

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

FACULTAD DE INGENIERIA MECANICA Y ELECTRICA

DIVISION DE ESTUDIOS DE POSTGRADO



**BALANCE TERMODINAMICO DE LA
FABRICACION DE ACERO**

TESIS

**EN OPCION AL GRADO DE MAESTRO EN CIENCIAS DE
LA INGENIERIA MECANICA CON ESPECIALIDAD
EN MATERIALES**

POR

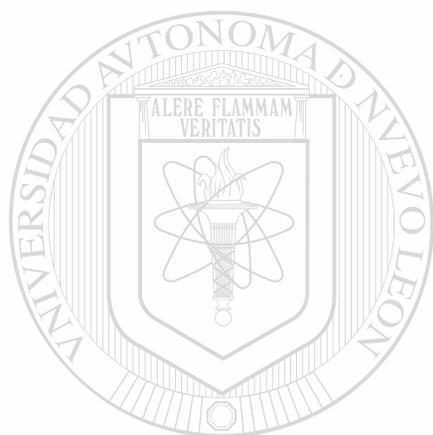
CARLOS JAVIER LIZCANO ZULAICA

SAN NICOLAS DE LOS GARZA, N. L.

ABRIL DE 1996

CL 5
I
TA 684

BALANCE THERMOCO DE LA
FABRICACION DE ACERO



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

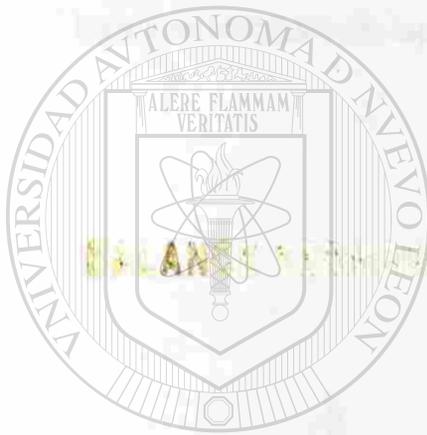
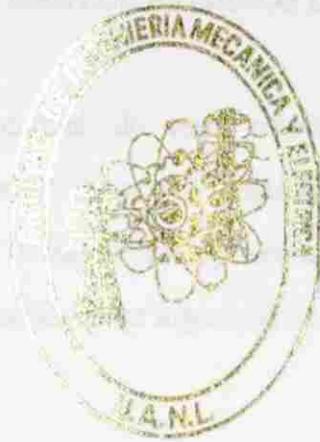


DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

FACULTAD DE INGENIERIA MECANICA Y ELECTRICA

DIVISION DE ESTUDIOS DE POSTGRADO



BALANCE TERMICO EN EL PROCESO DE LA FABRICACION DE ACERO

TESIS

UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

EN OPCION AL GRADO DE MAESTRO EN CIENCIAS

DE LA INGENIERIA MECANICA CON ESPECIALIDAD

DIRECCION GENERAL DE BIBLIOTECAS

EN MATERIALES

POR

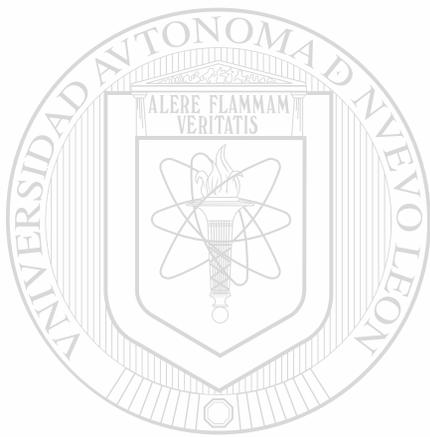
CARLOS JAVIER LIZCANO ZULAICA

SAN NICOLAS DE LOS GARZA, N.L.

ABRIL DE 1996



JM
TA 684
LS



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS



SAN NICOLÁS DE LOS GARZA, N.L., MÉXICO A 30 DE ABRIL DE 1996

UNIVERSIDAD AUTONOMA DE NUEVO LEÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA MECÁNICA Y ELÉCTRICA
DIVISIÓN DE ESTUDIOS DE POSTGRADO

Los miembros del comité de tesis recomendamos que la tesis "Balance termodinámico de la fabricación del acero" realizada por el Ing. Carlos Javier Lizcano Zulaica sea aceptada para su defensa como opción al grado de Maestro en Ciencias de la Ingeniería Mecánica con especialidad en Ingeniería de los materiales.



El comité de tesis

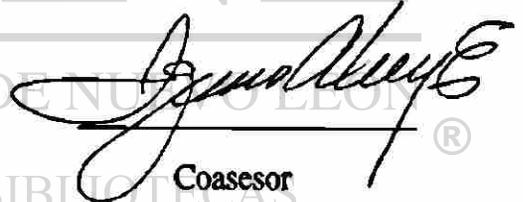
Asesor

Dr Rafael Colás Ortiz



Coasesor

Dr. Alberto Pérez Unzueta



Coasesor

Dr. Ignacio Alvarez Elcoro



Vo.Bo.

M.C. Roberto Villarreal Garza

División de Estudios de Postgrado

San Nicolás de los Garza, N.L. a 30 de Abril de 1996.

DEDICATORIA

A Dios.



A mi esposa, Laura Elena, y mis hijos, Carlos Javier II e Israel.

UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

**A la memoria de mi padre, Luis Lizcano Cavazos, y de mi madre,
Andrea Zulaica de Lizcano.**

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

AGRADECIMIENTOS

A la Facultad de Ingeniería Mecánica y Eléctrica de la U.A.N.L., en especial al programa de Doctorado en Ingeniería de los Materiales.

A la División de Tecnología de Hylsa, por las facilidades proporcionadas para el desarrollo de este trabajo y por su autorización para publicarlo.

Al Dr. Ignacio Alvarez Elcoro, por el apoyo que me brindó para el desarrollo de este estudio y por compartir su amistad, experiencia y madurez profesional en la realización del mismo.

Al Dr. Rafael Colás Ortiz, por sus palabras motivadoras siempre de aliento y entusiasmo para que se iniciara y concluyera este trabajo.

Al Dr. Alberto Pérez Unzueta, por sus valiosos comentarios en la redacción del presente estudio.

TABLA DE CONTENIDO

Capítulo	Página
1. SÍNTESIS	1
2. INTRODUCCIÓN	3
3. DESCRIPCIÓN DEL HORNO ELÉCTRICO DE ARCO	6
4. CONDICIONES SELECCIONADAS	10
4.1. Hierro de Reducción Directa	10
4.2. Escoria	11
4.3. Gases y. Polvos	12
4.4. Otros. Materiales	13
5. BALANCE DE MATERIA	14
5.1. Descripción	14
5.2. Distribución de elementos	16
5.3. Cálculo de la carga metálica	18
5.4. Cálculo de fundentes, escoria, polvos y acero	18
5.4.1. Cálculo de requerimientos de fundentes	20
5.4.2. Cálculo de peso. de escoria	24
5.4.3. Cálculo del peso de polvos de hierro	24
5.4.4. Cálculo del peso del hierro	25
5.5. Distribución del manganeso en acero y escoria	25
5.6. Distribución del fósforo en acero y escoria	26
5.7. Distribución del azufre en acero y escoria	26
5.8. Análisis del oxígeno	27
5.9. Cálculo del carbón a agregar	28
5.10. Determinación de pérdidas por .calcinación.....	31
5.11. Determinación de óxidos de hierro	32
5.12. Peso de elementos residuales	32
5.13. Cálculo del gas natural.....	33

TABLA DE CONTENIDO

Capítulo		Página
5.14.	Cálculo de composición química de los gases	35
5.14.1.	Cálculo de CO y CO ₂	35
5.14.2.	Cálculo de H ₂ O	36
5.14.3.	CH ₄ remanente	36
6.	BALANCE DE ENERGÍA	38
6.1.	Descripción.....	38
6.2.	Cambios de entalpía y pesos atómicos	40
6.2.1.	Cambios de entalpía debido a la temperatura	40
6.2.2.	Cambios de entalpía debido a reacciones químicas	40
6.2.3.	Cambios de entalpía debido a la formación de mezclas de óxidos.....	40
6.2.4.	Pesos atómicos y moleculares	43
6.3.	Balance de energía para las condiciones seleccionadas	44
6.3.1.	Energía de entrada	44
6.3.1.1.	Calores de oxidación	44
6.3.1.2.	Calor sensible del HRD.....	48
6.3.1.3.	Calor de formación de escoria	49
6.3.1.4.	Combustión del grafito de electrodos.....	50
6.3.1.5.	Combustión del carbono del carbón.....	50
6.3.1.6.	Energía aportada por el gas natural	50
6.3.1.7.	Energía eléctrica.....	50
6.3.2.	Energía de salida.....	50
6.3.2.1.	Calor sensible del acero.....	50
6.3.2.2.	Calor sensible de la escoria.....	51
6.3.2.3.	Poder calorífico de los gases de salida y polvos.....	52
6.3.2.4.	Calor sensible de los gases de salida y polvos.....	52
6.3.2.5.	Reducción de óxidos de hierro.....	53
6.3.2.6.	Dilución del carbono.....	53
6.3.2.7.	Pérdidas termoeléctricas.....	53

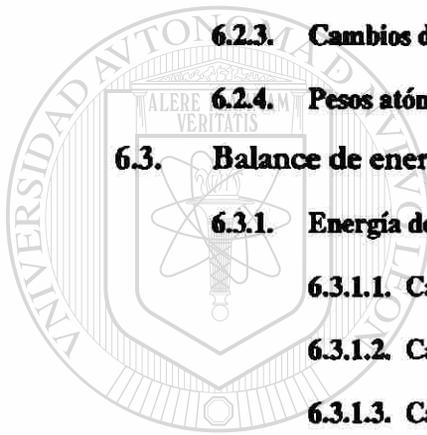
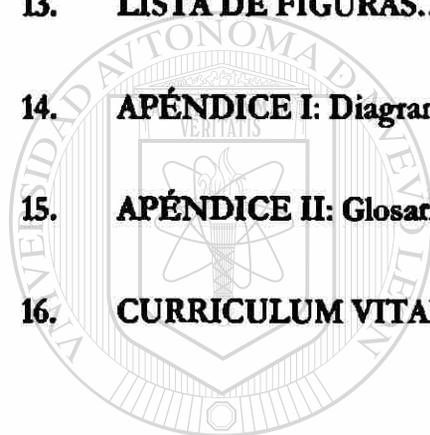


TABLA DE CONTENIDO

Capítulo	Página
6.4. Capacidad de producción	56
7. OPTIMIZACIÓN DE LA CARGA METÁLICA PARA MÍNIMOS COSTOS DE PRODUCCIÓN	57
8. VALIDACIÓN DEL MODELO TERMODINÁMICO	62
8.1. Introducción	62
8.2. Bases	62
8.3. Resultados.....	63
8.4. Conclusiones.....	65
9. APLICACIÓN DEL MODELO.....	66
9.1. Caracterización del HRD.....	67
9.1.1. Introducción.....	67
9.1.2. Características químicas	68
9.1.3. Método de análisis	70
9.1.4. Consumos específicos	70
9.1.5. Costos.....	74
9.1.6. Valor equivalente por cambio en composición química.....	75
9.1.7. Conclusiones	77
9.2. VALOR INTRÍNSÉCO DEL HRD.....	78
9.2.1. Introducción	78
9.2.2. Ventajas del HRD.....	79
9.2.3. Valor intrínseco del HRD.....	81
9.2.4. Metodología del análisis.....	83
9.2.5. Criterios de optimización.....	84
9.2.6. Composición química de la carga metálica.....	85
9.2.7. Caracterización de chatarras.....	86
9.2.8. Costo total del acero líquido.....	87
9.2.9. Criterios de dimensionamiento del Valor intrínseco del HRD.....	88

TABLA DE CONTENIDO

Capítulo	Página
9.2.9.1. Sin considerar calidad del acero producido.....	88
9.2.9.2. Considerando la calidad del acero.....	92
9.2.10. Conclusiones	97
10. CONCLUSIONES	98
11. BIBLIOGRAFÍA	100
12. LISTA DE TABLAS.....	102
13. LISTA DE FIGURAS.....	104
14. APÉNDICE I: Diagrama de flujo del modelo termodinámico	105
15. APÉNDICE II: Glosario de términos	106
16. CURRICULUM VITAE.....	107



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN[®]
DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

CAPÍTULO 1

SÍNTESIS

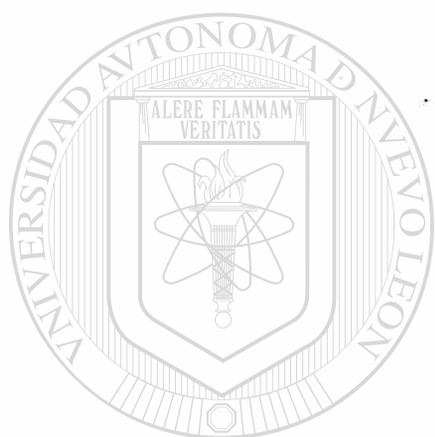
Un modelo termodinámico de balance de materia y energía, complementado con programación lineal, fue desarrollado para obtener la mezcla óptima de carga metálica que minimiza el costo total de acero líquido, considerando el nivel de residuales del producto y la disponibilidad de la Chatarra. La flexibilidad del programa le permite ser configurado para simular cualquier condición de operación, lo que hace de este modelo una herramienta valiosa para dimensionar el Valor Intrínscico (VALUE) de cualquiera de los metálicos a ser evaluados.

El modelo termodinámico considera la composición química de todos los insumos que intervienen en el proceso de aceración, el tamaño y las dimensiones del Horno Eléctrico de Arco (HEA), uso de lanzas de oxígeno, quemadores oxi-gas, potencia del transformador; temperatura de acero, escoria y gases de salida; así como también la basicidad binaria y cuaternaria de la escoria, para mantener un eficiente trabajo metalúrgico de desulfurización, desfosforización y saturación de MgO para no dañar al refractario. La relación de CO/CO₂ de los gases de salida puede ser cambiada para adecuarse a los distintos grados de post-combustión de cada horno.

Con el balance de materia se calcula el consumo de oxígeno, gas natural, cal siderúrgica, cal dolomítica, y las cantidades de escoria y gases de salida por tonelada de

acero líquido, para las distintas proporciones de carga metálica consideradas, así como también su rendimiento metálico.

El modelo de programación lineal toma del modelo termodinámico los consumos específicos y la capacidad de producción, caracterizados para el 100% de cada uno de los componentes de la carga metálica, y optimiza el costo total del acero líquido.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

CAPÍTULO 2

INTRODUCCIÓN

El proceso de horno eléctrico de arco (HEA) de aceración está caracterizado por razones altas de suministro de energía. Como en los otros procesos metalúrgicos, la cuantificación de la energía es necesaria para una operación eficiente y económica del proceso como un todo. Además, el efectuar balances involucrando razones de salida y entrada de energía juega un importante papel en controlar las condiciones térmicas y químicas del proceso de aceración.

El principio básico involucrado en balances de energía es la primera ley de termodinámica, es decir la ley de la conservación de la energía. Para el proceso de aceración en HEA, el cual es un proceso esencialmente a presión constante, esta ley podría ser formalmente establecida como:

$$\Delta H = Q_p - W' \quad (1-1)$$

Donde ΔH es el cambio en el contenido del calor o entalpía del sistema, Q_p es el calor absorbido por el sistema, y W' es el trabajo sin expansión hecho por el sistema en los alrededores cuando el sistema cambia de un estado 1 a un estado 2. Aquí W' es igual a la entrada de energía eléctrica al sistema. También Q_p es el calor que el sistema arroja a los

alrededores o es el calor perdido. Esta ley es aplicada de diferentes formas dependiendo de lo que sea considerado a ser el sistema estudiado. El sistema puede ser el horno y sus contenidos, o puede ser solamente los contenidos.

Varias convenciones y definiciones son involucradas en calcular balance de energía. Algunas de estas son requeridas con el propósito de obtener términos de calor de signo positivo solamente y asegurar su propia clasificación como “energía de entrada” y “energía de salida”. En primer lugar, una base sencilla de temperatura de referencia debe de ser escogida y especificada. En algunos tipos de balance de energía ésta es la temperatura ambiente $25\text{ }^{\circ}\text{C}$ ($298\text{ }^{\circ}\text{K}$) para la cual los calores de formaciones de los compuestos están fácilmente disponibles. En otros casos la temperatura característica del proceso es usada, pero los balances de energía, puestos para distintas bases de temperaturas, no serán comparados directamente término a término. Después de seleccionar esta temperatura, se deben decidir los estados de referencia en esta temperatura para cada sustancia a la entrada y salida de los materiales, ejemplo H_2O (gas $298\text{ }^{\circ}\text{K}$) o H_2O (líquido $298\text{ }^{\circ}\text{K}$).

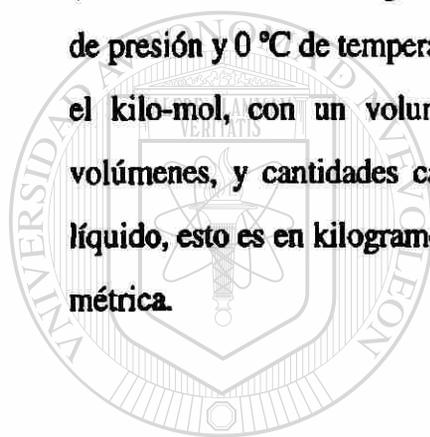
El concepto de calor sensible de una sustancia de entrada o salida, representa la cantidad positiva de calor requerida para cambiar la sustancia de la temperatura y estado de referencia a la temperatura y estado actual, en el cual la sustancia está presente en la entrada o salida del proceso. Entonces, si la temperatura de referencia es $25\text{ }^{\circ}\text{C}$ y una sustancia es alimentada al proceso a $25\text{ }^{\circ}\text{C}$ en su estado de referencia, la sustancia no lleva calor sensible al proceso; por otro lado, si la sustancia está todavía caliente de un tratamiento previo entonces lleva calor sensible al proceso.

Los calores de reacción deben de tener valores correspondientes a la temperatura de referencia y no a otra temperaturas y deben de ser reacciones entre sustancias en su estado de referencia a la temperatura de referencia.

Usando las convenciones y definiciones discutidas arriba los conceptos considerados como entrada de energía serán: calor sensible de entrada de los materiales, calor de

reacciones exotérmicas, calor suministrado por sistemas externos (electricidad), etc. Conceptos de salida de energía incluirán: calor sensible de los materiales de salidas, calor de reacciones endotérmicas, calor absorbido para llevar los materiales de entrada a la temperatura y estados de referencia, pérdida de calor a los alrededores, etc. De esta forma todos los signos negativos desaparecen, convirtiéndose todos los términos en positivos.

Todos los cálculos son realizados en unidades métricas. Entonces la cantidad de masa base será la tonelada métrica esto es 1,000 kg. Todas las cantidades de calor están calculadas en kcal., y las cantidades molares, donde sean necesarias, están expresadas en kilo- mol. Para volúmenes de gases, el metro cúbico normal (Nm^3) es la unidad estándar (éste es el volumen de gas, después de la corrección a condiciones estándar, 760 mm/Hg de presión y 0 °C de temperatura). Donde los volúmenes de gas están expresados en moles, el kilo-mol, con un volumen de 22.414 Nm^3 es usado. Frecuentemente, los pesos, volúmenes, y cantidades caloríficas están referidas a una base por toneladas de acero líquido, esto es en kilogramos por tonelada de acero líquido, kg/TAL, donde T es tonelada métrica.



UANL

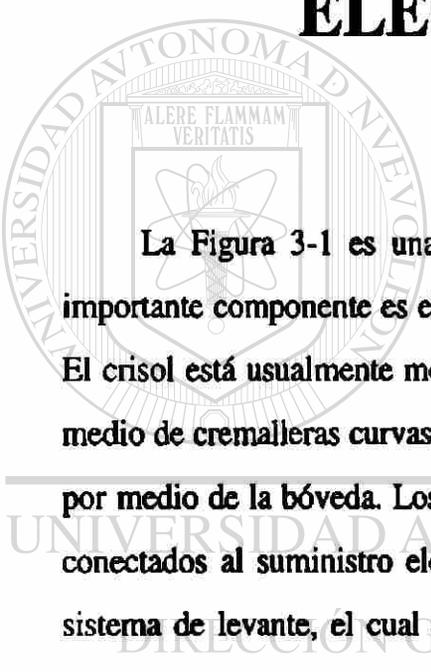
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN



DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

CAPÍTULO 3

DESCRIPCIÓN DEL HORNO ELÉCTRICO DE ARCO

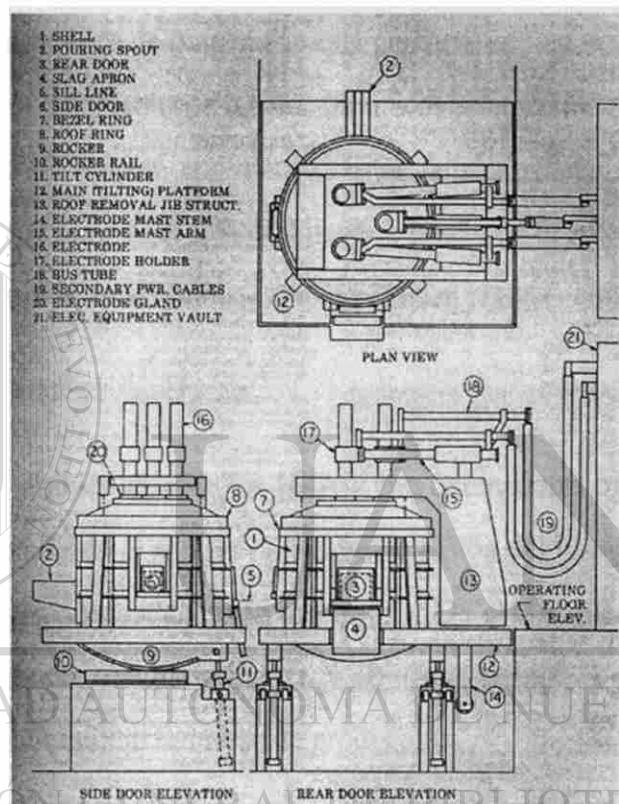


La Figura 3-1 es una ilustración esquemática¹³ de una instalación de HEA. Un importante componente es el crisol o coraza del horno, el cual contiene el metal fundido. El crisol está usualmente montado sobre un marco estructural que puede ser volcado por medio de cremalleras curvas para efectuar el vaciado y el desescoriado. La coraza se cubre por medio de la bóveda. Los electrodos, o el electrodo si el horno es de corriente directa, conectados al suministro eléctrico, son introducidos a través de la bóveda mediante un sistema de levante, el cual es regulado de forma automática manteniendo un patrón de potencia prefijado. La bóveda y los electrodos están soportados por un sistema portal, el cual puede ser girado lateralmente para las operaciones de carga.

A pesar del rápido desarrollo de la acería eléctrica, y de sus efectos en la construcción de hornos, el moderno HEA aún trabaja con el mismo y antiguo sistema de Héroult, aunque el HEA se ha convertido en una estupenda máquina de fusión.

El calor necesario es suministrado a la carga en forma de radiación térmica proveniente de los arcos eléctricos formados entre los electrodos y la carga metálica, así como también el calor de resistencia eléctrica generado en la misma carga metálica.

FIGURA 3-1
INSTALACIÓN DEL HEA



A partir de los 80's, se impulsó la posibilidad de usar altas potencias eléctricas específicas necesitando cambios constructivos en el equipo, capaces de adecuarse a las nuevas condiciones operativas.

Con el propósito de obtener ^{7,8 y 9} el mayor provecho de operar con longitudes de arco largo para aumentar la potencia promedio operativa, se logró la implementación de los bloques enfriados con agua en la coraza del horno, evitándose así el uso de refractarios y por lo tanto su alto desgaste, se apoyó este desarrollo con el uso de escoria espumosa para

mantener cubierto el arco eléctrico y aumentar la transferencia de la energía al baño líquido.

Una serie de ayudas a la producción han sido analizadas y posteriormente desarrolladas para optimizar la operación de los hornos de alta potencia. Se han utilizado bobinas de inducción para agitar el baño metálico, así como también el uso de gas burbujeado por el fondo del horno.

La inyección automática de oxígeno se está convirtiendo en una práctica común en el HEA. Ésta es realizada por medio de lanzas, montadas sobre el horno o cerca del lado de él, las cuales avanzan de manera automática. Estas lanzas pueden ser introducidas en el horno hacia abajo desde la bóveda o lateralmente a través de la coraza. La mayoría de las lanzas son refrigeradas con agua aunque también existen algunas compañías que utilizan el sistema autoconsumible.

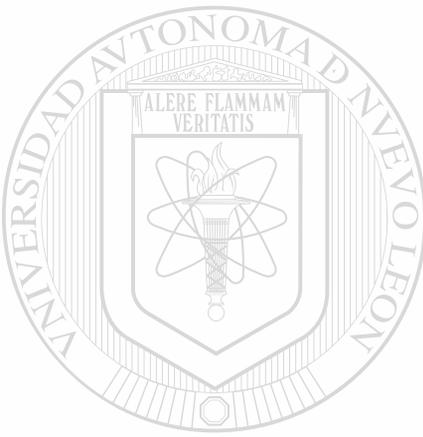
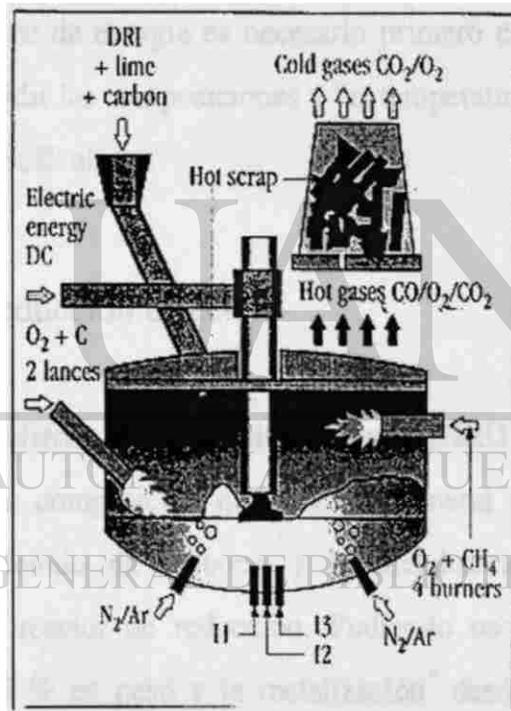
Hoy es posible también diseñar los HEA's con quemadores oxi-gas u oxi-oil, (oxi-combustoleo), si es requerido el acortar el tiempo de fusión del horno y si el suministro de potencia eléctrica no es adecuada o está disponible. De esta manera parte de la energía eléctrica es remplazada por energía primaria, y al mismo tiempo la chatarra es fundida en las zonas más frías sin ocasionar demoras de producción.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Otro importante desarrollo tecnológico llevado a cabo en los últimos años ha sido el precalentamiento de chatarra con los gases de salida del HEA. El más relevante avance lo ha efectuado la compañía FUCHS al instalar una chimenea justo arriba del HEA, aprovechando todo el calor sensible y el poder calorífico de los gases de escape. Con este sistema es posible obtener ahorros entre 60 a 100 kWh/TAL dependiendo cual es el porcentaje de chatarra en la carga metálica.

En la Figura 3-2 se encuentra esquematizado un HEA con los más recientes avances tecnológicos.

FIGURA 3-2

ÚLTIMOS AVANCES TECNOLÓGICOS EN
HEA

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE INVESTIGACIONES

CAPÍTULO 4

CONDICIONES SELECCIONADAS

Para realizar un balance de energía es necesario primero efectuar un balance de materia, lo que requiere decidir las composiciones y las temperaturas de los reactantes y productos a ser usados en el cálculo.

4.1. Hierro de reducción directa.

La composición del Hierro de Reducción Directa (HRD), excepto carbono y metalización, depende de la composición química del mineral cargado al reactor de reducción directa. El contenido de carbono y la metalización dependen de las condiciones operativas del reactor de reducción. Pudiendo oscilar el contenido del carbono desde 0.5 hasta 5 % en peso y la metalización* desde 90 hasta 94 %. La temperatura del HRD cargado al horno puede variar desde 25 hasta 600 °C.

* Metalización = (% en peso de Fe metálico) / (% en peso de Fe total)*100.

4.2. Escoria.

Es esencial escoger las relaciones adecuadas que definen la composición química de la escoria apropiada y representativa para el proceso, puesto que ésto afecta los cálculos del peso de la escoria y la cantidad de fundentes que deben de ser agregados al HEA. El contenido del hierro de la escoria es una considerable fuente de pérdidas de hierro y su calor de oxidación tiene un importante efecto en el balance de energía.

La práctica común parece tender hacia escorias en las cuales la relación de CaO a SiO₂ es cerca de 2, y con un 15 a 20 (% de FeO*)^{*}. Aproximadamente un 14 % de MgO es deseado en la escoria para saturarla con respecto a este óxido con el propósito de disminuir el ataque al refractario del horno⁶. Esto resulta en un punto de fusión de la escoria de cerca de 1900°K, y con una actividad de CaO de casi uno. Cualquier aproximación más cercana a la saturación con CaO requiere reducir el porcentaje de SiO₂, lo cual conduce a más grandes pesos de escoria al mantener el volumen de SiO₂ constante.

