energia que fue transferida por combustibles al gas de coqueria. A

una temperatura de salida de 800°C y calores específicos para cada componente tomados de tablas.

Componentes	n moles	X	Cp cal/°C mol	X (T ₂ - T ₁) = Q (800-25)	GCAL
H ₂	10368		7.26	775	0.0585
CH ₄	5176		14.5	775	0.0582
C ₂ H ₆	535		21.0	775	0.0087
C ₃ H ₈	178		35.0	775	0.0048
CO	848		7.56	775	0.0050
CO ₂	357		12.22	775	0.0034
NH ₃	223		11.74	775	0.0024
N ₂	491		7.3	775	0.0028
Total de energía útil para producir 409 m ³ GCOG					0.1434

Para hacer el cálculo correspondiente al alquitrán utilizamos la misma fórmula :

Componentes	moles		cal/°C mol	(800-25)	GCAL
C	3000		4.58	775	0.0106
H ₂	1400		7.26	775	0.0079
Impurezas	-		-	-	-
					-.-----

La energía útil para producir 40 Kg de alquitran 0.0185

El calor físico o de salida de los productos, es el calor transferido por los combustibles, y la suma de estas

energias de salida por producto es la energia util. del proceso.

$$\begin{array}{r} \text{COQUE} \qquad \text{GCOQ} \qquad \text{ALQUITRAN} \\ 0.276 \text{ GCAL} + 0.1434 \text{ GCAL} + 0.0185 \text{ GCAL} = 0.4379 \text{ GCAL} \end{array}$$

Determinando el indice energetico en gigacalorias por tonelada de producto (coque). Tenemos el siguiente resultado que nos ayudara para desarrollar el diagrama de sankey respectivo.

$$\begin{array}{r} \text{gcal} \qquad \qquad \qquad 1 \text{ ton carbon} \qquad \qquad \qquad \text{gcal} \\ 0.4379 \text{ -----} \cdot \text{ -----} = 0.6237 \text{ -----} \\ \text{ton carbon} \qquad \qquad 0.702 \text{ ton coque} \qquad \qquad \text{ton coque} \end{array}$$

El total de energia de entrada al proceso sera el calor suministrado por los combustibles.

De acuerdo con los consumos tipicos nacionales tenemos que por tonelada de coque producido se consumen:

185 m³ de gas de coqueria y

370 m³ de gas de alto horno

En base a estos consumos podemos calcular el total de energia suministrada al proceso utilizando los poderes calorificos del gas de coqueria y del gas de alto horno.

$$185 \text{ m}^3 \text{ GCOQ} \times 4200 \text{ Kcal/m}^3 \text{ GCOQ} = 777000 \text{ Kcal} = 0.777 \text{ GCAL}$$

$$370 \text{ m}^3 \text{ GAH} \times 900 \text{ Kcal/m}^3 \text{ GAH} = 333000 \text{ Kcal} = 0.333 \text{ GCAL}$$

La energia total suministrada por ton coque es = 1.110 GCAL

Para obtener la eficiencia térmica del proceso utilizamos la siguiente relación:

$$\text{Eficiencia térmica} = \frac{\text{energía útil}}{\text{energía suministrada}}$$

Sustituyendo los valores respectivos tenemos:

$$\text{Eficiencia térmica} = \frac{0.6237 \text{ GCAL}}{1.1100 \text{ GCAL}} = 56\%$$

La eficiencia calculada nos da una buena aproximación de la eficiencia real. Para obtener con mayor aproximación este cálculo, se debe contabilizar, la energía proporcionada por la combustión del carbón y la materia volátil. Esta combustión se realiza por el aire atrapado o por alguna otra entrada de aire, debido a que no se tiene el hermetismo necesario en los hornos.

Este cálculo nos indica que del total de energía suministrada al proceso, solo se aprovecha el 56%. Por lo que podemos concluir que se puede efficientar el proceso optimizando la operación en lo que corresponde a la transferencia de calor.

El calor suministrado al proceso lo proporcionan el gas de coquería y el gas de alto horno, que son energéticos autogenerados en la misma industria por lo que no representan costo alguno. La cantidad de energía desprendida en el proceso es de 1,110,000 de kcal por tonelada de coque producido.

El diagrama de sankey correspondiente al proceso de coquización, se muestra en megacalorías por tonelada de

coque producido. Este indica los flujos de energía de entrada, salida y pérdidas del proceso. Las magnitudes en los flujos son en proporción y a escala. La energía de entrada aportada por los combustibles está en función de su poder calorífico. La energía de salida de los productos es la energía sensible que conllevan. Todas las fugas de energía que se presentan por radiación y/o conducción y/o convección, son mostradas en el diagrama como pérdidas, con salida en dirección hacia arriba o abajo.

PROCESO DE COQUIZACION
DIAGRAMA DE SANKEY
MCAL/TON DE COQUE

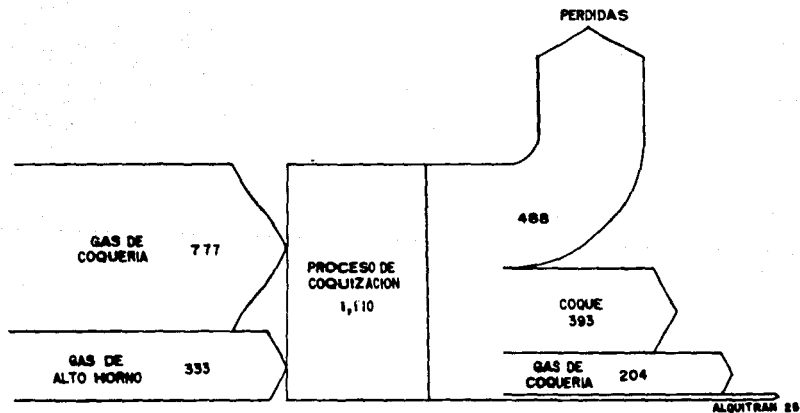


Fig. 1

3.2 AGLOMERACION DE MINERALES DE FIERRO

Antes de que pueda cargarse el mineral al alto horno, es necesario darle un tratamiento de preparación, con objeto de aumentar la eficiencia del proceso.

Actualmente se ha incrementado el uso de aglomerados básicos identificandolos como uno de los componentes más importantes dentro de la industria siderúrgica. En los procesos de aglomeración ha sido posible incrementar la basicidad del producto y al mismo tiempo reducir el contenido de silicio. Esto ha traído como consecuencia que el aglomerado, entre al alto horno y se facilite su reducción.

Las plantas de aglomeración modernas tienen una prolongada zona de ignición, haciendo posible aprovechar la mezcla (sólido-gas-alquitran), ahorrando con esto combustible y costos.

Por el desarrollo y precios de varias clases de carbones, es posible substituir semicoque y carbonizar con finos de coque.

Los tratamientos de aglomeración que son utilizados en la industria siderúrgica son: La peletización y la sinterización, mediante estos se obtienen las siguientes características.

- a) La reducción del óxido de hierro por el coque al rojo blanco y el gas monóxido de carbono que se produce.

- b) La fusión de la ganga por medio de un fundente (caliza) para formar una escoria fusible, que fluya fuera del horno.
- c) EL aprovechamiento de los finos de mineral, coque, fundente y finos de retorno del mismo aglomerado.

PELETIZACION

Este proceso consiste en la preparación de materia prima, para ser utilizada en el alto horno o en el proceso de reducción directa HYL.

La peletización lleva a cabo el cocimiento de una bola llamada pellet verde que es la materia prima aglomerada, que posteriormente se alimenta al alto horno. El producto es redondo y lleva una prerreducción efectuada en el mismo proceso, los fundentes necesarios van aglomerados para eliminar las impurezas que trae el mineral.

La operación se divide en dos partes:

- a) El peletizado que comprende la molienda del mineral, y la preparación en forma y características del producto. Después de la molienda del mineral, se adiciona agua y algún aglutinante como pueden ser bentonita o cal. El proceso empieza en el tambor de bolas -que es un aparato de cierta inclinación con barras cortadoras y revestido con malla metálica. La humedad produce bolas grandes y la inclinación produce bolas pequeñas- este se encarga de darle forma conveniente al aglomerado.
- b) El endurecimiento inicia desde el secado, siguiendo con el cocimiento y enfriamiento. Se pasa por un

recubrimiento de carbon pulverizado -que es consumido en su totalidad, despues de la ignición en el lecho y substancialmente toda la magnetita es oxidada a hematita- cae a una parrilla que avanza despues de formarse una cama o lecho que lleva al pellet verde o crudo a una cúpula de secado, donde se utiliza gas caliente y despues pasa al horno de ignición donde se deja enfriar obteniendose el pellet.

SINTERIZACION

Durante el proceso se transforma material fino en grueso, por medio de una fusión parcial, con lo que cambian completamente las propiedades fisicas y quimicas del producto.

Inicialmente la sinterización, era un proceso que se utilizaba para recuperar minerales y materiales finos que se producian en los complejos siderúrgicos, pero al notarse que el producto (sinter) tenia mejores propiedades fisicas y quimicas que el material grueso, se vio la conveniencia de producirlo a mayor escala, por lo que se procedio a moler mineral grueso para posteriormente sintetizar los finos.