Con contenidos bajos de fósforo en el HRD, como es lo usual en la mayoría de los minerales utilizados en reducción directa, la contribución de P₂O₅ a los constituyentes ácidos de la escoria es pequeña y puede ser despreciada. La relación de CaO a SiO₂ de 2 es suficiente para suministrar la base de su neutralización.

Algunas reglas de trabajo para cálculos subsecuentes suponen las siguientes propiedades de escoria :

$$V_{\text{CaO}}^{**} = \% \text{CaO} / \% \text{SiO}_2 \approx 2.00 \quad (4-1)$$

$$V_{\text{MgO}} = \% \text{MgO} / \% \text{SiO}_2 \approx 0.86 \quad (4-2)$$

* Una variable apropiada relacionada a el potencial de oxígeno es el contenido de Fe_{total} expresado como (% FeO *) = 1.2865 * (% Fe_{total})

** V significa basicidad de la escoria.

Debe ser entendido que la relación MgO entre SiO₂ es la primera aproximación, la cual es modificada en un proceso de cálculo iterativo convergiendo hasta alcanzar el equilibrio.

Estas relaciones tienen una magnitud razonable, pero podrían no ser las mismas en cada horno. Se puede fijar la relación de básicos a ácidos, pero el contenido de las escorias en óxido de hierro es el resultado de la interpolación de muchos factores. La relación de hierro divalente a trivalente no se maneja aún en este estudio y es motivo para posterior análisis.

4.3. Gases y Polvos.

Los análisis reportados de gas en el codo del horno tienen una relación de CO/CO₂ de 85/15³. De hecho, esta relación de gases varía durante la colada, y sin duda alguna también de colada a colada, más sin embargo, se fijará esta relación a este valor con el propósito de efectuar cálculos, reconociendo que éste puede variar para una práctica de horno dada. Esto es lo mejor que puede ser hecho en el estado presente de conocimiento; investigación adicional es necesaria sobre lo que controla este importante factor.

La experiencia ha mostrado que el hasta un 2.6 % del Fe de la carga metálica total cargada es encontrado en el colector de polvos. Uno podría preguntar si las pérdidas de polvos deberían de ser adscritas al HRD solamente o al HRD y a la chatarra. Un estudio estadístico de pérdida de hierro contra la relación HRD-chatarra sería necesario para resolver este punto. En este estudio será asumido que el 2.20 % del hierro metálico del HRD y el 3.00 % de todas las otras fuentes metálicas es perdido en los polvos.

CAPÍTULO 5.

BALANCE DE MATERIA

5.1. Descripción.

El primer paso en el cálculo de un balance de energía es la preparación de un balance de materia suficientemente exacto que considere todos los materiales que entran en las reacciones químicas absorbiendo o liberando cantidades significantes de energía. Considerable cuidado debe de ser puesto aquí, ya que un balance de energía puede ser tan bueno como tan bueno sea el balance de materiales en el cual está basado.

Juicios metalúrgicos buenos son necesarios para ajustar muchos de los conceptos donde información precisa es escasa. La magnitud de los efectos de calor asociados con estas estimaciones mostrarán si son suficientemente críticos para que sean necesarias exploraciones futuras.

El balance de materia es calculado bajo la oxidación del HRD y de la chatarra al transformarlos en acero, escoria, polvos, y gases de la composición química seleccionada. Un ejemplo de tal balance de material está dado en la Tabla 5-1, El tratamiento dado aquí es el empleado en forma práctica en la industria siderúrgica el cual

se basa en un método sucesivo de aproximaciones. Esto necesita una cierta cantidad de reprocesos para llegar a la solución.

Tabla 5-1
BALANCE DE MATERIA

ENTRADAS		SALIDAS	
CONCEPTO	CANTIDAD kg/TAL	CONCEPTO	CANTIDAD kg/TAL
HRD	575.06	ACERO	1,000.00
PESADA # 1	165.85	ESCORIA	106.30
CHICHARRÓN	108.00	GASES	109.35
REBABA	118.91	CO	35.68
PACA #1	110.35	CO2	23.17
PESADA # 2	56.66	N2	29.25
CARBÓN	1.34	O2	1.00
DOLOMITA	3.93	H2O	10.87
MAGNESITA	3.63	CH4	0.25
CAL	19.30	P°C	9.13
CAL-DOL	10.45	POLVOS	34.71
ELECTRODO	2.62		
REFRACTARIOS	1.75		
ARENA	0.00		
GAS NATURAL	5.09	7.13Nm3	
OXÍGENO	29.31	20.52Nm3	
AIRE	38.13		
TOTAL	1,250.37	TOTAL	1,250.36

El primer paso es alimentar los porcentajes de las fuentes de la carga metálica, % HRD, % chatarras de acero, junto con el mejor estimado de sus análisis químicos. El peso del consumo de electrodos es obtenido de experiencia en la planta, para este ejemplo un promedio de 2.62 kg/ TAL. La cantidad de oxígeno inyectado con la lanza y gas natural son medidos durante la operación en el horno, en este caso 20.52 Nm³/TAL y 7.13 Nm³/TAL respectivamente, pero estos dos insumos son calculados por el modelo y ajustados a estos valores reales mediante el balance del aire de infiltración.

El consumo de granulares magnesita y dolomita son datos operativos, así como también el consumo de refractarios. El aire de infiltración es un insumo que se estima y que su magnitud depende de las características propias operativas de cada horno. El valor que se le asigna se obtiene mediante su ajuste, al reproducirse el consumo de carbón real utilizado en la práctica operativa y balanceado a través del oxígeno gaseoso inyectado. Entonces, los conceptos remanentes en el lado de entrada a ser calculados son los materiales formadores de escoria como cal, cal dolomítica; el carbón, el gas natural, el oxígeno gaseoso total y las cantidades de las fuentes de la carga metálica en kg/TAL.

Otros factores que son variables y se ajustan en el modelo son: eficiencia de reacción del carbón, eficiencia de reacción del oxígeno, eficiencia térmica del quemador, porcentaje de cementita en el HRD, porcentaje de CO con respecto a la suma CO+CO₂ (grado de post-combustión), temperatura del acero líquido, temperatura de la escoria, temperatura de los gases de salida; así como también el porcentaje de Fe con respecto a cada carga metálica que va a ser mandada al colector de polvos, el porcentaje de carbón deseado en el acero líquido, la potencia promedio activa aplicada del transformador, el tamaño de la colada, la operación de lanza de oxígeno o lanza quemador, la temperatura de entrada del HRD y el porcentaje de éste caliente.

5.2. Distribución de Elementos

(a) Hierro.

La distribución del hierro entre el acero y la escoria se encuentra gobernada por el equilibrio termodinámico de la distribución del oxígeno entre estas dos fases, la cual está determinada principalmente por el contenido de carbono en el acero. De manera empírica, en coladas de HEA fundiendo HRD se ha encontrado la siguiente relación ⁴:

$$(\%FeO) = (244.5/\%C)^{0.37184}$$

(5-1)

(b) Carbono.

El contenido de carbono del acero a ser hecho es especificado, así el carbono oxidado es la diferencia entre el carbono contenido en la carga y el carbono contenido en el acero. Como fue dicho previamente, se asume que carbono será combustionado a 85.00 % CO y 15.00 % a CO₂. Se considera en la combustión del gas natural el 100% de CO₂.

(c) . Manganeso

La distribución del manganeso entre el metal y la escoria depende del estado de oxidación del sistema. Entonces para la escoria considerada con un total de un 21 % de FeO, se estimará una distribución* :

$$L_{Mn} = (\% MnO) / [\% Mn] = \text{de } 23.5 \text{ a } 47. \quad (5-2)$$

(d) Fósforo.

Se ajustó la ecuación reportada por J. Zotos¹⁸, con información obtenida en el Horno 100 de Hylsa. La distribución de fósforo es como sigue:

$$L_P = (\%P)/[\%P] = 1.5 * \{(\%CaO) * (\%FeO) / (\%SiO_2)\}^{0.69} \quad (5-3)$$

(e) Silicio.

Este elemento es oxidado completamente en el proceso así que todo aparecerá en la escoria, junto con cualquier cantidad adicional de SiO₂ añadida en los materiales utilizados, tales como fundentes. granulares, minerales, y combustibles suplementarios.

* [X] = Elemento disuelto en el metal líquido. (Y) = Elemento disuelto en la escoria.

(f) Azufre.

La distribución del azufre es bastante importante desde un punto de vista de calidad del acero, pero tiene un efecto menor en el balance de energía del proceso. Una distribución constante en relación al CaO, SiO₂ y FeO ha sido, al igual que el fósforo, ajustada de la relación dada por J. Zotos¹⁸ con la información del Horno 100 de Hylsa:

$$L_s = (\%S)/[\%S] = 5 * \{(\%CaO)/(\%SiO_2) * (\%FeO)\}^{0.48} \quad (5-4)$$

5.3. Cálculo de la carga metálica.

Los resultados mostrados a continuación son el resultado de los balances correspondientes a la mezcla de la carga metálica, la cual se obtiene aplicando el modelo al 100 % de cada metálico considerado y estos resultados se ponderan para la mezcla de la carga metálica en cuestión.

Se calcula primero la cantidad de acero líquido de las características deseadas para una tonelada de cada metálico considerado en la mezcla de la carga metálica (segunda columna de la Tabla 5-2). Luego se pondera para la mezcla solicitada y se obtiene su suma para dar la cantidad de acero líquido que produciría una tonelada de la mezcla de carga metálica, en este ejemplo 881.22 kg de acero líquido/TCM*, (columna 3 de la misma Tabla). El recíproco de este valor multiplicado por 10⁶ da la cantidad de 1134.80 kg de carga metálica/TAL, (columna 4). La ponderación de este valor con la mezcla analizada proporciona la cantidad de cada metálico a cargar, (columna 5).

5.4. Cálculo de pesos de fundentes, escoria, polvos y acero.

El objetivo es calcular, para una tonelada de acero líquido como producto, la cantidad de escoria, de gases de salida y polvos. El método consiste en establecer el cálculo de metal fundido, desglosando todos sus componentes de elementos químicos,

* TCM = Tonelada de carga metálica.

Es necesario determinar las cantidades de entrada de carbón y de fundentes requeridos y, para hacer esto, los pesos del producto deben de ser conocidos exáctamente así que deben de ser calculadas las cantidades de carbono, silicio, manganeso, fósforo, y hierro a ser oxidadas.

El factor principal determinante del peso de la escoria es la cantidad de sílice que posee el HRD, ya que se tiene que neutralizar, además hay SiO_2 adicional derivado de los fundentes en cantidades significantes, lo cual depende de la pureza de la cal y cal dolomítica agregadas.

El peso de la escoria también, depende en menor grado, de la distribución del manganeso, fósforo, y azufre entre ésta y el acero; esta distribución es gobernada por la composición química de la escoria, por su peso por unidad de acero producido y por su temperatura. El rendimiento del acero producido depende principalmente del peso de la escoria y el de los polvos colectados por el sistema de extracción de humos.

El método presentado aquí para resolver estas interdependencias es primero calcular para cada tipo de metálico su peso necesario para producir una tonelada de metal fundido, calculando primero la adición de fundentes, respetando las condiciones de relaciones básicas/ácidas de la escoria, la cual depende principalmente en la cantidad de sílice cargado al sistema. Como éste es un proceso iterativo entonces se recalcula con los nuevos resultados obtenidos hasta que converge la solución obteniéndose el resultado final.

5.4.1. Cálculo de los requerimientos de fundentes

Cada kg de SiO_2 cargado del sistema requiere de 2.00 kg de CaO para su neutralización. Además, la escoria debe contener MgO con el propósito de reducir su ataque corrosivo en los refractarios del horno; la cantidad de MgO de saturación depende de la composición química de la escoria y su temperatura, y está basada en los resultados

reportados en la literatura¹¹. Las expresiones utilizadas para la saturación de MgO son las siguientes:

$$(\% \text{ de MgO})_{\text{Ref}} = (41.287 - 0.3265 \% \text{ FeO} - 0.5807 \% \text{ CaO}) \quad (5-5)$$

$$(\% \text{ de MgO})_{\text{Ref+Temp}} = (41.287 - 0.3265 \% \text{ FeO} - 0.5807 \% \text{ CaO}) + 0.0127(T - 1873) \quad (5-6)$$

$$(\% \text{ de MgO})_{\text{Ref+Temp+Al}_2\text{O}_3} = (\% \text{ de MgO})_{\text{Ref+Temp}} + \{ (\% \text{ de MgO})_{\text{Ref+Temp}} - 6 \} * (\% \text{ Al}_2\text{O}_3) * (-0.00615). \quad (5-7)$$

La fuente de CaO y MgO es una mezcla de cal siderúrgica y cal dolomítica, cuyos análisis típicos están mostrados en la Tabla 4-1. Estos fundentes invariablemente contienen SiO₂. Entonces, parte del contenido de CaO y MgO es necesario para neutralizar esta impureza. La porción disponible, útil para fluidificar el SiO₂ de otras fuentes, es entonces el residuo después de utilizar lo requerido para la impureza. Luego :

$$\% \text{ de CaO disponible en el fundente} = \% \text{ total de CaO} - V_{\text{CaO}} * (\% \text{ SiO}_2). \quad (5-8)$$

$$\% \text{ de MgO disponible en el fundente} = \% \text{ total de MgO} - V_{\text{MgO}} * (\% \text{ SiO}_2). \quad (5-9)$$

Para este ejemplo el %CaO y MgO disponibles están dados en la Tabla 5-4:

Tabla 5-4

DETERMINACIÓN DE % DE CaO DISPONIBLE EN LOS FUNDENTES

	% CaO	% SiO ₂	% CaO/%SiO ₂	DISPONIBLE
%CaO DISPONIBLE EN CAL	87.77	0.48	2.00	86.81
%CaO DISPONIBLE EN CAL-DOL	56.29	0.89	2.00	54.51

DETERMINACIÓN DE % DE MgO DISPONIBLE EN LOS FUNDENTES

	% MgO	% SiO ₂	% CaO/%MgO	DISPONIBLE
%MgO DISPONIBLE EN CAL	4.75	0.48	0.86	4.34
%MgO DISPONIBLE EN CAL-DOL	36.03	0.89	0.86	35.27

Debe tomarse en cuenta aquí que la basicidad del MgO es el resultado de un proceso iterativo donde se busca saturar a la escoria mediante el criterio de R. Selin¹¹, el cual depende su composición química y temperatura y que para las condiciones analizadas resulta un valor de 14.37 % de MgO de saturación en la escoria, (Tabla 5-5).

Tabla 5-5
DETERMINACIÓN DE FUNDENTES

CONCEPTO	VALOR	UNIDAD
(% MgO) en escoria a 1600 °C	15.33	%
(% MgO) en escoria, T	15.84	%
(% MgO) en escoria, T y Al ₂ O ₃	14.37	%
RELACIÓN DE Al ₂ O ₃ (W _{Al})	24.27	%
SiO ₂ A BALANCEAR	17.64	Kgs/TAL
CaO CARGADO	12.86	Kgs/TAL
MgO CARGADO	10.57	Kgs/TAL
Al ₂ O ₃ CARGADA	7.34	Kgs/TAL
OTROS CARGADO	5.34	Kgs/TAL
CaO EN ESCORIA	35.29	Kgs/TAL
MgO EN ESCORIA	15.25	Kgs/TAL
CaO A AÑADIR	22.43	Kgs/TAL
MgO A AÑADIR	4.68	Kgs/TAL
CAL A AÑADIR	19.28	Kgs/TAL
CAL-DOL A AÑADIR	10.45	Kgs/TAL

La cantidad de MgO en la escoria, de 15.25 kg/TAL, se calcula mediante la ecuación :

$$(\text{kg de MgO}) = \frac{(\% \text{ FeO} + \% \text{ MnO} + \% \text{ P}_2\text{O}_5 + \% \text{ CaO} + \% \text{ SiO}_2 + \% \text{ Al}_2\text{O}_3 + \% \text{ S} + \% \text{ Otros}) * (\% \text{ MgO sat})}{(100 - \% \text{ MgO sat})} \quad (5-10)$$

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS
La cantidad de CaO, de 35.29 kg, requeridos para neutralizar 17.64 kg de SiO₂ cargados al proceso y derivados del resto de la carga, obtenidos del renglón de sub-total de la Tabla 5-6, se calculan mediante la ecuación:

$$(\text{kg de CaO})_{\text{neutralizadores}} = V_{\text{CaO}} * (\text{kg SiO}_2). \quad (5-11)$$

Tabla 5- 6

ESCORIA (Kg)

CONCEPTO	CANTIDAD	FeO	MnO	P ₂ O ₅	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	S	OTROS	P-C
OXIDOS		20.00	3.00	0.00			2.10		0.00		
ARENA	0.00						0.00				
HRD	575.04				0.20	3.10	0.20	0.20		4.00	
PESADA # 1	105.04				0.20	0.17	1.00	0.50		0.12	
CHCHARRÓN	100.00				0.00	0.00	0.00	0.22		0.00	
REBABA	110.91				0.00	0.21	1.00	0.12		0.25	
PACA #1	110.36				0.00	0.00	0.77	0.00		0.10	
PESADA # 2	50.00				0.20	0.11	0.74	0.23		0.00	
CARBÓN	1.24	0.00			0.00	0.00	0.04	0.00		0.00	
DOLOMITA	3.98				2.00	1.51	0.04	0.00		0.00	
MAGNETITA	3.63				0.00	3.63	0.00	0.00		0.00	
REFRACTARIOS	1.75					1.75				0.00	
SUB TOTAL	743.30	20.00	3.00	0.00	12.30	10.57	17.24	7.34	0.00	5.34	
CAL	19.20			0.04	70.32	0.82	0.00	0.04		0.00	1.14
CAL-DOL	10.45	0.00		0.00	5.00	3.70	0.00	0.04		0.00	0.00
TOTAL	108.17	20.00	3.00	0.00	35.60	15.25	17.23	7.43	0.00	5.34	
PORCIENTO	100.00	19.77	2.84	0.57	33.50	14.37	16.70	6.90	0.00	5.00	

La cantidad de CaO a añadir, 22.43 kg/TAL, es la diferencia entre los kg de CaO neutralizadores y los kg de CaO cargados, obtenidos del renglón de sub-total de la Tabla 5-6. Lo mismo es utilizado para el cálculo de la cantidad de MgO a añadir, 4.68 kg/TAL, pero aquí es la diferencia entre los kg de MgO de la escoria y los kg de MgO cargados.

Conociendo los pesos del CaO y MgO disponibles en la cal y en la cal dolomítica, y las cantidades requeridas de CaO y MgO a añadir, un par de ecuaciones simultáneas son establecidas, para contrarrestar la sílice cargada al sistema, lo cual dice que la cal disponible contenida en X kg de cal siderúrgica y Y kg de cal dolomítica es igual a la cantidad de CaO a añadir.

La misma cantidad de X y Y kg de los dos tipos de fundentes debe también proporcionar el MgO a añadir al ser multiplicados por el MgO disponible. La solución de estas ecuaciones conduce a la cantidad de cal siderúrgica y cal dolomítica a ser utilizados en el proceso.

$$\text{kg de CaO añadir} = \{ (\% \text{ CaO})_{\text{Disp Cal}} \} * \text{kg de cal} + \{ (\% \text{ CaO})_{\text{Disp Cal Dol}} \} * \text{kg de cal dolomítica} \quad (5-12)$$

$$\text{kg de MgO añadir} = \{ (\% \text{ MgO})_{\text{Disp Cal}} \} * \text{kg de cal} + \{ (\% \text{ MgO})_{\text{Disp Cal Dol}} \} * \text{kg de cal dolomítica} \quad (5-13)$$

Resultando para las condiciones analizadas: 19.28 kg/TAL de cal siderúrgica y 10.45 kg/TAL de cal dolomítica. La Tabla 5-5 da un resumen de los resultados del cálculo de fundentes.

5.4.2. Cálculo del peso de la escoria

En la Tabla 5-6 se encuentran todos los materiales que participan en la formación de escoria.

El análisis se efectúa a través de un proceso de cálculo iterativo de tal forma que inicialmente se calcula el FeO mediante la relación⁴:

$$(\%FeO) = (244.5/\%C)^{0.37184} \quad (5-14)$$

Lo que arroja un % de FeO de 19.77 equivalente a 20.99 kg/TAL de FeO. Las cantidades totales de 35.66 kg./TAL de CaO, 15.25 kg/TAL de MgO, 17.83 kg/TAL de SiO₂, 7.43 kg/TAL de Al₂O₃ y 5.34 kg/TAL de otros, son las sumas particulares de estos compuestos químicos aportados por cada material participativo en la formación de la escoria.

El MnO, el P₂O₅ y el S son compuestos que se verán más adelante, pero su contribución en peso a la formación de escoria equivale a 3.02 , 0.60 , y 0.06 kg/TAL respectivamente. La suma total de estos compuestos químicos asciende a 106.17 kg/TAL de escoria con las calidades metalúrgicas prefijadas en el análisis.

5.4.3. Cálculo del peso de polvos de hierro.

La Tabla 5-7 muestra la determinación de los polvos del colector del sistema de extracción de humos. Para simplificación del análisis se consideran solamente formados por FeO, aunque un desglose más detallado en sus compuestos químicos daría más precisión al resultado.

Tabla 5-7
DETERMINACIÓN DE Fe A POLVOS

METALICO	Fe en carga	Fe a polvos	
	Kgs/TAL	%	Kgs/TAL
HRD	518.87	2.20	11.42
PESADA # 1	155.66	3.00	4.67
CHICHARRÓN	103.77	3.00	3.11
REBABA	103.77	3.00	3.11
PACA #1	103.77	3.00	3.11
PESADA # 2	51.89	3.00	1.56
TOTAL Fe	1037.74	2.60	26.98
TOTAL FeO			34.71
TOTAL "O"			7.73

El cálculo del desglose de la carga metálica mostrado en la Tabla se verá más adelante. La cantidad de Fe llevada a los polvos resulta de 26.98 kg/TAL, equivalentes a 34.71 kg/TAL de FeO.

5.4.4. Cálculo del peso de hierro.

Un balance de hierro final puede ahora ser hecho considerando todo el hierro de entrada, 1038.02 kg/TAL, Tabla 5-3, el cual es calculado mediante un proceso iterativo conservando el peso total de acero líquido de 1000 kg; al restarles las pérdidas de hierro en la escoria, 16.31 kg/TAL, y en los polvos, 26.98 kg/TAL, y eso nos da la cantidad de Fe requerido para la producción de acero, 994.73 kg / TAL.

5.5. Distribución del manganeso en acero y escoria.

Usando la relación de partición, $L_{Mn} = (\%Mn) / [\%Mn] = 27.13$, se calcula el % Mn en el acero, 0.08 %, equivalentes a 0.81 kg/TAL, (Tabla 5-8); que substraídos del total cargado de 3.15 kg/TAL, Tabla 5-3, resultan 2.34 kg/TAL que pasados a MnO equivalen a 3.02 kg/TAL en la escoria, Tabla 5-6.

Tabla 5-8

PARTICIÓN DE Mn

(%Mn)/[%Mn]	27.13
[kg Mn] =	0.81
(kg Mn) =	2.34
TOTAL =	3.15
[%Mn] =	0.08
(%Mn) =	2.20

5.6. Distribución del fósforo en acero y escoria.

Usando la partición del fósforo, $L_P = (\%P)/[\%P] = 18.97$, obtenida en un proceso iterativo mediante la ecuación 5-3; se calcula el porcentaje de fósforo en el acero, 0.012 %, equivalente a 0.12 kg/TAL, Tabla 5-9; que sustraídos del total de fósforo cargado de 0.37 kg/TAL, Tabla 5-3, resultan 0.25 kg/TAL a oxidar, equivalentes a 0.56 kg/TAL de P_2O_5 en la escoria; sumándoles el P_2O_5 aportado por los fundentes de 0.04 kg/TAL da un total de 0.60 kg/TAL en la escoria, Tabla 5.6.

Tabla 5-9

PARTICIÓN DE P

(%P)/[%P] =	18.97
[kg P] =	0.12
(kg P) =	0.25
TOTAL =	0.37
[%P] =	0.012
(%P) =	0.23

5.7. Distribución del azufre en acero y escoria.

Usando la partición del azufre, $L_S = (\%S)/[\%S] = 1.67$, obtenida en un proceso iterativo mediante la ecuación 5-4; se calcula el porcentaje de azufre en el acero, 0.033 %, equivalente a 0.33 kg/TAL, Tabla 5-10; que sustraídos del total de azufre cargado de 0.39 kg/TAL, Tabla 5-3, resultan 0.06 kg/TAL a perder, pasando a la escoria, Tabla 5-6.

Aunque el azufre se encuentra como CaS en la escoria, pero para simplificar se tomará como S.

Tabla 5-10
PARTICIÓN DE S

(%S)/[%S] =	1.67
[kg S] =	0.33
(kg S) =	0.06
TOTAL =	0.39
[%S] =	0.033
(%S) =	0.06

5.8. Análisis del oxígeno.

El oxígeno es un dato de entrada, 7.00 Nm³/TAL, pero se tiene que hacer un desglose de cuanto se utiliza para la decarburización y cuanto para la oxidación de los otros elementos químicos, tales como Fe, Mn, P, Si y también el grafito de los electrodos.

La Tabla 5-11 muestra el cálculo del reparto del oxígeno inyectado. La cantidad que se necesita para terminar la decarburización, 3.82 kg/TAL, se calcula mediante la diferencia entre el oxígeno total requerido para decarburizar, 23.56 kg/TAL (ver Tabla 5-3 bajo la columna del Carbono), y el contenido de oxígeno de los óxidos de hierro cargados, 24.80 kg/TAL (ver Tabla 5-17), más el oxígeno del FeO de la escoria, 4.67 kg/TAL (ver Tabla 5-6*); dividida entre la eficiencia de reacción del oxígeno gaseoso.

El oxígeno gaseoso inyectado para oxidar, 6.18 kg/TAL, se calcula mediante la substracción al oxígeno total requerido para la oxidación de los elementos, 19.11 kg/TAL, que es la suma desde el Mn hasta los electrodos de la Tabla 5-12; del oxígeno de la escoria, 4.67 kg/TAL y del aire, 8.88 kg/TAL, que es obtenida de la Tabla 5-13; dividida entre la eficiencia de la reacción del oxígeno gaseoso.

* 20.99kg FeO en escoria, entonces O₂ = 20.99*16/71.85 = 4.67kg .

Tabla 5-11
ANÁLISIS DE OXÍGENO
(Sin considerar el del gas natural)
(Eficiencia de oxígeno inyectado = 90.00%)

CONCEPTO	kg/TAL	Nm ³ /TAL
DECARBURIZACIÓN		
Oxígeno total para decarburización	23.56	16.49
Oxígeno en escoria	4.67	3.27
Oxígeno de óxidos de Fe cargados	24.80	17.36
O ₂ gaseoso para decarburización	3.82	2.68
OXIDACIÓN DE ELEMENTOS		
Oxígeno de elementos	19.11	13.38
Oxígeno en escoria	4.67	3.27
Oxígeno del aire	8.88	6.22
O ₂ gaseoso oxidación de elementos	6.18	4.32
O ₂ gaseoso total inyectado	10.00	7.00

5.9. Cálculo del carbón a agregar.

Con el oxígeno gaseoso inyectado para decarburización ya obtenido se calcula el carbón requerido para complementar la combustión total del carbono a reaccionar. ®

La Tabla 5-14 muestra, basada en las ecuaciones de la tabla 6-2, la relación ponderada para el grado de postcombustión, 85.00 % CO, de los requerimientos de oxígeno por kg de carbono, ya sea en forma de grafito o de cementita, 1.072 Nm³ O₂/ kg de C; mientras que la Tabla 5-15 muestra lo mismo pero para la reducción de los óxidos de Hierro, 6.879 kg de FeO/ kg de C y 5.097 kg de Fe₂O₃/ kg de C.

Tabla 5-12
BALANCE DE OXÍGENO (kg)

(Eficiencia de oxígeno inyectado = 90.00%)

SALIDA		ENTRADA	
CARBONO	21.81	FeO	24.68
CARBÓN	1.75	Fe ₂ O ₃	0.12
MANGANESO	0.68	AIRE	8.88
SILICIO	1.70		
FÓSFORO	0.32		
HIERRO	12.40		
ELECTRODOS	4.02		
GAS NATURAL	19.31		
OXÍGENO REQUERIDO	61.98	OXÍGENO CARGADO	33.68
O ₂ LIBRE	1.00	OXÍGENO GASEOSO	29.31
TOTAL	62.98	TOTAL	62.98

Oxígeno inyectado = (Oxígeno requerido - Oxígeno cargado) / Eficiencia del Oxígeno

Oxígeno libre = Oxígeno inyectado * (100 - Eficiencia del Oxígeno) / 100

Tabla 5-13

DESGLOSE DEL AIRE DE INFILTRACIÓN

CONCEPTO	%	DENSIDAD kg/Nm ³	CANTIDAD	
			Nm ³ /TAL	kg/TAL
AIRE	100.00	1.29	29.60	38.13
NITRÓGENO	79.00	1.25	23.38	29.25
OXÍGENO	21.00	1.43	6.22	8.88

Tabla 5-14

PONDERACIÓN PARA LA COMBUSTIÓN DEL 'C' CON RESPECTO A LA POST-COMBUSTIÓN

CONCEPTO	A	%CO	B	%CO ₂	PONDERADO
'C' (ECUACIÓN 9 Y 10)	0.933	85.00	1.87	15.00	1.072 Nm ³ O ₂ /kg C
'Fe ₂ C' (ECUACIÓN 12 Y 13)	0.933	85.00	1.87	15.00	1.072 Nm ³ O ₂ /kg C

PONDERACIÓN PARA LA COMBUSTIÓN DEL 'C' CON RESPECTO A LA POST-COMBUSTIÓN

CONCEPTO <small>(Ecuación de tabla 4-2)</small>	A	%CO	B	%CO ₂	PONDERADO
'C' (ECUACIÓN 9 Y 10)	0.933	85.00	1.87	15.00	1.072 Nm ³ O ₂ /kg C
'Fe ₃ C' (ECUACIÓN 12 Y 13)	0.933	85.00	1.87	15.00	1.072 Nm ³ O ₂ /kg C

Tabla 5-15

PONDERACIÓN PARA LA REDUCCIÓN DEL Fe RESPECTO A LA POST-COMBUSTIÓN

CONCEPTO <small>(Ecuación de tabla 4-2)</small>	A	%CO	B	%CO ₂	PONDERADO
PESO FeO (ECUACIÓN 3 Y 4)	5.982	85.00	11.96	15.00	6.879 kg FeO/kg C
PESO Fe ₂ O ₃ (ECUACIÓN 1 Y 2)	4.432	85.00	8.86	15.00	5.097 kg Fe ₂ O ₃ /kg C
ENERGÍA FeO (ECUACIÓN 3 Y 4)	2701	85.00	2418	15.00	2659 kcal/kg C (Fe3C)
ENERGÍA Fe ₂ O ₃ (ECUACIÓN 1 Y 2)	2820	85.00	2655	15.00	2795 kcal/kg C (Fe3C)
ENERGÍA FeO (ECUACIÓN 7 Y 8)	3051	85.00	2758	15.00	3007 kcal/kg C
ENERGÍA Fe ₂ O ₃ (ECUACIÓN 5 Y 6)	3164	85.00	2988	15.00	3138 kcal/kg C

La secuencia de cálculo se encuentra en la Tabla 5-16. Aquí la cantidad de carbono en el acero y en la carga se obtienen de la Tabla 5-3, 0.80 y 15.04 * kg de C/TAL.

Tabla 5-16

**DETERMINACIÓN DE CARBÓN A AGREGAR
(kg)**

A	'C' EN ACERO	0.80	
B	'C' EN CARGA	15.04	Sumatoria de todo el 'C' cargado
C	Fe ₃ C EN CARGA	15.04	'C' como cementita en la carga
D	GRAFITO EN CARGA	0.00	'C' como grafito en la carga (HRD)
E	'C' REDUCIDO POR O ₂ INYECTADO	2.25	O ₂ para decarburizar/(Nm ³ O ₂ /Kg de C)
F	'C' REDUCIDO POR ÓXIDOS DE Fe	13.14	'C' para reducir todos los óxidos de Fe excepto el de la escoria
G	CARBÓN A AGREGAR	1.34	(A+E+F-B)/(% de 'C' en el Carbón)

Se supone que el HRD es el único insumo de la carga metálica que puede aportar carbono en forma de grafito, 0.00 kg C/TAL, y este se calcula:

$$\text{kg de Grafito en la carga} = \text{kg C en HRD} * (100 - \% \text{ Fe}_3\text{C en HRD}) / 100$$

El C como cementita en la carga, 15.04 kg/TAL, se calcula como la diferencia entre el C en la carga y el Grafito en la carga.

* Carbono en la carga = 16.18 - 1.14 = 15.04 kg/TAL.

$$C \text{ combustionado por } O_2 = (O_2 \text{ Decarburizar} * \text{Eficiencia de } O_2) / (100 * 1.072 \text{ Nm}^3 O_2/\text{kg de C}) \quad (5-15)$$

$$C \text{ combustionado por óxidos de Hierro} = "C" \text{ para reducción} - (\text{kg de FeO en escoria} / 6.879 \text{ kg de FeO/kg de C}) \quad (5-16)$$

El C para reducción, 16.19 kg/TAL, así como también el oxígeno aportado por los óxidos, se encuentran calculados en la Tabla 5-17.

Tabla 5-17

CANTIDAD DE ÓXIDO DE HIERRO CARGADO, CARBONO PARA SU REDUCCIÓN Y CONTENIDO DE OXÍGENO.

MATERIAL	CANTIDAD	ÓXIDO DE HIERRO		"C" PARA REDUCCIÓN			CONTENIDO DE OXÍGENO		
		FeO	Fe ₂ O ₃	C FeO	C Fe ₂ O ₃	C Total	O _{2-FeO}	O _{2-Fe₂O₃}	O _{2-Total}
HRD	575.04	53.40	0.00	7.76	0.00	7.76	11.89	0.00	11.89
PESADA # 1	165.84	11.01	0.00	1.60	0.00	1.60	2.45	0.00	2.45
CHICHARRÓN	108.00	4.67	0.00	0.68	0.00	0.68	1.04	0.00	1.04
REBABA	118.91	18.02	0.00	2.62	0.00	2.62	4.01	0.00	4.01
PACA #1	110.35	18.02	0.00	2.62	0.00	2.62	4.01	0.00	4.01
PESADA # 2	56.66	5.67	0.00	0.82	0.00	0.82	1.26	0.00	1.26
CARBÓN	1.34	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
DOLOMITA	3.93	0.00	0.18	0.00	0.04	0.04	0.00	0.06	0.06
MAGNESITA	3.63	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
CAL	19.28	0.00	0.15	0.00	0.03	0.03	0.00	0.05	0.05
CAL-DOL	10.45	0.00	0.06	0.00	0.01	0.01	0.00	0.02	0.02
TOTAL		110.81	0.40	16.11	0.08	16.19	24.68	0.12	24.80

Por último, para determinar el carbón a agregar, 1.34 kg/TAL, se encuentra:

$$\text{Carbón a agregar} = 100 * (\text{C en acero} + \text{C combustionado } O_2 + \text{C combustionado óxidos} - \text{C carga}) / (\% \text{ C en Carbón}) \quad (5-18)$$

5.10. Determinación de pérdidas por calcinación.

La Tabla 5-18 muestra el cálculo de las pérdidas por calcinación, 9.13 kg/TAL, y éstas son simplemente la sumatoria de las pérdidas de calcinación de cada insumo.

5.11. Determinación de óxidos de hierro.

La sumatoria de todos los óxidos de hierro tanto FeO como Fe₂O₃ de todos los insumos nos proporciona los óxidos de hierro cargados al HEA, como se muestra en la Tabla 5-17. Aquí también aparece el carbono total necesario para reducir estos óxidos y el oxígeno contenido en estos.

5.12. Peso de elementos residuales.

El Cu, Ni, y Mo son elementos que pasan directamente al metal líquido. Tabla 5-3 muestra que estas cantidades son : 1.34 ,0.89 ,0.15 kg/TAL respectivamente, resultando en un total de 2.38 kg/TAL. El Cr es un elemento que sufre partición entre el metal y la escoria pero que para fines prácticos se considera en este análisis que pasa totalmente al metal, 0.78 kg/TAL; resultando en un total de 3.16 kg/TAL de elementos residuales en el metal.

Tabla 5-18

DETERMINACIÓN DE PÉRDIDAS POR CALCINACIÓN

MATERIAL	CANTIDAD Kgs/TAL	PERDIDAS POR CALCINACIÓN	
		%	Kgs/TAL
HRD	575.04	0.00	0.00
PESADA # 1	165.84	1.30	2.16
CHICHARRÓN	108.00	0.50	0.54
REBABA	118.91	2.50	2.97
PACA #1	110.35	0.60	0.66
PESADA # 2	56.66	1.80	1.02
CARBÓN	1.34	0.00	0.00
DOLOMITA	3.93	1.19	0.05
MAGNESITA	3.63	0.00	0.00
CAL	19.28	5.89	1.14
CAL-DOL	10.45	5.70	0.60
TOTAL			9.13

5.13. Cálculo del gas natural.

Para este análisis se considera el gas natural como 100 % de CH₄. En este caso se considera el uso de Lanza -Quemador, la cual en un solo equipo de inyección es capaz de realizar las dos operaciones, esto es, en un cierto período de la colada trabajar como lanza inyectora de oxígeno gaseoso y en otro período de tiempo trabajar como un quemador oxi-gas.

La filosofía operativa es usar el equipo en forma de quemador durante el tiempo necesario para fundir el 70 % de la Chatarra cargada al Horno, y posteriormente usarlo en forma de lanza el tiempo necesario para decarburizar al acero y llevarlo hasta el nivel de carbono solicitado.

La determinación del tiempo de aplicación del equipo como quemador se encuentra explicada en la Tabla 5-19, y es calculado mediante la siguiente ecuación:

$$\text{Tiempo de Quemador} = 0.7 * (450 \text{ kWh/Ton de Chatarra}) * (\text{Ton de Chatarra} / \text{colada}) * (60 \text{ min/hr}) / \text{Potencia promedio activa de fusión} \quad (5-19)$$

El tiempo de aplicación del quemador para las condiciones dadas asciende a 19.50 min/col. Tanto en modo de quemador como de lanza, el equipo debe operar con una cierta relación de oxígeno/gas natural. En el primer modo esta relación obviamente es necesaria para la combustión del gas natural, mientras que en el segundo modo el objetivo del gas natural es el de mantener limpias de escoria las espesas de gas natural durante el lanceo del oxígeno. En modo quemador esta relación es de 1.90 y en modo de oxígeno de 3.83 , (Tabla 5-20).

Tabla 5-19

Determinación del Tiempo de aplicación del Quemador

	METÁLICO	Kgs/TAL	%
A	HRD	575.04	50.67
B	PESADA # 1	165.84	14.61
C	CHICHARRÓN	108.00	9.52
D	REBABA	118.91	10.48
E	PACA #1	110.35	9.72
F	PESADA # 2	56.66	4.99
	TOTAL	1134.80	100.00

G	% Fundido de Carga	70.00 %
H	Energía Específica	450.00 Kwh/TON
I	Tamaño de Colada	100.00 TAL/col
J	Rendimiento	96.36 TAL/TCM
K	Potencia de Fusión	49.63 Mw
L	Tiempo de Quemador	19.50 min/col

Tiempo de Quemador = $0.7 \cdot (450 \text{ Kwh/TON}) \cdot (\text{TON Chatarra/colada}) \cdot (60 \text{ min/hr}) / (\text{potencia fusión})$

Tiempo del Quemador = $G \cdot H \cdot (B+C+D+E+F) \cdot 60 / (J \cdot K \cdot 100000)$

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

Tabla 5-20

DETERMINACIÓN DE OXÍGENO GASEOSO TOTAL Y GAS NATURAL

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

CONCEPTO	UNIDAD	QUEMADOR	LANZA	TOTAL
TIEMPO	min/col	19.50	40.88	60.38
O ₂ /GAS	#	1.90	3.83	3
OXÍGENO	Nm ³ /min	33.98	33.98	33.98
GAS NAT.	Nm ³ /min	17.88	8.87	11.78
OXÍGENO	Nm ³ /TAL	6.62	13.89	20.52
GAS NAT.	Nm ³ /TAL	3.49	3.63	7.11

Con los flujos de oxígeno y de gas natural, el tiempo de aplicación como quemador y el tamaño de colada se determinan los consumos de estos en modo de quemador: 6.62 Nm³/TAL de O₂ y 3.49 Nm³/TAL de CH₄.

Para calcular el consumo de oxígeno y de gas natural en modo de lanza, 13.89 y 3.63 Nm³/TAL respectivamente, se utilizan las siguientes ecuaciones:

$$\text{Consumo gas natural} = \text{GN}_{\text{Lanza}} = (O_2 \text{ Decarburizar} + O_2 \text{ Oxidación}) / ((O_2/\text{GN})_{\text{Lanza}} - (O_2/\text{GN})_{\text{Quemador}}) \quad (5-21)$$

$$\text{Consumo de oxígeno} = O_2 \text{ lanza} = O_2 \text{ Decarburizar} + O_2 \text{ Oxidación} + \text{GN}_{\text{Lanza}} * (O_2/\text{GN})_{\text{Quemador}} \quad (5-22)$$

El tiempo de empleo del equipo en modo de lanza se calcula con el flujo de oxígeno, su consumo y el tamaño de colada dando un valor de 40.88 min/col. La suma de los tiempos como quemador y como lanza, 60.38 min/col, debe ser menor que el tiempo de conexión, de otra forma habría una demora en la colada.

5.14. Cálculo de composición química de gases.

5.14.1. Cálculo de CO y CO₂.

La Tabla 5-21 muestra la relación específica de pesos de CO y CO₂ con respecto al C, para un grado de post combustión del 85.00 %; así como también la del CO y H₂O con respecto al CH₄ para el 100.00 de combustión..

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS
Tabla 5-21

RELACIÓN ESPECÍFICA DE PESOS DE CO, CO₂ Y H₂O

CONCEPTO	RELACÓN %	VOLUMEN Nm ³	DENSIDAD Kgs/Nm ³	PESO
C → CO (ECUACIÓN 9, TABLA 27)	85.00	1.865	1.25	1.96 Kgs/Kgs C
C → CO ₂ (ECUACIÓN 10, TABLA 27)	15.00	1.865	1.96	0.55 Kgs/Kgs C
CH ₄ → CO ₂ (ECUACIÓN 20, TABLA 27)	100.00	1.000	1.96	1.96 Kgs/Nm ³ CH ₄
CH ₄ → H ₂ O (ECUACIÓN 20, TABLA 27)	100.00	2.000	0.80	1.61 Kgs/Nm ³ CH ₄

Con esta relación de pesos se calcula la cantidad de CO y CO₂ generada para las condiciones analizadas, Tabla 5-22; 35.68 kg/TAL de CO y 23.17 kg/TAL de CO₂, equivalentes a 28.55 y 11.79 Nm³/TAL respectivamente.

Tabla 5-22
DETERMINACIÓN DE LA CANTIDAD DE CO Y CO₂

	C Kgs/TAL	CO		CO ₂	
		Kgs/Kgs C	Kgs/TAL	Kgs/Kgs C	Kgs/TAL
CARBONO ELECTRODOS	15.38	1.98	30.49	0.55	8.45
	2.62	1.98	5.19	0.55	1.44

	CH ₄ Nm ³ /TAL	RELACIÓN O ₂ /CH ₄	DENSIDAD Kgs/Nm ³	CO ₂	
				Nm ³ /TAL	Kgs/TAL
GAS NATURAL	7.11	1.90	1.96	6.76	13.27

TOTAL	Kgs/TAL			35.68		23.17
	Nm ³ /TAL			28.55		11.79

5.14.2. Cálculo del H₂O.

Se considera que el vapor de agua proviene de la combustión del gas natural, en la Tabla 5-23 se muestra su cálculo. La generación de 13.51 Nm³/TAL de vapor de agua resulta del producto de la cantidad de CH₄, 7.11 Nm³/TAL, con la relación O₂/CH₄, 1.90 ; cantidad que multiplicada por la densidad del vapor de agua, 0.80 kg/Nm³ da 10.87 kg de vapor de H₂O/TAL:

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN
DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS
Tabla 5-23

DETERMINACIÓN DE LA CANTIDAD DE H₂O

	CH ₄ Nm ³ /TAL	RELACIÓN O ₂ /CH ₄	DENSIDAD Kgs/Nm ³	H ₂ O	
				Nm ³ /TAL	Kgs/TAL
CH ₄ →H ₂ O	7.11	1.90	0.80	13.51	10.87

5.14.3. CH₄ remanente.

Debido a que no se está considerando una combustión del gas natural completa, algo de CH₄ libre escapará con los gases de salida del HEA. La Tabla 5-24 muestra el

análisis de este concepto. El volumen de CH₄ remanente, 0.36 Nm³/TAL, resulta de la siguiente ecuación:

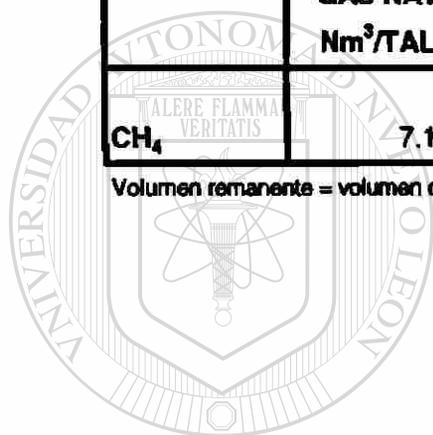
$$\text{Volumen remanente CH}_4 = \text{Volumen de gas natural} * (1 - (\text{O}_2/\text{CH}_4) / 2) \quad (5-23)$$

El peso del gas natural, 0.25 kg/TAL, es el producto de su densidad, 0.72 kg/Nm³, por su volumen.

Tabla 5-24
PESO DE GAS NATURAL REMANENTE

CONCEPTO	VOLUMEN GAS NAT Nm ³ /TAL	RELACIÓN O ₂ /CH ₄	VOLUMEN REMANENTE Nm ³ /TAL	DENSIDAD Kgs/Nm ³	PESO Kgs/TAL
CH ₄	7.11	1.90	0.36	0.72	0.25

Volumen remanente = volumen de gas * (1 - O₂/CH₄/2)



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS



CAPÍTULO 6

BALANCE DE ENERGÍA

6.1. Descripción.

La ecuación de energía eléctrica a ser derivada en la siguiente sección de este estudio involucra todas las cantidades de energía aportadas o demandadas por los materiales provenientes del balance de materia y también las pérdidas termoeléctricas involucradas en el proceso.

En la sección precedentes fueron calculados los cambios en el estado de la materia asociados con la conversión de HRD y otros materiales a acero, así como el balance de materia mostrado para los conceptos principales. En este capítulo se examinarán los cambios de energía asociados con estas transformaciones.

De acuerdo a la primera ley de la termodinámica, la energía es una función de estado, así que los cambios de energía durante un proceso dependen solamente de los cambios en la reposición química de los materiales, sus presiones y temperaturas. Puesto que el cambio de energía asociado con los cambios de presión es bastante pequeña en la mayoría de los procesos metalúrgicos, comparada con los cambios de energía asociados con temperatura y composición, es permitido despreciar la influencia de la presión sin errores significativos. Estos cambios de energía pueden ser calculados como si ellos

fueran idénticos a los cambios de entalpía. Otra consecuencia de la primera ley es que la trayectoria que un conjunto de materiales lleva de sus estados iniciales a sus estados finales no afecta los cambios de energía involucrados. Esto significa que el metalurgista puede escoger la trayectoria más conveniente para sus cálculos, y para la cual los mejores datos termodinámicos están disponibles, más que la trayectoria seguida por los materiales en el proceso real bajo el estudio.

Prácticamente, esto significa que se escogerá usualmente si el material cargado a un proceso fue primero enfriado a temperatura ambiente, con crédito tomado para el calor desprendido durante este proceso imaginario. Entonces las reacciones químicas son realizadas entre las sustancias a temperatura ambiente para transformarlas a sus estados finales de asociación. Para hacer esto, es usualmente más conveniente descomponer todas las sustancias de entrada que experimentarían la reacción en sus elementos químicos, y entonces reensamblar los elementos en los nuevos compuestos, calculando las entalpías asociadas de reacción. Finalmente los materiales transformados son calentados a sus temperaturas finales y se calcula la energía necesaria para este calentamiento.

Por lo anterior se considera la reducción total de todos los óxidos de hierro, lo cual consumirá energía y, posteriormente, la oxidación del hierro que participara en la formación de la escoria y de los polvos, lo cual aportara energía.

En el despliegue del balance de entalpía (ver Tabla 6-5), es costumbre listar las reacciones exotérmicas con un signo negativo usando la convención termodinámica, bajo "calor de entrada" en la columna izquierda, mientras las reacciones endotérmicas, con un signo termodinámico positivo, son listados en la columna derecha bajo "calor de salida".

6.2. Cambios de entalpía y pesos atómicos.

6.2.1. Cambios de entalpía debido a la temperatura.

La Tabla 6-1 muestra los factores para calcular los cambios de entalpía debidos a la temperatura para los principales elementos y compuestos químicos involucrados en el proceso de aceración¹⁷, para rangos de temperatura desde 298 hasta 2000°K. La ecuación que gobierna el cálculo de la entalpía está dada como :

$$H_T - H_{298} = A + BT + 10^{-3} * C * T^2 + 10^5 * D / T \quad (6-1)$$

Donde $H_T - H_{298}$ es el cambio de entalpía, T es la temperatura del compuesto en °K y A,B,C,D son los factores dados en la tabla.

6.2.2. Cambios de entalpía debido a reacciones químicas.

Los cambios de entalpía debido a cambios en el estado de combinación de elementos están listados en la Tabla 6-2. Para la formación de los compuestos el calor de formación esta referido a 298°K y estos han sido obtenidos de el trabajo presentado por B.Marincek⁶.

6.2.3. Cambios de entalpía debido a la formación de mezclas de óxidos.

La Tabla 6-3 muestra el calor de formación para las principales mezclas de óxidos involucrados en el proceso dados en kcal/kg de compuestos. Estos datos fueron obtenidos de la referencia 2.

Tabla 6- 1

FACTORES PARA LA DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DE CALOR

Fuente: Bulletin 605, Bureau of Mines

$$H_T - H_{298} = A + BT + 10^{-3}C \cdot T^2 + 10^5 D/T$$

CONCEPTO	RANGO TEMPERATURA °K	A	B	C	D
CaO	298<X<1800	-4050.00	11.67	0.54	1.56
MgO	298<X<2100	-3609.00	10.18	0.87	1.48
SiO ₂	298<X<2000	-5308.00	13.38	1.84	3.45
Al ₂ O ₃	298<X<1800	-11155.00	27.43	1.53	8.47
FeO	1650<X<1800	-1200.00	16.30	0.00	0.00
FeO	298<X<1650	-3790.00	11.66	1.00	0.67
Fe	298<X<1033	-1176.00	3.37	3.55	-0.43
Fe	1033<X<1179	-4280.00	10.40	0.00	0.00
Fe	1179<X<1674	390.00	4.85	1.50	0.00
Fe	1674<X<1803	-4420.00	10.30	0.00	0.00
Fe	1803<X<1900	-180.00	10.00	0.00	0.00
Fe ₂ O ₃	298<X<950	-9020.00	23.49	9.30	3.55
Fe ₂ O ₄	950<X<1050	-11960.00	36.00	0.00	0.00
Fe ₂ O ₅	1050<X<1730	-8450.00	31.71	0.88	0.00
C	298<X<2300	-1972.00	4.10	0.51	2.10
CaS	298<X<1800	-4050.00	11.67	0.54	1.56
MnO	298<X<1800	-3690.00	11.11	0.97	0.88
P ₂ O ₅	298<X<631	-9795.00	16.75	54.00	0.00
P ₂ O ₄	631<X<1400	-6570.00	73.60	0.00	0.00
OTROS	298<X<2000	-5308.00	13.38	1.84	3.45
CO	298<X<2500	-2100.00	6.79	0.49	0.11
CO ₂	298<X<2500	-3926.00	10.55	1.08	2.04
N ₂	298<X<2500	-2031.00	6.66	0.51	0.00
H ₂ O	298<X<373	-5376.00	18.03	0.00	0.00
H ₂ O	373<X<3000	8280.00	7.17	1.28	-0.08
O ₂	298<X<3000	-2313.00	7.16	0.50	4.00
P°C	298<X<3000	-1939.00	6.52	0.39	-0.12
Mn	298<X<1000	-1974.00	5.70	1.69	0.37
Mn	1000<X<1374	-2675.00	8.33	0.33	0.00
Mn	1374<X<1410	-4760.00	10.70	0.00	0.00
Mn	1410<X<1517	-1517.00	11.30	0.00	0.00
Mn	1517<X<2386	-1220.00	11.00	0.00	0.00
Si	298<X<1685	-1844.08	6.19	0.00	0.00
Si	1685<X<2000	10389.17	6.10	0.00	0.00
P ₄	298<X<317.4	-6709.00	22.50	0.00	0.00
P ₁	317.4<X<553	-6435.00	23.50	0.00	0.00
P ₂	553<X<1500	7343.00	18.93	0.43	2.81
S	298<X<2000	-1520.00	4.48	0.00	0.00
Cu	298<X<1357	-1680.00	5.41	0.75	0.00
Cu	1357<X<1800	-20.00	7.50	0.00	0.00
Ni	298<X<633	-1525.00	4.06	3.52	0.00
Ni	633<X<1725	-1700.00	6.00	0.90	0.00
Ni	1725<X<1900	-330.00	9.20	0.00	0.00
Mo	298<X<1800	-1690.00	5.48	0.65	0.00
Cr	298<X<1800	-2140.00	5.84	1.18	0.88

T = temperatura °K.

Tabla 6- 2

ENERGÍA DE REACCIONES QUÍMICAS A 25 °C

1) 1.000 kg C (Fe3C)+	4.432 kg Fe2O3 →	3.100 kg Fe +	1.87 Nm ³ CO + 2820.00 kcal/kg C
2) 1.000 kg C (Fe3C)+	8.864 kg Fe2O3 →	6.200 kg Fe +	1.87 Nm ³ CO ₂ + 2655.00 kcal/kg C
3) 1.000 kg C (Fe3C)+	5.982 kg FeO →	4.650 kg Fe +	1.87 Nm ³ CO + 2701.00 kcal/kg C
4) 1.000 kg C (Fe3C)+	11.964 kg FeO →	9.300 kg Fe +	1.87 Nm ³ CO ₂ + 2418.00 kcal/kg C
5) 1.000 kg C +	4.432 kg Fe2O3 →	3.100 kg Fe +	1.87 Nm ³ CO + 3164 kcal/kg C
6) 1.000 kg C +	8.864 kg Fe2O3 →	6.200 kg Fe +	1.87 Nm ³ CO ₂ + 2988 kcal/kg C
7) 1.000 kg C +	5.982 kg FeO →	4.650 kg Fe +	1.87 Nm ³ CO + 3051 kcal/kg C
8) 1.000 kg C +	11.964 kg FeO →	9.300 kg Fe +	1.87 Nm ³ CO ₂ + 2758 kcal/kg C
9) 1.000 kg C +	0.933 Nm ³ O ₂ →		1.87 Nm ³ CO + 2300.00 kcal/kg C
10) 1.000 kg C +	1.865 Nm ³ O ₂ →		1.87 Nm ³ CO ₂ + 7944.00 kcal/kg C
11) 1.865 Nm ³ CO +	0.933 Nm ³ O ₂ →		1.87 Nm ³ CO ₂ + 5644.00 kcal/kg C 3026 kcal/Nm ³ CO
12) 1.000 kg C (Fe3C)+	0.933 Nm ³ O ₂ →		1.87 Nm ³ CO + 2648.00 kcal/kg C
13) 1.000 kg C (Fe3C)+	1.865 Nm ³ O ₂ →		1.87 Nm ³ CO ₂ + 8281.00 kcal/kg C
14) 1.000 kg Fe +	0.287 Nm ³ O ₂ →	1.287 kg FeO +	1150.00 kcal/kg Fe
15) 1.000 kg Fe +	0.301 Nm ³ O ₂ →	1.430 kg Fe2O3 +	1764.00 kcal/kg Fe
16) 1.000 kg Fe +	0.215 kg C →	1.215 kg Fe3C +	345.00 kcal/kg Fe
17) 1.000 kg Mn (Mn3C) +	0.204 Nm ³ O ₂ →	1.291 kg MnO +	1853.00 kcal/kg Mn
18) 1.000 kg Si (FeSi) +	0.797 Nm ³ O ₂ →	2.139 kg SiO2 +	6800.00 kcal/kg Si
19) 1.000 kg P (Fe3P) +	0.904 Nm ³ O ₂ →	2.291 kg P2O5 +	6300.00 kcal/kg P
20) 1.000 Nm ³ CH ₄ +	2.000 Nm ³ O ₂ →	2.000 Nm ³ H ₂ O +	1.000 Nm ³ CO ₂ + 8562.00 kcal/Nm ³ CH ₄

Tabla 6- 3

CALOR DE FORMACIÓN DE ÓXIDOS

COMPUESTO	kcal/kg de :
3CaO.Al ₂ O ₃	15.96 Al ₂ O ₃
CaCO ₃	973.64 CO ₂
2CaO.Fe ₂ O ₃	46.34 Fe ₂ O ₃
4CaO.P ₂ O ₅	1218.00 P ₂ O ₅
2CaO.SiO ₂	502.58 SiO ₂

6.2.4. Pesos atómicos y moleculares.

La Tabla 6-4 muestra el peso molecular para los compuestos involucrados en el análisis, así como también el peso atómico de los elementos químicos que lo conforman, además se muestra también una columna con la relación existente entre el peso de oxígeno y el peso del elemento del compuesto químico en cuestión.

Tabla 6- 4
RELACIONES ESTEQUIOMÉTRICAS

ELEMENTO O COMPUESTO	PESO ATÓMICO	PESO MOLECULAR	RELACIÓN OXÍGENO/ELEMENTO
Al ₂ O ₃	26.980	101.96	0.89
CO	12.011	28.01	1.33
CO ₂	12.011	44.01	2.66
CaO	40.080	56.08	0.40
Fe ₃ C	55.850	179.56	0.07
FeO	55.850	71.85	0.29
Fe ₃ O ₄	55.850	231.55	0.38
Fe ₂ O ₃	55.850	159.70	0.43
H ₂ O	1.008	18.02	7.94
MgO	24.320	40.32	0.66
MnO	54.940	70.94	0.29
P ₂ O ₅	30.975	141.95	1.29
SiO ₂	28.090	60.09	1.14
FeS	32.006	87.86	
CaO	40.080	56.08	
CH ₄	12.011	16.04	
N	14.008		
Cu	63.540		
Ni	58.710		
Mo	95.950		
Cr	52.010		
O	16.000		

6.3. Balance de energía para las condiciones seleccionadas .

La Tabla 6-5 muestra el balance de energía resultante de las condiciones de proceso consideradas y, haciendo referencia a esta Tabla, se describirá a continuación un desglose del análisis llevado a cabo para determinar cada uno de los conceptos de calor involucrados .