Algunas de las propiedades que tiene el sinter sobre el mineral grueso son, entre otras:

- 1.- Una mayor superficie de contacto entre el material y los gases reductores del alto horno, debido a la alta porosidad lograda.
- 2.- La incorporación de escoriificantes en el sinter, que es una ventaja durante la fusion en el alto horno.

3.- Mineral prerreducido por medio del proceso.

La sinterización es en sí un proceso en el cual las partículas finas de materiales de hierro se convierten en aglomerados de mayor tamaño mediante una fusión parcial.

Descripción general del proceso de sinterización

En el proceso de sinterizado se aglomera una capa poco profunda de partículas finas, por transferencia de calor y fusión parcial de la mezcla.

El calor se genera por medio de la combustión de un combustible sólido que se añade a la mezcla de finos que se va a aglomerar. Esta combustión se inicia encendiendo la superficie de la capa, por medio de quemadores de gas o de aceite, después de esto, a la zona de alta temperatura formada se le obliga a moverse (descender) a través de la capa por una succión aplicada por abajo de la capa.

Dentro de esta zona de alta temperatura, las superficies de las partículas y los componentes de la ganga alcanzan la temperatura de fusión para formar una escoria semilíquida. La unión se efectúa por la combinación de la fusión, crecimiento de grano, y separación de escoria.

La producción de gases a partir del combustible y de los fundentes, crea una condición espumosa, que aprovecha el aire que entra para apagar y solidificar el borde posterior de la zona de fusión que avanza hacia la parte inferior de la capa de material. El producto final así formado consiste en una masa celular de mineral unido por una matriz de escoria.

Durante el proceso, el aire inducido se calienta por el sinter caliente, que se encuentra sobre la zona de combustión y fusión, y el calor sensible contenido en los productos de la combustión y en el exceso de aire, se transfiere a la parte inferior de la capa, abajo de la zona de fusión. Esto forma una distribución de temperatura a través de la capa de material, lo que origina una serie de zonas separadas de diferentes condiciones tanto físicas como químicas.

Balace de materia para el proceso de sinterización:

Como base de cálculo se tomaron 1000 kg de sinter

Si se necesitan 1000 kg de sinter en el alto horno y se tiene 25% de degradación durante la producción y clasificación del sinter se requiere de:

$$1000 \text{ kg} / 0.75 = 1.333 \text{ kg de sinter}$$

La eficiencia del proceso es de 89% o sea que se deben aumentar a la planta $1.333 / 0.89 = 1.498$ kg de materias primas.

Para esta cantidad de carga se usa generalmente el 5% de coque $1.498 \text{ kg} \times 0.05 = 75 \text{ kg}$.

Análisis típico del Coque

Componente	%
C	76.0
S	1.0
Mat. volátil	5.0
Cenizas	18.0

Restando el coque de la carga, tenemos la cantidad de mineral, fundentes y finos de retorno.

$$1.498 \text{ kg} - 75 \text{ kg} = 1.423 \text{ kg mineral} + \text{fundentes} + \text{factor de}$$

Si se tiene una recirculación promedio normal de 333 kg de sinter fino en la planta, entonces:

$$1.423 \text{ kg} - 333 \text{ kg} = 1.090 \text{ kg mineral} + \text{fundentes}$$

Para obtener las cantidades de mineral y fundente que son necesarios se realizan varios calculos, mediante los cuales se varían las cantidades de coque, mineral y fundentes, hasta llegar a obtener la basicidad deseada, que para este caso es de 1.50.

El siguiente analisis muestra los componentes quimicos de la materia prima, que intervienen para calcular la basicidad necesaria de la operación.

	mineral	fundentes	coque
% SiO ₂	5.30	1.06	8.25
% CaO + MgO	4.73	52.22	0.58

Los siguientes analisis quimicos corresponden al mineral homogenizado y al fundente (dolomita), que serán necesarios para el calculo.

Mineral homogenizado		Fundente (dolomita)	
componente	%	componente	%
SiO ₂	5.30	SiO ₂	1.06
Al ₂ O ₃	0.82	CaCO ₃	63.91
Ca ₃ (PO ₄) ₂	2.05	MgCO ₃	34.71
CaCO ₃	8.85	R ₂ O ₃	0.32
CaSO ₄	0.55		
Fe ₂ O ₃	80.93		
Otros oxidos	1.50		

El cálculo que a continuación se presenta es el óptimo necesario para obtener una producción de sinter de 1000 kg con una basicidad de 1.50.

Los cálculos se llevaron a cabo en base a ir cambiando los porcentajes de materia prima, entre el mineral y el fundente, en forma arbitraria hasta dar con la basicidad adecuada.

- calculando para el 10% de fundentes

Material	KG	SiO ₂ %	KG	CaO + MgO %	KG
Coque	75	8.25	6.18	0.58	0.43
Mineral	981	5.30	51.99	4.73	46.40
Fundentes	109	1.06	1.15	52.22	56.91
			59.32		103.74

$$\text{Basicidad} = B/A = 103.74/59.32 = 1.75$$

Se tienen 25 puntos por arriba del rango, por lo tanto se necesitan menos fundentes.

- calculando para 5% de fundentes

Material	kg	%	kg	%	kg
Coque	75	8.25	6.18	0.58	0.43
Mineral	1035.5	5.30	54.88	4.73	48.97
Fundentes	54.5	1.06	0.57	52.22	28.45
			61.63		77.85

$$\text{Basicidad} = B/A = 77.85/61.63 = 1.26$$

Se tienen 24 puntos por abajo del rango o sea que el porcentaje de fundentes es entre 5 y 10%.

- Calculando para el 7.5% de fundentes

Material	kg	%	kg	%	kg
Coque	75	8.25	6.18	0.58	0.43
Mineral	1008.25	5.30	53.43	4.73	47.69
Fundentes	81.75	1.06	0.86	52.22	42.68
			-----		-----
			60.47		90.80

$$\text{Basicidad} = B/A = 90.80/60.47 = 1.50$$

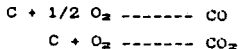
Por lo que la carga necesaria es de:

Material	Kilogramos
Mineral	1008.25
Fundentes	81.75
Coque	75.00
Finos de retorno	333.00
	1498.00

Los cambios quimicos que se dan en el proceso, son los siguientes:

1.- Coque

- a) Se oxida el carbono del coque a monoxido y bioxido de carbono:



- b) Se oxida el azufre del coque.
 c) La materia volatil se separa en los gases de combustion.
 d) Las cenizas permanecen en el sinter.

2.- Fundentes

- a) Se descompone la dolomita y los carbonatos de los fundentes y del mineral.

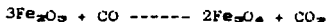


3.- Mineral

- a) El azufre del mineral en forma de CaSO_4 , se disocia ayudado por el SiO_2 .



- b) Se reduce la hematita Fe_2O_3 a magnetita por medio de monóxido de carbono.



Los cambios físicos que se dan en el proceso de sinterización son varios, los más importantes son:

- Las partículas finas del mineral homogenizado se funden formando un aglomerado.
- Se logra una estructura de macro y micro porosidades que aumenta considerablemente el área de contacto con los gases reductores del alto horno.
- Con la formación de la escoria se le da una resistencia elevada al sinter, la cual se le atribuye a una unión de naturaleza cerámica y al fenómeno llamado "crecimiento de grano".

El sinter obtenido es de la siguiente composición:

componente	%
SiO ₂ -----	5.96
CaO + MgO -----	9.17
R ₂ O ₃ + Al ₂ O ₃ -----	0.86
Ca ₃ (PO ₄) ₂ -----	2.05
CaOSiO ₂ -----	0.25
S -----	0.02
Fe ₂ O ₃ -----	71.44
Fe ₃ O ₄ -----	8.75
otros óxidos -----	1.50
	<u>100.00</u>

$$\text{Basicidad} = B/A = 91.70/59.60 = 1.54$$

De acuerdo al balance de materia, establecemos el siguiente balance de energía.

Las entradas de energía al proceso son originadas por, el consumo de coque en la mezcla y el consumo de gas de coquería para el encendido de la misma.

Todo el coque se consume, por lo que el calor alimentado al proceso es:

$$75 \text{ kg} \times 6.667 \text{ kcal/kg} = 500,025 \text{ kcal} = 0.500 \text{ gcal/ton sinter}$$

El gas de coquería utilizado para el encendido de la mezcla aporta la siguiente cantidad de energía:

$$\begin{aligned} 9.422 \text{ M}^3 \times 4200 \text{ kcal/M}^3 &= 39\,572 \text{ kcal} \\ &= 0.0395 \text{ gcal} \end{aligned}$$

Por lo que la energía total aportada es de :

$$\begin{aligned} \text{coque} + \text{gas de coquería} &= \text{energía aportada} \\ 0.5000 \text{ kcal} + 0.0395 \text{ kcal} &= 0.5395 \text{ kcal/ton de sinter} \end{aligned}$$

Cálculo de la energía de salida del proceso

El proceso de sinterización es un proceso abierto que rápidamente pierde energía por radiación y convección principalmente, debido a esto las pérdidas de energía son grandes, por lo que al salir del proceso, la energía física que conlleva es mínima.

Para calcular la energía de salida, utilizamos la fórmula de calor transferido que se expresa de la siguiente forma:

$$Q = n C_p (t_2 - t_1)$$

Donde:

n = número de moles de sinter. Si se tiene una producción de 1,000,000 gr de sinter y el peso molecular promedio por mol estimado es de: 150.74 gr/gmol entonces para calcular las moles de sinter tenemos:

$$1,000,000 \text{ gr} / 150.74 \text{ gr/gmol} = 6,634 \text{ moles}$$

C_p = La Capacidad calorífica del sinter a presión constante calculada de tablas es 29.74 cal/grado mol.

$$\begin{aligned} (t_2 - t_1) &= t_2 \text{ temperatura del sinter a la salida (250}^\circ\text{C)} \\ &= t_1 \text{ temperatura del sinter a la entrada (20}^\circ\text{C)} \\ &= (250-20)^\circ\text{C} = 230 \text{ grados} \end{aligned}$$

Substituyendo valores en la fórmula tenemos:

$$Q = 6.634 \text{ moles} \times 29.74 \text{ cal/grado mol} \times 230 \text{ grados}$$

$$Q = 45.377.886 \text{ cal} = 0.045 \text{ kcal.}$$

La magnitud de pérdidas de calor es la siguiente:

$$\begin{aligned} \text{entradas} & - \text{salidas} = \text{pérdidas} \\ 0.5395 \text{ kcal} - 0.0450 \text{ kcal} & = 0.4945 \text{ kcal} \end{aligned}$$

De acuerdo al resultado obtenido, podemos observar que las pérdidas son considerables, esto es normal tomando en cuenta, que el proceso no está aislado, de manera que fácilmente intercambia calor con el medio ambiente.

En el diagrama de sankey desarrollado, se observa que el calor proporcionado por el gas de coquería es mucho menor, al calor de entrada que cede el coque, otra observación es que el cálculo de la energía de salida del sinter, es tomando en cuenta solo la energía sensible o física del producto.

PROCESO DE SINTERIZACION
DIAGRAMA DE SANKEY
MCAL/TON DE SINTER

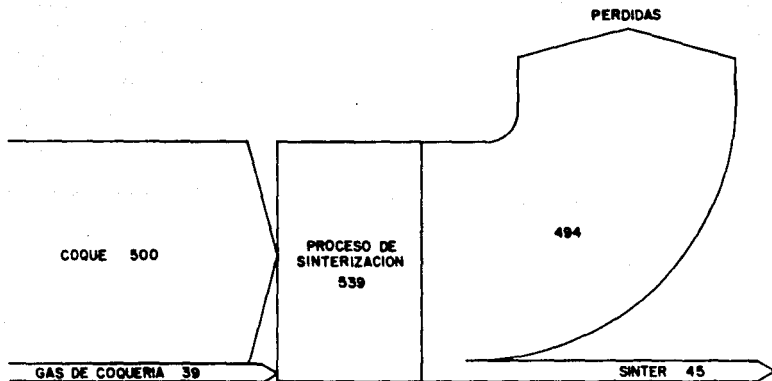


Fig. 2

3.3 REDUCCION DEL MINERAL DE FIERRO

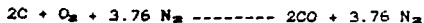
El alto horno es el proceso convencional que se encarga de reducir al mineral de hierro, en sus diversas presentaciones como son los aglomerados de sinter, pelet, o al propio mineral de hierro. Estos son cargados por la parte superior de la cuba, en proporciones convenientes de fundentes y coque, en tanto que aire precalentado es alimentado bajo presión a través de las toberas. En la base de los etalajes (en el crisol), este aire encuentra al coque con el cual entra en combustión.

Los gases así producidos suben por el interior del horno y entran en contacto con la masa sólida de materiales que descienden lentamente a medida que la materia prima cargada es consumida, el coque por combustión y el mineral por reducción y fusión.

La combustión del carbono en el coque por el aire puede representarse por medio de la siguiente ecuación.

Porcentaje de componentes en el aire

$$O_2 = 21\% , \quad N_2 = 79\% , \quad 79/21 = 3.76 \text{ partes de } N_2/O_2$$



Este gas reductor asciende y arrastra consigo una considerable cantidad de calor, mismo que lo va transmitiendo por contacto a la carga que desciende, determinando los niveles de temperatura decreciente a medida que sube por la cuba.

La función del gas es transferir gran parte de su calor a la columna de materiales y esto constituye el "precalentamiento de la carga".

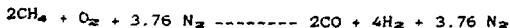
En las reacciones solo se contempla el uso de aire seco, pero en la práctica surge una pequeña complicación ya que este aire lleva consigo cierta cantidad de humedad y también se le ha adicionado algo de vapor de agua, produciéndose la siguiente reacción:



El vapor de agua en contacto con el carbono del coque lo quema liberando un gas de gran poder reductor, formado por monóxido de carbono e hidrógeno. Esta reacción aumenta la capacidad reductora del gas, acelerando el proceso de tratamiento de mineral de hierro, y produciendo mayor cantidad de metal líquido, pero consume mucho calor por lo que debe aumentarse la temperatura de soplo para restituir esta pérdida de calor.

Por otra parte si el aire de soplo se enriquece con oxígeno se acelera la combustión del coque, generando una gran cantidad de calor. Se producen menos gases y por lo tanto el arrastre de calor hacia las zonas altas del horno es menor.

Si se inyecta gas natural al alto horno por las toberas, la ecuación de combustión al entrar en contacto con el aire precalentado, es la siguiente:



Puede observarse que los productos de combustión de gas natural o metano constituyen un poderoso reductor, sin

embargo aun cuando la reaccion se cumple con desprendimiento de calor este es menor al desarrollado por la combustión del coque, lo cual obliga a compensar esta diferencia elevando a su vez la temperatura del viento de soplo. Esto constituye una limitación a la cantidad de gas natural que se puede inyectar en reemplazo de coque.

Marcha descendente de la carga.- La velocidad de la columna descendente de las materias primas es mucho más lenta que la de la columna ascendente de gases. A medida que descienden los sólidos son gradualmente calentados, preparados y reducidos de modo que al alcanzar la parte baja de los etalajes, se encuentran en forma de fierro metalico carburado, escoria parcialmente fluida y coque. El coque permanece inalterable hasta que llega al nivel de toberas, en que tiene lugar la combustión. En la zona de las toberas la temperatura es lo suficientemente elevada para fundir el fierro y la escoria que escurren al estado liquido a través de esta zona, recolectandose en el crisol del horno.

El mineral de fierro alimentado está formado por proporciones variables de dos tipos de óxidos: El óxido ferrico o hematita de fórmula Fe_2O_3 y el oxido ferroso-férrico o magnetita de fórmula Fe_3O_4 .

Revisando con mas detalle las reacciones tenemos:

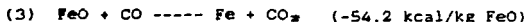


La hematita es reducida a magnetita a una temperatura de 300°C y se cumple la reacción con desprendimiento de calor.

Esta magnetita a su vez, es reducida a óxido ferroso de fórmula FeO , consumiendo calor según la ecuación:



El óxido ferroso al encontrarse a temperaturas mas elevadas y en presencia del monóxido de carbono, se reduce a hierro metálico, consumiendo energía de acuerdo a la ecuación:



Las reacciones descritas resumen el desarrollo y los efectos térmicos de la fase principal del proceso de reducción dentro del alto horno y reciben el nombre de "reducción indirecta", que es la reducción de los óxidos de Hierro del mineral cargado, por medio del agente reductor, monóxido de carbono.

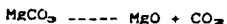
Sin embargo, el FeO solo es reducido parcialmente por reducción indirecta, ya que la reducción directa (4) tiene lugar a alta temperatura, en niveles donde el carbono del coque es activo, y tiende a reducir, por contacto directo al FeO , según la ecuación:



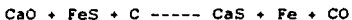
Esta reacción consume gran cantidad de calor (es fuertemente endotérmica), 10 veces mayor a la mostrada en la ecuación (3) y se denomina "reducción directa".

Otras reacciones que tienen lugar en el proceso del alto horno son:

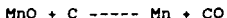
a).- Calcinación de carbonatos



b).- Desulfuración del arrabio



c).- Reducción del óxido de manganeso



d).- Reducción de la sílice



Esta última reacción tiene especial importancia porque significa un consumo elevado de coque, ya que absorbe calor en proporción de 2500 kcal/kg de sílice que se reduce de la escoria y que pasa al arrabio líquido a la forma de silicio. Por lo que cuanto mayor cantidad de silicio en el metal, menor será la eficiencia térmica de la unidad.

La reducción de la sílice está favorecida por temperaturas altas y por una baja proporción de los componentes básicos de la escoria.

Calculo del balance térmico

Como base de cálculo se tomo una tonelada de arrabio.