Tabla 6- 5

BALANCE DE ENERGÍA
(Tiempo de Fus. + Ref. = 60.34 min/col)

ENTRADAS			SALIDAS			
CONCEPTO	kWh/TAL	%	CONCEPTO	°C	kWh/TAL	%
REACCIONES QUÍMICAS			ACERO	(1,620)	390	49
C	84	10	ESCORIA	(1,640)	52	6
Fe	58	7	PODER CALORÍFICO GASES		100	12
Si	12	1	SENSIBLE GASES Y POLVOS		93	12
Mn	4	1	CO	(1,550)	18	2
P	2	0	CO ₂		12	1
			N ₂		14	2
CALOR SENSIBLE EN HRD	57	7	H ₂ O		18	2
FORMACIÓN ESCORIA	11	1	O ₂		0	0
ELECTRODOS	24	3	P°C		15	2
CARBÓN	2	0	POLVOS		16	2
QUEMADOR OXI-GAS	67	8	REDUCCIÓN DE HIERRO		53	7
ENERGÍA ELÉCTRICA	483	60	DILUCIÓN CARBONO		0.4	0
			PÉRDIDAS TERMO-ELÉCTRICAS		115	14
TOTAL	804	100	TOTAL		804	100

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

6.3.1. Energía de entrada .

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

6.3.1.1. Calores de oxidación

Se considera que el carbono de la carga metálica será utilizado primeramente para efectuar la reducción del total de los óxidos de hierro, si falta el carbono para efectuar esta reducción entonces éste será tomado del carbón agregado; si no es así, el carbono remanente de la carga metálica reaccionará con oxígeno para formar CO₂. En realidad existen una serie de combinaciones que se pueden establecer entre el carbono total que se quema, el carbono para reducción, el carbono en la carga, el Fe₃C y el grafito en la carga; para calcular la energía que aporta la combustión del carbono, tanto en la carga como en el carbón, así como también la energía necesaria para establecer la reducción del óxido de fierro .

La Tabla 6-6 muestra la ponderación en base a la post-combustión de la relación de pesos y energías con respecto al carbono para la reducción del Fe:

Tabla 6- 6
ENERGÍA PARA LA REDUCCIÓN DE LOS OXIDOS DE HIERRO

CONCEPTO	FeO			Fe ₂ O ₃			ENERGÍA
	kg/TAL	kcal/kg C	kg/kg C	kg/TAL	kcal/kg C	kg/kg C	kWh/TAL
ENERGÍA CON "Fe ₂ C"	110.81	2659	6.88	0.40	2795	5.10	50.05
ENERGÍA CON "C"	110.81	3007	6.88	0.40	3138	5.10	56.61
POTENCIAL CON Fe ₂ C	105.30	2659	6.88	0.38	2795	5.10	47.56
POTENCIAL CON C	105.30	3007	6.88	0.38	3138	5.10	53.79
ENERGÍA Fe ₂ O ₃ +FeO	5.51	1150	1.29	0.02	1764	1.43	5.76

La Tabla 6-7 muestra las ecuaciones para la solución del cálculo de energía de la combustión del carbono y de la reducción del óxido de hierro de las antes mencionadas combinaciones y la Tabla 6-8 muestra el resultado de estas ecuaciones para las condiciones dadas. En el caso particular, dado que el carbono para la reducción es mayor que el carbono total combustionado y este a su vez es mayor que el carbono en la carga, entonces la energía aportada por el carbono de la carga es de 84 kWh/TAL, la del carbono en el carbón es de 2 kWh/TAL y la energía requerida para la reducción del óxido de hierro es de 53 kWh/TAL.

La energía aportada por la oxidación de los otros elementos químicos tales como Fe, Si, Mn y P, así como también el carbono del electrodo se encuentra dada en la Tabla 6-9.

Tabla 6-8

CRITERIO DE ANÁLISIS PARA LA COMBUSTIÓN DE CARBONO Y LA REDUCCIÓN DEL ÓXIDO DE HIERRO

A	PÉRDIDAS DE ELEMENTOS	H	C (Fe ₂ C)→CO ₂	8281.00	kcal/kg C
B	"C" PARA REDUCCIÓN	I	C (GRAFITO)→CO ₂	7944.08	kcal/kg C
C	"C" EN CARGA	J	REDUCCIÓN CON Fe ₂ C	88.68	kWh/kg C
D	Fe ₂ C EN CARGA	K	REDUCCIÓN CON C	68.91	kWh/kg C
E	GRAFITO EN CARGA	L	POTENCIAL REDUCCIÓN CON Fe ₂ C	47.88	kWh/kg C
F	% DE CO	M	POTENCIAL REDUCCIÓN CON C	63.78	kWh/kg C
G	CO→CO ₂	N	REDUCCIÓN CON Fe	5.76	kWh/kg Fe

		B→C>A		A→C>B		C>A>B			C>B>A		
		A>E	E>A	E>B	B>E	E>B	A>E	B>E	E>A	A>E	E>A
COMBUSTIÓN DE CARBONO	CARGA	83.88	85.80	90.29	90.29	90.29	90.29	90.29	85.80	85.80	
	CO→CO ₂			144.81	-11.05	148.10	-7.75				
	Fe ₂ C→CO ₂			-149.51	0.00	-149.51	-7.44				
	C→CO ₂			86.58	79.24	86.58	82.54				
TOTAL		83.88	85.80	86.58	79.24	86.58	82.54	82.54	85.80	85.80	
CARBONO	CARGÓN	5.40	1.91								
	CO→CO ₂			3.16	3.16						
	C→CO ₂	-7.44									
	TOTAL	-1.04	1.91	3.16	3.16	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	
REDUCCIÓN	CARGA	48.90	48.90	47.56	50.05	50.05	50.05	50.05	47.56	47.56	
	ENERGÍA CON "C"	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	
	TOTAL			47.56	50.05	50.05	50.05	50.05	47.56	47.56	
	CARBÓN	4.01	1.29								
ENERGÍA CON "C"	5.76	5.76	5.76	5.76	5.76	5.76	5.76	5.76	5.76		
ENERGÍA Fe ₂ O ₃ +FeO	50.51	53.45	53.31	59.55	58.81	50.05	58.81	50.05	53.31	53.31	
TOTAL			53.31	59.55	58.81	50.05	58.81	50.05	53.31	53.31	

Tabla 6-9

ENERGÍA APORTADA POR LA OXIDACIÓN DE ELEMENTOS

CONCEPTO	Cantidad kg/TAL	CALOR kcal/kg	ENERGÍA	
			kcal/TAL	kWh/TAL
Fe	43.29	1150	49787	57.89
Si	1.49	6800	10118	11.77
Mn	2.34	1653	3860	4.49
P	0.25	6300	1552	1.80
Electrodos	2.62	7944	20813	24.20

6.3.1.2.El calor sensible del HRD .

La entalpía de los elementos del HRD es calculada multiplicando el peso de cada constituyente por el contenido de calor específico de éste obtenido a través de la ecuación de temperatura dada en la Tabla 6-1. Los resultados de este análisis se encuentran en la Tabla 6-10 dando un resultado de 57.05 kWh/TAL para 600 °C de temperatura del HRD .

Tabla 6-10

DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DE CALOR DEL HRD

(Temperatura = 873.00 °K)

CONCEPTO	TEMP MAX °K	H _T -H ₂₉₈ cal/Gr-Mol	PESO MOL Gr-Mol	ENTALPÍA		CANTIDAD Ton/TAL	ENERGÍA kWh/TAL
				kcal/kg	kWh/Ton		
Fe	1900.00	4422.31	55.85	79	92	0.477	43.95
FeO	1800.00	7228.06	71.85	101	117	0.053	6.25
C	2300.00	2236.54	12.01	186	217	0.012	2.49
CaO	1800.00	6728.15	56.08	120	140	0.009	1.30
MgO	2100.00	8110.72	40.32	152	176	0.003	0.55
SiO ₂	2000.00	8170.25	60.09	136	158	0.009	1.47
Al ₂ O ₃	1800.00	14827.67	101.98	148	170	0.008	1.05
TOTAL						0.570	57.05

6.3.1.3. Calor de formación de escoria .

La sílice, la alúmina y el óxido de fósforo forman compuestos químicos con el óxido de calcio. La sílice forma un compuesto llamado silicato dicálcico ($2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$), la alúmina forma aluminato tricalcico ($3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$) y el óxido de fósforo forma un compuesto llamado pentóxido de fósforo tetracalcico ($4\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$).

Para simplificación del análisis se supone que todos los óxidos cargados al proceso se encuentran sin ninguna liga inicial, así por ejemplo el óxido de calcio y el óxido de silicio aportados por el HRD se supone que no se encuentran ligados en forma alguna de tal manera que cuando se construye la escoria se considerara la energía total para la formación de silicato dicálcico; el mismo argumento se aplica en la formación de las otras mezclas de óxidos tanto para la alúmina como para el óxido de fósforo

La Tabla 6-11 muestra el resultado del cálculo de la energía aportada por la combinación de los óxidos en la formación de escoria, utilizando una serie de condiciones lógicas, para ver si hay suficiente cantidad de CaO para neutralizar a estos tres compuestos ácidos dando prioridad siempre primero a la formación de silicato dicálcico luego al pentóxido de fósforo y por último la alúmina; arrojando para las condiciones analizadas un valor de 11.29 kWh/TAL.

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS **Tabla 6- 11**

CALOR DE FORMACIÓN DE ESCORIA

Liga Química	Compuesto	Peso molecular Compuesto	Relación Compuesto/CaO	Cantidad kg/TAL	Calor de Formación kcal/kg	Calor total	
						kcal/TAL	kWh/TAL
$3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$	Al_2O_3	101.96	1.77	7.43	15.96	12.86	0.01
	CaO	56.08	1.00	35.88	0.00	0.00	0.00
$2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	SiO_2	60.09	1.87	17.83	502.58	8960.09	10.42
$4\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$	P_2O_5	141.95	1.58	0.80	1218.00	736.02	0.86
TOTAL						9708.97	11.29

6.3.1.4. Combustión del grafito de electrodos.

Este punto se analizó ya en la combustión del carbono, Tabla 6-9.

6.3.1.5. Combustión del carbono del carbón.

Este punto se analizó ya en la combustión del carbono, Tabla 6-8.

6.3.1.6. Energía aportada por el gas natural.

Con la cantidad de gas natural obtenida en el balance de materia, $6.76 \text{ Nm}^3/\text{TAL}$, y el calor de la reacción del metano, $8562 \text{ kcal}/\text{Nm}^3$, se obtiene la energía aportada de $57847 \text{ kcal}/\text{TAL}$ equivalentes a $67.26 \text{ kWh}/\text{TAL}$, ver Tabla 6-12.

Tabla 6- 12
ENERGÍA APORTADA POR EL GAS NATURAL

CONCEPTO	CANTIDAD Nm^3/TAL	CALOR kcal/Nm^3	ENERGÍA	
			kcal/TAL	kWh/TAL
GAS NATURAL	6.76	8562	57847	67.26

6.3.1.7. Energía eléctrica .

Es el resultado iterativo de la diferencia entre la energía total de salida y la energía de entrada, que es la suma de las energías de los conceptos arriba analizados. La energía eléctrica es el balance de la sumatoria total de energías de entrada y de salida. Para las condiciones analizadas este valor asciende a $483 \text{ kWh}/\text{TAL}$.

6.3.2. Energía de salida.

6.3.2.1. Calor sensible del acero.

El cálculo de la entalpía del acero sigue el mismo procedimiento que el elaborado para el calor sensible del HRD, multiplicando el peso de los elementos químicos por el contenido de calor obtenido por las ecuaciones de temperatura, como se muestran en la

Tabla 6-13. Para las condiciones analizadas de composición química y de temperatura, 1620°C, arroja un valor de 390.31 kWh/TAL.

Tabla 6- 13
DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DE CALOR DEL ACERO
 (Temperatura = 1693.00 °K)

CONCEPTO	TEMP MAX °K	Ht-H298 cal/Gr-Mol	PESO MOL Gr-Mol	ENTALPÍA		CANTIDAD Ton/TAL	ENERGÍA kWh/TAL
				kcal/kg	kWh/Ton		
Fe	1900.00	18750.00	55.85	336	390	0.995	388.34
C	2300.00	7727.79	12.01	643	748	0.001	0.60
Mn	2386.00	19803.00	54.94	357	415	0.001	0.34
Si	1685.00	21933.47	28.09	781	908	0.000	0.00
P	1500.00	11216.70	30.98	362	421	0.000	0.05
S	2000.00	6966.70	32.01	218	253	0.000	0.08
Cu	1600.00	14177.50	63.54	223	259	0.001	0.35
Ni	1900.00	17085.60	58.71	291	338	0.001	0.30
Mo	1800.00	11012.88	95.95	115	133	0.000	0.02
Cr	1800.00	13190.08	52.01	254	295	0.001	0.23
TOTAL						1.000	390.31

6.3.2.2. Calor sensible de la escoria.

El cálculo de la entalpía de la escoria sigue el mismo procedimiento que el elaborado para el calor sensible del HRD, multiplicando el peso de los elementos químicos por el contenido de calor obtenido por las ecuaciones de temperatura, como se muestran en la Tabla 6-14. Para las condiciones analizadas de composición química y de temperatura, 1640°C, arroja un valor de 51.59 kWh/TAL.

Tabla 6- 14

DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DE CALOR DE LA ESCORIA

(Temperatura = 1913.00 °K)

CONCEPTO	TEMP MAX °K	Hf-H298 cal/Gr-Mol	PESO MOL Gr-Mol	ENTALPIA		CANTIDAD Ton/TAL	ENERGIA kWh/TAL
				kcal/kg	kWh/Ton		
FeO	1800.00	29981.80	71.85	417	485	0.021	10.18
Fe ₂ O ₃	1730.00	55431.65	159.70	347	404	0.000	0.00
MnO	1800.00	21159.21	70.94	298	347	0.003	1.05
P ₂ O ₅	1400.00	134228.80	141.85	948	1100	0.001	0.68
CaO	1800.00	20332.42	56.08	363	422	0.038	15.03
MgO	2100.00	19126.53	40.32	474	552	0.015	8.41
SiO ₂	2000.00	27201.89	60.09	453	528	0.018	9.38
Al ₂ O ₃	1800.00	47360.49	101.98	485	540	0.007	4.01
S	1800.00	20332.42	32.01	835	739	0.000	0.04
OTROS	1800.00	27201.89	60.09	453	528	0.005	2.81
C	2300.00	7847.46	12.01	653	760	0.000	0.00
TOTAL						0.106	51.59

6.3.2.3. Poder calorífico de los gases de salida.

Todo el CO que no reaccionó equivalente al 85.00 % de la mezcla CO + CO₂, 28.55 Nm³/TAL, multiplicado por el calor de la reacción de CO a CO₂ equivalente a 3026 kcal/Nm³CO, arroja un valor de 100 kWh/TAL.

6.3.2.4. Calor sensible de gases de salida y polvos.

El cálculo de la entalpía de los gases de salida y polvos es el mismo procedimiento que el elaborado para el calor sensible del HRD, multiplicando el peso de los elementos químicos por el contenido de calor obtenido por las ecuaciones de temperatura, como se muestran en la Tabla 6-15. Para las condiciones analizadas de composición química y de temperatura, 1550°C, arroja un valor de 93.13 kWh/TAL.

Tabla 6- 15

DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DE CALOR DE LOS GASES DE SALIDA

(Temperatura = 1823.00 °K)

CONCEPTO	TEMP MAX °K	Ht-H298 cal/Gr-Mol	PESO MOL Gr-Mol	ENTALPIA		CANTIDAD Ton/TAL	ENERGIA kWh/TAL
				kcal/kg	kWh/Ton		
CO	2500.00	11912.64	28.01	425	495	0.036	17.85
CO ₂	2500.00	19007.75	44.01	432	502	0.023	11.63
N ₂	2500.00	11805.08	28.02	421	490	0.029	14.33
H ₂ O	3000.00	25600.38	18.02	1421	1652	0.011	17.98
O ₂	3000.00	12620.76	32.00	394	459	0.001	0.46
P ^o C	3000.00	25600.38	18.02	1421	1652	0.009	15.08
POLVOS (FeO)	1800.00	28514.90	71.85	397	461	0.035	16.02
TOTAL						0.144	93.13

6.3.2.5.Reducción de óxido de hierro.

Este punto se analizó ya en la combustión del carbono, Tabla 6-8.

6.3.2.6.Dilución del carbono.

El calor integral de la formación de la aleación Fe-C es obtenida de la expresión desarrollada por Hultgren ² y convertida a :

$$\Delta H = 451.33 + 31*(\%C) \quad \text{kcal/kg C} \quad (6-2)$$

Esta reacción, es decir la formación de la aleación Fe-C, es endotérmica, lo que significa que demanda calor.

De la tabla 5-3 se tiene que para 0.08 % de C en el acero líquido la cantidad de C asciende a 0.80 kg/TAL, que llevado a la ecuación 6-2 y transformada a kWh resulta:

$$\Delta H = (451.33 + 31 * 0.08) * 0.80 / 860 = 0.42 \text{ kWh/TAL.}$$

6.3.2.7.Pérdidas termoeléctricas .

El criterio consiste en considerar una potencia constante equivalente a las pérdidas termoeléctricas. Generándose un rectángulo en el diagrama de potencia contra tiempo, el área bajo la curva en este sistema de coordenadas representa la energía. Como la altura

del rectángulo ya quedo definida con un valor de potencia constante, el tiempo es la variable que debe de ser ajustada para balancear las pérdidas térmicas con la energía eléctrica consumida y la potencia promedio aplicada.

Las pérdidas termoeléctricas se dividen en pérdidas por enfriamiento, pérdidas por apertura de bóveda, pérdidas por demoras y pérdidas eléctricas. La determinación de estos cuatro conceptos se encuentra explicada en las Tablas 6-16 a la 6-19 cuya suma da un total de 11.42 MW como potencia equivalente a las pérdidas termo-eléctricas.

Tabla 6- 16

DETERMINACIÓN DE PÉRDIDAS POR ENFRIAMIENTO

BEA'S	DIAMETRO O ANCHO m	DIAMETRO BEA'S m	ALTURA BEA'S m	AREA m ²	FLUJO ESPEC. m ³ /hr/m ²	FLUJO TOTAL m ³ /hr	DIFERENCIA DE TEMPERATURA		PÉRDIDAS TÉRMICAS		
							FUS. °C	REF. °C	FUS. MW	REF. MW	TOTAL MW
CORAZA	2.35	5.18	1.84	28.88	15.00	399.84	12.00	12.00	5.58	5.58	5.58
BÓVEDA	2.50	5.18	0.00	6.29	15.00	94.35	12.00	12.00	1.32	1.32	1.32
SHAFT	2.50	5.11	0.00	0.00	8.40	0.00	4.00	7.30	0.00	0.00	0.00
TOTAL									6.90	6.90	6.90

Tabla 6- 17

PÉRDIDAS POR APERTURA DE BÓVEDA

TAMAÑO COLADA TAL/COL	RENDIMIENTO TAL/TCM	CARGA METÁLICA TON/COL	% CHATARRA	CANTIDAD CHATARRA TON/COL	CAPACIDAD CANASTA TON	NÚMERO CANASTA #
100.00	96.36	103.78	50.00	51.89	30.00	2.00

NÚMERO APERTURAS #	TIEMPO APERTURA min	TIEMPO TOTAL min	ÁREA BÓVEDA m ²	ENERGÍA PÉRDIDA kWh/COL	TIEMPO CONECTADO min/COL	PÉRDIDAS MW
1.00	3.00	3.00	21.07	35567.62	60.34	0.59

Pérdidas = $9000 \cdot \text{Área de bóveda} \cdot \text{Tiempo de Apertura} \cdot 0.9 \cdot 60 / (860 \cdot 1000 \cdot \text{Tiempo de conexión})$

Tabla 6- 18
PÉRDIDAS POR DEMORAS

TAMAÑO COLADA TAL/COL	TIEMPO DEMORA min/COL	PÉRDIDAS ESPECÍFICAS kWh/TAL-min	ENERGÍA PÉRDIDA kWh/COL	TIEMPO CONECTADO min/COL	PÉRDIDAS MW
100.00	1.00	1.00	6000.00	60.34	0.10

$Pérdidas = (\text{Tamaño de colada} \times \text{Tiempo de demora} \times \text{Pérdidas específicas}) \times 60 / (1000 \times \text{Tiempo de conexión})$

Tabla 6- 19
PÉRDIDAS ELÉCTRICAS

(Tamaño de la colada = 100.00 TAL/COL)

CONCEPTO	UNIDAD	FUS.	REF.	TOTAL
POTENCIA	MW	49.63	30.00	48.00
TIEMPO	min	55.34	5.00	60.34
ENERGÍA	kWh/TAL	457.69	25.00	482.69
	kWh/COL	45768.83	2500.00	48268.83
PÉRDIDAS ELÉCTRICAS	%	8.00	8.00	
	MW	3.97	2.40	3.84

Para las pérdidas térmicas por apertura de bóveda y para la de demoras el cálculo de la potencia pérdida se obtiene distribuyendo la energía pérdida en el tiempo de conexión.

Este es un proceso iterativo de convergencia, de tal forma que se tiene que estar recalculando sucesivamente el tiempo de conexión. La Tabla 6-20 muestra el cálculo del tiempo de conexión arrojando un valor de 60.34 min/col. este valor multiplicado por la potencia de pérdidas termoeléctricas y dividido entre el tamaño de colada resulta en el valor de las pérdidas termoeléctricas de 115 kWh/TAL.

Tabla 6- 20
DETERMINACIÓN DEL TIEMPO DE CONEXIÓN

ENERGÍA	TAMAÑO COLADA	POTENCIA PROMEDIO	TIEMPO CONEXIÓN
kWh/TAL	TAL/COL	MW	min/COL
482.68	100.00	48000.00	60.34

Tiempo de conexión = Consumo de Energía Eléctrica*Tamaño de Colada*60/Potencia promedio

6.4. Capacidad de producción.

Ya definido el tiempo de conexión, 60.27 mins/col, y con el tiempo disponible anual de producción, Tabla 6-21, es posible calcular la capacidad del HEA, 623 kTAL/año, como lo muestra la Tabla 6-22.

Tabla 6- 21
TIEMPO BASE Y PICO

DIAS DE AÑO	365.00
DIAS FESTIVOS	5.00
DIAS MATTO.	0.00
DIAS LABORADOS	360.00
DOMINGOS	51.43
HRS/DIA BASE	20.00
HRS/DIA PICO	4.00
HRS/AÑO BASE	7405.71
HRS/AÑO PICO	1234.29

Tabla 6- 22
CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN

	UNIDADES	REFERENCIA
TAMAÑO COLADA	TAL	100.00
TIEMPO FUSIÓN + REFINACIÓN	MIN/COL	60.27
VACIADO REPARACIÓN Y 1ª CARGA	MIN/COL	10.00
CARGAS	MIN/COL	3.00
DEMORAS	MIN/COL	10.00
CICLO BRUTO	MIN/COL	83.27
TIEMPO BASE	HRS/AÑO	7405.71
CAPACIDAD BASE	KTAL/AÑO	534
TIEMPO PICO	HRS/AÑO	1234.29
CAPACIDAD PICO	KTAL/AÑO	89
CAPACIDAD TOTAL	KTAL/AÑO	623

CAPÍTULO 7

OPTIMIZACIÓN DE LA CARGA METÁLICA PARA MÍNIMOS COSTOS DE PRODUCCIÓN



Para ser competitivo hoy en día en el mercado siderúrgico, un operador de la acería debe usar la máxima cantidad de insumo metálico lo más barato posible, manteniendo las tolerancias de elementos residuales dadas por el acero .

En el pasado, cuándo los HEA producían sólo grados de acero al carbono de baja calidad, los niveles de residuales no eran tan críticos y generalmente chatarra barata de alto contenido de residuales podía ser usada. En la actualidad, sin embargo, los talleres de HEA están produciendo grados de acero de más alta calidad lo que requiere un mayor nivel de restricciones de elementos residuales. Esto demanda un control cerrado de la mezcla de carga metálica para minimizar los costos de aceración.

Los costos de aceración dependen no solamente del precio por tonelada y rendimiento de la fuente metálica, sino también del consumo de energía eléctrica, de fundentes, de electrodos, etc. Así mismo, estos consumos dependen de la fuente metálica.

En el pasado, el único medio rápido para predecir optimización de carga metálica era utilizar grandes programas en grandes computadoras. Sin embargo, ahora con el advenimiento de la generación de las computadoras personales (PC ó Mac) se han desarrollado programas de hojas electrónicas con modelos de optimización. El uso de hoja electrónica para configurar los modelos hace al programa mucho más sencillo de usar y modificar.

Lo siguiente es un procedimiento de optimización de carga metálica utilizando el SOLVER de EXCEL, un programa de programación lineal para optimizar un función dada sujeta a restricciones. El programa de optimización es simple y puede ser fácilmente modificado para satisfacer las complejidades requeridas por el usuario.

El modelo de optimización determina la mezcla de carga metálica de más bajo costo que resultará en niveles de elementos residuales iguales o menores que los valores máximos fijados por la calidad del acero a producir. Los valores máximos de elementos residuales pueden estar basados en componentes individuales o en la suma total de estos elementos .

El programa toma en consideración el precio de los metálicos, los costos variables de transformación en el horno y la productividad de la acería .

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Lo primero que toma el modelo son las características químicas de las fuentes metálicas a ser consideradas, Tabla 7-1, éstas incluyen el porcentaje de elementos residuales tales como Cu, Ni, Cr, Sn, y Mo.

Luego considera los consumos específicos en el HEA para el 100% de cada fuente metálica; considerando el rendimiento, la energía eléctrica, la cal, cal-dolomítica, oxígeno y gas natural obtenidos del modelo de balance de materia; los electrodos, la magnesita, la dolomita, los bloques enfriados con agua y los refractarios son calculados en forma proporcional al consumo de energía eléctrica, tomando como base el consumo

de energía eléctrica calculado para la mezcla de carga metálica en el modelo de balance de energía. Tabla 7-2.

Tabla 7- 1
ANÁLISIS QUÍMICO DE LA CARGA METÁLICA

CONCEPTO	HRD	PESADA # 1	CHICHARRÓN	REBABA	PACA #1	PESADA # 2
Fe T	90.23	93.88	96.09	87.27	94.04	91.58
Fe ++	7.22	5.16	3.36	11.76	12.70	7.78
MET	92.00	94.50	96.50	86.50	86.50	91.50
C	2.00	0.20	0.15	2.30	0.09	0.37
O	2.07	1.48	0.96	3.38	3.84	2.23
CaO	1.82	0.30	0.00	0.58	0.00	0.50
MgO	0.54	0.10	0.00	0.26	0.00	0.20
SiO2	1.62	1.00	0.80	0.89	0.70	1.30
Al2O3	1.08	0.30	0.20	0.10	0.00	0.40
Mn	0.00	0.80	0.39	0.99	0.26	0.47
Si	0.00	0.20	0.28	0.57	0.07	0.22
P	0.03	0.06	0.02	0.04	0.01	0.02
S	0.01	0.03	0.05	0.14	0.02	0.02
Cu	0.00	0.26	0.22	0.26	0.07	0.50
Ni	0.00	0.15	0.19	0.14	0.18	0.13
Mo	0.00	0.02	0.03	0.04	0.01	0.04
Cr	0.00	0.07	0.06	0.33	0.15	0.07
Sn	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
OTROS	0.81	0.07	0.06	0.21	0.16	0.15
P * I	0.00	1.30	0.50	2.50	0.60	1.80
TOTAL	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Tabla 7- 2

CONSUMOS ESPECÍFICOS PARA EL HORNO 100

(GRUPOS)	UNIDAD	HRD	PESADA # 1	CHICHARRÓN	REBABA	PACA #1	PESADA # 2	REGRESOS
CONCEPTO								
DISPONIBILIDAD DE CARGA METÁLICA	%	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
MEZCLA DE CARGA METÁLICA	%	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fe total	%	90.23	93.88	96.09	87.27	94.04	91.58	97.511
HRD (Fe)	kg/TAL	1840.10	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
HRD (gross)	kg/TAL	1152.70	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
PESADA # 1	kg/TAL	0.00	1103.52	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
CHICHARRÓN	kg/TAL	0.00	0.00	1076.63	0.00	0.00	0.00	0.00
REBABA	kg/TAL	0.00	0.00	0.00	1189.49	0.00	0.00	0.00
PACA #1	kg/TAL	0.00	0.00	0.00	0.00	1098.23	0.00	0.00
PESADA # 2	kg/TAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1132.08	0.00
REGRESOS	kg/TAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1063.10
CARGA METÁLICA TOTAL	kg/TAL	1152.70	1103.52	1076.63	1189.49	1098.23	1132.08	1063.10
Energía Eléctrica	KWH/TAL	440.30	484.88	448.70	688.72	584.48	651.50	438.40
Magnesita	kg/TAL	3.31	3.74	3.38	4.43	4.40	4.15	3.29
Dolomita	kg/TAL	3.68	4.04	3.66	4.79	4.76	4.49	3.57
Carbón	kg/TAL	-8.48	8.36	4.83	-8.42	31.22	12.38	2.14
Cal Siderúrgica	kg/TAL	10.61	25.30	30.89	31.89	23.21	32.48	19.17
Cal Dolomítica	kg/TAL	13.13	8.34	2.52	23.47	0.00	8.74	0.09
Oxígeno	Nm ³ /TAL	19.89	27.31	27.25	27.41	27.33	27.37	24.47
Gas Natural	Nm ³ /TAL	3.64	10.73	10.89	10.76	10.73	10.75	11.29
Electrodos	kg/TAL	2.30	2.70	2.44	3.20	3.17	2.99	2.39
Bloques Enfriados de Coraza	S/TAL	0.28	0.32	0.29	0.38	0.38	0.35	0.30
Bloques Enfriados de Bóveda	S/TAL	1.00	1.13	1.02	1.34	1.33	1.25	1.05
Refractarios de Coraza	kg/TAL	1.00	1.13	1.02	1.34	1.33	1.25	1.04
Refractarios de Bóveda	kg/TAL	1.00	1.13	1.02	1.34	1.33	1.25	1.04
Rendimiento Gross	TAL/TCM	86.75	90.62	92.86	84.07	91.06	86.23	91.48
Rendimiento Fe	TAL/TCM	90.14	93.55	96.67	86.33	86.62	84.46	83.82

Prácticamente todos los elementos residuales de las fuentes metálicas permanecen en el acero líquido, excepto el cromo que para este caso, se supondrá que pasa el 100% al acero. La Tabla 7-3 muestra el nivel de estos elementos por tipo de carga metálica obtenido en el acero líquido, así como también el obtenido para la mezcla de carga metálica optimizada y comparada con el máximo nivel de residuales permitido en el grado de acero solicitado (últimas dos columnas).

Tabla 7- 3

ANÁLISIS QUÍMICO DE ACERO LÍQUIDO

(GRUPOS) CONCEPTO	HPD	PESADA # 1	CHICHARRÓN	REBABA	PACA #1	PESADA # 2	REGRESOS	TOTAL	MÁXIMO ACEPTABLE
Fe+T	99.99	99.93	99.29	99.74	99.23	99.92	99.30	99.992	
C	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.081	
Mn	0.00	0.18	0.13	0.22	0.12	0.13	0.10	0.001	
Si	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.000	
P	0.011	0.024	0.008	0.010	0.005	0.007	0.006	0.011	
S	0.014	0.030	0.048	0.03	0.020	0.025	0.029	0.014	0.029
Cu	0.00	0.28	0.24	0.31	0.08	0.57	0.15	0.000	0.150
Ni	0.00	0.17	0.20	0.17	0.20	0.15	0.10	0.000	0.100
Mo	0.00	0.02	0.03	0.05	0.01	0.05	0.02	0.000	0.020
Cr	0.00	0.08	0.08	0.30	0.18	0.08	0.12	0.000	0.120
Sn	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.02	0.000	0.020
TOTAL	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	Se+Cu+Ni

El porcentaje máximo disponible de cada fuente metálica puede también ser restringido en el evento de que haya limitaciones de suministro, renglón 2 de la Tabla 7-2.

Los costos de la acería están divididos en costos de carga metálica, costos variables de transformación y costos de producción, como lo muestra la Tabla 7-4 en donde se encuentran desglosados estos tres rubros para cada tipo de fuente metálica, y para la mezcla de carga metálica ya optimizada (última columna).

El modelo de optimización de carga metálica varía los porcentajes de la mezcla de esta hasta que es encontrado el mínimo costo de la acería que satisface todas las restricciones de elementos residuales (última celda localizada en la esquina derecha inferior de la Tabla 7-4).

Tabla 7- 4

COSTOS ESPECÍFICOS DEL HORNO 100 (NS/TAL)

(GRUPOS) CONCEPTO	UNIDAD	HFD	PESADA # 1	CHICHARRÓN	REBARA	PACA #1	PESADA # 2	REGRESOS
MEZCLA DE CARGA METÁLICA		100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
HFD (F#)	0.883	88.78	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
PESADA # 1	0.800	0.00	80.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
CHICHARRÓN	0.845	0.00	0.00	84.42	0.00	0.00	0.00	0.00
REBARA	0.880	0.00	0.00	0.00	737.48	0.00	0.00	0.00
PACA #1	0.880	0.00	0.00	0.00	0.00	748.78	0.00	0.00
PESADA # 2	0.520	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	822.63	0.00
REGRESOS	0.880	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	743.31
COSTO DE CARGA METÁLICA	0.563	88.78	80.00	84.42	737.48	748.78	822.63	743.31
Energía Eléctrica	0.13	85.82	83.08	87.11	74.77	74.23	70.04	65.88
Magnesita	1.82	6.09	6.41	6.18	8.07	8.01	7.58	6.01
Dolomita	0.54	1.92	2.17	1.88	2.57	2.56	2.41	1.91
Carbón	0.81	-5.28	8.78	4.00	-7.85	25.35	10.08	1.74
Cal Siderúrgica	0.21	2.18	5.20	6.35	8.51	4.77	6.67	3.94
Cal Dolomítica	0.20	2.58	1.84	0.60	4.82	0.00	1.72	0.00
Oxígeno	0.18	2.20	4.21	4.30	4.33	4.32	4.32	3.87
Gas Natural	0.25	0.92	2.73	2.72	2.73	2.73	2.73	2.87
Electrodos	12.28	28.34	33.16	29.87	39.23	38.85	38.75	29.22
Bloques Entrados de Coraza	0.28	0.28	0.32	0.28	0.38	0.38	0.35	0.30
Bloques Entrados de Bóveda	1.00	1.00	1.13	1.02	1.34	1.23	1.25	1.05
Refractarios de Coraza	12.14	12.14	13.08	12.38	16.23	16.11	15.58	12.57
Refractarios de Bóveda	1.78	1.78	2.00	1.81	2.37	2.36	2.32	1.85
COSTO TRANSFORMACIÓN		111.01	142.85	128.88	155.90	181.67	161.89	121.08
COSTO VARIABLE DE OPERACIÓN		727.79	805.08	883.91	882.98	927.88	783.92	884.40
Tiempo Característico (min/coraza)		85.04	82.08	88.21	73.59	73.68	88.84	87.48
Tiempo de Top to Top (min/coraza)		72.04	80.08	82.21	88.59	88.08	84.84	83.48
Capacidad de Producción (tal/año)		881.20	518.21	883.08	458.87	458.01	478.86	544.88
Contribución Marginal Total (millones de millones/año)		387.88	285.21	348.44	287.84	288.18	301.74	343.16
Impacto de Carga Metálica (BTAL)		0.00	-45.23	-77.85	-120.71	-130.02	-6.88	-128.59
Impacto de Transformación (BTAL)		0.00	-31.84	-17.88	-44.48	-70.08	-50.28	-10.88
Impacto de Productividad (BTAL)		0.00	-114.78	-77.87	-174.30	-171.88	-181.87	-88.38
IMPACTO TOTAL (BTAL)		0.00	-192.85	-173.60	-338.48	-371.84	-308.18	-222.95
COSTO TOTAL (BTAL)		727.79	918.84	880.88	1087.28	1088.72	835.88	850.78

CAPÍTULO 8

VALIDACIÓN DEL MODELO TERMODINÁMICO



8.1. Introducción.

Con el fin de validar los resultados del modelo termodinámico, éste se ajusto primero a los datos de operación del Horno-100 de HYLSA, para luego posteriormente de una manera secuencial, cambiar las condiciones operativas del mismo hasta llevarlo al estatus operativo del Horno de la siderúrgica alemana Hamburger Stahl Werke (HSW). Esta comparación pudo haber sido hecha con cualquier HEA de otra empresa, pero la razón principal de compararlo con HSW es que se disponía de mayor cantidad de datos operativos de esta compañía ^{12,14 y 15}.

8.2. Bases.

La composición química de los insumos utilizados esta tabulada en la Tabla 8-1. Por falta de información, con excepción del HRD, se consideran todos los insumos para ambas acerías de la misma composición química. Debido a que HSW poseé una mejor

calidad de la chatarra, se considera que esta acerfa usa sólo chatarra importada y regresos. Para ambos casos se considera el mismo índice de basicidad de la escoria : CaO/SiO_2 de 2.3 y MgO/SiO_2 de 0.82.

Tabla 8- 1

ANÁLISIS QUÍMICO

CONCEPTO	HRD HYLSA	HRD HSW	CHAT-MAC	REGRESOS	CHAT-IMP	DOLOMITA	CAL	CAL-DOL	CARBÓN	MAGNESITA
Fe T	88.26	92.32	93.02	97.95	95.04	3.29	0.55	0.43	0.00	0.00
Fe **	7.06	4.62	8.57	3.92	5.70					
MET	92.00	95.00	91.00	96.00	94.00					
C	2.80	1.80	0.25	0.10	0.30				94.77	
O	2.02	1.32	2.40	1.12	1.83	1.41	0.23	0.19	0.00	0.00
CaO	2.10	0.95	0.59	0.00	0.30	53.20	87.77	56.29	0.21	0.00
MgO	0.85	0.55	0.28	0.00	0.20	36.30	4.75	36.03	0.20	100.00
SiO ₂	2.49	1.91	0.60	0.00	0.50	1.00	0.48	0.69	2.82	0.00
Al ₂ O ₃	1.09	0.87	0.50	0.00	0.20	1.60	0.19	0.43	2.00	0.00
Fe ₂ O ₃						4.70	0.78	0.62	0.00	0.00
MnO	0.03	0.00								
P ₂ O ₅	0.00	0.00				0.00	0.21	0.67	0.00	
Mn			0.33	0.70	0.70					
Si			0.02	0.10	0.10					
P	0.04	0.05	0.02	0.02	0.02		0.09	0.03	0.00	
S	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.05	0.01	0.00	
OTROS	0.37	0.23	2.00	0.00	1.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
P°C			0.00	0.00	0.00	1.19	5.69	5.70		0.00
TOTAL	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

8.3. Resultados.

La Tabla 8-2 muestra los datos operativos del Horno-100 de HYLSA y del Horno de HSW. El consumo de energía eléctrica es de 567 kWh/TAL para HYLSA mientras que para HSW es de 493 kWh/TAL. Esta diferencia en el consumo de la energía eléctrica se deben principalmente a las diferencias que existen en la calidad del HRD, de la chatarra, el consumo de gas natural y oxígeno, el % FeO en la escoria, la potencia específica, las pérdidas eléctricas, las demoras, el tiempo de apertura de tapa y el burbujeos de gases por el fondo del HEA.

Tabla 8-2

DATOS OPERATIVOS DE HORNOS

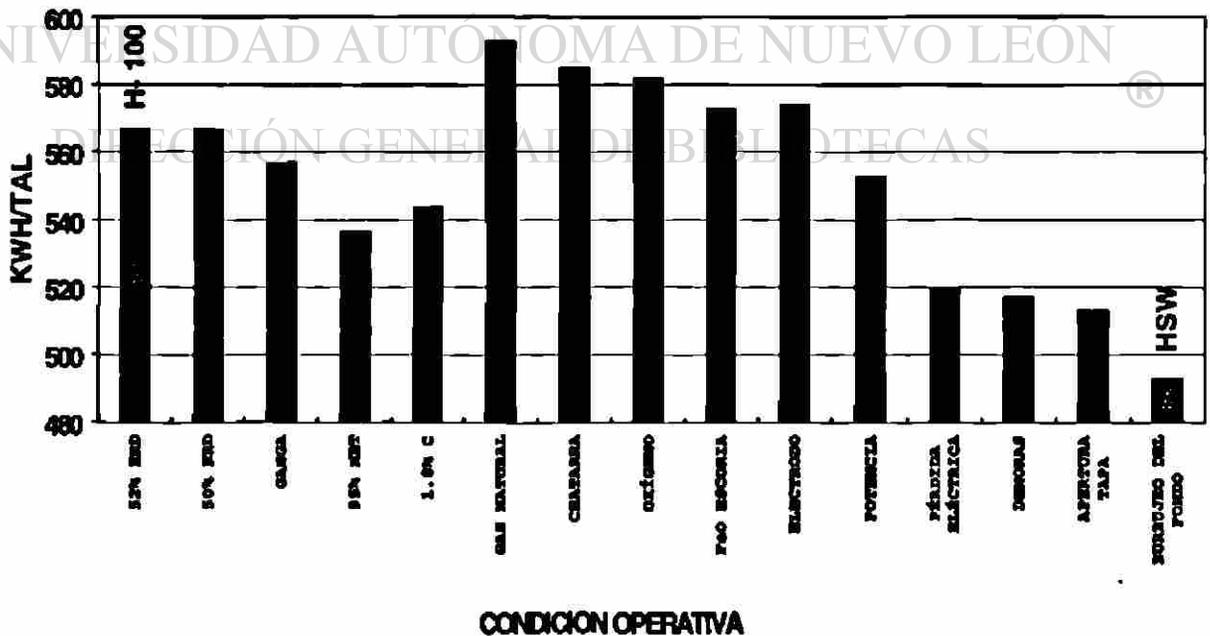
CONCEPTO	UNIDADES	HYLSA	HSW
TAMAÑO DEL HORNO	TAL/Col	103	115
ENERGÍA ELÉCTRICA	kWh/TAL	567	493
TIPO DE MINERAL	-	ALZADA	LKB
GANGA DEL HRD	%	6.9	4.5
METALIZACIÓN DEL HRD	%	92	95
CARBONO DEL HRD	%	2.8	1.8
GAS NATURAL	Nm ³ /TAL	6.5	0
Fe Total DE CHATARRA	%	93	95
OXÍGENO	Nm ³ /TAL	18.5	20
FeO EN ESCORIA	%	22	36
ELECTRODOS	kg/TAL	2.8	1.7
POTENCIA ESPECÍFICA	kW/TAL	460	610
PÉRDIDAS ELÉCTRICAS	%	10	5
DEMORAS	min/col	4	1
APERTURA DE TAPA	min/apertura	4	2
BURBUJEJO	-	No	Si

La figuras 8-1 muestra el cambio de consumo en energía eléctrica que ocurre al cambiar cada una de estas condiciones operativas. La barra del extremo izquierdo representa al Horno-100 y la del extremo derecho al Horno de HSW.

FIGURA 8-1

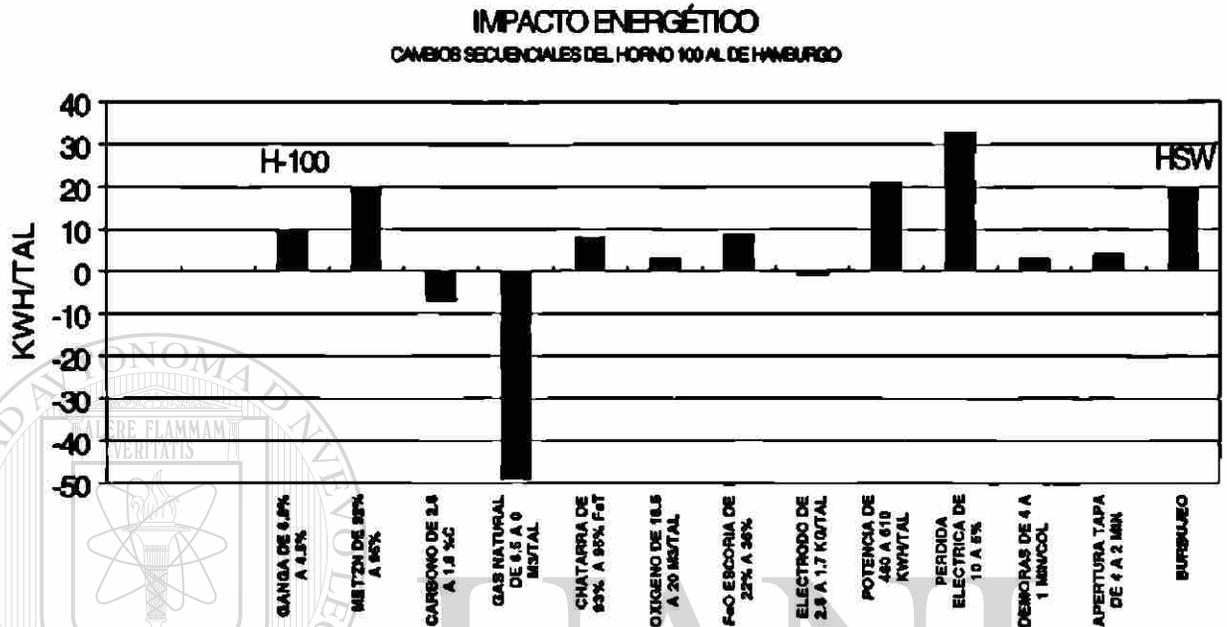
CONSUMO DE ENERGÍA ELÉCTRICA

CAMBIOS SECUENCIALES DEL HORNO 100 AL DE HAMBURGO



En la figura 8-2 se encuentra la misma información pero expresada en forma de delta como un impacto energético. El gas natural es el que tiene el mayor impacto, seguido por las pérdidas eléctricas y en tercer lugar se encuentran la metalización del HRD, la potencia específica del HEA y el burbujeo de gases por el fondo.

FIGURA 8-2



8.4. Conclusiones.

Mediante este ejercicio se demuestra como el modelo al ser ajustado para la operación de un HEA (H-100), es capaz de reproducir los datos operativos de un segundo HEA (HSW).

A fin de establecer criterios más certeros en la magnitud de la influencia de cada cambio efectuado en la operación del HEA, es necesario contar con datos más reales, sobre todo de la operación de HSW.

CAPITULO 9

APLICACIÓN DEL MODELO

Con el propósito de mostrar algunos ejemplos del uso del modelo termodinámico y el optimizador de costos de transformación se exponen a continuación dos casos típicos.

El primer caso es “La caracterización del HRD”, con el cual se pretende establecer un criterio de valuación para castigar o premiar al HRD de acuerdo a su composición química. A través de este criterio es posible tener elementos de juicio en la compra-venta del HRD. Éste es sólo un ejemplo, pues con el uso de este modelo es posible establecer criterios para cualquier otro Commodity, tal como Arrabio, Iron Carbide o los diferentes tipos de chatarra.

La intención en el segundo caso “Valor Intrínseco del HRD” (Value del HRD) es utilizar el modelo para comparar en costos de transformación los distintos metálicos que se cargan en el HEA, respetando las restricciones de calidad química.

9.1. Caracterización del HRD.

9.1.1. Introducción

Para una empresa integrada las especificaciones de la materia prima para reducción directa normalmente son elaboradas considerando los aspectos económicos de una operación conjunta entre el departamento de Reducción Directa y el de Aceración. Por consiguiente, es necesario no perder de vista las implicaciones de calidad del mineral de hierro en el costo final del acero producido.

La materia prima más favorable para la operación conjunta de Reducción Directa-Aceración es seleccionada teniendo como base los siguientes aspectos:

- Características metalúrgicas del material, tales como reducibilidad, desintegración en reducción y tendencia a aglomerarse (sticking).
- Características químicas y físicas del mineral de hierro.
- Economía en la acería, teniendo en cuenta la calidad de HRD.

En el caso de una empresa no integrada, esto es, donde no existe un departamento de reducción directa, se considera exclusivamente el tercer aspecto, economía en la acería considerando la calidad del HRD.

El objetivo de este documento es establecer criterios sencillos y lineales de valorización de castigo o premio en el precio del HRD por variación en su composición química, sin considerar por lo pronto sus propiedades físicas, para el caso de empresas no integradas.

9.1.2. Características Químicas

Para la elaboración de las especificaciones químicas del HRD es importante y necesario garantizar una participación efectiva del personal de aceración, pues de otra forma se perdería el objetivo real del uso del HRD que es el de producir el acero líquido al mínimo costo y la más alta calidad.

La remoción del oxígeno del mineral de hierro se debe llevar a cabo en el proceso de reducción directa y nunca en el proceso de fusión o de refinación, pues de lo contrario se incrementarían los costos de aceración. De tal manera que una mayor metalización aumentará el rendimiento metálico del HRD y reducirá el consumo de energía eléctrica en el HEA y con ello todos los consumos de materiales asociados con está.

En el proceso de reducción directa HYL, el 95% del carbono del HRD se encuentra asociado con Fe en forma de Fe_3C (cementita). La disociación de la cementita, para formar Fe metálico y C grafito, es exotérmica, cediendo calor al medio. Lo anterior significa que a mayor contenido de carbono en el HRD menor será el consumo de energía eléctrica para el mismo consumo específico de oxígeno por tonelada de acero líquido.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Prácticamente toda la ganga e impurezas permanecen en el producto reducido, por esta razón el contenido de fierro del mineral debe ser tan alto como posible y su contenido de ganga e impurezas en su nivel más bajo.

Excesiva cantidad de ganga, en particular los compuestos ácidos tales como SiO_2 y Al_2O_3 , afecta el desempeño del horno eléctrico de arco, aumentando el volumen de escoria, reduciendo el rendimiento metálico e incrementando el consumo de energía eléctrica, de refractarios, de electrodos y en consecuencia el costo de transformación en el HEA. Estos efectos se ven más acentuados por la sílice que por la alúmina, puesto que la operación del HEA requiere de la formación de una escoria con basicidad constante,

CaO/SiO_2 , cuando menos de 2, lo que significa que a mayor cantidad de SiO_2 , se requiere de más cantidad de CaO y, por ende, mayor cantidad de escoria y sus efectos consecuentes.

Por el contrario algunos aditivos básicos agregados a los pellets de mineral, materiales con altos contenidos de CaO y MgO , permiten el control de la basicidad de la escoria durante la fusión del HRD, reduciendo la adición de escorificantes al HEA y por lo tanto más baja cantidad en generación de escoria.

Como las condiciones metalúrgicas de la escoria en el HEA es un relación CaO/SiO_2 de 2, entonces entre más próxima se encuentre esta relación en la ganga del HRD, o sea que contenga la mayor cantidad de CaO , mayor serán los beneficios obtenidos.

La saturación de MgO en la escoria depende del porcentaje en peso del FeO , CaO , Al_2O_3 y su temperatura. Un valor aproximado de la saturación de MgO varía entre 10 a 14% en peso. La búsqueda en la escoria del HEA es saturarla en MgO con fuentes externas que no sea el propio refractario del HEA, para así evitar su desgaste. Esto se logra preferentemente con adiciones de cal-dolomítica. Pero sí el MgO viene dentro del HRD tanto mejor, pues de esta forma se reducirán adiciones de escorificantes al HEA con menores pérdidas en su rendimiento.

Otros compuestos y elementos residuales y/o contaminantes tales como TiO_2 , V_2O_5 , S, P, Cu, Cr, Sn, Mo, Ni, Na_2O , K_2O , etc. deben ser controlados en los más bajos niveles, pues afectan negativamente la calidad del acero producido y los costos operacionales.

La remoción de S y P implica un consumo adicional de cal, lo que acarrea un aumento en el volumen de escoria e impacta negativamente en la productividad, rendimiento y costos operacionales.

9.1.3. Método de análisis.

El análisis se elaboró haciendo uso de un modelo termodinámico de balance de materia y energía para un HEA de 100 TAL/colada con una potencia promedio activa de 60 MW y manteniendo constante el consumo de oxígeno en un nivel de $20 \text{ Nm}^3/\text{TAL}$. El modelo considera también condiciones de equilibrio en el reparto del azufre y el fósforo, manteniendo en la escoria una basicidad binaria CaO/SiO_2 de 2 y saturándola con magnesia de acuerdo a su composición química.

Es importante mencionar que no se ha considerado rendimiento alguno a las adiciones de cal y cal-dolomítica para el cumplimiento de las condiciones de la escoria en basicidad y saturación de magnesia, por lo que los resultados obtenidos están del lado optimista.

9.1.4. Consumos específicos.

La Tabla 9-1 muestra los factores de consumo específicos de los materiales que intervienen en la producción de acero en HEA. Estos factores significan el efecto que tienen los cambios de 1% en composición química del HRD en el consumo de los materiales del HEA. Así, por ejemplo, un 1% de incremento en Metalización reduce el consumo de energía eléctrica, renglón 2, en 11.57 kWh/TAL, mientras un incremento de 1% de SiO_2 aumenta el consumo de energía en 24.36 kWh/TAL.

Tabla 9-1

FACTORES DE CONSUMO									
CONCEPTO	UNIDAD	BASE	1% MET	1% C	1% MgO	1% CaO	1% AL2O3	1% SiO2	OBJETIVO GLOBAL
Factor		*K*	*M*	*C*	*Mg*	*Ca*	*Al*	*Si*	
1 Delta	%		1.50	-1.30	-0.30	-0.50	0.00	1.00	
2 H2O	Kg/tal	1153.02	-3.34	12.25	12.51	12.61	16.41	22.36	1157.51
3 Energía eléctrica	KWh/tal	575.60	-11.57	-5.96	-0.94	-0.59	13.78	24.36	601.92
4 Magnesita	Kg/tal	3.63	-0.07	-0.04	-0.01	0.00	0.09	0.15	3.60
5 Dolomita	Kg/tal	3.93	-0.08	-0.04	-0.01	0.00	0.09	0.17	4.11
6 Carbón	Kg/tal	5.66	-1.96	-12.28	-0.29	-0.32	-0.97	-1.98	16.17
7 Cal	Kg/tal	11.00	-0.07	-0.46	21.96	-14.27	-7.68	22.37	28.26
8 Cal-Dol.	Kg/tal	13.56	-0.18	-0.13	-34.61	2.11	12.60	9.49	42.37
9 Oxígeno	M3/tal	20.06	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	20.06
10 Electrodo	Kg/tal	2.62	-0.05	-0.03	0.00	0.00	0.06	0.11	2.74
11 Permalok Coreza	\$/tal	0.08	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.09
12 Permalok Tapa	\$/tal	0.29	-0.01	0.00	0.00	0.00	0.01	0.01	0.30
13 Refractarios Coreza	\$/tal	2.40	-0.05	-0.02	0.00	0.00	0.06	0.10	2.51
14 Refractarios Tapa	\$/tal	0.24	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01	0.01	0.25
15 Escoria	Kg/tal	122.30	-0.66	-0.62	0.34	0.57	21.49	53.76	192.48
16 Gases de salida	M3/tal	110.19	-4.90	0.00	-0.74	-0.84	-1.22	-1.76	109.75

Consumo proyectado= $K \cdot \Delta$ (Delta MET) + $C \cdot \Delta$ (Delta CARBONO) + $Ca \cdot \Delta$ (Delta CaO) + $Mg \cdot \Delta$ (Delta MgO) + $Al \cdot \Delta$ (Delta AL2O3) + $Si \cdot \Delta$ (Delta SiO2)

Cada cambio en composición química tiene un factor para cada consumible en el HEA, de tal manera que se puede obtener el efecto global del cambio en composición química de HRD simplemente sumando los productos de la multiplicaciones de los factores por el cambio en composición química, llamado DELTA en la Tabla 9-1.

El resultado global de un cambio en composición química se encuentra en la Tabla 9-1 bajo la columna de OBJETIVO. El ejemplo mostrado en la Tabla es el resultado obtenido al variar la composición química del HRD de una condición BASE a una condición OBJETIVO dada en la Tabla 9-2:

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Tabla 9- 2

ANÁLISIS QUÍMICO DEL HRD

CONCEPTO	BASE	OBJETIVO	DELTA
METALIZACION (%)	92.00	93.50	1.50
C (%)	2.00	0.70	-1.30
Fe Met (%)	83.01	85.00	1.98
FeO (%)	9.29	7.60	-1.68
Fe Tot (%)	90.23	90.91	0.68
GANGA (%)	5.70	6.70	1.00
CaO (%)	1.62	1.12	-0.50
MgO (%)	0.54	0.24	-0.30
Al2O3 (%)	1.08	1.88	0.80
SiO2 (%)	1.62	2.62	1.00
MnO (%)	0.00	0.00	0.00
S (%)	0.01	0.01	0.00
P (%)	0.03	0.03	0.00
OTROS (%)	0.81	0.81	0.00
TOTAL (%)	100.00	100.00	0.00
B2 = CaO/SiO2	1.00	0.43	-0.57

Los Deltas de la Tabla 9-2 se substituyen en el renglón 1 de la Tabla 9-1. Para este caso el consumo de energía eléctrica cambia de 575.60 kWh/TAL a 601.92 kWh/TAL.

Sí el Delta de CaO es de 0.75% ya no es necesario añadir más cal al HEA pues la cantidad de CaO del HRD es suficiente para dar la basicidad buscada de 2. Algo similar ocurre cuando el Delta de MgO es 0.385%, al satisfacerse las necesidades de MgO ya no es requerido añadir más cal-dolomítica. Para prescindir de adiciones de cal y cal-dolomítica es necesario, cuando se corre el modelo termodinámico, que el Delta de CaO sea de 1.46% y el de MgO de 0.47%.

Las Figuras 9-1 y 9-2 muestran los factores de impacto para el rendimiento del HRD y para el consumo de energía eléctrica. Como puede apreciarse el que tiene el mayor efecto favorable de decremento en la energía eléctrica es la Metalización seguida

por el Carbono, MgO, CaO, Al₂O₃ y al otro extremo, con efecto de incremento, se encuentra el SiO₂.