El consumo de coque por tonelada de arrabio es de 500 kg y el análisis parcial promedio del coque es el siguiente: C 95.2%, N₂ 1.0% en seco con humedad real de 5.28% en peso.

balance de carbono:

$$C \text{ coque} + C \text{ caliza} = C \text{ arrabio} + C \text{ gas de salida}$$

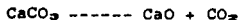
Porcentaje de coque en seco:

$$100\% - 5.28\% = 94.72\% \text{ por lo que tenemos:}$$

$$\text{Peso del coque seco} = 500\text{kg} \times 0.9472 = 473.5 \text{ kg}$$

$$\text{Carbono en el coque} = 473.5 \text{ kg} \times 0.952 = 451 \text{ kg}$$

La caliza se disocia en los siguientes productos:



Se alimentan al horno 143 kg de caliza por tonelada de arrabio y de estos el 43.75% es CO_2 , entonces:

$$\text{Carbono en piedra caliza} = 143\text{kg} \times 0.4375 \times 12/44 = 17 \text{ kg}$$

El carbono total será la suma del carbono contenido en el coque y en la caliza.

$$C \text{ en el coque} + C \text{ en la caliza} = 451 \text{ kg} + 17 \text{ kg} = 468 \text{ kg}$$

El carbono a la salida del alto horno se obtendrá al sumar el carbono en el arrabio más el carbono en el gas de salida.

Si la composición promedio del arrabio es C 3.9%, Si 1.1%, Mn 1.8% y P 0.21% entonces:

$$\text{Carbono en el arrabio} = 1000\text{kg} \times 0.039 = 39 \text{ kg}$$

Por lo que la diferencia será el carbono contenido en el gas de salida, esto es:

$$C \text{ en el gas de salida} = 468 \text{ kg} - 39 \text{ kg} = 429 \text{ kg}$$

Los kilogramos-mol de carbono en el gas de salida son:

$$429 \text{ kg C} \cdot 1 \text{ kgmol C} / 12 \text{ kg C} = 35.75 \text{ kgmol C}$$

El análisis promedio del gas del tragante o gas de alto horno (GAH) es el siguiente:

componente	% en volumen
CO ₂	16.6
CO	21.3
H ₂	2.2
N ₂	59.9

$$\text{kgmol del gas de salida en seco} = \frac{\text{kgmol de C en el gas de salida}}{\% \text{mol CO}_2 + \% \text{mol CO}} =$$

$$\text{kgmol del gas de salida en seco} = \frac{42.17 \text{ kgmol}}{0.166 + 0.213} = 111.3 \text{ kgmol}$$

Por consiguiente, sobre una base de en seco, el gas de salida contiene:

$$\begin{aligned} \text{CO}_2: & 16.6\% \times 94.33 = 15.66 \text{ kgmol} = 15.660 \text{ gmol} \\ \text{CO}: & 21.3\% \times 94.33 = 20.09 \text{ kgmol} = 20.090 \text{ gmol} \\ \text{H}_2: & 2.2\% \times 94.33 = 2.07 \text{ kgmol} = 2.070 \text{ gmol} \\ \text{N}_2: & 59.9\% \times 94.33 = 56.50 \text{ kgmol} = 56.500 \text{ gmol} \end{aligned}$$

El peso del carbono contenido en un metro cúbico de gas de alto horno, se calcula de acuerdo a la siguiente relación:

A condiciones normales de presión y temperatura tenemos:

22.4 m³ de C ----- 12 kg de carbono

$$\frac{12}{22.4} (0.166) = 0.0899 \text{ kg de carbono en el CO}_2$$

$$\frac{12}{22.4} (0.213) = 0.1141 \text{ kg de carbono en el CO}$$

0.2040 kg de carbono/m³ de GAH

Para calcular los m³ de gas de alto horno tenemos:

$$\text{m}^3 \text{ GAH} = \frac{\text{kg de carbono en el GAH}}{\text{kg de carbono/m}^3 \text{ GAH}} = \frac{429}{0.2040} =$$

$$\text{m}^3 \text{ GAH} = 2,103$$

Para calcular la energía de salida del gas de alto horno se determina el calor transferido a cada uno de sus componentes, por medio de la siguiente fórmula:

$$Q = n C_p (t_2 - t_1)$$

Si se tienen 2,103 m³ de GAH, a una temperatura de 150°C. Entonces la energía de salida del gas de alto horno se calcula con la fórmula antes mencionada y los calores específicos para cada componente son tomados de tablas.

componentes	gmol	calor específico cal/°C mol ^o	°C (150 - 25)	gcal
CO ₂	15,660	12.22	125	0.0239
CO	20,090	7.56	125	0.0190
H ₂	2,070	7.26	125	0.0019
N ₂	56,500	7.3	125	0.0515
La energía a la salida que lleva el GAH es:				0.0963

El calor sensible promedio que conlleva el arrabio y la escoria fueron tomados de la referencia 1.

El calor sensible del arrabio al salir del alto horno es de 283 kcal/kg, por lo que la energía transferida de los combustibles al arrabio es:

$$1000 \text{ kg} \times 283 \text{ kcal/kg} = 283,000 \text{ kcal} = 0.2830 \text{ gcal}$$

Para la escoria el calor sensible es de 500 kcal/kg, y la energía transferida de los combustibles al arrabio es:

$$350 \text{ kg} \times 500 \text{ kcal/kg} = 175,000 \text{ kcal} = 0.1750 \text{ gcal}$$

La energía total a la salida del alto horno será la suma de las energías calculadas a la salida del horno, esto es:

GAH	arrabio	escoria	total
0.0963 gcal	+ 0.2830 gcal	+ 0.1750 gcal	= 0.5543 gcal

La energía transferida a los productos del alto horno se considera, como la energía útil, necesaria para la obtención de estos.

Por otra parte la energía suministrada al alto horno, es por medio de coque de carbón y asire de soplo.

El calor que aporta el coque al alto horno, se calcula mediante su poder calorífico, de la siguiente manera.

poder calorifico del coque: = 6,667 kcal/kg de coque

$$500 \text{ kg} \times 6,667 \text{ kcal/kg} = \cong 3,333,500 \text{ kcal} = 3.3335 \text{ kcal}$$

Que es la energía en kilocalorías alimentada al proceso por el consumo de coque.

Para obtener la energía que proporciona el aire caliente inyectado, se requiere del balance de materia del nitrógeno, y así calcular el calor suministrado por este, al alto horno.

Ahora el balance de nitrógeno es resuelto para hallar la cantidad de aire seco en el viento de soplo:

kgmol de N_2 en el aire = kmgol de N_2 en el gas de salida - kmgol de N_2 en el coque

$$= 56.5 - \frac{0.01 \times 473.5 \text{ kg de } N_2}{28} = 56.3 \text{ kmgol}$$

$$\begin{array}{l} \text{kgmol de } O_2 \text{ en el aire} = \frac{21}{79} \times 56.3 = 15 \text{ kmgol} \end{array}$$

El total de kmgol en el aire es la suma de los kmgol aportados por el N_2 y el O_2 por lo tanto:

$$56.33 \text{ kmgol } N_2 + 15.00 \text{ kmgol } O_2 = 71.33 \text{ kmgol en el aire.}$$

La cantidad de agua en el viento de soplo, puede ser calculada de la humedad y de la temperatura del aire exterior. La presión de vapor de agua a 22.2°C es de 20 mmHg, por lo que a humedad relativa de 67%, tenemos:

$$\text{kgmol de H}_2\text{O por mol de aire caliente} = \frac{20}{760} \times 0.67 = 0.0176$$

$$\text{kgmol de H}_2\text{O en el viento de soplo} = \frac{0.0176}{0.9823} \times 71.33 = 1.28 \text{ kgmol}$$

El calor sensible total en el aire caliente alimentado se calcula de acuerdo a la energía asociada a los componentes del aire en kgmol, este se resume en el siguiente cuadro.

	$H_{700} - H_{25}$		
Gas	kcal/kgmol	kgmol	kcal
O ₂	5.253	15.0	78.795
N ₂	4.964	56.33	279.622
H ₂ O	6.005	1.28	7.686
Calor sensible total del aire caliente			366.103

$$366,103 \text{ kcal} = 0.3661 \text{ gcal}$$

La energía total suministrada al proceso de reducción dentro del alto horno, es la suma de la energía que proporciona el coque directamente por su combustión y el calor sensible que lleva el aire caliente inyectado.

$$\begin{array}{rcl} \text{coque} & + & \text{aire caliente} & & \text{gcal} \\ 3.3335 & + & 0.3661 & = & 3.6996 \end{array}$$

La energía total que entra al alto horno es de 3.6996 gcal y es la que sirve para reducir los minerales y/o aglomerados de Fe que son alimentados a este para producir una tonelada de arrabio.

El flujo de entrada y salida de energía se representa mediante el diagrama de Sankey correspondiente y las pérdidas de calor se calculan de acuerdo a la diferencia de entradas y salidas de energía de los cálculos efectuados.

entradas	salidas	pérdidas
3.6996 gcal	- 0.5543	= 3.1453 gcal

El calor que conlleva el viento de sople, el gas de alto horno, el arrabio y la escoria, fueron calculados en base al calor físico o calor sensible.