FIGURA 9-1

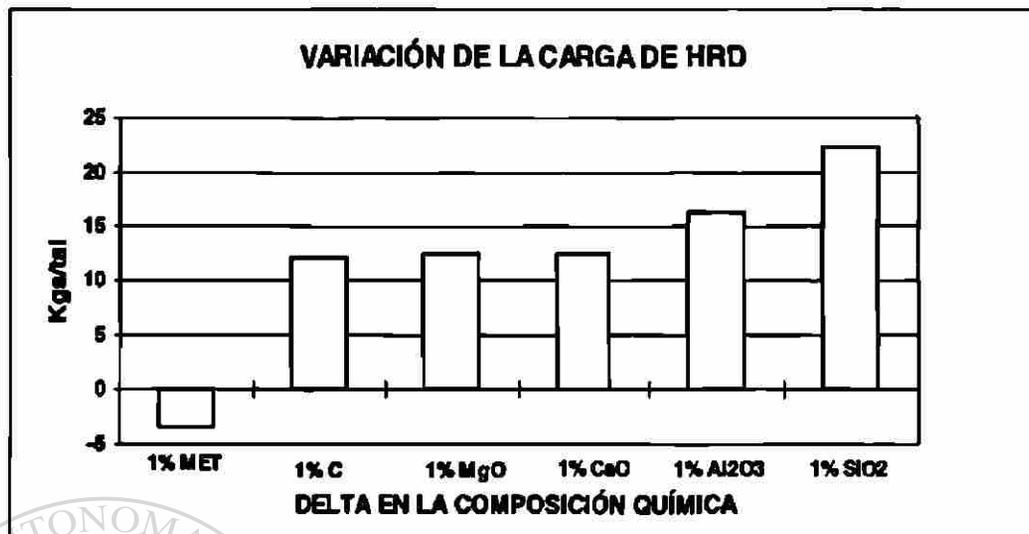
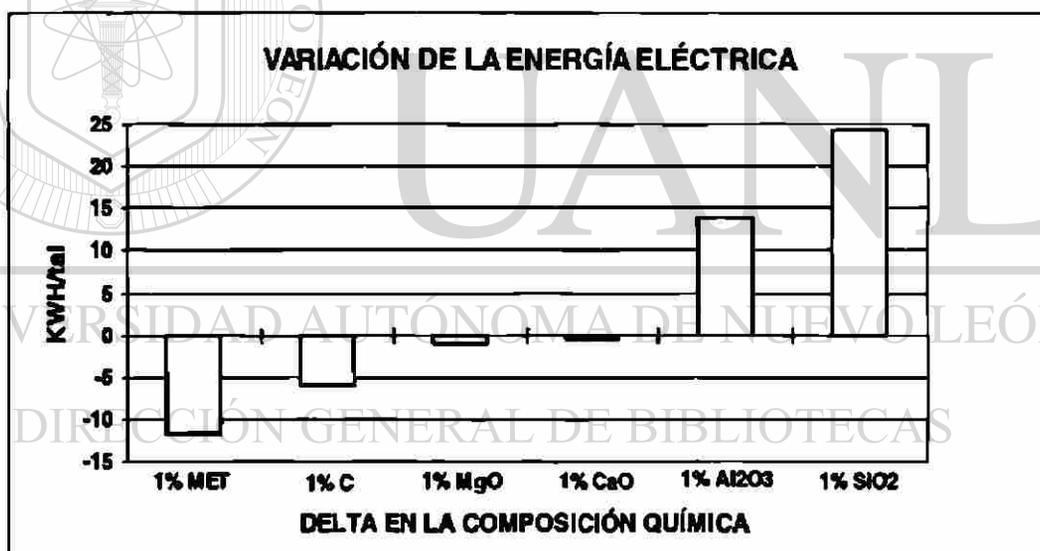


FIGURA 9-2



Los factores de impacto del S y P no son considerados por lo pronto en este documento, pues como para su eliminación se requiere de adiciones variables de cal, según sea el nivel de entrada, lo que significa que es necesario trabajar con índices de basicidad variables, diferentes de 2, lo que ocasiona que no sean lineales los factores de proyección. Lo anterior obliga a utilizar el modelo termodinámico en la cuantificación del efecto del S y del P.

9.1.5. Costos.

De manera análoga al criterio usado para el cálculo de los consumos específicos se realiza el análisis para los costos del acero líquido, dados en la Tabla 9-3.

Tabla 9-3

CONCEPTO	PRECIO	BASE	FACTORES ECONÓMICOS (USD\$/tal)						OBJETIVO GLOBAL
			1% MET "K"	1% C "C"	1% MgO "Mg"	1% CaO "Ca"	1% Al2O3 "Al"	1% SiO2 "Si"	
0 factor									
1 Delta			1.50	-1.30	-0.30	-0.50	0.80	1.00	
2 ERD	100.00	115.30	-0.33	1.23	1.25	1.26	1.64	2.24	115.75
3 Energía eléctrica	0.03	17.25	-0.35	-0.18	-0.03	-0.02	0.41	0.73	18.04
4 Magnesita	0.49	1.78	-0.04	-0.02	0.00	0.00	0.04	0.08	1.86
5 Dolomita	0.20	0.79	-0.02	-0.01	0.00	0.00	0.02	0.03	0.82
6 Carbón	0.18	1.02	-0.35	-2.22	-0.05	-0.06	-0.17	-0.36	2.92
7 Cal	0.06	0.65	0.00	-0.03	1.30	-0.84	-0.45	1.32	1.67
8 Cal-Dol.	0.06	0.77	-0.01	-0.01	-1.96	0.12	0.71	0.54	2.40
9 Oxígeno	0.05	0.98	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.98
10 Electrodo	2.04	5.35	-0.11	-0.06	-0.01	-0.01	0.13	0.23	5.60
11 Permablock Corasa	-	0.08	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.09
12 Permablock Tapa	-	0.29	-0.01	0.00	0.00	0.00	0.01	0.01	0.30
13 Refractarios Corasa	-	2.40	-0.05	-0.02	0.00	0.00	0.06	0.10	2.51
14 Refractarios Tapa	-	0.24	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01	0.01	0.25
15 GRAN TOTAL TRANSFORMACIÓN		146.90	-1.27	-1.32	0.49	0.45	2.40	4.93	153.20
16 TOTAL TRANSFORMACIÓN		31.60	-0.94	-2.54	-0.76	-0.81	0.76	2.70	37.44
17 Tiempo Fus.+Ref.	Min/Col	57.56	-1.16	-0.59	-0.09	-0.06	1.38	2.44	60.19
18 Tiempo Total.	Min/Col	83.56	-1.16	-0.59	-0.09	0.06	1.38	2.44	86.19
19 Producción anual	Ktal/año	531.77	7.17	3.75	0.59	0.37	-8.63	-14.33	516.04
20 Contribución anual	MNS/año	82.08	1.76	1.28	-0.17	-0.18	-2.59	-4.64	76.50
21 PRODUCTIVIDAD	\$/tal	0.00	-3.41	-2.42	0.32	0.34	4.95	9.43	11.15
22 COSTO TOTAL	\$/tal	146.90	-4.68	-3.73	0.81	0.79	7.35	14.37	164.35

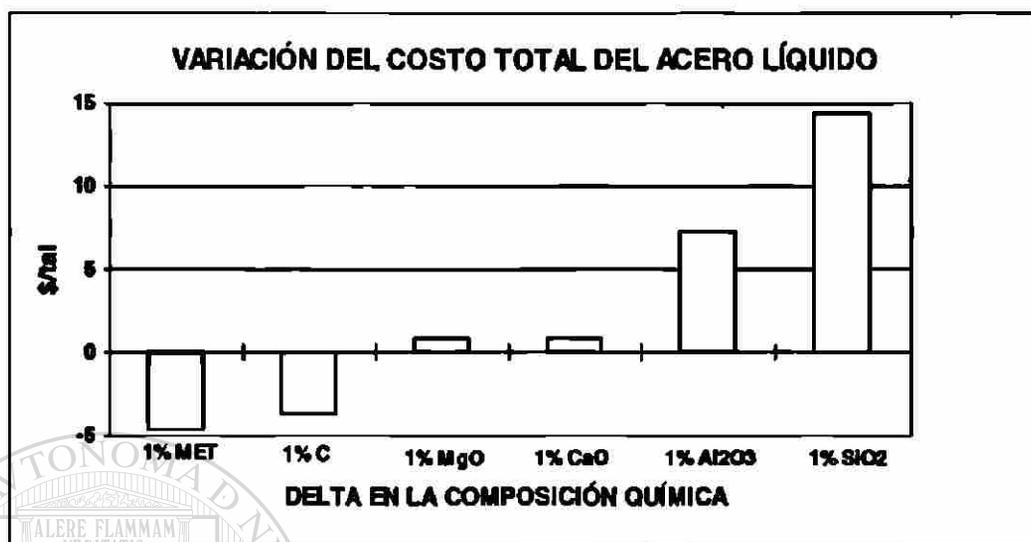
Costo proyectado= K*M*(Delta MET)+C*(Delta CARBONO)+Ca*(Delta CaO)+Mg*(Delta MgO)+Al*(Delta Al2O3)+Si*(Delta SiO2)

Nota: Se ha supuesto un comportamiento lineal en la producción anual, la contribución anual y la productividad. El error al considerar esta linealidad es muy bajo.

En esta tabla están considerados los costos de la carga metálica, los costos de transformación y los costos de productividad, suponiendo un precio de venta de acero (calculado para acero líquido) de 301.25 USD/TAL. Para el ejemplo dado existe un incremento en el costo total del acero líquido de 17.45 USD/TAL, (164.35-146.90), renglón 22 de la Tabla 9-3.

La Figura 9-3 muestra los efectos de impacto para el costo total del acero líquido por cada 1% de cambio en la composición química:

FIGURA 9- 3



La metalización es el que tiene el mayor efecto favorable dando casi 5 USD/TAL de ahorro por 1% de MET, y el SiO₂ es el que tiene el mayor efecto negativo de casi 15 USD/TAL de costo adicional por 1% de sílice.

9.1.6. Valor equivalente por cambio en composición química.

Ya fijado el precio del HRD en una operación de compra-venta, es posible castigarlo o premiarlo si éste no cumple con las características químicas establecidas en el contrato. Para lograr esto se procede de forma similar que en el análisis de costos, pero fijando ahora el costo total del acero líquido producido con el HRD objetivo al mismo nivel del costo del acero líquido del HRD base de referencia. De esta manera se calcula el nuevo precio del HRD que tiene un impacto económico en el HEA equivalente al HRD base.

Tabla 9- 4
VALOR EQUIVALENTE DEL HRD

CONCEPTO	UNIDAD	BASE			OBJETIVO	
		PRECIO \$/UNI	CONSUMOS UNI/TAL	COSTO \$/TAL	CONSUMOS UNI/TAL	COSTO \$/TAL
1 Valor del HRD	ton			100.00		92.53
2 HRD	kg		1153.02	115.30	1157.51	107.10
3 Energía eléctrica	kWh	0.03	575.60	17.25	601.92	18.04
4 Magnesita	kg	0.49	3.63	1.78	3.80	1.86
5 Dolomita	kg	0.20	3.93	0.79	4.11	0.82
6 Carbón	kg	0.18	5.66	1.02	16.17	2.92
7 Cal	kg	0.06	11.00	0.65	28.26	1.67
8 Cal-Dol.	kg	0.06	13.56	0.77	42.37	2.40
9 Oxígeno	Nm ³	0.05	20.06	0.98	20.06	0.98
10 Electrodo	kg	2.04	2.62	5.35	2.74	5.60
11 Permablock Coraza	\$	-	0.08	0.08	0.09	0.09
12 Permablock Tapa	\$	-	0.29	0.29	0.30	0.30
13 Refractarios Coraza	\$	-	2.40	2.40	2.51	2.51
14 Refractarios Tapa	\$	-	0.24	0.24	0.25	0.25
15 GRAN TOTAL TRANSFORMACIÓN				146.90		144.55
16 TOTAL TRANSFORMACIÓN				31.60		37.44
17 Tiempo Fusi.+Ref.	min/cola			57.56		60.19
18 Tiempo Total.	min/cola			83.56		86.19 [®]
19 Producción anual	KTAL/año			531.77		516.04
20 Contribución anual	MM\$/año			82.08		80.87
21 PRODUCTIVIDAD	\$/TAL			0.00		2.35
22 COSTO TOTAL				146.90		146.90

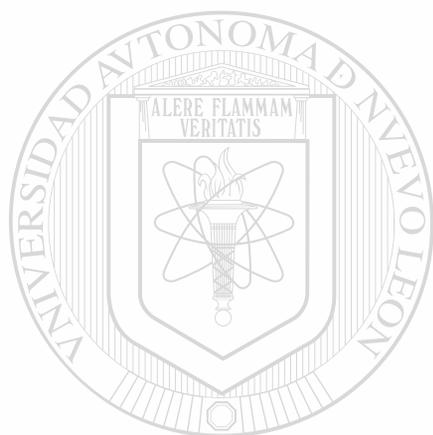
La Tabla 9-4 muestra el mismo ejemplo utilizado en las Tablas 9-1 y 9-2, dando como resultado un valor equivalente en el precio del HRD objetivo de 92.53 USD/ton, en lugar de 100 USD/ton para el HRD base.

9.1.7. Conclusiones.

Se logro definir un criterio sencillo y lineal para poder dimensionar el valor equivalente del HRD por cambios en su composición química.

Los factores considerados, son: metalización, carbono, MgO, CaO, Al₂O₃ y SiO₂. El P y el S se analizarán en otro documento, pues éstos no presentan una relación lineal.

La Metalización presenta el impacto más positivo de ahorro de casi 5 USD/TAL, mientras la Sílice presenta el impacto más negativo de casi 15 USD/TAL.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN



DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

9.2. Valor Intrínseco del HRD

9.2.1. Introducción

La materia prima para el Horno Eléctrico de Arco (HEA) es fundamentalmente chatarra de acero. El incremento en producción de acero vía HEA, la disminución de chatarra de regresos por mejoras en los rendimientos metálicos logrados con las nuevas tecnologías, tal como colada continua de planchón delgado, así como también la cada vez más estricta calidad de aceros a producir, sobre todo en el contenido de residuales; han resultado en cuestionamientos sobre la disponibilidad y precio futuros de la chatarra de acero. Por tal motivo los aceristas están temerosos de que el precio de la chatarra será mucho más alto que los niveles actualmente reportados.

Tradicionalmente los productos planos han sido fabricados a través de empresas integradas por la ruta Alto Horno-Horno Básico al Oxígeno (AH-BOF). Esta condición está soportada en los bajos contenidos de residuales exigidos por estos productos, los cuales solo pueden ser satisfechos mediante el uso de materia prima virgen. Por otro lado la aparición de la colada continua de planchón delgado, brinda la oportunidad a los Mini-Mills, generalmente plantas no integradas operadas con HEA, a participar en el mercado de productos planos.

Los productores de acero en HEA están expandiéndose en productos de más alta calidad. En particular aceros fabricados en colada continua de planchón delgado. El proceso de vaciado en planchón delgado tiene mucho más baja inversión y es más rentable en pequeñas capacidades que el proceso convencional. La implementación de colada continua de planchón delgado será para fines de 1996 de 8 millones de toneladas al año requiriendo de carga metálica de excelente calidad. También es importante mencionar que en la fabricación de no planos las barras de acero de calidad especial

(SBQ) requieren bajos contenidos de residuales y nitrógeno. Esta situación obliga a la necesidad de buscar un producto metálico que cumpla con lo anteriormente expuesto.

Aunque el Hierro de Reducción Directa (HRD) ha sido conocido por años como materia prima en la industria siderúrgica, no posee un lugar bien definido como fuente de unidades de hierro en comparación con las otras materias primas. Históricamente ha sido asociado con el HEA, justificándose su uso sólo cuando la chatarra de acero no está disponible o cuando su precio es muy elevado por ser de importación.

Los altos precios de la chatarra, su creciente escasez con bajos contenidos de residuales y las especificaciones cada vez más exigentes en los productos terminados, le dan al HRD una fuerza de la cual antes había carecido por considerarlo sólo como un simple sustituto de chatarra. Dado lo anterior es conveniente considerar al HRD como un commodity separado, pues se está convirtiendo fuertemente en algo deseable, si no necesario, para el acerista.

Muchos aceristas han analizado al HRD estrictamente como un sustituto de la chatarra, comparándolo en la base de su costo de producción o precio de mercado por tonelada de unidades de hierro con las de la chatarra comprada. Este tipo de análisis puede ser muy errado pues el HRD ofrece al acerista muchas ventajas sobre la chatarra. A medida que más gente use el HRD, se darán cuenta que hay ventajas económicas sobre la chatarra las cuales deben ser valuadas en otra base de comparación.

9.2.2. Ventajas del HRD.

Con el fin de soportar el análisis del HRD y las diferentes calidades de chatarras a continuación se presentan sus principales ventajas. Algunas están relacionadas directamente con la calidad del producto, las cuales refuerzan enormemente su valor comparativo y otras están relacionadas a la operación del HEA.

- Mayor peso volumétrico. Con un peso volumétrico que varía de 10 a 100 % mayor que el de los diversos tipos de chatarra, permite una carga más densa al horno, evitando por lo menos una recarga en el caso de alimentación por cesta suponiendo un 25 % de HRD. esto presenta las siguientes ventajas:

Evita pérdidas de calor por radiación.

Disminuye el tiempo total de la colada.

- Material libre de elementos residuales. El HRD está libre de elementos como Cu, Ni, Mo, Cr, Sn por lo que produce un acero de mejor calidad.

- Material con menos elementos perjudiciales. Posee un contenido sumamente bajo de azufre y fósforo, permitiendo tiempos más cortos de refinación en el HEA.

- Análisis químico uniforme. Esto ocasiona menor desviaciones de calidad del producto.

- Alimentación continua. Disminuye el tiempo de fusión y refinación, eliminando también recargas al horno reduciendo el tiempo total de proceso. Además facilita el control automático de proceso.

- Menor flicker. Su uniformidad granulométrica se traduce en una potencia más uniforme, reduciendo el flicker a valores menores de la mitad de obtenido con la chatarra. La uniformidad de la potencia evita también interrupciones y discontinuidades propias de fundir chatarra, dando una potencia promedio mayor de un 5%.

- Mayor agitación del baño. El carbono en el HRD se combina con el FeO residual en él, produciendo un desprendimiento de CO en el baño, que, al burbujear, produce una agitación muy efectiva y permite las siguientes ventajas:

- Mayor eficiencia térmica por la generación de escoria espumosa.

- Mas rápida velocidad de fusión, por ser la escoria menos densa, permitiendo que el HRD vaya a la interfase metal escoria rápidamente.
- Mayor homogeneidad en composición química.
- Menor consumo de electrodos.
- Mayor vida del refractario.
- Menor contenido de hidrógeno, <de 2 ppm.
- Menor contenido de nitrógeno, <de 20 ppm.
- Mejor remoción de azufre y fósforo por mejor contacto en interfase metal/escoria.

9.2.3. Valor Intrínseco del HRD

El HRD como otros commodities posee tres atributos económicos, que es necesario distinguir para evaluarlo comparativamente:

- Costo -. Valor resultante de la suma de dinero gastado en su transformación de mineral a HRD.
- Precio -. Valor pagado al momento de una transacción, fijado por la ley de oferta y demanda.
- Valor Intrínseco -. Valor que se está dispuesto a pagar por él, fijado por la necesidad de su uso.

Estos tres atributos pueden ser iguales o diferentes dependiendo de las condiciones del usuario. Por ejemplo, para una empresa integrada como HYLSA, el costo del HRD es igual a su precio, más no así su Valor Intrínseco, pues éste tiene la misma dimensión que el precio de la chatarra de mejor calidad, capaz de producir los productos planos requeridos.

Por otro lado para una empresa no integrada, el Precio es mayor al Costo, Más sin embargo, el Valor Intrínseco puede ser menor, igual o mayor que su Precio. Por ejemplo, sí la empresa produce varilla, la cual puede ser procesada con 100% de chatarra,

posiblemente se esté pagando más por el HRD que su Valor Intrínseco, con respecto a las chatarras substituidas. Pero si la empresa produce alambrones finos, los cuales necesitan metálicos virgen para su fabricación, entonces posiblemente se esté pagando por el HRD un precio menor que su Valor Intrínseco.

Los factores que afectan el Valor Intrínseco del HRD son:

- El rendimiento del acero líquido.
- El consumo de energía eléctrica y, por ende, el de todos los consumos consecuenciales asociados a ésta.
- El impacto en la productividad de la acería.
- La estructura de precios de las cargas metálicas , así como también la de los insumos y la magnitud de la contribución marginal.
- El efecto en la calidad total del producto, particularmente en azufre, fósforo, cobre, molibdeno, cromo, níquel y estaño.
- La influencia que tiene sobre la composición de las mezclas de chatarras de la carga metálica. Esto está asociado con la posibilidad de poder utilizar calidades de chatarras más baratas, bajando el costo de metálicos, o poder fabricar aceros de más alta calidad al utilizar chatarras más caras.

El Valor Intrínseco del HRD no debe de ser medido únicamente con respecto al precio de la chatarra desplazada, pues hay calidades de aceros que no pueden ser fabricadas con 100 % de chatarra y, por lo tanto, en estos casos, no va a substituir a ninguna chatarra; de tal manera que su Valor Intrínseco va más allá que un equivalente en precio, sino que va ligado a la oportunidad de poder producir altas calidades de acero con mejores contribuciones marginales.

Típicamente, los intervalos especificados como de bajos residuales no han sido alcanzados por productores basados en chatarras y han sido del dominio de las empresas

integradas. En casos extremos donde los productores a base de chatarra intentaron la fabricación de grados de acero de bajos residuales, el alto nivel de desviaciones fueron caros y frustrantes. Pero en la actualidad con la aparición de los Mini-Mills en el escenario de productos planos es necesario incondicionalmente contar con material virgen para poder satisfacer la calidad demandada. Es por esto la importancia en recalcar que el Valor Intrínseco del HRD está por encima del precio de la chatarra.

A pesar de que el Valor Intrínseco del HRD es una propiedad intrínseca a su propia naturaleza, su dimensión en relación a otras cargas metálicas varía de acería a acería; incluso en aquellos que fabrican el mismo producto, pues las características particulares operativas de los HEA; tamaño, potencia, consumo de oxígeno, prácticas metalúrgicas, etc., son distintas. Es por esto que es necesario caracterizarlo para cada empresa en particular.

9.2.4. Metodología de análisis.

Un modelo termodinámico de balance de materia y energía, complementado con programación lineal, fue desarrollado para obtener la mezcla óptima de carga metálica que minimiza el costo total de acero líquido, considerando el nivel de residuales del producto y la disponibilidad de la chatarra. La flexibilidad del programa le permite ser configurado para simular cualquier condición de operación, lo que hace de este modelo una herramienta valiosa para dimensionar el Valor Intrínseco del HRD o cualquiera de los metálicos a ser evaluados.

El modelo termodinámico considera la composición química de todos los insumos que intervienen en el proceso de aceración, el tamaño y las dimensiones del HEA, uso de lanzas de oxígeno, quemadores oxi-gas, potencia del transformador, temperatura de acero, escoria y gases de salida, así como también la basicidad binaria y cuaternaria de la escoria, para mantener un eficiente trabajo metalúrgico de desulfurización, desfosforización y saturación de MgO para no dañar al refractario. La relación de

CO/CO₂ de los gases de salida puede ser cambiada para adecuarse a los distintos grados de post-combustión de cada acería.

Con el balance de materia se calcula el consumo de oxígeno, gas natural, cal siderúrgica, cal dolomítica, y las cantidades de escoria y gases de salida por tonelada de acero líquido, para los distintas proporciones de carga metálica consideradas, así como también su rendimiento metálico.

El modelo de programación lineal toma del modelo termodinámico los consumos específicos y la capacidad de producción, caracterizados para el 100% de cada carga metálica y optimiza el costo el total del acero líquido, cuya definición será explicada en el siguiente punto.

9.2.5. Criterios de optimización.

La calidad de la carga metálica afecta al rendimiento, al consumo de energía eléctrica y al tiempo de fusión y refinación. Por lo tanto, hay tres componentes de costo total de acero líquido como más importantes en el dimensionamiento del Valor

Intrínseco de un material:

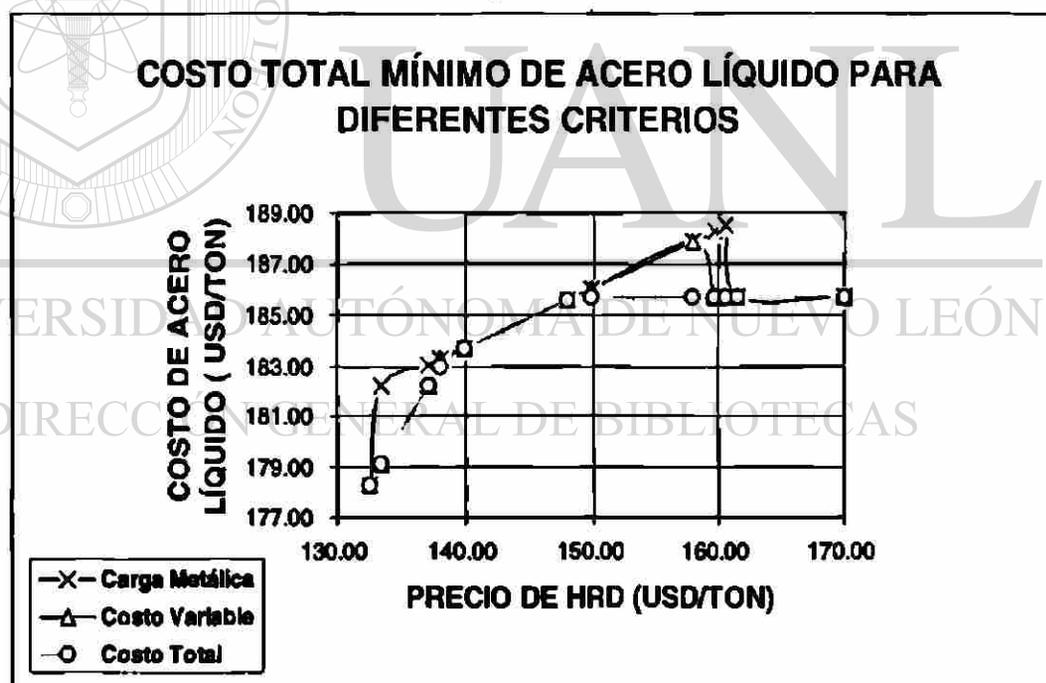
- Costo de la carga metálica.
- Costo variable de transformación.
- Costo de la productividad medido como contribución marginal.

La Figura 9-4 muestra tres curvas para el costo mínimo de acero líquido en la fabricación de la varilla, considerando la optimización de la carga metálica, del costo de transformación, que es la suma de la carga metálica y del costo variable; y del costo total del acero líquido, que es la suma de los tres componentes.

En la parte derecha de las tres gráficas existe un tramo de línea horizontal. El inicio de ésta a los 149 USD/Ton, corresponde al punto donde se deja de utilizar el HRD, operando el horno con 100% de chatarra. Este punto equivale pues al Valor Intrínseco de HRD, porque es cuando se deja de usar simplemente por precio. Es importante hacer notar que en este Valor Intrínseco están considerados las restricciones de calidad del producto, pues el no considerarlas arroja un error en la magnitud de éste, lo cual se aclarará más adelante.

El utilizar como criterio para minimizar el costo del acero sólo la carga metálica, lleva el Valor Intrínseco del HRD hasta 161 USD/ton en lugar de 149 USD/ton, que resulta al considerar los tres aspectos. Esto impacta en 3 USD/TAL más, pues el producir acero con HRD a un precio de 161 USD/ton vs 100% chatarra, cambia el costo del acero líquido de 189 USD/TAL a 186 USD/TAL.

Figura 9- 4



9.2.6. Composición química de la carga metálica.

Aunque es poco común que se considere el análisis químico de las chatarras, existen criterios generales sobre el contenido de residuales, azufre, fósforo para las calidades más comunes.

Se han considerado siete tipos de carga metálica tratando de abarcar todo el rango de calidades existentes, desde una calidad suprema, como los regresos, hasta una calidad mala, como la Rebaba. El análisis químico de estas chatarras, Tabla 9-5, es el resultado de experimentaciones llevadas a cabo en la acería piloto de HYL, así como también la compilación de información de su planta industrial ³ y de datos reportados en la literatura internacional ^{1 y 5}. En el caso del HRD su composición es la obtenida al procesar mineral de CVRD, considerando un contenido de carbono de 2% y una metalización de 92%. (metalización es la relación expresada en forma porcentual del Fe metálico y el Fe total contenidos en el HRD).

TABLA 9- 5
ANÁLISIS QUÍMICO DE LA CARGA METÁLICA

CONCEPTO	HRD	PESADA #1	CHICHARRÓN	REBABA	PACA #1	PESADA #2	REGRESOS
Fe total	90.23	93.861	96.087	87.275	97.262	91.580	97.700
Fe **	7.22	5.16	3.36	11.78	1.46	7.78	0.98
MET	92.00	94.50	96.50	86.50	98.50	91.50	99.00
C	2.00	0.20	0.15	2.30	0.09	0.37	0.09
O	2.07	1.48	0.96	3.38	0.42	2.23	0.28
CaO	1.62	0.30	0.00	0.58	0.00	0.50	0.00
MgO	1.08	0.10	0.00	0.26	0.00	0.20	0.00
SiO ₂	1.62	1.00	0.80	0.89	0.70	1.30	0.00
Al ₂ O ₃	1.08	0.30	0.20	0.10	0.00	0.40	0.00
Mn	0.00	0.60	0.39	0.99	0.26	0.47	0.26
Si	0.00	0.20	0.28	0.57	0.07	0.22	0.07
P	0.03	0.06	0.02	0.04	0.01	0.02	0.01
S	0.01	0.03	0.05	0.14	0.02	0.02	0.02
Cu	0.00	0.26	0.22	0.26	0.07	0.50	0.07
Ni	0.00	0.15	0.19	0.14	0.18	0.13	0.18
Mo	0.00	0.02	0.03	0.04	0.01	0.04	0.01
Cr	0.00	0.07	0.06	0.33	0.15	0.07	0.15
Su	0.00	0.02	0.01	0.03	0.01	0.03	0.01
OTROS	0.27	0.06	0.05	0.19	0.15	0.13	0.15
P+C	0.00	1.30	0.50	2.50	0.60	1.80	1.00
TOTAL	100.00						

9.2.7. Caracterización de chatarras..

La caracterización del comportamiento de las distintas cargas metálicas en el HEA, Tabla 9-6, es el resultado del análisis del balance de materia y energía considerando 100 TAL/colada de capacidad, 600 MW/TAL de potencia específica promedio y un consumo constante de oxígeno de 20 Nm³/TAL.

TABLA 9-6
CONSUMOS ESPECÍFICOS
(VARELLA)

CONCEPTO	UNIDAD	HRD	PESADA # 1	CHICHARRÓN	REBABA	PACA # 1	PESADA # 2	REGRESOS
Requerimiento Metálico	kg/TAL	1151.98	1104.13	1077.77	1190.24	1061.03	1133.11	1050.85
Energía Eléctrica	kWh/TAL	572.40	528.90	492.50	606.09	475.16	581.88	463.16
Magnesita	kg/TAL	3.86	3.57	3.32	4.09	3.20	3.92	3.12
Dolomita	kg/TAL	4.18	3.86	3.60	4.42	3.47	4.25	3.38
Carbón	kg/TAL	5.81	18.86	15.69	3.20	15.43	22.49	15.41
Cal Siderúrgica	kg/TAL	19.51	23.70	24.96	31.10	19.38	27.06	2.21
Cal Dolomítica	kg/TAL	0.00	11.97	13.09	25.72	0.00	18.40	0.00
Óxígeno	Nm ³ /TAL	20.01	19.96	19.97	20.34	20.02	20.01	19.93
Electrodos	kg/TAL	2.79	2.57	2.40	2.95	2.31	2.83	2.25
Bloques Enfriados	USD/TAL	0.37	0.34	0.32	0.39	0.31	0.38	0.30
Refractarios	kg/TAL	2.50	2.31	2.15	2.65	2.08	2.54	2.02
Rendimiento Gram	TAL/TCM	86.81	90.57	92.78	84.02	94.25	88.25	95.16
Rendimiento Fe	TAL/TCM	96.21	96.49	96.56	96.27	96.90	96.37	97.40

* TAL= tonelada de acero líquido.

**TCM= tonelada de carga metálica.

9.2.8. Costo total de acero líquido.

El impacto económico del costo total de acero líquido, Tabla 9-7, ha sido calculado considerando los precios de la chatarra publicados en el AMERICAN METAL MARKET de diciembre de 1994, libre a bordo de su lugar de origen. Los precios de los insumos, tales como energía eléctrica, electrodos etc., son los típicos reportados en USA.

La contribución marginal del producto expresada en relación de acero líquido es de \$90 USA, obviamente que este valor depende del producto en cuestión, pero en este análisis se ha considerado constante por razones de sencillez.

TABLA 9-7
COSTOS ESPECÍFICOS (USD/TAL)
(VARILLA)

CONCEPTO	UNIDAD	HRD	PESADA # 1	CHICHARRÓN	REBABA	PACA # 1	PESADA # 2	REGRESOS	TOTAL
Mucha de Carga Metálica		28.187	0.000	0.000	13.821	0.000	33.992	10.000	100.000
HRD	0.149	171.502	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	34.621
PESADA # 1	0.149	0.000	164.328	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
CHICHARRÓN	0.167	0.000	0.000	180.085	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
REBABA	0.081	0.000	0.000	0.000	96.886	0.000	0.000	0.000	13.391
PACA # 1	0.179	0.000	0.000	0.000	0.000	189.606	0.000	0.000	0.000
PESADA # 2	0.134	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	151.815	0.000	83.004
REGRESOS	0.179	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	187.787	18.779
Costo de Carga Metálica	0.120	171.502	164.328	180.085	96.886	189.606	151.815	187.787	151.794
Energía Eléctrica	0.030	17.156	15.352	14.761	18.165	14.241	17.440	13.882	17.127
Magnesita	0.490	1.891	1.748	1.627	2.003	1.570	1.923	1.530	1.888
Dolomita	0.200	0.836	0.772	0.719	0.885	0.694	0.830	0.676	0.834
Carbón	0.181	1.049	3.409	2.836	0.578	2.789	4.064	2.784	2.846
Cal Siderúrgica	0.059	1.155	1.403	1.477	1.840	1.147	1.601	0.131	1.397
Cal Dolomítica	0.057	0.000	0.679	0.742	1.459	0.000	1.044	0.000	0.786
Oxígeno	0.049	0.975	0.972	0.972	0.990	0.975	0.975	0.971	0.976
Electrodos	2.044	5.694	5.261	4.899	6.029	4.726	5.788	4.607	5.684
Bloques Enfriados		0.370	0.342	0.318	0.392	0.307	0.376	0.299	0.369
Refractarios		2.179	2.014	1.875	2.307	1.809	2.215	1.763	2.176
COSTO DE TRANSFORMACIÓN		31.304	32.458	38.227	34.648	28.258	36.274	26.644	34.083
COSTO VARIABLE DE OPERACIÓN		202.805	196.778	210.312	131.533	217.864	188.089	214.430	185.877
Tiempo Conectado (min/cada)		57.240	52.890	49.250	60.609	47.516	58.188	46.316	57.144
Tiempo de Tap to Tap (min/cada)		83.240	78.890	75.250	86.609	73.516	84.188	72.316	83.144
Capacidad de Producción (TAL/año)		533.808	563.242	590.485	513.043	604.418	527.799	614.443	534.425
Contribución Marginal (Mio millón \$/año)		48.043	50.692	53.144	46.174	54.398	47.502	53.300	48.098
Impacto de Carga Metálica (\$/TAL)		0.000	7.173	-8.584	74.616	-18.104	19.687	-16.285	19.707
Impacto de Transformación (\$/TAL)		0.000	-1.146	1.076	-3.344	3.045	-4.971	4.660	-2.780
Impacto de Productividad (\$/TAL)		0.000	4.962	9.556	-3.501	11.905	-1.013	13.595	0.104
IMPACTO TOTAL (\$/TAL)		0.000	10.989	2.048	67.771	-3.154	13.703	1.970	17.032
COSTOS TOTAL (\$/TAL)		202.805	191.816	200.757	135.035	205.959	189.102	200.835	185.773

Contribución Marginal 0.09 \$/kg acero líquido
Tiempo Deconectado 26 min/cada
Tiempo Disponible 7405.71 hrs/año

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

9.2.9. Criterios de dimensionamiento del Valor Intrínseco del HRD.

Para poder dimensionar más claramente el Valor Intrínseco de la carga metálica y por tanto del HRD, se discuten a continuación dos criterios de comparación. El primero es haciendo caso omiso de la calidad del producto, es decir sin considerar los residuales; el segundo es considerándolos.

9.2.9.1. Sin considerar la calidad del acero producido.

Se elaboró la gráfica mostrada en la Figura 9-5. Tratando de establecer una relación entre el precio de las chatarras y el equivalente en el HRD, sin considerar por lo pronto ninguna restricción de residuales en el producto,. En esta figura se relaciona el precio de las chatarras con el precio equivalente que tendría el HRD, su Valor Intrínseco, para garantizar el mismo costo total de acero líquido. Como no hay restricciones de calidad, entonces es posible utilizar el 100% de carga metálica sin problemas en la fabricación del acero, y comparar el 100% de uso de ellas entre sí. Debe hacerse hincapié que en este procedimiento no se está optimizando para mínimo costo de acero líquido.

Para encontrar el Valor Intrínseco de cada calidad de carga metálica de toma como referencia inicial, en forma arbitraria, el precio de la Rebaba, \$81.4 USD/ton, en el eje de las abscisas levantando una vertical hasta la línea de la Rebaba, en su intercepción con está se traza una horizontal y se bajan verticales en cada intercepción con las líneas correspondientes a cada carga metálica, su valor en la abscisa significa el Valor Intrínseco de dicha carga metálica.

Del análisis de esta figura resulta una discrepancia con la realidad al comparar el Valor Intrínseco equivalente obtenido de cada chatarra, con el precio real de éstas, Tabla 9-8. Dicho en otras palabras, no guarda la misma proporción el Valor Intrínseco y el precio entre las diferentes chatarras analizadas. Se concluye con esto que este tipo de análisis, donde no se considera la calidad del producto, no debe usarse como herramienta para dimensionar el Valor Intrínseco de las cargas metálicas.

Figura 9-5

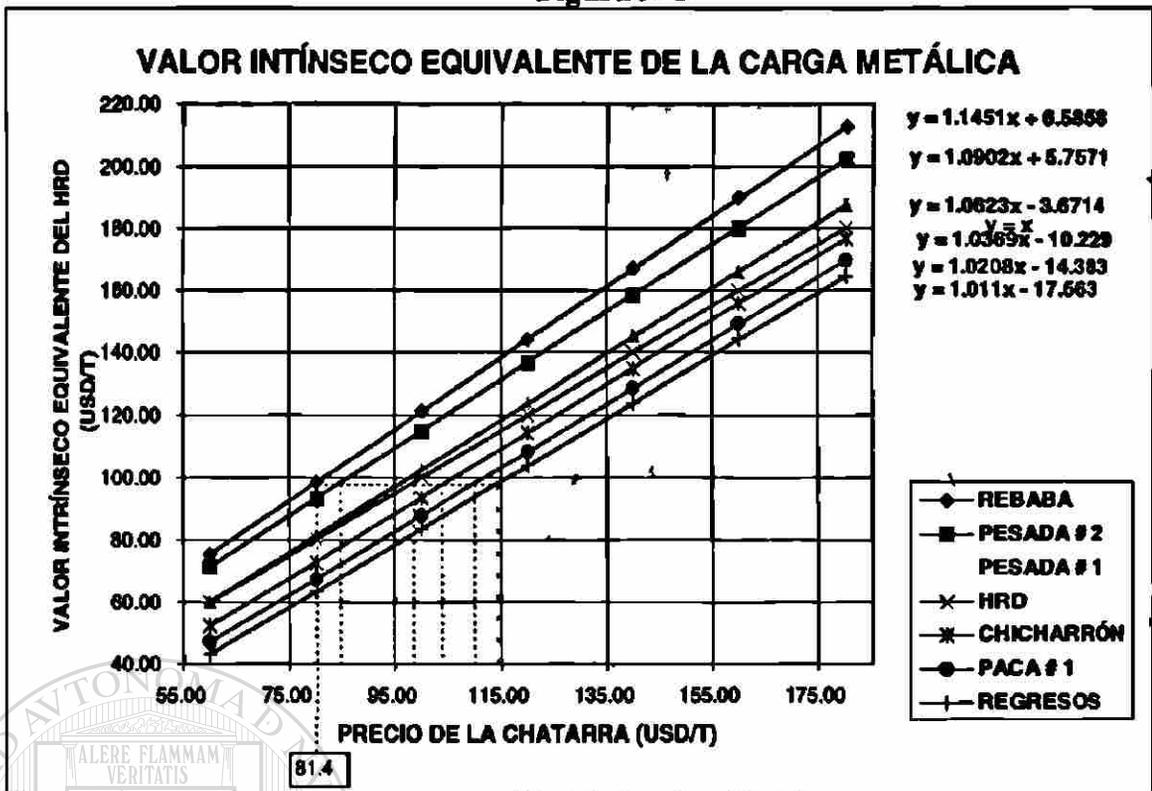


TABLA 9-8

**VALOR INTRÍNSECO VS PRECIO
(USD/TON)**

	VALOR INTRÍNSECO	PRECIO
REBABA	81.40	81.40
PESADA # 2	86.26	133.98
PESADA # 1	97.40	148.83
HRD	99.80	148.88
CHICHARRÓN	106.11	167.09
PACA # 1	111.85	178.70
REGRESOS	116.08	178.70

Contribución Marginal 90 USD/TAL

Lo anterior puede ser explicado mediante la Figura 9-6. Aquí se encuentra la relación existente entre el precio de la chatarra con el costo total de transformación del acero líquido, para el escenario de precios de diciembre de 1994. Su relación es polinomial y no lineal como se consideró en el análisis anterior al comparar chatarra contra chatarra.

Al insertar el HRD en esta figura el valor del coeficiente de correlación R muestra su máximo cuando el precio de éste es de \$136 USD/ton. Valor muy próximo al de la Chatarra Pesada # 2, \$134 USD/ton. Un comportamiento similar del HRD es encontrado para el escenario de precios de 1992, Figura 9-7. Esto significa que el Valor Intrínseco del HRD sin considerar su ventaja en calidad es equivalente al precio de la Chatarra Pesada # 2.

Figura 9- 6

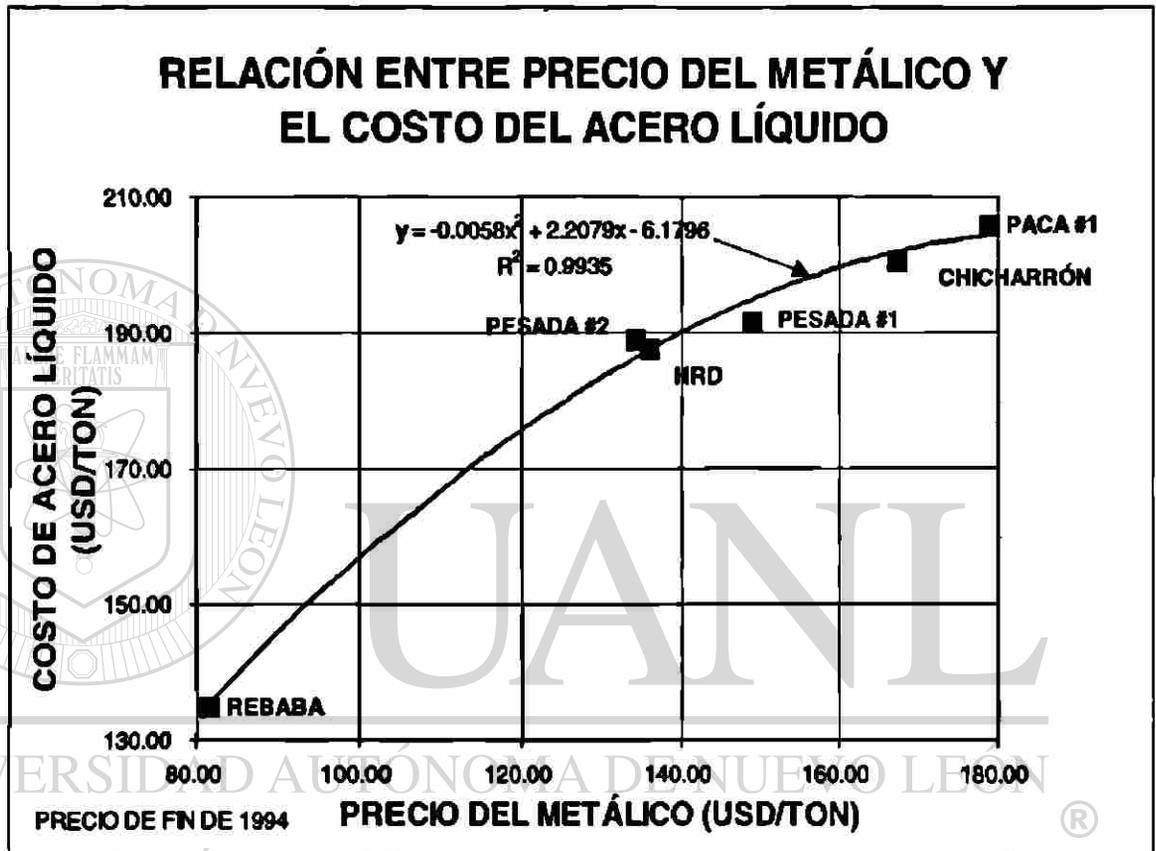
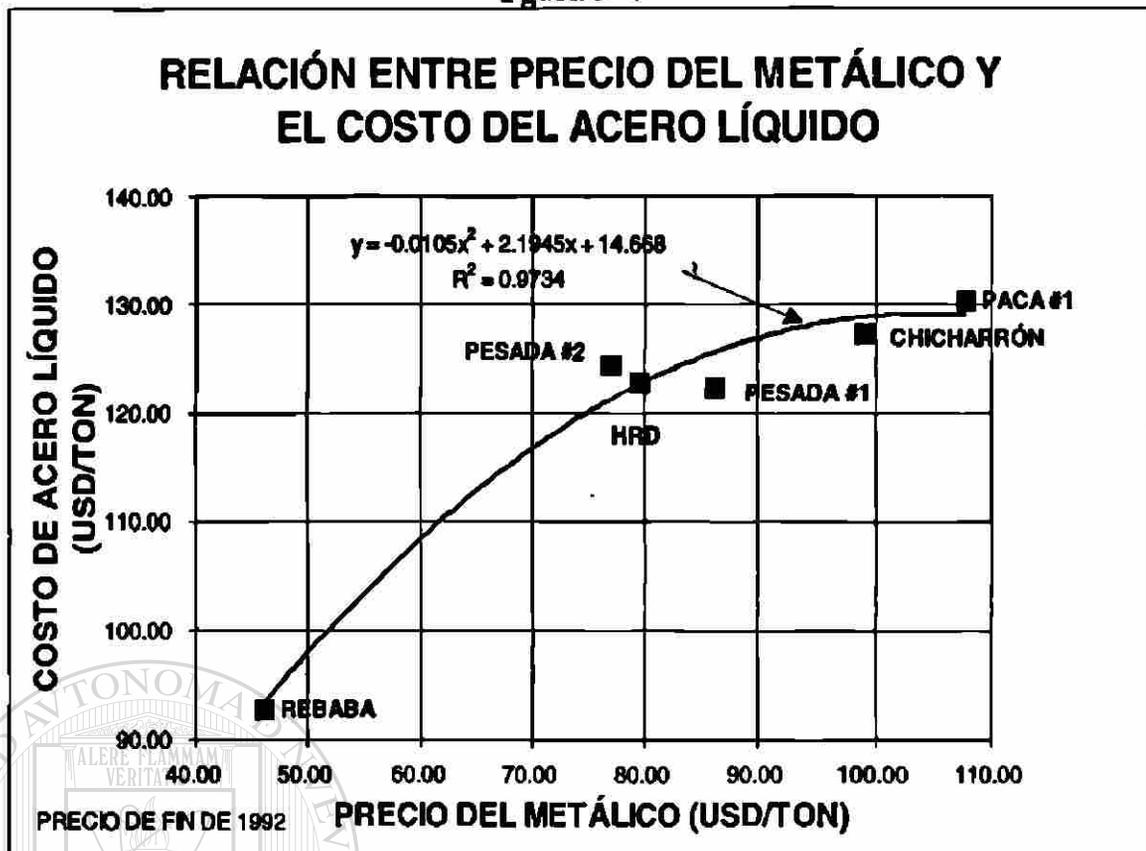


Figura 9-7



9.2.9.2. Considerando la calidad del acero producido.

Con el fin de poder establecer un criterio adecuado para dimensionar el Valor Intrínseco del HRD, se seleccionaron seis productos con requerimientos de residuales típicos mostrados en la Tabla 9-9. Esta familia de productos cubre un rango de especificaciones de acero desde una calidad altamente comercial, como es la varilla, hasta una calidad suprema como es el caso de troquelado profundo y alambre fino.

En este caso se utilizó el modelo de optimización de mínimo costo total de acero líquido, respetando el nivel máximo de residuales permitidos en cada producto, considerando constante la cantidad de Regresos a 10% y dejando a las otras cargas metálicas con 100% de disponibilidad, para así poder valorar su máximo potencial de calidad.

Las Figuras 9-8 y 9-9 muestran el resultado de este análisis para dos productos situados en los extremos de la calidad del acero, varilla y alambroón fino. En el eje de las

abscisas se encuentra el precio del HRD, mientras que hay dos escalas para el eje de las ordenadas, una muestra el porcentaje de carga metálica, situada a la izquierda, y la otra muestra el mínimo costo total de acero líquido, a la derecha.

TABLA 9-9
CONTENIDO MÁXIMO DE RESIDUALES EN EL ACERO (%)

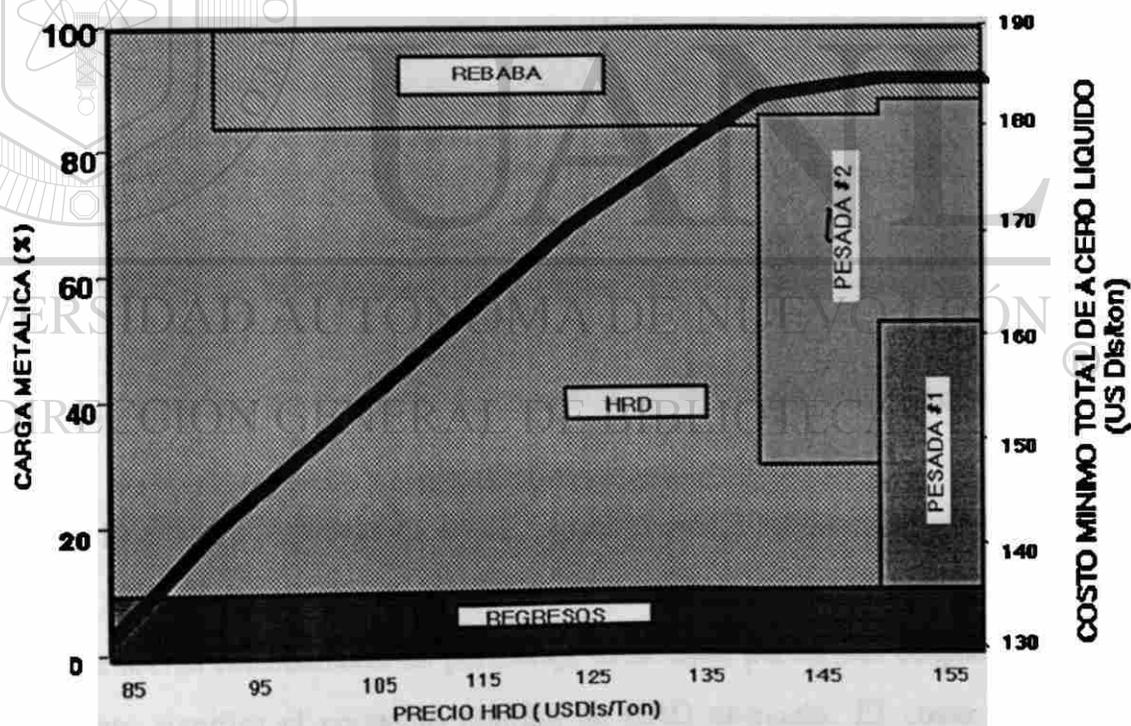
	VARILLA	PLATING	FORJA	ALAMBRE FINO	TROQUELADO EXTRA PROFUNDO
S	0.050	0.030	0.030	0.030	0.030
Cu	0.400	0.200	0.150	0.100	0.060
Ni	0.350	0.100	0.120	0.080	0.100
Mo	0.080	0.020	0.020	0.015	0.020
Cr	0.150	0.100	0.120	0.080	0.070
Su	0.080	0.020	0.020	0.015	0.015
TOTAL	1.060	0.440	0.430	0.290	0.265
	TROQUELADO PROFUNDO	BAJA CALIDAD PLANOS	CABECEADO EN FRIO	ESTRUCTURAL	
S	0.030	0.030	0.030	0.030	
Cu	0.100	0.150	0.100	0.400	
Ni	0.100	0.080	0.080	0.150	
Mo	0.030	0.015	0.010	0.080	
Cr	0.100	0.080	0.080	0.150	
Su	0.015	0.020	0.015	0.030	
TOTAL	0.345	0.345	0.285	0.810	

Para el caso de la varilla, Figura 9-8, en donde las restricciones por residuales son poco restrictivas, puede observarse que para un precio de HRD menor de \$90 USD/ton, la carga metálica que optimiza el costo total es 90% de HRD. Si el precio del HRD es mayor de \$90 USD/ton entonces, para optimizar el costo total, es necesario cargar otros tipos de chatarras, primero Rebaba, después Pesada # 2 y luego Pesada # 1. A partir de un precio del HRD de \$149 USD/ton éste ya no es utilizado, mostrando con esto la

factibilidad, ya de todos sabida, de producir varilla con 100% de chatarra. Este precio, \$149 USD/ton, indica precisamente el Valor Intrínseco del HRD, pues éste es el precio máximo que una acería productora de varilla está dispuesta a pagar por él. Entonces, el Valor Intrínseco del HRD en este caso es equivalente al de la Chatarra Pesada # 1, ya que el precio de esta es de \$149 USD/ton, en lugar de \$136 USD/ton, equivalente al de la Chatarra Pesada #2, obtenida al no considerar restricciones de residuales en calidad.

Debe recalarse aquí que el Valor Intrínseco del HRD depende, en el caso de la fabricación de varilla, del desplazamiento de las chatarras, de tal forma que la primera en desplazarse, partiendo de la fabricación con el 100% de chatarra; es la Chatarra Pesada #1, de allí el valor de \$149 USD/ton.

Figura 9- 8
VARILLA

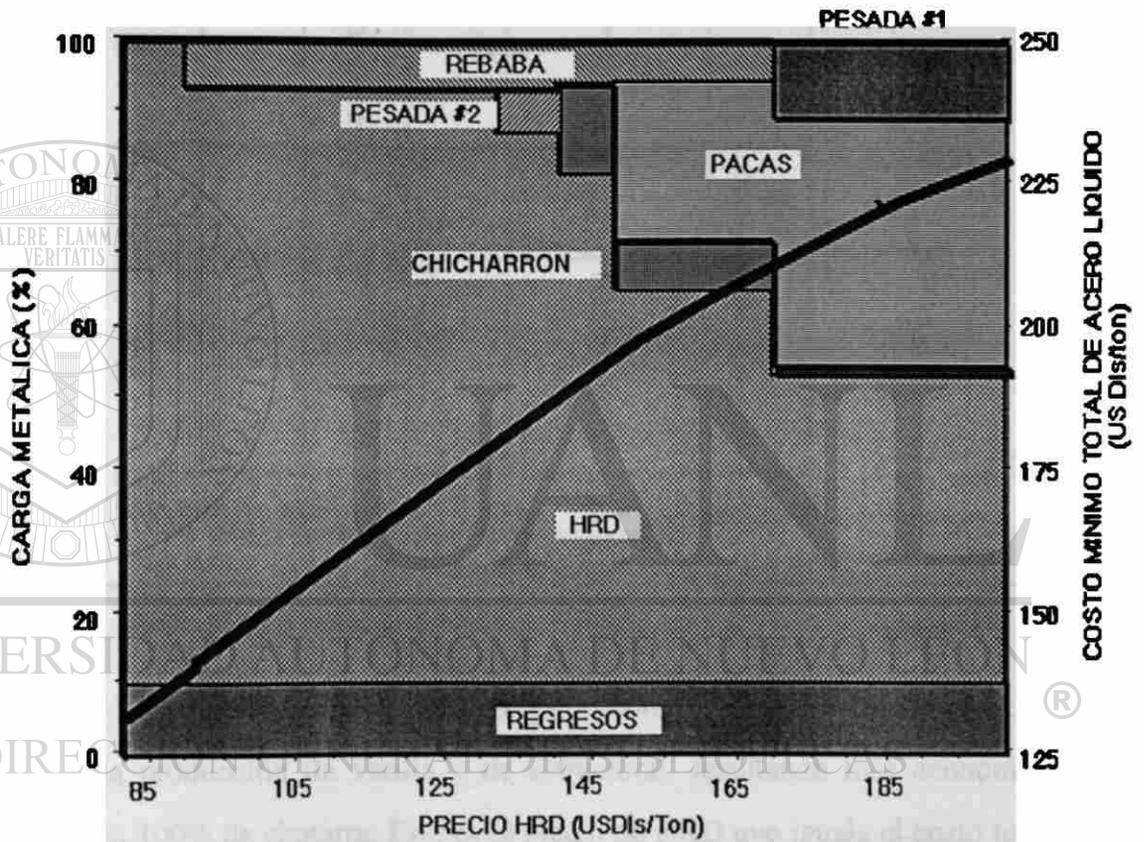


Para el caso del Troquelado Profundo, Figura 9-9; es necesario, para poder satisfacer los requerimientos de nivel de residuales, siempre cargar HRD, de tal manera que su Valor Intrínseco tiene una dimensión que va hasta un precio máximo que pueda ser justificado por la contribución marginal del producto elaborado, pues no es posible

producir estos grados de acero con la disponibilidad de las chatarras consideradas, a menos que se tenga otra materia prima virgen, tal como arrabio, iron carbide etc.