El calor producido por la combustión del coque es el calculado por medio de su poder calorífico y se encuentra representado como un flujo de entrada del diagrama de sankey.

PROCESO DE REDUCCION (ALTO HORNO)
DIAGRAMA SANKEY
MCAL/TON DE ARRABIO

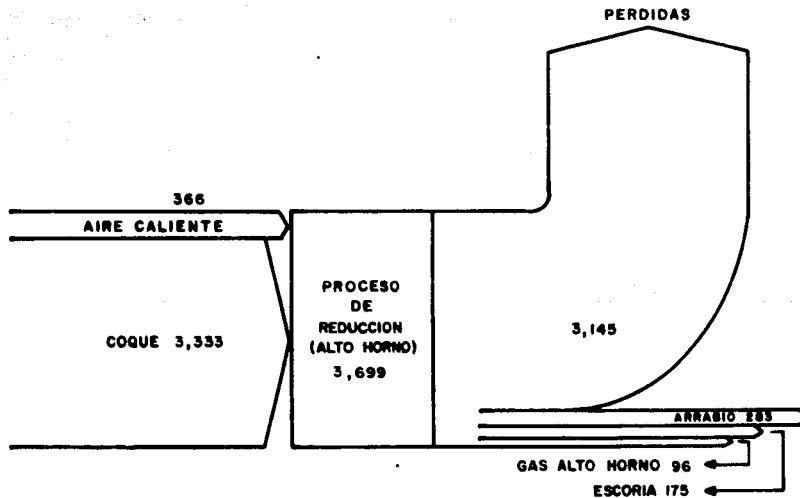


Fig. 3

3.4 ACERACION.

En la actualidad son utilizados tres procesos en aceración, que son los que soportan la producción de acero del país -partiendo desde el mineral de hierro-. Estos son: El convertidor básico al oxígeno (COBOX), el horno eléctrico de arco (HEA) y el horno de hogar abierto Siemens Martin (HSM).

El Horno Siemens Martin es un proceso que tiende a desaparecer debido a que su tecnología ya resulta obsoleta, al consumir un gran volumen de combustibles y tener una producción menor en comparación con los procesos de aceración antes mencionados -aunque en algunas siderúrgicas se sigue utilizando, no se hará su análisis por las causas antes citadas-. Este tipo de hornos utiliza como energéticos combustóleo y gas natural.

El Horno Eléctrico de Arco ocupa el segundo lugar en la producción de acero por la ruta que se origina partiendo del mineral de hierro y el mayor consumo de energía que tiene el proceso es de energía eléctrica, consumiendo en segundo término electrodos de grafito que son los que producen el arco eléctrico. Este proceso tiene un alto costo de producción, que depende de la facilidad con la que se pueda obtener electricidad en la zona en que se encuentra la planta siderúrgica.

El proceso COBOX es el más económico debido a que no consume combustibles y actualmente es el más usado por su alta eficiencia y consiguiente ahorro de energía. Tanto el convertidor básico al oxígeno como el horno Siemens Martin, solo pueden trabajar junto con un alto horno, debido a que necesitan recibir carga líquida.

Estas diferencias como también una serie de características, hacen el análisis de los hornos COBOX y HEA una necesidad para poder evaluar las ventajas y desventajas que tienen estos en la afinación del acero.

CONVERTIDOR BASICO AL OXIGENO (COBOX)

El análisis energético en el proceso COBOX es el más amplio, y complejo, en este intervienen fuentes de energía diferentes a los combustibles convencionales que normalmente se utilizan, estas fuentes son:

a).- Metal líquido (arrabio). Proporciona el calor físico necesario para llevar a cabo la afinación del acero. Este tipo de energía es la que presenta el arrabio líquido al aportar calor dentro del convertidor por diferencia de temperaturas.

b).- Inyección de oxígeno. El oxígeno reacciona con la carga del horno para producir energía por medio de reacciones químicas exotérmicas que se originan a partir del contacto con la escoria.

Todos los procesos de fabricación de acero se basan en la oxidación de impurezas contenidas en el arrabio o en otras materias primas. Para el caso del proceso COBOX estas reacciones se obtienen inyectando oxígeno al arrabio que constituye parte de la carga.

La carga de arrabio se trata de mantener a la misma temperatura de salida del alto horno con la finalidad de que al ser alimentado aporte la mayor cantidad de energía al proceso, por lo que las medidas tomadas son: transportar en

tanques especialmente aislados para permitir solo la pérdida de un un mínimo de energía en su trayectoria.

La composición típica del arrabio es la siguiente:

componente	% en peso en México	en otros países
silicio	1.0-1.5	± 0.5%
azufre	0.03-0.04	
fósforo	0.30-0.50	
manganeso	0.40-0.60	
carbón	(4-4.5)	

El convertidor básico al oxígeno consiste de un recipiente de acero, revestido con refractario, que puede girarse a una posición vertical o una horizontal para facilitar la carga y el vaciado.

El siguiente porcentaje es el que se tomó de ejemplo, y este muestra la cantidad de carga que se introduce al convertidor. Este porcentaje es variable para cada afinación de acero.

carga	kilogramos	%
arrabio	918.32	83
chatarra	188.29	17
carga inicial	1107.61	100

Se inyecta oxígeno por la parte superior mediante una lanza refrigerada con agua, el oxígeno reacciona con las impurezas y estas son separadas a la escoria, llevándose a cabo la afinación del acero.

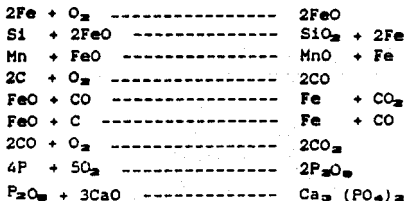
Después de la carga se agregan al convertidor los diferentes óxidos de calcio indispensables para la eliminación del fósforo. Cuando el contenido de fósforo es mayor a 0.3% se trabaja con doble escoria, con objeto de eliminarlo.

Los fundentes generalmente adicionados son los siguientes:

Cal dolomítica -----	58 kg/ton de acero.
Cal siderúrgica -----	91 kg/ton de acero.
Caliza -----	1 kg/ton de acero.

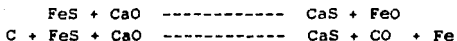
Cuando se trabaja con doble escoria se inyectan las dos terceras partes del oxígeno junto con cal obteniéndose así el baño de 1% a 1.5% de carbono y de 0.2% a 0.4% de fósforo y una rica escoria en cal, pero muy pobre en FeO quedando en magnífica posición para la eliminación del azufre, todo esto a una temperatura de alrededor 1600°C. Posteriormente se cambia la escoria de nuevo para llevarla a un nivel de oxidación mayor y separar impurezas.

Las reacciones del proceso son las siguientes:



El azufre es difícil de eliminar en condiciones tan oxidantes por lo que es preferible usar materia prima con bajos contenidos de este elemento.

En caso de no ser posible la desulfuración, se realiza durante el vaciado mediante el uso de desulfurantes energéticos utilizando principalmente cal viva, dando las reacciones siguientes:



Análisis energético del proceso COBOX

El proceso de aceración que se lleva a cabo dentro del convertidor básico al oxígeno, es autotérmico pues no requiere de consumir combustibles. La demanda energética es satisfecha por el calor sensible del arrabio al entrar al convertidor y por la inyección de oxígeno que desencadena una serie de reacciones químicas exotérmicas.

Los siguientes son índices de consumo de materia prima y comburentes -oxígeno para este caso-, que fueron calculados de la producción de acero de un año en la Cia. AHMSA:

- a).- Oxígeno ----- 55 m³/ton de acero.
- b).- Arrabio ----- 920 ton/ton de acero.

Para calcular la energía que se produce por las reacciones químicas exotérmicas, se tendría que realizar la diferencia entre el calor desprendido y el absorbido por las reacciones químicas involucradas, haciendo el cálculo complejo y difícil de realizar, por lo que la energía que se tomó para

determinar la aportación de calor al proceso por la inyección de oxígeno, es la energía utilizada en la obtención del mismo oxígeno, que servirá por ser la más idónea, que pueda utilizarse para comparar con la energía consumida en el proceso paralelo de horno eléctrico de arco.

Para producir un metro cúbico de oxígeno, se requieren de 0.7 kilowattshora. Si consideramos un factor de conversión de 2860 kcal/kwh que es el valor aproximado de dicha conversión energética, calculada de acuerdo a la eficiencia térmica de los equipos que intervienen en la producción de electricidad en termoelectricas, tenemos:

$$0.7 \text{ kwh/m}^3\text{O}_2 \times 2860 \text{ kcal/kwh} = 2002 \text{ kcal/m}^3\text{O}_2$$

Si se consumen 55 m³O₂/ ton de acero tenemos:

$$\begin{aligned} 55 \text{ m}^3\text{O}_2/\text{ton acero} \times 2002 \text{ kcal/m}^3\text{O}_2 &= 110,110 \text{ kcal/ton acero} \\ &= 0.1101 \text{ kcal/ton acero} \end{aligned}$$

Que es la energía necesaria para obtener la cantidad de oxígeno suficiente para llevar a cabo la afinación de una tonelada de acero.

El arrabio alimentado al proceso es de 920 kg/ton de acero si sabemos por la referencia 1 que el calor sensible es de 283 kcal/kg, entonces la energía aportada al proceso es:

$$283 \text{ kcal/kg} \times 920 \text{ kg/ton acero} = 260,360 \text{ kcal/ton acero}$$

Después de ser transportado el arrabio del alto horno al convertidor, se ha estimado que este pierde energía por radiación, conducción y convección del orden del 5% de calor, desde que se carga al tanque transportador hasta que

entra al convertidor, quedando el resto de energía como aprovechable, esta es:

$$\begin{aligned} 260.360 \text{ kcal/ton acero} \times 0.95 &= 247.342 \text{ kcal/ton acero} \\ &= 0.2473 \text{ kcal/ ton acero} \end{aligned}$$

Por lo que la energía total de entrada al proceso, es la suma de la energía aportada por el calor físico del arrabio y la energía necesaria en la obtención del oxígeno inyectado en el convertidor, esto es:

$$\begin{aligned} \text{arrabio} + \text{oxígeno} &= \text{energía total de entrada} \\ 0.2473 \text{ kcal} + 0.1101 \text{ kcal} &= 0.3574 \text{ kcal/ton acero} \end{aligned}$$

La tonelada de acero sale del convertidor a una temperatura de 1450°C y la temperatura a la que entra el arrabio es de 1250°C, por lo que la energía transferida al acero en el momento de salir, se determina con la siguiente fórmula:

$$Q = m C_p (t_2 - t_1)$$

substituyendo valores tenemos:

$$\begin{aligned} Q &= 1000 \text{ kg} \times 0.12 \text{ kcal/kg}^\circ\text{C} \times (1450 - 1250)^\circ\text{C} \\ &= 24.000 \text{ kcal} = 0.0240 \text{ kcal} \end{aligned}$$

Para calcular las fugas de energía que se tuvieron por equilibrios térmicos (radiación, conducción y convección), se realiza la diferencia entre entradas y salidas de energía.

$$\begin{aligned} \text{energía (entrada)} - \text{energía (salida)} &= \text{pérdidas} \\ 0.3574 \text{ kcal} - 0.0240 \text{ kcal} &= 0.3334 \text{ kcal} \end{aligned}$$

El diagrama de sankey muestra solo dos flujos de entrada de energía que son los alimentados por el arrabio o y por el oxígeno, este tipo de energía no pertenece a ningún tipo de combustible convencional, por lo que se puede decir que es un proceso que trabaja sin consumir energéticos, que es lo que lo hace costeable.

HORNO ELECTRICO DE ARCO (HEA)

El horno eléctrico de arco es el proceso de aceración que se caracteriza por consumir solo energía eléctrica, y presenta un buen control de operación además de ser un proceso limpio y rápido, esto trae como consecuencia una producción de acero de alta calidad.

El horno es un crisol de forma cilíndrica y utiliza corriente trifásica, formándose el arco por medio de sus tres electrodos de grafito y la carga.

Es un proceso versátil y puede ser muy variada su materia prima, se puede alimentar con chatarra, arrabio o líquido y/o material prerreducido (Pelets).

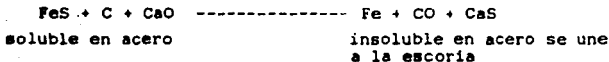
Aún cuando la electricidad es una fuente de calor costosa, la utilización de pedacería de grado medio, aunque es barata, hace costeable este proceso, ya que las condiciones favorecen la remoción del fósforo y del azufre. El alto costo de la electricidad, queda hasta a cierto punto compensado mediante estas condiciones.

El revestimiento puede ser ácido o básico, este último es el más usado. En particular se utiliza cuando es el objeto del

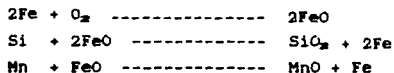
proceso es refinar la pedacería que se carga o el fierro esponja que sale del proceso MyL y en consecuencia deben usarse escorias básicas. El proceso básico es necesario para desfosforar y desulfurar por lo que exigen escorias básicas.

En el proceso la carga se funde bajo una escoria básica oxidante que consiste de cal, escamas de laminadora o mineral de Fe y oxígeno inyectado. Estas condiciones duplican en realidad las que se obtienen en el proceso básico de hogar abierto. En consecuencia, el silicio, manganeso y fósforo presentes, se absorben en la escoria y, cuando se ve que se ha completado el proceso, se retira la escoria completamente, de manera que la única impureza presente en el acero en cantidades apreciables al final del proceso, es el azufre y el oxígeno en (FeO).

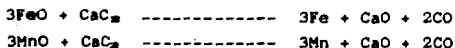
Posteriormente se forma otra escoria sobre la superficie del baño, pero esta vez es una escoria básica reductora compuesta de cal y antracita. Todos los demás procesos de fabricación de acero son oxidantes durante la etapa de afinación y sería imposible por virtud de la presencia del oxígeno atmosférico, favorecer las condiciones de reducción. La operación con escoria reductora (escoria blanca) se usa poco hoy día, por ser cara, y además consume mucha energía y alarga el proceso. La producción de una escoria reductora básica es comparativamente simple. La principal función de esta escoria es la remoción completa y efectiva del azufre y del oxígeno, este proceso es el único en la producción de acero, en que ocurre lo anterior.



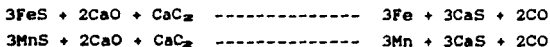
Con la escoria básica se obtienen los siguientes productos:



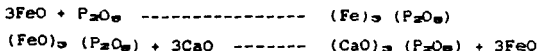
El principal desoxidante es el CaC_2 (carburo de calcio) las reacciones con este ocurren sólo cuando la atmósfera del horno no está oxidada. Entonces se desoxida la escoria formando:



La mayor parte de la desulfuración con CaC_2 no se va a la escoria.



Por otra parte para eliminar el fósforo, se requiere de una escoria con bastante óxido de calcio libre, por lo tanto fuertemente básica.



Las principales ventajas del proceso eléctrico consisten básicamente en una remoción definida y efectiva del azufre.

además que las condiciones son químicamente limpias y no puede existir contaminación en la carga, la cual sería posible con los combustibles convencionales.

La temperatura se puede operar fácilmente y el contenido de carbono en el acero se puede controlar, haciendo así posible el ajuste dentro de límites estrechos. Así también, la adición de elementos de aleación se puede hacer sin problema.

Por todas estas ventajas el horno eléctrico de arco es aceptado en fundiciones y acerías no integradas. En la industria siderúrgica integrada funciona en conjunto con las instalaciones de colada continua o vaciado en lingotes, en donde se ha logrado la facilidad de ajustes en la colada y la habilidad de mantener en buenas condiciones y forma económica cuando ocurren demoras.

Los problemas dentro del horno se deben al sobrecalentamiento por la operación y al consumo de refractarios.

La carga sólida del horno eléctrico por la ruta Reducción Directa - Horno Eléctrico de arco es la siguiente:

carga	Kilogramos	%
hierro esponja	819.77	77
chatarra	351.33	30
carga inicial	1171.10	100

Análisis energético del proceso HEA.

La mayor parte de la energía utilizada se consume al fundir la chatarra y el material sólido.

Los índices energéticos correspondientes al consumo de energía en los hornos del proceso HEA, necesarios para la producción de una tonelada de acero son:

- a).-Electricidad ----- 650.0 kwh/ton acero.
- b).-Electrodos
de grafito ----- 5.0 kg/ton acero.

a).- La electricidad es la fuente energética del proceso HEA, y la entrada de energía en kcal, se calcula utilizando el factor de conversión promedio calculado, que es de 2860 kcal por kilowattthora (kwh) producido.

$$650 \text{ kwh/ton acero} \times 2860 \text{ kcal/kwh} = 1,859,000 \text{ kcal}$$

$$= 1.8590 \text{ gcal}$$

b).- Para grafitizar los electrodos, se requieren de aproximadamente 50 kwh/kg de electrodo. Utilizando este factor, podemos calcular la energía que consume el proceso por los 5 kg de electrodos alimentados. El cálculo es el siguiente:

$$5 \text{ kg electrodo} \times 50 \text{ kwh/kg de electrodo} = 250 \text{ kwh}$$

$$250 \text{ kwh} \times 2860 \text{ kcal/kwh} = 715,000 \text{ kcal}$$

$$= 0.7150 \text{ gcal}$$

El total de energía de entrada al proceso es la aportada por la electricidad y los electrodos de grafito.

$$\begin{aligned} E.E. + \text{Electrodos} &= \text{Energía total} \\ 1.8590 + 0.7150 &= 2.5740 \text{ gcal} \end{aligned}$$

El horno es cargado a la temperatura ambiente (25°C), mientras que el acero sale a una temperatura de 1500°C, y la energía física que lleva a la salida y que ganó en la aceración se calcula con la fórmula antes utilizada.

$$\begin{aligned} Q &= m \text{ Cp } (t_2 - t_1) \\ Q &= 1000 \text{ kg } \times 0.12 \text{ kcal/kg}^\circ\text{C} \times (1500 - 25)^\circ\text{C} \\ Q &= 177,000 \text{ kcal} = 0.1770 \text{ gcal} \end{aligned}$$

La energía física asociada al producto al momento de salir del horno es de 0.177 gcal. La diferencia de las energías de entrada al proceso (E_1) y la energía física de salida del producto (E_2) nos proporcionará la energía perdida por fugas de calor por radiación, conducción y convección.

$$\begin{aligned} E_2 - E_1 &= \text{pérdidas} \\ 2.5740 \text{ gcal} - 0.1770 \text{ gcal} &= 2.3970 \text{ gcal} \end{aligned}$$

el análisis comparativo, de los procesos COBOX y HEA nos indica que el consumo energético para el proceso COBOX es mucho menor:

$$\begin{aligned} 2.5740 \text{ gcal} &\text{ consumidas por el HEA} \\ 0.3574 \text{ gcal} &\text{ consumidas por el COBOX} \\ \underline{2.2166} \text{ gcal} &\text{ consumidas de más por el HEA} \end{aligned}$$

Esta diferencia es debida principalmente al aprovechamiento que se tiene de la energía física que acompaña al arrabio, alimentado al proceso. Por otra parte el horno eléctrico trabaja con material sólido, consumiendo energía para fundir el metal y después para afinarlo.

PROCESO DE ACERACION (HEA)

DIAGRAMA SANKEY

MCAL/TON DE ACERO

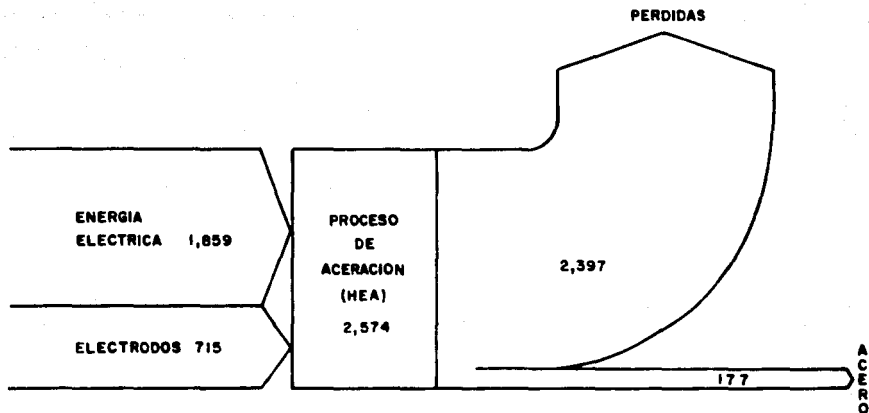


Fig. 5

**PROCESO DE ACERACION (COBOX)
DIAGRAMA SANKEY
MCAL/TON DE ACERO**

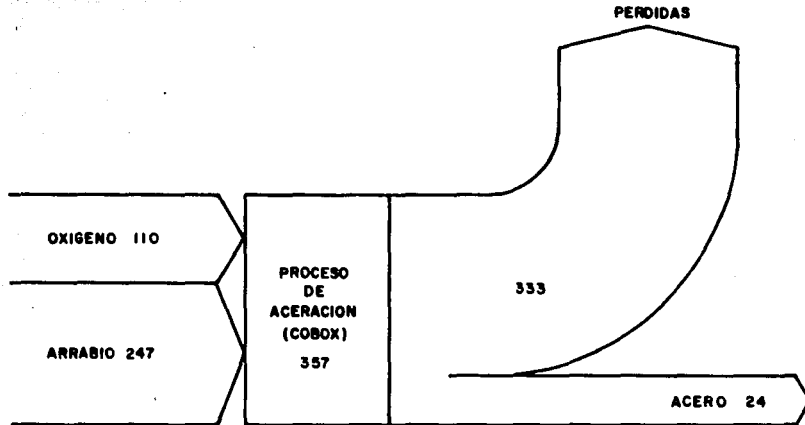


Fig. 4

4. CONCLUSIONES

Se demostró en este trabajo la necesidad de realizar balances de materia para llegar a establecer balances de energía; aproximando con esto lo mejor posible los cálculos.

Se muestran diagramas de Sankey que resumen los balances de energía, en los que se observan en magnitud los flujos energéticos por cada proceso.

La eficiencia térmica que se obtuvo en el proceso de coquización, se puede comprobar mediante el diagrama de Sankey correspondiente. En este diagrama se calcula el cociente de la energía útil - energía que acompaña los productos a la salida -, entre la energía total suministrada por los combustibles.

El único proceso que puede consumir solamente energéticos autogenerados, es el de coquización ahorrando por esto combustibles comprados equivalentes a 1,110 mazacalorías por tonelada de coque.

El proceso de sinterización es un proceso abierto, debido a esto las pérdidas de energía son significativas. Estas representan aproximadamente el 92% de la energía suministrada, como se muestra en el Sankey de la figura 2.

El proceso de reducción dentro del alto horno, consume mayor energía en comparación con los otros procesos, por lo que también sus pérdidas son altas. Para este proceso, se tomó en cuenta el calor proporcionado por el aire caliente, el cual eleva la cantidad energética de 3,333 a 3,765 gcal. Sin embargo debe considerarse que este calor no representa un

costo adicional al proceso debido a que se produce con gas de alto horno el cual es un energético autogenerado.

El único proceso que no consume energético alguno es el convertidor básico al oxígeno, ya que este utiliza únicamente el calor sensible del arrabio y la energía producida por las reacciones químicas exotérmicas al inyectar oxígeno. Este horno coloca la ruta ALTO HORNO-COBOX como la más eficiente desde el punto de vista térmico y de productividad.

El COBOX solo usa el O_2 del cual se consume de 50 a 60 m^3N /ton de acero líquido y su generación a escala industrial requiere de 0.7 kwh/ m^3N o sea un total de $60 \times 0.7 = 42$ kwh/ton de acero líquido. En cambio el HEA usa de 500 a 700 kwh/ton de acero líquido. En SICARTSA, (etapa II) se consumen 800 kwh/ton de acero líquido con, una carga por ejemplo de aproximadamente 85% fierro esponja y 15% chatarra.

Por ello, la ruta de Reducción Directa-HEA, no tiene grandes perspectivas en los países altamente industrializados, mientras que la ruta en experimentación y desarrollo que promete un gran futuro es la siguiente:

Reducción al estado líquido con producción de arrabio líquido y aceración en COBOX.

Este proceso se realiza mediante la alimentación al horno de mineral de fierro en polvo y utilizando carbón no coquizable, obteniendo de esta forma arrabio líquido, por reducción del mineral y su posterior aceración dentro del convertidor básico al oxígeno.

El horno eléctrico de arco (HEA) es muy bueno si se consideran solo la fundición de la materia prima y la afinación del acero. Por lo anterior se usa mucho para producir acero líquido a partir de chatarra.

Sin embargo, si este horno fuera parte de la etapa de aceración en alguna planta siderúrgica integrada, sería ineficiente térmicamente por la gran cantidad de energía que necesitaría consumir, ya que no se alimentaría con chatarra, sino de arrabio o hierro esponja, que llevan en su obtención por medio de otros procesos energía implícita consumida.

ANEXO "A"

GENERACION DE ELECTRICIDAD EN LA INDUSTRIA SIDERURGICA
INTEGRADA

El análisis de la generación de energía eléctrica es determinante dentro de la industria siderúrgica integrada, debido a la importancia que presenta como parte de los servicios generales y por el gran volumen de electricidad que se autogenera, esto se realiza mediante el consumo de tres combustibles que son combustóleo (COMB), gas de coquería (GCOQ) y gas de alto horno (GAH), éstos dos últimos son combustibles autogenerados en la misma planta por lo que su aprovechamiento para la generación de electricidad significa un ahorro de energía.

Un claro ejemplo del aprovechamiento de los combustibles autogenerados, lo encontramos en la generación de electricidad. En la Cia. Siderúrgica Lazaro Cárdenas Las Truchas, el consumo de electricidad generada ocupa un porcentaje significativo, dentro del consumo total de energía eléctrica en la planta.

Energía eléctrica comprada	269'588,000 kwh/año	67%
Energía eléctrica generada	133'091,340 kwh/año	33%
Energía eléctrica total	402'679,340 kwh/año	100%

Los siguientes datos son de un año de producción de acero en SICARTSA.

El consumo de combustibles comprados y autogenerados para producir el 33% de la energía eléctrica utilizada en la planta es el siguiente:

Vol. de combustible x poder calorífico = kcal

56,918 M³ COMB x 10.02x10⁶ kcal/m³ = 5.7 x 10¹¹ kcal 61%
 36,797 MM³ GCOQ x 4.2x10⁶ kcal/mm³ = 1.54 x 10¹¹ kcal 17%
 283,467 MM³ GAH x 7.3x10⁶ kcal/mm³ = 2.07 x 10¹¹ kcal 22%

Energía total aportada a generación = 9.31 x 10¹¹ kcal 100%

La energía aportada por los combustibles autogenerados para producir energía eléctrica es de 3.61 X 10¹¹ kcal que representa el 39%, y se considera como energía ahorrada por el aprovechamiento de estos combustibles.

Cabe hacer la observación que el ahorro de energía que representa el consumir combustibles autogenerados se puede cuantificar en términos de ahorro de combustóleo de la siguiente manera:

energía aprovechada por los combustibles autogenerados
 ----- = combustóleo ahorrado
 poder calorífico por consumo de combustibles
 combustóleo autogenerados en un año

Substituyendo

$\frac{3.61 \times 10^{11} \text{ kcal}}{10.02 \times 10^6 \text{ kcal/m}^3} = 36,031 \text{ m}^3 \text{ de combustóleo/año}$

CALCULO DEL CONSUMO DE ENERGIA POR KWH

En SICARTSA para la generación de energía eléctrica se consideran dos etapas, la primera, es el consumo de combustible en forma directa para generar vapor y la segunda etapa es el consumo de este vapor en el turbogenerador para producir electricidad, por lo que las eficiencias de los generadores de vapor y de los turbogeneradores de electricidad juegan un papel importante.

Para realizar el cálculo en kilocalorías de combustible necesario para obtener un kwh, nos apoyamos de la relación de intercambio energético (RIE).

RIE GGV Relación de intercambio energético para el grupo generador de vapor.

RIE TGE Relación de intercambio energético para el turbogenerador de electricidad.

Con la relación RIE GGV obtenemos como resultado las kilocalorías de combustible consumidos por kilocaloría de vapor producido.

Con la relación RIE TGE obtenemos como resultado las kilocalorías de vapor consumidas por kilowattshora generada, y el producto de estos dos nos da las kilocalorías de combustible por KWH generado.

Para la primera etapa, tenemos las siguientes condiciones del grupo generador de vapor:

Energía aportada por los combustibles	9.31 x 10 ²² Kcal
Cantidad de vapor generado	106,800 kg/hr
Horas de operación	8,760 hr
Presión	67 kg/cm ²
Temperatura	540 °C

La fórmula para calcular el factor RIE GGV es la siguiente:

$$\text{RIE GGV} = \frac{\text{Energía en kcal aportada por combustibles}}{(\text{vapor generado})(\text{hr. operación})(\Delta H^{***})}$$

$H_1 = 100 \text{ kcal/kg}$ que es una cantidad aproximada para la entalpía H_1 a condiciones normales de presión y temperatura.

De tablas tenemos que dadas las siguientes condiciones finales de operación obtenemos la entalpía H_2 .

$$\begin{aligned} \text{Presión}_2 &= 67 \text{ kg/cm}^2 & H_2 &= 836 \text{ kcal/kg} \\ \text{Temperatura}_2 &= 540 \text{ °C} \end{aligned}$$

$$\Delta H = H_2 - H_1 = 836 \text{ kcal/kg} - 100 \text{ kcal/kg} = 736 \text{ kcal/kg}$$

Por lo que sustituyendo valores tenemos:

$$\text{RIE GGV} = \frac{9.31 \times 10^{22} \text{ kcal}}{(106,800 \text{ kg/hr})(8,760 \text{ hr})(736 \text{ kcal/kg})} = 1.35$$

$$\text{RIE GGV} = 1.35 \frac{\text{kcal de combustible}}{\text{kcal de vapor}}$$

*** $\Delta H =$ Incremento de entalpía del estado H_1 al estado H_2 .

Para el cálculo de la eficiencia del grupo generador de vapor, (EGGV) tenemos la siguiente fórmula que es la inversa de la fórmula para calcular el factor RIE GGV.

$$\text{EGGV} = \frac{(\text{caudal de vapor}) (\text{hr de operación}) (\text{AH})}{\text{energía en kcal aportada por combustibles}}$$

Substituyendo valores, tenemos:

$$E \text{ GGV} = \frac{(106,800) (8,760) (736)}{9.31 \times 10^{11}} = 0.74$$

$$E \text{ GGV} = 74\%$$

Para la segunda etapa tenemos que del caudal producido de vapor, sólo el 97% se va al turbogenerador de electricidad. Lo restante va directamente a procesos y a servicios generales, por lo que calculando el flujo de vapor que va a generación de electricidad tenemos lo siguiente:

$$(106,800 \text{ kg/hr}) (0.97) = 103,596 \text{ kg/hr}$$

Si las condiciones de operación son:

Alimentación (A):

Caudal de vapor	103,596 kg/hr
Horas de operación	8,760 hr
Presión	67 kg/cm ²
Temperatura	540°C

Descarga (D):

Caudal de vapor	103,596 kg/hr
Horas de operación	8,760 hr
Presión	2 kg/cm ²
Temperatura	120 °C

La energía eléctrica generada en el año es de:

$$133'091,340 \text{ kwh}$$

El factor de conversión para la energía eléctrica tomado es de 860 kwh/kcal

La formula para calcular el factor RIE TGE es la siguiente:

$$\text{RIE TGE} = \frac{(\text{Hr}) (\text{caudal}_A \times H_A - \text{caudal}_D \times H_D)}{\text{Energía eléctrica producida}}$$

Considerando que el vapor a la descarga es una mezcla liquido-vapor, el cálculo de entalpia es el siguiente:

$$\begin{aligned} \text{Presión}_D &= 2 \text{ kg/cm}^2 & H_D &= 525 \text{ kcal/kg} \\ \text{Temperatura} &= 120 \text{ °C} \end{aligned}$$

La entalpia de alimentación H_A se toma como la entalpia a la salida del generador de vapor, por lo que tenemos que $H_A = H_2$.
Entonces: $H_A = 836 \text{ kcal/kg}$

Substituyendo valores, tenemos:

$$\text{RIE TGE} = \frac{8760 (103,596 \times 836 - 103,596 \times 525)}{133'091,340} = 2,120$$

$$\text{RIE TGE} = 2,120 \frac{\text{kcal de vapor}}{\text{kwh}}$$

Para calcular la eficiencia del turbogenerador de electricidad (ETGE) tenemos:

$$ETGE = \frac{\text{Energía eléctrica producida} \times \text{factor de conversión}}{(\text{Hr})(\text{caudal}_A \times H_A - \text{caudal}_B \times H_B)}$$

Substituyendo valores:

$$ETGE = \frac{133'091,340 \times 860}{8760 (103,596 \times 836 - 103,596 \times 525)} = 0.40$$

$$ETGE = 40\%$$

El factor de conversión (FC) será el producto de los factores RIE GGV y RIE TGE, que nos da el índice energético indicándonos las kilocalorías de combustible necesarias para obtener un kilowatthora.

$$FC = RIE GGV \times RIE TGE$$

$$FC = 1.35 \frac{\text{kcal de combustible}}{\text{kcal de vapor}} \times 2,120 \frac{\text{kcal de vapor}}{\text{kwh}} = 2,862$$

$$FC = 2,862 \frac{\text{kcal de combustible}}{\text{kwh}}$$

La eficiencia total del sistema, se calcula mediante el producto de la eficiencia del grupo generador de vapor (EGGV) y la eficiencia del turbogenerador de electricidad (ETGE) esto es:

$$E \text{ TOTAL} = EGGV \times ETGE$$

Substituyendo valores tenemos:

$$E \text{ TOTAL} = 0.74 \times 0.40 = 0.296 = 30\%$$

La eficiencia total se puede comprobar si dividimos el factor de conversión equivalente entre el factor de conversión de energía de tablas y esta relación nos dará la eficiencia total.

El cálculo de la eficiencia total (E TOTAL) es:

$$E \text{ TOTAL} = \frac{860 \text{ kcal/kwh}}{2,862 \text{ kcal/kwh}} = 0.30 = 30\%$$

BIBLIOGRAFIA

- 1 The steel industry
Industrial international data base
Published by technical information center
energy research and development admon.
september, 1977.
- 2 Metallurgical problems
Allison, Butts.
Ed. Mc. Graw - Hill book company.
- 3 Ingenieria metalúrgica
Schumann Reinhardt, Jr.
Ed. Continental.
- 4 Instituto mexicano del petroleo (INP)
Encuestas de energía a la industria
siderúrgica de 1982 - 1983 y 1984 - 1985
Mexico, 1987.
- 5 Introduction to materials science
Guy, A. G.
Ed. Mc. Graw - Hill book company.

- **Chemical engineers' handbook**
Robert H. Perry/Cecil H. Chilton
Ed. Mc. Graw - Hill book company
fifth edition.

- 7 **Energy requirements for ironmaking
and steelmaking**
R. W. Bouman.
January 1983, I&SM-23.

- **Ingenieria metalúrgica**
Higgins Raymond A.
Ed. Continental.

- **Metalurgia química**
Moore, J. J.
Ed. Alhambra.

- 10 **Introduction to metallurgical
thermodynamics**
Gaskell, David R.
Ed. Mc. Graw Hill.

- 11 **Tecnología de los metales**
A. Malishev, G. Nikolaiev.
Ed. Mir, Moscú.