A diferencia del caso de la varilla, aquí el Valor Intrínseco no es determinado por el desplazamiento de chatarras, sino que es definido por la oportunidad de poder fabricar el producto en cuestión.

Figura 9- 9
TROQUELADO PROFUNDO



La Figura 9-10 muestra 2 gráficas, la primera representa el mínimo costo total de acero líquido para alcanzar los niveles de residuales demandados por las especificaciones de los grados de aceros considerados. El porcentaje dado entre paréntesis después de cada grado de acero significa el porcentaje mínimo de HRD utilizado. El costo del HRD considerado es de \$144 USD/ton. La segunda curva en la gráfica representa la utilización de 100% de chatarra en la fabricación del acero. En ésta no se optimiza el costo total del acero líquido.

Un 100% de chatarra puede ser sólo utilizado en los altos niveles de residuales mayores de 0.45%. El HRD alivia estas restricciones, permitiendo la producción de los grados de acero con menores contenidos de residuales. El usar chatarra, bajo esta estructura de precios es más caro que utilizar HRD.

Figura 9- 10

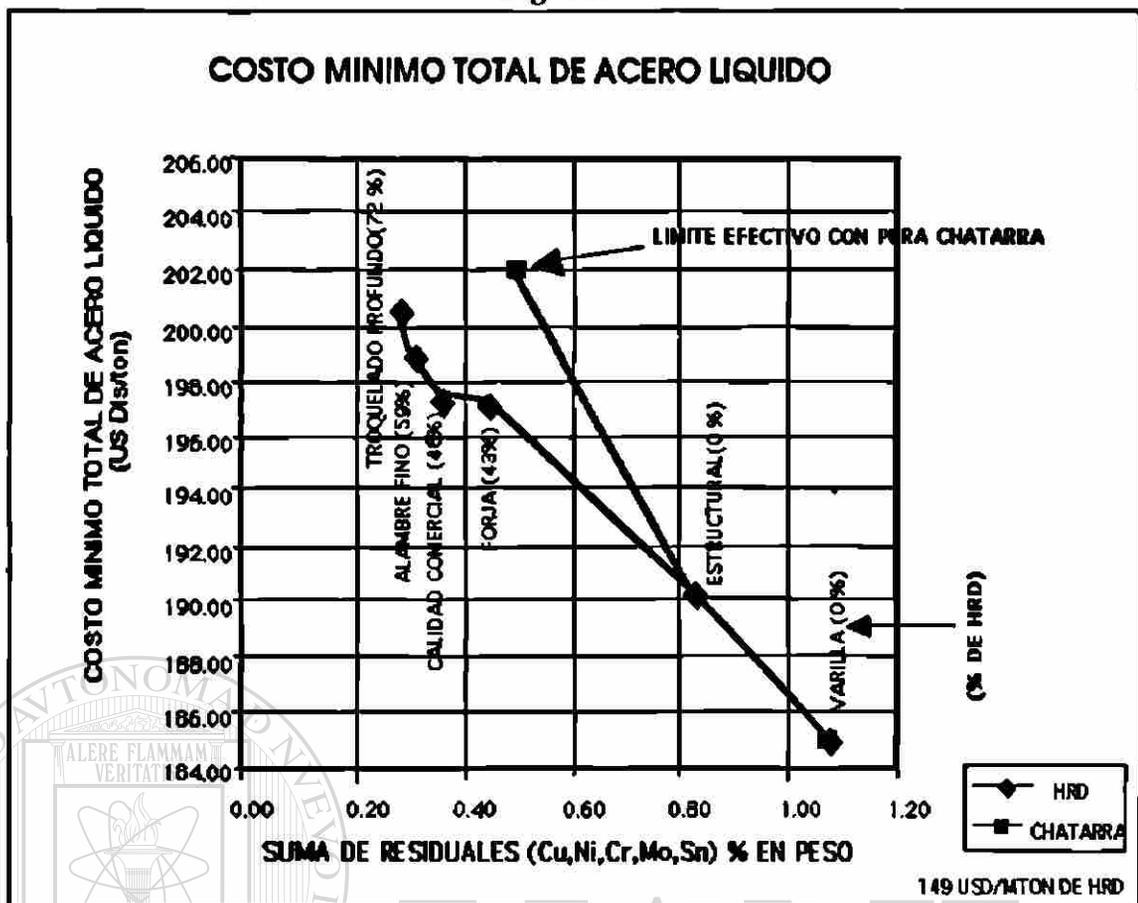


UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

Cuando el precio del HRD es de \$149 USD/ton, Figura 9-11, ya no es más utilizado en la producción de varilla y de estructural, resultando más económica su fabricación con 100% de chatarra. Este es el precio de HRD que iguala el costo total del acero líquido para estos grados de acero con el de la chatarra. Por lo tanto se puede decir que este precio es el Valor Intrínseco del HRD para estos grados de acero con restricciones de residuales grandes, equivalentes a la Chatarra Pesada #1.

Para los grados de acero con mayor calidad, productos planos de baja calidad, alambrones finos y troquelado profundo; ya no es posible su fabricación sin el uso de un material virgen, tal como el HRD, y por lo tanto su Valor Intrínseco es el máximo precio que puede ser pagado de acuerdo a la contribución marginal del producto.

Figura 9-11



9.2.10. Conclusiones.

El Valor Intrínseco de cualquier commodity metálico y por ende el del HRD, está definido esencialmente por la calidad del producto a fabricar, y es dimensionado dependiendo de en que extremo del rango de calidad del producto va a ser utilizado. Esto es, si se usa en la producción de varilla, extremo de calidad baja, entonces su Valor Intrínseco es definido por las chatarras desplazadas. Por el contrario, si se usa en la producción de aceros de alta calidad, entonces su Valor Intrínseco es determinado por la oportunidad de poder producir el acero.

Para el escenario de precios utilizados en este trabajo el Valor Intrínseco del HRD para el caso de productos de baja calidad es de \$149 USD/ton, valor equivalente al precio de la Chatarra Pesada #1. Mientras que para la producción de aceros de alta calidad es equivalente al valor máximo que le permite la contribución marginal del acero producido, si no se cuenta con otro commodity metálico virgen.

CAPÍTULO 10

CONCLUSIONES

En el actual competido mercado de acero del HEA es esencial que no sólo la compra de la carga metálica sea optimizada al más bajo precio, sino que se busque el más bajo costo del producto semiterminado. Para lograr esto se ha desarrollado el presente modelo que consta de un simulador donde se calcula, por medio de un balance termodinámico, la cantidad de materiales involucrados en el sistema para después realizar el análisis de optimización de carga metálica para el mínimo costo de acero líquido en un ambiente computacional amigable.

Este programa ha sido escrito en una hoja electrónica de Excel y está acoplada a una subrutina de sofisticada optimización (add-in routine) llamada Solver, lo que permite al modelo determinar el más bajo costo de acero líquido en una instalación de HEA. Ya que el programa está escrito en un formato de hoja electrónica, éste es más fácil de modificar que los modelos de programación lineal escritos en un lenguaje de computación mucho más complejo tal com C ó Fortran.

El uso de un modelo de optimización para encontrar la mezcla de carga metálica más económica puede permitir significantes ahorros a ser hechos en la acería. Pero el uso de este modelo presenta un mayor potencial pues éste no calcula el mínimo costo de la carga metálica sino que calcula la mezcla de carga metálica que resultará en el producto

semiterminado de acero líquido de mínimo costo, tomando en consideración la disponibilidad de las cargas metálicas, la calidad química del acero y todos los costos de conversión.

El modelo ha sido validado en la operación del Horno 100 de Hylsa siendo ajustado previamente para la operación del Horno de HSW. Esto demuestra que puede ser utilizado como una herramienta de discernimiento en los juicios donde se requiera la compra de un nuevo HEA ó simplemente en la evaluación de los insumos del HEA.

Además de la validación mostrada aquí el modelo ha sido validado con la operación de los HEA de la división de alambón y varilla de Hylsa planta Puebla y de algunas empresas extranjeras tales como: Nucor (USA), Chaparral (USA), Ispat (México) y Sidor (Venezuela).

El modelo a la fecha ha sido complementado con precalentamiento de chatarra usando el sistema de Fuchs, así como también se ha desglosado a mayor detalle la composición química de los polvos de salida del HEA.

Se está trabajando actualmente en complementar el modelo con el proceso de Horno-Olla para llevar el análisis del mínimo costo de acero líquido la más cercano a la realidad.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

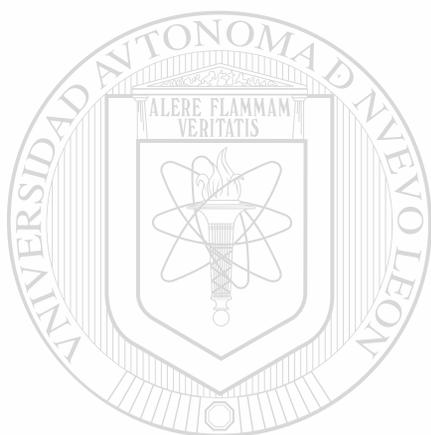
El estado actual del modelo simula y optimiza una sola colada del HEA, la tarea a un corto término de tiempo es desarrollarlo para calcular el costo más bajo a producir en un número especificado de coladas de grados de aceros; siendo posible pronosticar, para un periodo de tiempo dado, el consumo de cada tipo de metálico. En otras palabras podrá ser utilizado como una guía optimizadora de costos en la compra de los metálicos.

BIBLIOGRAFÍA

1. Dr. R. J. Fruehan, The benefits, cost and relative Value of pig iron and HBI in EAF, Carnegie Mellon University, Pittsburgh, PA. March 1994.
 2. W. Healy and D. L. McBride, Chapter Thirteen, BOF steelmaking, Volume II, una publicación de "The Iron and Steel Society", 1982.
 3. Hylsa, Pruebas realizadas en Hylsa en el Horno 100, Mayo de 1994.
 4. Hylsa, Análisis de regresión lineal de coladas del Horno 100.
 5. The Isaac corporation. Información enviada a Hylsa en 1995.
 6. B. Marincek, Stoff und Wärmeumsatz Metallurgischer Vorgänge.
 7. E. Plöckinger und H. Straube, Die Edeltahlerzeugung, segunda edición, de Springer Verlag, 1965.
 8. E. Plöckinger und O. Etterich, Elektrostahlerzeugung, primera edición de Verlag Stahleisen M.B.H., Düsseldorf, Mayo de 1979.
 9. Sommer und Plöckinger, Elektrostahlerzeugung, segunda edición de Verlag Stahleisen M.B.H., Düsseldorf, Marzo de 1964.
-
10. Thomas Scarnaty, The use of DRI and HBI in Electric Furnace Steelmaking: quality and cost considerations, AISE annual convention, Cleveland, Ohio, 1994.
 11. Dr. Roger Selin, Dissertation: Studies on the MgO solubility in complex steelmaking slags in equilibrium with liquid iron and distribution on phosphorus and vanadium between slag and metal at MgO saturation, The Royal Institute of Technology, Stockholm 1987.
 12. H. Schliephake, G. Röpke und W. Piotrowski, Einsatz von Eisenschwamm in den Elektrolichtbogenofen der Ispat-Hamburger Stahlwerke, Stahl und Eisen 115 (1995) Nr. 5, 69/72.
 13. R. Taylor, Electric furnace steelmaking, una publicación de "The Iron and Steel Society", 1985.
 14. K. Walden, B. Webersinke and G. Deventer, Production and use of DRI in HSW, HSC Hamburger Stahlwerke Consulting GMBH, 1993.

BIBLIOGRAFÍA

- 15.K. Walden, The performance of HSW in melting of DRI and scrap in combination with LF-treatment, Symposium: Modern european steel technologie, México D. F., 28 de Abril de 1989.
- 16.Roger H. Whipp, Información dada a Hylsa en 1993.
- 17.E. Wicks and F. E. Block, Themodynamic properties of 65 elements- their oxides, halides, carbides, and nitrides, Bulleting 605, Bureau of Mines, 1963.
- 18.J. Zotos. Watertown, Factors affecting dephosphorization and desulforization in basic electric steel production, Massachusetts.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

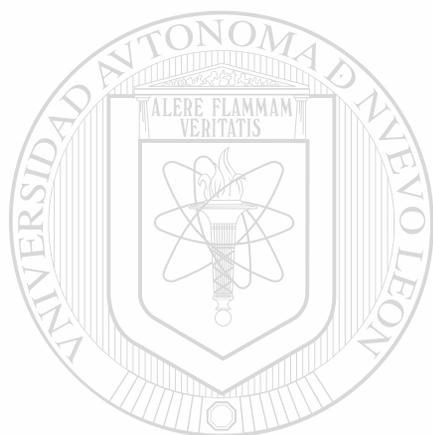


DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

LISTA DE TABLAS

TABLA	PÁGINA
TABLA 4- 1 ANÁLISIS QUÍMICOS DE INSUMOS	13
TABLA 5- 1 : BALANCE DE MATERIA	15
TABLA 5- 2 : DETERMINACIÓN DE LA CARGA METÁLICA	19
TABLA 5-3 : BALANCE DE METAL FUNDIDO	19
TABLA 5-4 : DETERMINACIÓN DE CAO Y MGO DISPONIBLE EN CALES	21
TABLA 5-5 : DETERMINACIÓN DE FUNDENTES	22
TABLA 5- 6 : BALANCE DE ESCORIA	23
TABLA 5- 7 : DETERMINACIÓN DE POLVOS	25
TABLA 5-8 : PARTICIÓN DE MN	26
TABLA 5-9 : PARTICIÓN DE P	26
TABLA 5-10 : PARTICIÓN DE S	27
TABLA 5-11 : ANÁLISIS DE OXÍGENO	28
TABLA 5-12 : BALANCE DE OXÍGENO	29
TABLA 5-13 : DESGLOSE DEL AIRE DE INFILTRACIÓN	29
TABLA 5-14 : PONDERACIÓN PARA LA COMBUSTIÓN DEL "C" CON RESPECTO A LA POST-COMBUSTIÓN	29
TABLA 5-15 : PONDERACIÓN PARA LA REDUCCIÓN DE FE CON RESPECTO A LA POST-COMBUSTIÓN	30
TABLA 5-16 : DETERMINACIÓN DEL CARBÓN A AGREGAR	30
TABLA 5-17 : CANTIDAD DE OXIDO DE HIERRO CARGADO, CARBONO PARA SU REDUCCIÓN Y CONTENIDO DE OXÍGENO	31
TABLA 5-18 : DETERMINACIÓN DE PÉRDIDAS POR CALCINACIÓN	32
TABLA 5-19 : DETERMINACIÓN DEL TIEMPO DE APLICACIÓN DEL QUEMADOR	34
TABLA 5-20 : DETERMINACIÓN DEL OXÍGENO GASEOSO TOTAL Y GAS NATURAL	34
TABLA 5-21 : RELACIÓN ESPECÍFICA DE PESOS DE CO, CO ₂ Y H ₂ O	35
TABLA 5-22 : DETERMINACIÓN DE LA CANTIDAD DE CO Y CO ₂	36
TABLA 5-23 : DETERMINACIÓN DE LA CANTIDAD DE H ₂ O	36
TABLA 5-24 : PESO DE GAS NATURAL REMANENTE	37
TABLA 6- 1 : FACTORES PARA LA DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DE CALOR	41
TABLA 6- 2 : ENERGÍA DE REACCIONES QUÍMICAS A 25 °C	42
TABLA 6- 3 : CALOR DE FORMACIÓN DE ÓXIDOS	42
TABLA 6- 4 : RELACIONES ESTEQUIOMÉTRICAS	43
TABLA 6- 5 : BALANCE DE ENERGÍA	44
TABLA 6- 6 : ENERGÍA PARA LA REDUCCIÓN DE LOS ÓXIDOS DE HIERRO	45
TABLA 6- 7 : CRITERIO DE ANÁLISIS PARA LA COMBUSTIÓN DE CARBONO Y REDUCCIÓN DE ÓXIDO DE HIERRO (ECUACIONES)	46
TABLA 6- 8 : CRITERIO DE ANÁLISIS PARA LA COMBUSTIÓN DE CARBONO Y REDUCCIÓN DE ÓXIDO DE HIERRO (NUMÉRICO)	47
TABLA 6- 9 : ENERGÍA APORTADA POR LA OXIDACIÓN DE ELEMENTOS	48
TABLA 6- 10 : DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DE CALOR DEL HRD	48
TABLA 6- 11 : CALOR DE FORMACIÓN DE ESCORIA	49
TABLA 6- 12 : ENERGÍA APORTADA POR EL GAS NATURAL	50
TABLA 6- 13 : DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DE CALOR DEL ACERO	51
TABLA 6- 14 : DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DE CALOR DE LA ESCORIA	52
TABLA 6- 15 : DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DE CALOR DE LOS GASES DE SALIDA	53
TABLA 6- 16 : DETERMINACIÓN DE PÉRDIDAS POR ENFRIAMIENTO	54
TABLA 6- 17 : PÉRDIDAS POR APERTURA DE BÓVEDA	54
TABLA 6- 18 : PÉRDIDAS POR DEMORAS	55
TABLA 6- 19 : PÉRDIDAS ELÉCTRICAS	55
TABLA 6- 20 : DETERMINACIÓN DEL TIEMPO DE CONEXIÓN	56
TABLA 6- 21 : TIEMPO BASE Y PICO	56

TABLA 6- 22 : CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN	56
TABLA 7- 1 : ANÁLISIS QUÍMICO DE LA CARGA METÁLICA	59
TABLA 7- 2 : CONSUMOS ESPECÍFICOS PARA EL HORNO 100	59
TABLA 7- 3 : ANÁLISIS QUÍMICO DEL ACERO LÍQUIDO	60
TABLA 7- 4 : COSTOS ESPECÍFICOS PARA EL HORNO 100	61
TABLA 8- 1 : ANÁLISIS QUÍMICO	63
TABLA 8- 2 : DATOS OPERATIVOS DE HORNOS	64
TABLA 9-1 : FACTORES DE CONSUMO	71
TABLA 9- 2 : ANÁLISIS QUÍMICO DEL HRD	72
TABLA 9- 3 : FACTORES ECONÓMICOS	74
TABLA 9- 4 : VALOR EQUIVALENTE DEL HRD	76
TABLA 9- 5 : ANÁLISIS QUÍMICO DE LA CARGA METÁLICA	86
TABLA 9- 6 : CONSUMOS ESPECÍFICOS	87
TABLA 9- 7 : COSTOS ESPECÍFICOS	88
TABLA 9-8: VALOR INTRÍNSECO VS PRECIO	90
TABLA 9- 9: MÁXIMO CONTENIDO DE RESIDUALES EN EL ACERO (%)	93



UANL

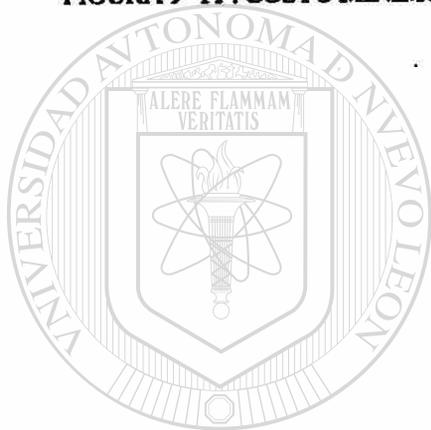
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

LISTA DE FIGURAS

FIGURA	PÁGINA
FIGURA 3- 1 : INSTALACIÓN DEL HEA	7
FIGURA 3- 2 : ULTIMOS AVANCES TCNOLÓGICOS EN HEA	9
FIGURA 8- 1 : CONSUMO DE ENERGÍA ELÉCTRICA	64
FIGURA 8- 2 : IMPACTO ENERGÉTICO	65
FIGURA 9- 1 : VARIACIÓN DE LA CARGA DE HRD	73
FIGURA 9- 2 : VARIACIÓN DE LA ENERGÍA ELÉCTRICA	73
FIGURA 9- 3 : VARIACIÓN DEL COSTO TOTAL DE ACERO LÍQUIDO	75
FIGURA 9- 4 : COSTO TOTAL MÍNIMO DE ACERO LÍQUIDO PARA DIFERENTES CRITERIOS	85
FIGURA 9- 5 : VALOR INTRÍNSECO EQUIVALENTE DE LA CARGA METÁLICA	90
FIGURA 9- 6 : RELACIÓN ENTRE PRECIO DEL METÁLICO Y EL COSTO DE ACERO LÍQUIDO	91
FIGURA 9- 7 : RELACIÓN ENTRE PRECIO DEL METÁLICO Y EL COSTO DE ACERO LÍQUIDO	92
FIGURA 9- 8 : VARILLA	94
FIGURA 9- 9 : TROQUELADO PROFUNDO	95
FIGURA 9- 10 : COSTO MÍNIMO TOTAL DE ACERO LÍQUIDO	96
FIGURA 9- 11 : COSTO MÍNIMO TOTAL DE ACERO LÍQUIDO	97



UANL

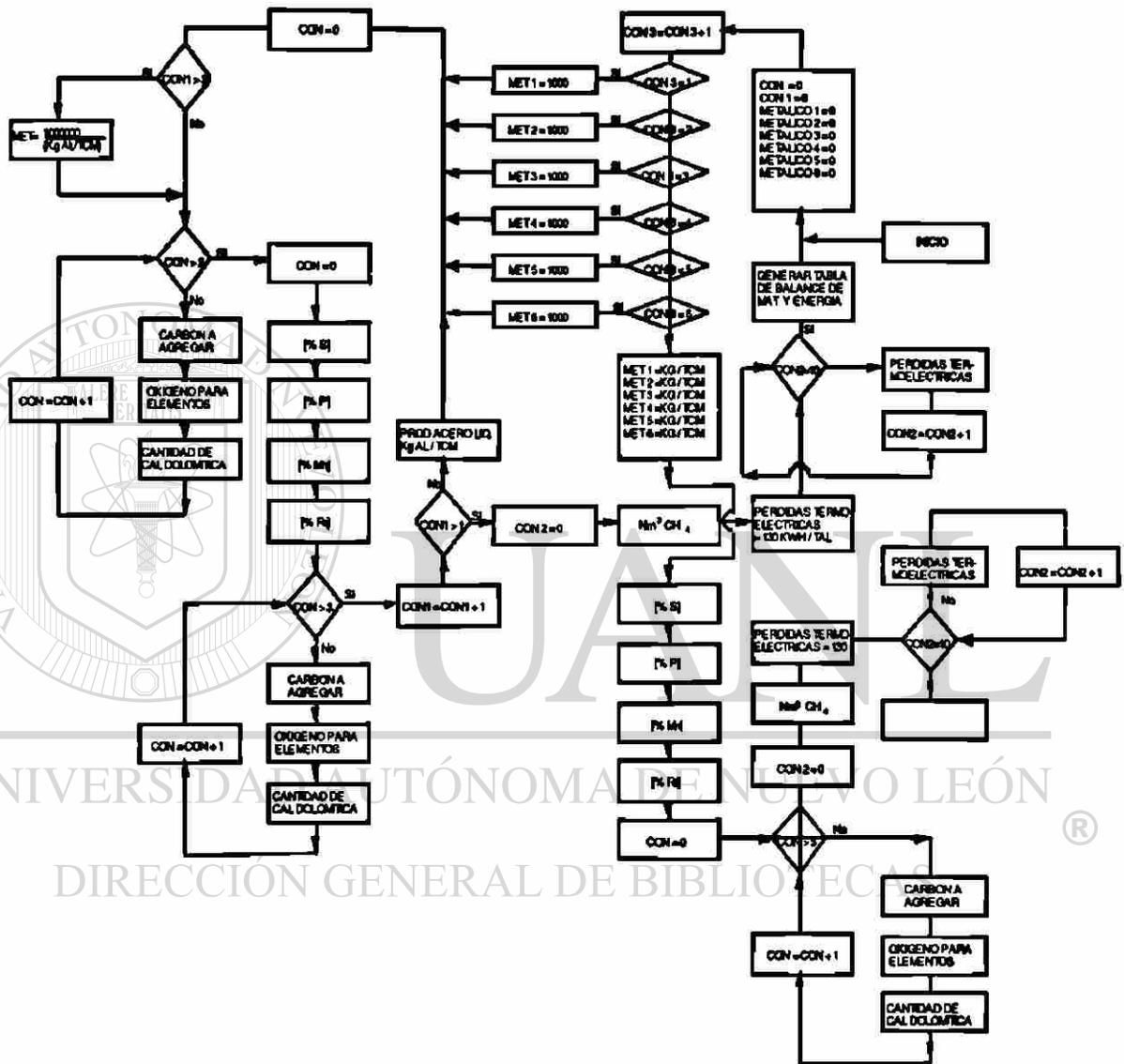
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

APÉNDICE I

Diagrama de flujo del modelo termodinámico



APÉNDICE II

Glosario de términos

Conceptos

- **VALUE:** Valor intrínseco de un insumo metálico en el horno eléctrico de arco.
- **Commodity:** Insumo metálico cuyo valor se fija en función de la demanda en el mercado.
- **Hierro de Reducción Directa:** Commodity producido a través de un proceso de reducción directa, obtenido en estado sólido y de apariencia porosa por lo que también se le llama hierro esponja, en presentaciones de mineral en trozo, pellets y briquetas .

Abreviaciones

HEA	Horno Eléctrico de Arco.
HRD	Hierro de Reducción Directa.
BOF	Horno Básico al Oxígeno.

Símbolos

()	Soluto en la fase de la escoria, expresado en % en peso.
[]	Soluto en la fase del metal, expresado en % en peso.
V_{CaO}	$(CaO) / (SiO_2)$.
V_{MgO}	$(MgO) / (SiO_2)$.
FeO^*	Todo el hierro de la escoria tomado como Fe^{+2} .
L_{Mn}	Razón de distribución del Mn entre escoria y metal, (% peso Mn)/[% peso Mn].
L_P	Razón de distribución del Mn entre escoria y metal, (% peso P)/[% peso P].
L_S	Razón de distribución del Mn entre escoria y metal, (% peso S)/[% peso S].
TAL	Tonelada métrica de acero líquido.
T	Temperatura, °K.
COL	Colada del Horno Eléctric de Arco.

CURRICULUM VITAE

- | | |
|---------------------------|--|
| 1. Nombre : | Carlos Javier Lizcano Zulaica |
| 2. Dirección : | Santa Carina 1321, Col. La Purísima
Guadalupe, N. L., México. |
| 3. Fecha de Nacimiento : | 24 de julio de 1951. |
| 4. Lugar de Nacimiento : | Monterrey, N. L. , México. |
| 5. Edad : | 44 años. |
| 6. Estatura : | 1.78 mts. |
| 7. Peso : | 80 Kg. |
| 8. Nacionalidad : | Mexicano. |
| 9. Estado Civil : | Casado. |
| 10. Religión : | Católico. |
| 11. Datos de familiares : | |

Parentesco	Nombre	Fecha de Nacimiento	Ocupación
Padre	Luis Lizcano Cavazos	31 de Octubre de 1910	Finado
Madre	Andrea Zulaica de Lizcano	18 de Noviembre de 1912	Finada
Esposa	Laura Elena Wong de Lizcano	13 de Diciembre de 1950	Ama de casa
Hijo	Carlos Javier II Lizcano W.	23 de Agosto de 1982	Estudiante
Hijo	Israel Lizcano Wong	29 de Julio de 1983	Estudiante

12. Formación Académica :

Escuela o Compañía	Formación	Período
Escuela Monumental Nuevo León	Primaria	1957 - 1963
Escuela Secundaria # 1 (Andrés Osuna)	Secundaria	1963 - 1966
Preparatoria # 1, Colegio Civil	Bachilleres	1966 - 1968
F.I.M.E. , U.A.N.L.	Licenciatura	1968 - 1973
F.I.M.E. , U.A.N.L.	Estudios de Maestría en Metalurgia	1974 - 1980
Carl Duisberg Centrum	Idioma Alemán	1976
Hoesch Huetenwerke A.G.	Alto Horno, Convertidor BOF, Colada Continua, Rolado Caliente y Rolado Frío	1976
KloECKner Huetenwerke A.G.	Convertidor BOF, Colada Continua,	1976
Peine Salzgitter Huetenwerke A.G.	Convertidor BOF, Colada Continua.	1977

13. Idiomas:

Inglés	60%
Alemán	60%

14. Desempeño Laboral :

Puesto	Empresa	Período
Ingeniero de procesos	Fundidora Monterrey, S.A.	De 1974 a 1978
Jefe de Área	Fundidora Monterrey S.A.	De 1978 a 1980
Jefe de Departamento	Ramírez Celada y Asociados	De 1980 a 1981
Jefe de Departamento	HYLSA S.A. de C.V.	De 1981 a 1985
Especialista en Acerías	HYLSA S.A. de C.V.	De 1985 a 1990
Consultor en Acerías	HYLSA S.A. de C.V.	De 1990 a la Fecha

15. Docencia : Catedrático en F.I.M.E de U.A.N.L. en las asignaturas de :

Estática
 Resistencia de Materiales I
 Resistencia de Materiales II
 Resistencia de Materiales III
 Diseño de Elementos de Máquinas I
 Diseño de Elementos de Máquinas II



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS



