

00521  
145



# UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE QUÍMICA

**DESARROLLO DE UN MODELO PARA CONTROLAR  
EL PROCESO DE ACERACION B. O. F.**

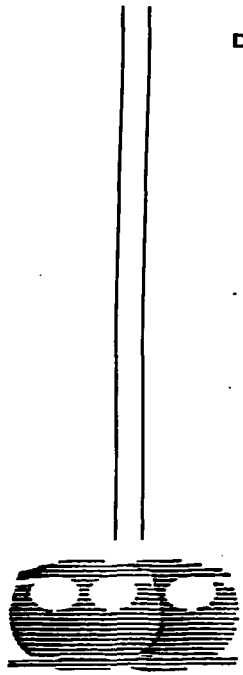
**T E S I S**

**QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE  
INGENIERO QUÍMICO**

**PRESENTA  
RAFAEL ROMERO ROJANO**



**EXAMENES PROFESIONALES  
MEXICO, D. F. FACULTAD DE QUÍMICA 2003**





Universidad Nacional  
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

**Biblioteca Central**



**UNAM – Dirección General de Bibliotecas**  
**Tesis Digitales**  
**Restricciones de uso**

**DERECHOS RESERVADOS ©**  
**PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

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

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

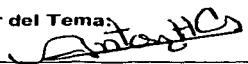
**Jurado Asignado:**

**Presidente:** Prof. Jesús Torres Merino  
**Vocal:** Prof. Mayo Ginés Martínez Kahn  
**Secretario:** Prof. Antonio Huerta Cerdán  
**1er. Suplente:** Prof. Juan Mario Morales Cabrera  
**2do. Suplente:** Profa. María Rafaela Gutiérrez Lara

**Sitio donde se desarrolló el tema:**

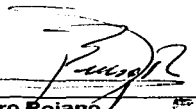
- Taller de Aceración B.O.F. de la Siderúrgica Lázaro Cárdenas las Truchas, S.A. de C.V., Lázaro Cárdenas, Mich.
- Edificio "D" de la Facultad de Química, UNAM, Ciudad Universitaria.

**Asesor del Tema:**



**M. en C. Antonio Huerta Cerdán**

**Sustentante:**



**Rafael Romero Rojano**

Autorizo a la Dirección General de Bibliotecas de la UNAM a difundir en formato electrónico e impreso el contenido de mi trabajo recepcional.

NOBRE: RAFAEL ROMERO

ROJANO

FECHA: 2/12/03

FIRMA: 

## **Índice**

|  |          |
|--|----------|
| <b>Introducción</b>  | <b>5</b> |
| <b>Capítulo I. Generalidades</b>   |          |
| 1.1. Surgimiento y Desarrollo del Proceso de Aceración B.O.F.              | 10       |
| 1.2. Introducción al Proceso de Aceración B.O.F.                           | 16       |
| 1.3. Importancia del B.O.F, y su lugar frente a otros Procesos.            | 20       |
| <b>Capítulo II. Descripción de la Planta de Aceración B.O.F.</b>           |          |
| 2.1. Arreglo General de una Planta de Aceración B.O.F.                     | 26       |
| 2.2. Instalaciones y Equipo de Proceso.                                    | 28       |
| 2.3. El Revestimiento del Convertidor.                                     | 43       |
| <b>Capítulo III. Descripción del Proceso de Aceración B.O.F.</b>           |          |
| 3.1. Materias Primas.  | 103      |
| 3.2. Productos y Subproductos.   | 114      |
| 3.3. Metalurgia del Proceso B.O.F.   | 117      |
| 3.4. Descripción de la Operación.  | 132      |
| <b>Capítulo IV. Desarrollo de las Ecuaciones del Modelo</b>                |          |
| 4.1. Introducción.   | 172      |
| 4.2. Ecuaciones para el Cálculo de la Carga Metálica.                      | 174      |
| 4.3. Ecuaciones para el Cálculo del Peso de la Escoria.                    | 208      |
| 4.4. Ecuaciones para el Cálculo de las Pérdidas Metálicas.                 | 211      |
| 4.5. Ecuaciones para el Cálculo de Aditivos para Formación de Escoria.     | 212      |
| 4.6. Ecuaciones para el Cálculo del Volumen de Oxígeno a Soplar.           | 218      |
| 4.7. Ecuaciones para el Cálculo de la Caliza Requerida para Enfriamientos. | 223      |
| 4.8. Resoplos por Baja Temperatura de Fin de Sopleo.                       | 228      |

|  |            |
|--|------------|
| <b>Capítulo V. Análisis de Sensibilidad del Modelo</b> |            |
| 5.1. Ecuaciones Generales del Modelo.                  | 235        |
| 5.2. Resultados Nominales del Modelo.                  | 240        |
| 5.3. Análisis de Sensibilidad.                         | 243        |
| <br>   |            |
| <b>Conclusiones</b>                                    | <b>277</b> |
| <br>   |            |
| <b>Bibliografía</b>                                    | <b>282</b> |

## Introducción

Hoy en día, en el mundo existen prácticamente solo dos tipos de tecnologías para la fabricación de Acero Líquido Crudo: el Proceso de Aceración en el Horno Eléctrico de Arco y el Proceso de Aceración B.O.F., denominado así por sus siglas en Inglés de "Basic Oxygen Furnace".

Desde su lanzamiento a nivel comercial en el año de 1952, el Proceso de Aceración B.O.F. ha venido incrementando su participación en el mercado sustituyendo otras tecnologías como la del Horno Bessemer y la del Horno de Hogar Abierto, pero también, ha venido enfrentando cada vez más una fuerte competencia por parte de la Tecnología del Horno Eléctrico de Arco. No obstante, el Proceso de Aceración B.O.F. mantiene su preponderancia en el mercado participando en el año 2002 con el 60% de la producción mundial Acero Líquido.

El Proceso de Aceración B.O.F., es un proceso de fabricación por lotes a los que se les denomina "Coladas", es complejo y vertiginoso, y en la mayoría de las Acerías se procesan Coladas de 100 a 300 toneladas de Acero Líquido Crudo en lapsos que van de 20 a 30 minutos. El Proceso es conducido desde un Cuarto de Control operado por una sola persona que se le conoce como "Técnico Controlador del Proceso", el cual dispone de un tiempo muy corto para tomar una serie de decisiones críticas de manera acertada, en lo que respecta a la preparación y alimentación de las materias primas al Horno y al control de las variables del proceso, con el fin de lograr la calidad requerida del Acero Líquido Crudo de conformidad con los programas de producción.

En condiciones reales de operación, la fabricación de Acero Líquido Crudo en una Acería B.O.F. se hace en base a programas que consideran campañas de producción de diferentes tipos y grados de Acero. Durante estas campañas, para producir los tipos y grados de Acero programados con la calidad requerida, es necesario controlar dentro de ciertas especificaciones los valores de ciertas Variables Críticas de Final de Proceso como son: i) la Temperatura del Acero Líquido o Temperatura de Fin de Sople; ii) la Composición Química del Acero

Líquido, es decir, los Residuales de los Metaloides: Carbono, Manganeso, Silicio, Fósforo y Azufre; iii) el Peso del Acero Líquido; iv) la Eficiencia de las Materias Primas; y v) el Peso y la Composición Química de la Escoria.

Para lograr esto, el Técnico Controlador de Proceso debe realizar, entre otras muchas actividades, ciertos cálculos antes y durante la colada "de una manera rápida, precisa y confiable" con el fin de decidir acerca de los insumos al Horno, como son: i) el Peso de la Carga Metálica que se debe alimentar al Horno, es decir, el peso del Arrabio Líquido y de la Chatarra de Acero en función de sus temperaturas y composiciones químicas; ii) el Volumen de Oxígeno a inyectar a la Carga Metálica para garantizar la oxidación requerida de las impurezas y asegurar su remoción; y iii) el Peso de los Fundentes a adicionar como son la Cal Dolomítica, la Cal Siderúrgica y la Fluorita.

En los casos en que al final del Proceso no se logran los valores deseados para la Temperatura de Fin de Sople y/o los Residuales de los Metaloides, el Técnico Controlador de Proceso se ve en la necesidad de llevar a cabo las siguientes correcciones: i) Resoplos en caso de Bajas Temperaturas de Fin de Sople y/o Altos Residuales; y ii) Enfriamientos en caso de Altas Temperaturas de Fin de Sople. Estas correcciones disminuyen la productividad de la Acería, aumentan los Costos y conducen a Coladas de Aceros fuera del grado especificado para la campaña de producción.

En las Acerías B.O.F., la eficiencia promedio en el logro de Coladas con las Variables Críticas correctas de acuerdo al programa de producción, a las cuales se les denomina como Coladas Directas, varía del 60% al 90% dependiendo principalmente de la experiencia del Técnico Controlador del Proceso y de la herramienta con que cuente para la realización de los cálculos de los pesos de los insumos del Horno en función de la Variables Críticas deseadas al final de cada Colada de Acero Líquido Crudo.



**El Objetivo de la Presente Tesis es doble. En primer lugar se propone el desarrollo de un modelo matemático basado en la metalurgia del proceso, el cual sirva de herramienta al Técnico Controlador del Proceso para la realización del cálculo de los pesos de los insumos al Horno en función de las Variables Críticas deseadas para el Acero Líquido Crudo al Final de la Colada, de una manera rápida y confiable, y de esta forma se contribuya al logro de mayores eficiencias en la obtención de Coladas Directas dentro de especificaciones de acuerdo con las campañas de producción.**

**En segundo lugar, se propone ser una fuente adicional de información sobre el Proceso de Aceración B.O.F., de tal forma que los estudiantes de metalurgia ferrosa cuenten con una fuente escrita que les permita ampliar su conocimiento sobre el Proceso, y además, servir como manual de inducción a personal de nuevo ingreso en las empresas Siderúrgicas que cuentan con Talleres de Aceración B.O.F. Buscando cumplir con este segundo propósito, en los tres primeros Capítulos se proporciona una amplia información sobre la historia y desarrollo del Proceso, sobre el Arreglo y Equipo de una Planta B.O.F.; así como sobre la descripción del Proceso y sobre la operación de la una Acería B.O.F.**

La Tesis consta de cinco Capítulos. En el Primer Capítulo, se describe el surgimiento de Proceso de Aceración B.O.F.; una introducción al Proceso; los tipos de acero que se pueden fabricar; y el lugar que ocupa dentro de la Industria Siderúrgica. En el Segundo Capítulo se describe el Lay-Out de una Planta B.O.F.; las instalaciones y equipos de una típica Acería B.O.F.; y se detalla el revestimiento del Horno. En el tercer Capítulo, se describen las materias primas, la metalurgia del proceso, así como el arranque y la operación normal de Horno. En el cuarto Capítulo, se desarrollan las Ecuaciones fundamentales del Modelo que permite el cálculo de los insumos que aseguran el logro de Coladas Directas dentro de especificaciones; y por último, en el quinto Capítulo se realiza un Análisis de Sensibilidad el Modelo.

## **Capítulo I: Generalidades**

### **1.1. Surgimiento y Desarrollo del Proceso de Aceración B.O.F.**

Históricamente el Aire ha sido esencial en los procesos de fabricación del Fierro y el Acero debido a que dichos procesos son principalmente Pirometalúrgicos y el Oxígeno constituyente del Aire juega un papel primordial. Durante mucho tiempo los fabricantes de Fierro y Acero previeron el enorme beneficio que traería consigo la utilización de Aire enriquecido con Oxígeno o todavía más la utilización de Oxígeno puro en sus procesos de fabricación. En efecto, la idea de usar Oxígeno puro para convertir el Arrabio del Alto Horno en Acero fue sugerida en algunas patentes de Henry Bessemer de los años 1856, 1867 y 1869.

No obstante los grandes beneficios que el uso de Oxígeno puro traería consigo a la conversión de Arrabio de Alto Horno en Acero, esto no se hizo realidad sino hasta mediados del año de 1950 debido principalmente al largo periodo de evolución que se requirió para la experimentación y desarrollo concurrente de: i) una tecnología confiable y de bajo costo para la producción de grandes cantidades de Oxígeno puro; y ii) la tecnología para inyectar una corriente de Oxígeno puro a través de una Lanza enfriada por agua sobre la superficie de Arrabio Líquido para convertirlo en Acero sin necesidad de fuentes adicionales de energía. A continuación se describen de manera general y cronológica estos desarrollos tecnológicos concurrentes.

El desarrollo de la tecnología para la producción de Oxígeno puro mediante la licuefacción y fraccionamiento de Aire comenzó en el año de 1895. En ese año, con la idea de aplicarlo a procesos metalúrgicos, el Profesor Karl Von Linde, en Alemania, logró producir Oxígeno puro utilizando el Efecto de Joule-Thompson para la licuefacción de Aire.

Mas tarde en 1900, George Claude mejoró el proceso de Von Linde logrando una aproximación a las condiciones de expansión adiabática del ciclo de Linde

utilizando una nueva máquina de expansión donde el Aire se enfriaba obligándolo a realizar trabajo externo sobre un pistón recíprocante.

Hacia 1925, F.R. Davis del U.S. Bureau of Mines, publicó una extensa investigación acerca de los usos potenciales del Oxígeno puro en los procesos de fabricación del Hierro y el Acero y de los enormes beneficios que esto traería en materia de productividad y calidad, sin embargo, aseguraba que para que esto fuera factible el Oxígeno tendría que producirse "in-situ". Davis predijo de manera acertada la mayor parte de los resultados que se obtendrían por el uso de Oxígeno puro en el Sople de los Convertidores Bessemer y de los Hornos de Hogar Abierto. Por el mismo tiempo en Europa, el Dr. J. Haag experimentaba la inyección de Oxígeno puro al sople de los Hornos Bessemer.

En 1928 en Alemania, el Dr. Fränkl introdujo al proceso de licuefacción del Aire un intercambiador de calor regenerativo en el cual se aprovechaba el aire enfriado por el Efecto de Joule-Thompson para pre-enfriar el Aire que entraba al compresor. Con esta innovación se redujo de manera considerable el consumo de energía eléctrica de los compresores y con ello el costo de licuefacción del Aire.

En 1929, E. Kawart calculó el calor absorbido por el Nitrógeno del Aire que escapa de los Hornos de Aceración, y demostró que este calor podría ser usado para fundir una mayor cantidad de Chatarra presente en la Carga Metálica si se usara Oxígeno puro.

Hacia 1930, la combinación del ciclo de Von Linde, la máquina de expansión de Claude y el intercambiador de calor regenerativo de Fränkl, hicieron factible la producción de Oxígeno a partir de la licuefacción del Aire. Ese mismo año, basándose en dicha tecnología, la empresa Alemana Maximilianshütte instaló una planta capaz de que producir Oxígeno de 43% de pureza el cual utilizó para enriquecer el Sople de Aire de 5 Hornos Bessemer de 12 toneladas de capacidad cada uno. Maximilianshütte reportó que el 90% de su producción fue con Sople de

Aire enriquecido con Oxígeno y que logró incrementar su productividad, mejorar la calidad del Acero y tener un mayor control de las variables de fin de sopleo.

Los Rusos reportaron en 1932 la utilización exitosa de un Sopleo de Aire enriquecido con Oxígeno para la producción de Acero en Hornos de Hogar Abierto. Los beneficios probados por la utilización de Oxígeno en la producción de Acero, provocaron que la cantidad de Oxígeno usado por tonelada de Acero se incrementara de manera sostenida año tras año. Este hecho fomentó una demanda creciente de Oxígeno que presionó el desarrollo y perfeccionamiento gradual de su producción en grandes volúmenes y a bajo costo.

El sopleo de Aire enriquecido con Oxígeno que se inyectaba a la Carga Metálica a través de toberas que se encuentran en el fondo de los Hornos, producía reacciones exotérmicas muy intensas y elevaba la temperatura considerablemente lo que causaba un desgaste excesivo del material refractario. Este problema impedía el uso de un Sopleo enriquecido con Oxígeno mayor al 40% y estimuló la búsqueda por parte de C. Schwarts y R. Durrer de nuevas formas de inyectar el Sopleo de Aire enriquecido con Oxígeno o bien Oxígeno puro. En 1938, el profesor Robert Durrer de la Von Roll Gerlafingen en Suiza, inició la experimentación de la idea de soplar una corriente de Oxígeno puro a través de una Lanza sobre la superficie del Arrabio Líquido para convertirlo en Acero.

En 1946, varias acerías de América y Europa implementaron el enriquecimiento con Oxígeno del sopleo del Aire a Hornos de Hogar Abierto inyectándolo por dos vías: i) a través de los quemadores para acelerar la combustión y fusión de la carga; y ii) a través de una Lanza colocada en el techo del horno y por encima de la carga para aumentar y acelerar la descarburación. Este hecho dio origen a una intensa investigación sobre el uso de Oxígeno puro para la fabricación de Acero en los Hornos de Hogar Abierto.

En 1947, R. Durrer instala un Convertidor piloto de 2.5 toneladas de capacidad y reclama haber realizado la primera colada exitosa de aproximadamente 1 tonelada de Acero en Marzo de 1948. De acuerdo con los resultados obtenidos por R. Durrer se demostró que: i) era posible refinar Arrabio Líquido por medio Oxígeno puro; ii) que se podía remover el Fósforo y el Azufre usando refractarios y fundentes básicos; iii) que la Carga Metálica podía ser una mezcla de Arrabio y Chatarra en proporciones de hasta 65%-35% respectivamente; y iv) que se no se requería de fuentes adicionales de energía, es decir, que se trataba de un proceso autosuficiente.

Hacia 1949 se da un paso trascendental al entrar en operación la primera planta generadora de Oxígeno puro dentro de las instalaciones de la planta de Wheeling Steel con capacidad para producir 150 toneladas por día de Oxígeno con una pureza mínima del 95%. Dos años más tarde, en 1951, la empresa Weirton Steel instala y arranca la segunda planta de generación in-situ con capacidad para 450 toneladas por día de Oxígeno de 95% de pureza. En Europa se hizo práctica común el instalar plantas de generación de Oxígeno in-situ con capacidades de entre 100 a 200 toneladas por día para enriquecer el soplo de los Convertidores de Thomas y de los Hornos de Hogar Abierto con el fin de incrementar la productividad y mejorar la calidad del Acero al tener menores contenidos de Nitrógeno.

En ese mismo año de 1949, científicos de la empresa Austriaca Veresnigte Ostereichische Eisen Und Sthalwerke (VÖEST) llegaron a un acuerdo con R. Durrer para continuar con los trabajos de investigación y desarrollo de la conversión de Arrabio en Acero por medio de Oxígeno puro. Con base en este arreglo, se instalaron convertidores con capacidad de 2.5 y 15 toneladas dentro de las instalaciones de VÖEST localizadas en la Ciudad de Linz, Austria. Los resultados fueron tan satisfactorios que se decidió construir una planta comercial con un convertidor de 35 toneladas de capacidad instalada, la cual inició operaciones en el año de 1952.

En 1953, en la Ciudad de Donawitz, Austria se hicieron trabajos de investigación y desarrollo por parte de la empresa Österreicheische Alpine Montan Gesellschaft (ÖAM) para poner en marcha Convertidores de 5 y 20 toneladas de capacidad.

Los directivos de VÖEST, tomando en consideración las letras iniciales de Linz y Durrer, decidieron denominar "LD" al proceso de conversión de Arrabio Líquido en Acero por medio de Oxígeno puro y sin necesidad de fuentes adicionales de energía. Sin embargo, en Norteamérica los fabricantes que adoptaron esta nuevo proceso lo denominaron "Basic Oxygen Furnace" (B.O.F.) y es el nombre con que se le reconoce de manera general en toda América. A lo largo de todo este documento se utiliza el término B.O.F. aunque debe quedar claro que las denominaciones "LD" y "B.O.F." son sinónimas.

Las primeras plantas de aceración B.O.F. que se instalaron fuera de Austria fueron las de DOFASCO en Canadá, y MCLOUTH en Estados Unidos. Estas plantas arrancaron en el año de 1954. A estos hechos, en el año de 1957, le siguieron el arranque de varias plantas entre las que destacan: i) Jones and Laughlin, Aliquippa; ii) Belgo Miniera, Brasil; iii) Nipón Steel, Japón, iv) Gussstahlwerk Witten, Alemania; y v) Krupp, Alemania. Cabe destacar que ninguno de los Convertidores excedía las 80 toneladas de capacidad. Mas tarde durante los años de 1961 y 1962, siguió la instalación y arranque de mas plantas de aceración B.O.F. con un incremento significativo en la capacidad de los Convertidores como las de Jones & Laughlin, Cleveland, EUA de 225 toneladas; Broken Hill Pty., Australia de 235 toneladas; y August Thyssen Hütte, Alemania de 290 toneladas.

Para 1970, la producción de Acero por medio del proceso B.O.F. ya representaba el 53% del total mundial y superaba al resto de las tecnologías como el Horno de Bessemer, el Horno de Thomas, el Horno de Hogar Abierto, y el Horno Eléctrico de Arco.

Hoy en día las instalaciones y operaciones principales del proceso B.O.F. son todavía muy similares a las de las primeras plantas, sin embargo, el tamaño de los Convertidores se ha incrementado hasta 330 toneladas de capacidad, los rangos de flujo de oxígeno también se han incrementado en proporción a la capacidad del Convertidor aunque los tiempos de Soplo no han variado mucho con respecto a las plantas originales. Básicamente, se puede decir que en los últimos 30 años el Proceso de Aceración B.O.F. ha pasado por un proceso de mejora continua que abarca varias facetas como: i) el aprovechamiento de energía que se obtiene de la post-combustión del Monóxido de Carbono (CO) que se produce durante el soplo; ii) un mayor control de la contaminación; iii) el reciclado de escorias; iv) utilización de un mayor porcentaje de Chatarra en la Carga; v) mejora del Revestimiento Refractario y aumento del número de coladas por campaña; y vi) mayor control del proceso y una mayor eficiencia: el número de coladas dentro de especificaciones.,

Con el surgimiento y vertiginoso desarrollo del Proceso de Aceración B.O.F., los procesos de producción de Acero basados en el Horno de Bessemer y el Horno de Thomas desaparecieron totalmente hace ya varios años. Por lo que respecta al proceso del Horno de Hogar Abierto hoy en día apenas participa en la producción mundial de Acero con un 4.4%. Sin embargo hay que destacar que el proceso de Aceración del Horno Eléctrico de Arco ha ganado una importante participación al grado de que hoy en día participa con un 33.6% en la producción de mundial de Acero Líquido Crudo.



## **1.2. Introducción al Proceso de Aceración B.O.F.**

### **1.2.1. El Convertidor B.O.F.**

El Proceso de Aceración B.O.F. se lleva a cabo dentro de un Horno vertical en forma de Barril, fabricado en acero denominado "Convertidor"; éste, se encuentra cerrado en su extremo inferior y tiene una "Boca" concéntrica para la carga de Materias Primas en su extremo superior cuyo diámetro es considerablemente menor que su diámetro máximo. La relación entre la altura y el diámetro máximo del Convertidor es una variable importante de diseño y el valor de esta relación se ha mantenido en alrededor de 1.5 a 1. El Convertidor también posee en su parte frontal superior un "Agujero de Vaciado" que permite el vaciado de los Productos del Proceso.

El Convertidor se encuentra revestido en su interior con dos capas superpuestas de material refractario básico; a la capa exterior que está en contacto con la Carga se le llama "refractario de trabajo" y la capa que se encuentra entre éste y la coraza del Convertidor se le llama "refractario de seguridad".

El Convertidor dispone de una "Lanza" enfriada por agua que entra verticalmente por su Boca de carga y que sirve para inyectar un chorro de Oxígeno ( $O_2$ ) puro a las Materias Primas. A la operación de inyectar el Oxígeno puro se le conoce como "Soplo". La Lanza dispone de un dispositivo para subir y bajar con respecto al nivel que alcanzan las Materias Primas dentro del Convertidor para que éste pueda "bascular". La distancia entre la Lanza y el nivel de las Materias Primas puede variar de 1 a 3 metros durante el tiempo que tarda el Soplo, aunque los límites usados pueden diferir para cada Acería.

El Convertidor está diseñado para "bascular" sobre un par de muñones y facilitar así las operaciones de carga de Materias Primas y vaciado del Producto.

### **1.2.2. Materias Primas**

Las Materias Primas para la fabricación de Acero en el Convertidor son normalmente: i) Arrabio Líquido producido en el Alto Horno; ii) Chatarra de Acero; y iii) Fundentes. Al peso de Arrabio Líquido más Chatarra de Acero se le denomina "Carga Metálica", y al peso total de Arrabio más Chatarra más Fundentes se le denomina simplemente "Carga". Los Fundentes normalmente utilizados son: i) Cal Siderúrgica (CaO); ii) Cal Dolomítica (MgO); y iii) Fluorita (CaF<sub>2</sub>).

La función del Arrabio Líquido y de la Chatarra de Acero es aportar al proceso de fabricación los átomos del elemento Hierro que es el componente principal del Acero. El contenido promedio de Hierro en la Carga Metálica es de 95%. El 5% de contenido restante se compone a la vez de las siguientes Impurezas: i) Carbono, (C); ii) Manganeso, (Mn); iii) Silicio (Si); iv) Fósforo (P); y v) Azufre, (S)

La función de los Fundentes es principalmente la formación de una Escoria que permita la remoción de las Impurezas presentes en la Carga Metálica, con excepción del Carbono. Las impurezas se transfieren a la Escoria impulsadas por la existencia de un gradiente de concentraciones entre la Carga Metálica y la Escoria. Los Fundentes agregados forman una espuma que recibe las Impurezas para dar origen a una Escoria fluida y altamente reactiva, esencial para una buena práctica de aceración. La Escoria da origen a un abundante espumado que ocupa una gran parte del volumen del convertidor, circunstancia que caracteriza el proceso. El Carbón se remueve en forma de Gases de (CO) y (CO<sub>2</sub>)

### **1.2.3. Proceso**

La alta velocidad que la Lanza imprime al chorro de Oxígeno hace que éste penetre a través de la Fundentes y reaccione con las impurezas de la Carga Metálica. En la pequeña área de impacto se produce un cráter caracterizado por altas temperaturas de alrededor de 3,000 °C y por la violencia de las reacciones

que allí se desarrollan. Los gradientes de temperatura, concentración y peso específico ocasionados por este centro de reacción, provocan una violenta agitación y efervescencia de la Carga Metálica las cuales se ven intensificadas por el desprendimiento de los gases de CO/CO<sub>2</sub>. Esta "turbulencia" contribuye de manera eficaz a una eficiente interfase Carga Metálica-Escoria que acelera la remoción de Impurezas. El tiempo de Sople de Oxígeno en el Convertidor B.O.F. es muy corto y varía en la práctica entre 17 a 30 minutos aun para Cargas Metálicas de hasta 300 toneladas.

El Oxígeno que se inyecta, reacciona con las impurezas presentes en la Carga Metálica formando los siguientes óxidos: i) Monóxido y Dióxido de Carbono, (CO/CO<sub>2</sub>); ii) Oxido de Manganeso, (MnO); iii) Dióxido de Silicio, (SiO<sub>2</sub>); y iv) Pentóxido de Fósforo (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>). Los gases de Monóxido y Dióxido de Carbono escapan del Convertidor y los óxidos de Manganeso, Silicio y Fósforo pasan a la Escoria por la diferencia de concentraciones existentes entre la Carga Metálica y la Escoria. El Azufre reacciona con la Cal Siderúrgica presente en los Fundentes y pasa a la Escoria en forma de Sulfuro de Calcio (CaS).

El Oxígeno inyectado también reacciona con el Hierro de la Carga Metálica formando Oxido de Hierro (FeO) y Oxido Férrico (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). Una parte del (FeO) formado pasa a la Escoria y ayuda que ésta sea fluida, reactiva y altamente receptiva de las Impurezas. La otra parte del (FeO) escapa del Convertidor en forma de Polvos.

Las reacciones del Oxígeno con las impurezas y el Hierro de la Carga Metálica son altamente exotérmicas y el calor que generan es suficiente para fundir la Chatarra y los Fundentes y llevar la Carga a una Temperatura y una Composición Residual deseadas al fin del Sople sin la necesidad de fuentes adicionales de energía. Una vez que la Chatarra se ha fundido, se mezcla de homogéneamente con el Arrabio Líquido. A esta mezcla se le conoce como "Baño Metálico". La Temperatura de fin

Soplo y la Composición de Residual de la Carga Metálica son las variables de proceso críticas a controlar dentro de un programa de producción.

El proceso de Aceración B.O.F. es un proceso de producción de Acero Líquido Crudo por Lotes. El tamaño del Lote varía dependiendo de la capacidad del Convertidor, la cual, como ya se mencionó, puede ser de 30 a 330 toneladas. Al conjunto de operaciones que se realizan para la producción de un Lote de Acero Líquido Crudo se le denomina "Colada". El tiempo requerido para producir el Lote se le conoce como "Tiempo de Colada".

#### **1.2.4. Productos**

Como resultado de la oxidación y remoción de las impurezas de la Carga Metálica, al fin del Soplo se obtiene un Producto con una Temperatura promedio de 1,615 °C y con un contenido promedio de Hierro del 99.8%. El 0.2% restante comprende los contenidos residuales de Carbono, Manganeso, Silicio, Fósforo y Azufre; así como de Nitrógeno y de Oxígeno disueltos. Al producto así obtenido se le denomina Acero Líquido Crudo (ALC) y se encuentra listo para ser vaciado en las Ollas de Aceración donde se le adicionarán las Ferroaleaciones que permiten la elaboración de los diferentes grados específicos de Acero conforme al programa de producción de la Acería.

El proceso de Aceración B.O.F. ha probado ser una tecnología eficaz y eficiente para la producción de un gran número de grados de Acero. En efecto, tomando como materia prima el Acero Líquido Crudo del B.O.F., se ha logrado en la práctica elaborar más de 2,000 grados diferentes de Acero mediante la adición de diferentes elementos de aleación como: Manganeso, Níquel, Cromo, Vanadio, Cobre, Molibdeno y Tungsteno.

### **1.3. Importancia del B.O.F. y su lugar frente a otros Procesos.**

De acuerdo con el International Iron & Steel Institute (IISI), en el año 2001, se produjeron 849.26 Millones de toneladas de Acero Líquido. De este total el 92.7 % se fabricó mediante solo dos Tecnologías de Proceso: i) la del Horno Básico al Oxígeno "B.O.F.", que participó con el 59.1%; y ii) la del Horno Eléctrico de Arco "EAF", que participó con el 33.6%. El 7.3% restante del Acero Líquido se produjo en Hornos de Hogar Abierto "OHF", 4.4% y en otras Tecnologías como la de Horno de Optimización de Energía "EOF", 3.1%.

A la fecha el B.O.F. ha sustituido totalmente al Horno Acido de Bessemer y al Horno Básico de Thomas. El Horno de Hogar Abierto todavía conserva una pequeña participación en la Industria. El Horno (EOF) es una tecnología de desarrollo reciente, basada en la refinación con Oxígeno puro, post-combustión del (CO), y precalentamiento de la Chatarra con el fin de aumentar la proporción de ésta en la Carga y tener menor dependencia de Arrabio Líquido. Su desarrollo es apenas incipiente y en la práctica no se han logrado refinar Cargas Metálicas con más del 50% de Chatarra.

El Horno Eléctrico de Arco (EAF) fue introducido por Hérault hacia el año de 1900. El (EAF) nace como una alternativa para la fabricación de Acero basada en la utilización de energía eléctrica y de una Carga Metálica de hasta 100% de Chatarra de Acero.

El (EAF) es un proceso eficiente y competitivo, sin embargo, el que no haya logrado una mayor participación en el mercado reside precisamente en su característica principal, es decir, en el hecho que está diseñado para procesar cargas con un contenido muy alto de Chatarra, en efecto, por un lado su operación depende en gran medida de la disponibilidad de ésta y por otro, siempre se requerirá de introducir al mercado nuevas unidades Fierro vía Mineral de Fierro

que se convierte en Arrabio del Alto Horno. La demanda de Mundial de Acero no se puede satisfacer totalmente mediante el reciclado de Chatarra.

De acuerdo con algunos analistas es probable que el (EAF) aumente su participación hasta un 50% en los próximos 20 años, debido principalmente a las presiones por reciclar mayores cantidades de Chatarra en busca de una Industria del Acero sustentable.

En la Tabla 1.1., se presenta la participación porcentual de las diferentes Tecnologías de Proceso en la producción mundial de Acero Líquido Crudo para el período 1992-2001. Como se puede observar, la participación del B.O.F. tuvo un crecimiento neto de 2.2 puntos porcentuales, mientras que la del EAF creció 4.1 puntos porcentuales. Sin embargo, el Horno de Hogar Abierto que en 1992 todavía tenía una participación del 11.2% cayó hasta 4.3% perdiendo 6.9 puntos porcentuales. El Horno de Optimización de Energía apenas creció 0.9 puntos porcentuales.

**Tabla 1.1. Participación Porcentual en la Producción de Acero Líquido por Proceso (1992-2001)**

| Tecnología de Proceso         | 1992  | 1993  | 1994  | 1995  | 1996  | 1997  | 1998  | 1999  | 2000  | 2001  |
|-------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Horno Básico al Oxígeno (BOF) | 56.9  | 56.9  | 58.0  | 57.5  | 57.6  | 58.4  | 59.1  | 59.1  | 58.5  | 59.1  |
| Horno Eléctrico de Arco (EAF) | 29.5  | 31.0  | 31.6  | 32.6  | 33.3  | 33.7  | 33.6  | 33.5  | 34.0  | 33.6  |
| Horno de Hogar Abierto (OHA)  | 11.5  | 9.8   | 7.9   | 7.3   | 6.6   | 5.6   | 4.5   | 4.1   | 4.4   | 4.3   |
| Otros                         | 2.1   | 2.3   | 2.5   | 2.6   | 2.5   | 2.3   | 2.8   | 3.3   | 3.1   | 3.0   |
| Total                         | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |

#### 1.4. Tipos y Grados de Acero

Hoy en día existen más de 3,000 grados diferentes de Aceros que satisfacen casi todo tipo de necesidad. Esta variedad tan grande de Aceros ha obligado a diversas Asociaciones como la American Iron & Steel Institute, (AISI); la Society of Automotive Engineers (SAE); y la American Standard & Testing Materials (ASTM); a desarrollar diversos Sistemas de Clasificación y Nomenclatura en función de ciertas características de los Aceros como: i) la composición química; ii) los procesos de producción de Acero Líquido; iii) los procesos de acabado; iv) la práctica de desoxidación; v) los tratamientos térmicos; y vi) por su microestructura; etcétera.

La Clasificación y Nomenclatura de los Aceros que más se usa es la del Sistema AISI-SAE basada en la composición química. Este Sistema utiliza un código de 4 o 5 dígitos y las 5 primeras letras del Abecedario. El primer dígito del código clasifica al Acero con base al elemento de mayor contenido e importancia, de acuerdo con la siguiente Tabla:

**Tabla 1.2. Clasificación de los Aceros de Acuerdo al Primer Dígito del Sistema AISI-SAE**

| Dígitos | Clasificación AISI-SAE          |
|---------|---------------------------------|
| 1XXX    | Acero al Carbón                 |
| 2XXX    | Acero al Níquel                 |
| 3XXX    | Acero al Níquel-Cromo           |
| 4XXX    | Acero al Molibdeno              |
| 5XXX    | Acero al Cromo                  |
| 6XXX    | Acero al Cromo-Vanadio          |
| 7XXX    | Acero al Tungsteno              |
| 8XXX    | Acero al Níquel-Cromo-Molibdeno |
| 9XXX    | Acero al Silicio-Manganeso      |

El segundo dígito del código indica el contenido aproximado en por ciento (%) del elemento aleante con mayor contenido (con excepción de los Aceros al Carbón en

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

el que el segundo dígito indica el contenido de un segundo elemento en importancia y que se trata de un Acero al Carbón Aleado). Los dos o tres últimos dígitos del código indican el porcentaje de Carbono al dividirlos entre 100. Se usan 5 dígitos para el código cuando el contenido de Carbón en el Acero es mayor al uno por ciento (1.0%).

El código también puede contener alguna de las 5 primeras letras del Abecedario como prefijo para designar el Proceso de Aceración utilizado.

**Tabla 1.3. Prefijos del Código para Designar el Proceso de Aceración**

| Letra Prefijo | Proceso de Aceración   |
|---------------|--|
| A             | Aceros Aleados del Horno Básico al Oxígeno y del Horno Básico de Hogar Abierto   |
| B             | Aceros al Carbón del Horno Acido de Bessemer                                     |
| C             | Aceros al Carbón del Horno Básico al Oxígeno y del Horno Básico de Hogar Abierto |
| D             | Aceros al Carbón del Horno Acido de Hogar Abierto                                |
| E             | Aceros del Horno Eléctrico de Arco   |

A continuación se presentan dos ejemplos:

Acero C 1040

- El 1 (uno) que es el primer dígito indica que se trata de un Acero al Carbón.
- El segundo dígito que es 0 (cero) indica que no hay un segundo elemento en importancia después del Carbón.
- Los dos últimos dígitos indican al dividirlos entre 100, que el contenido de Carbón es de 0.40%
- El prefijo C indica que se trata de un Acero procesado en Hornos Básicos al Oxígeno o de Hogar Abierto.

Acero E 5120

- El 5 que es el primer dígito indica que se trata de un Acero al Cromo.
- El segundo dígito indica el contenido de Cromo que es 1%.



- Los dos últimos dígitos indican, al dividirlos entre 100, que el contenido de Carbón es de 0.20%.
- El prefijo E indica que se trata de un Acero que se proceso en el Horno Eléctrico de Arco.

El término "Grado de Acero" se refiere a la composición química del Acero denotada a través del Código AISI-SAE, de esta forma, volviendo a los ejemplos anteriores, se puede decir: "Acero grado 1040 o "Acero grado 5120". El término "Tipo de Acero" se refiere al proceso de Aceración utilizado.

## **Capítulo II: Descripción de la Planta de Aceración B.O.F.**

## **2.1. Arreglo General de una Planta de Aceración B.O.F.**

Un proceso como el B.O.F. en el que los Tiempos de Colada son extremadamente cortos es capaz de operar con gran productividad. Sin embargo, para lograr dicha productividad es necesario que el Convertidor disponga de las facilidades necesarias para un rápido suministro de las Materias Primas y un flujo de los Productos y Subproductos del Proceso que no interfiera con los suministros y las operaciones complementarias.

Todas las acerías B.O.F. disponen de un arreglo general que en la mayoría de los casos se adapta a las condiciones propias de la localidad, sin embargo, todos estos arreglos disponen de áreas bien definidas por sus actividades y solamente varían en su disposición de una Acería a otra.

Las áreas de proceso de una Acería B.O.F. son: i) Nave de Carga; ii) Nave de Convertidores; y iii) Nave de Vaciado.

En una acería B.O.F., la Nave de Carga se localiza enseguida de la Nave de Convertidores, pero puede estar opuesta o adyacente a la Nave de Vaciado, como se muestra en las Figuras 2.1. y 2.1.a. En la Nave de Carga se manejan las Materias Primas del Proceso que son el Arrabio Líquido y la Chatarra, sin embargo, en el conjunto de carga estos materiales tienen dos alternativas. La primera es que tanto el Arrabio como la Chatarra se preparen en la Nave de Carga y la segunda que estos materiales se preparen fuera de la Nave de Carga en Naves adyacentes como se muestra en las Figuras 2.2. y 2.2.a.

En la Figura 2.1., tanto la Chatarra como el Arrabio tienen un flujo en dirección a la del Producto del Proceso y desde el punto de vista funcional es el más recomendable; de igual manera en la Figura 2.2.a. el flujo es en dirección al flujo del Proceso con la conveniencia de dejar libre el acceso por ambos lados de la

Nave de Carga. Combinando estas dos alternativas se obtiene una disposición funcional de la Nave de Carga.

La Nave de Convertidores constituye el corazón de la acería, en ella se localizan la mayoría de los equipos fundamentales del proceso y está dividida en varios niveles o pisos que se caracterizan por los equipos que en ellos se encuentran.

Usualmente las Acerías constan de 2 a 3 Convertidores con 1 y 2 en operación respectivamente. Las Acerías con un sólo Convertidor son poco usuales y por lo general se trata del primer paso hacia una acería de 2 ó 3 Convertidores ya sea por cuestiones económicas o por programas de producción. Acerías con más de 3 Convertidores son poco funcionales y su productividad decrece notablemente por unidad adicional instalada.

Las Acerías con mayores índices de productividad son las de 2 y 3 Convertidores, que originalmente se conceptúan para mantener uno en reserva o reparación, en la actualidad, tiende a generalizarse el concepto de "operación total", es decir, operar 2 Convertidores de 2 instalados ó 3 Convertidores de 3 instalados. Esto requiere que cada Convertidor disponga de su propio equipo auxiliar a diferencia del concepto tradicional que solo requiere un equipo auxiliar para 2 convertidores.

La Nave de Vaciado está destinada al colado del Acero en los moldes para lingotear o ahora mas frecuentemente, como área preparatoria para la Colada Continua de Palanquilla o Planchón. La Nave de Vaciado se localiza inmediatamente después de la Nave de Carga o de la Nave de Convertidores ver Figuras 2.1. y 2.1.a. En el caso de Naves de Vaciado a continuación de la de Convertidores es práctica común construir una Nave intermedia destinada a la preparación de las Ollas de Vaciado y otros trabajos relacionados con el colado del Acero como se muestra en la Figura 2.3.

## **2.2. Instalaciones y Equipo de Proceso**

### **2.2.1. Nave de Carga.**

#### **2.2.1.1. Manejo de Chatarra.**

La Chatarra se recibe en la Nave generalmente en Góndolas de Ferrocarril de donde se descarga por medio de electroimanes al área de almacenamiento, ver la Figura 2.4. En el patio de almacenamiento se dispone de una Báscula de pasaje, que en el caso de patios localizados en la Nave de Carga es de plataforma, y en el caso de patios externos a la Nave es a base de Carros Transportadores provistos con sistema de pesaje y de autopropulsión, como se muestra en la Figura 2.5.

La Chatarra se prepara y se carga al Convertidor por medio de "Cajas de Chatarra" dimensionadas para hacer la carga en una sola vez o en un máximo de dos. Existen dos alternativas convencionales de carga al Convertidor: i) por medio de unas Grúas Puente como se muestra en la Figura 2.6.; y ii) por medio de Carros que se desplazan sobre el piso de operación como se muestra en la Figura 2.7. La preferencia de una u otra alternativa depende de las condiciones locales, muchas plantas prefieren el uso de la segunda alternativa.

#### **2.2.1.2. Manejo del Arrabio Líquido**

El Arrabio por lo general se recibe de los Altos Hornos por medio de Carros Termo, también conocidos como "Carros Torpedo" por el diseño de su forma. Es tendencia generalizada el descargar el Arrabio de los Termos directamente para su manejo y carga al Convertidor en "Ollas de Arrabio". Algunas acerías disponen de Equipos Mezcladores para la homogenización de la composición y temperatura del Arrabio principalmente cuando la calidad no es uniforme y constante.

La Nave para preparación del Arrabio, cuando se encuentra en la Nave de Carga, dispone de una fosa para trasiego con 2 alternativas comunes para el pesaje: i) con celdas de carga en la vía del Carro Termo en la posición de vaciado y ii) con una plataforma en el fondo de la fosa; este último caso representa mayores riesgos durante la operación y mayores gastos de mantenimiento.

Cuando el Arrabio se prepara fuera de la Nave de Carga, también se dispone de una fosa de trasiego que se prolonga a la Nave de Carga, en este caso es indispensable contar con un Carro Transportador autopropulsado para trasladar la Olla de Arrabio de una Nave a la otra. En este caso las alternativas de pesaje incluyen las vías del Carro Termo o el Carro Transportador como se muestra en la Figura 2.8.

El medio de manejo del Arrabio dentro de la acería son las Ollas de Arrabio que vierten su contenido dentro del Convertidor por medio de Grúas Puente, ver Figura 2.9. Algunas plantas recientemente están introduciendo el uso de Carros Volcadores que se desplazan sobre el piso de operación, sin embargo, el primer caso es el más generalizado.

Cuando el contenido del Azufre en el Arrabio es en promedio alto con respecto a la especificación requerida para el Proceso de Aceración en el Convertidor, existen en las Acerías Equipos Desulfurantes que permiten la remoción del Azufre por medio de la adición de Carbonato de Sodio o Carburo de Calcio. La Desulfuración produce Humos y la Nave debe disponer de un sistema para su recolección y tratamiento.

La Nave también cuenta con Equipos para remover mecánicamente la Escoria del Arrabio procedente de los Altos Hornos o la que se produce por el proceso de Desulfuración.

## **2.2.2. Nave de Convertidores.**

### **2.2.2.1. Convertidores.**

El Convertidor constituye el Horno donde se lleva cabo el Proceso de Aceración B.O.F. y se le considera el corazón de toda la Acería. Es en este equipo donde se recibe el Arrabio Líquido del Alto Horno y la Chatarra que luego son transformados en Acero Líquido Crudo por medio de la refinación con un Soplo de Oxígeno puro.

Desde la aparición del Convertidor, su capacidad ha venido en constante aumento al pasar de las 35 toneladas del Convertidor original de Linz y Donawitz hasta los Convertidores actuales con capacidades de hasta 330 toneladas.

Los elementos más importantes de un Convertidor son: i) Fondo; ii) Estadios; iii) Barril, iv) Cono; v) Boca; vi) Agujero de Vaciado; vii) Cinturón; viii) Transmisión; y ix) Muñones. Los últimos tres partes son estructuralmente independientes del Convertidor mismo. Los primeros 7 elementos forman lo que se conoce como la "Coraza del Convertidor". En su interior el Convertidor se encuentra revestido con dos capas superpuestas de material refractario básico; a la capa que está en contacto con la Carga Metálica se le llama "refractario de trabajo" y la que se encuentra entre éste y la Coraza del Convertidor se le llama "refractario de seguridad". Ver Figuras 2.10. y 2.11.

El Proceso de Aceración en el Convertidor es en forma de Lotes y es cíclico. El Convertidor está diseñado para bascular y rotar a diferentes posiciones con respecto a su vertical para la realización de las diferentes etapas de Proceso. Las etapas del Proceso en las que participa el Convertidor B.O.F., son las siguientes:

- i) Carga de Chatarra.
- ii) Carga del Arrabio.
- iii) Bajado de la Lanza y Soplado del Oxígeno.

- iv) Adición de los Fundentes.
- v) Elevación de la Lanza al fin del Sopleo.
- vi) Toma de muestra del Baño Metálico y medición de su temperatura.
- vii) Resopleo o Enfriamiento si el análisis y temperatura preliminares están fuera de especificación.
- viii) Vaciado del Acero a través del Agujero.
- ix) Vaciado de la Escoria por la Boca.

#### **2.2.2.2. Lanzas de Oxígeno.**

Las Lanzas están construidas por 3 tubos concéntricos unidos en la parte superior por un cabezal de alimentación del Oxígeno y agua de refrigeración y en su parte inferior por una tobera o punta de lanza que permite el paso de Oxígeno hacia el Baño Metálico (el término "Baño Metálico" como se ha definido, se usará de aquí en adelante para designar al metal líquido formado dentro del Convertidor por la mezcla del Arrabio Líquido y la Chatarra ya fundida). Por el tubo central de la Lanza, fluye el Oxígeno que se distribuye al Baño por medio de uno y hasta 14 orificios dependiendo de la capacidad del Convertidor y el flujo de Oxígeno a inyectar. Por el espacio anular interior circula el agua de enfriamiento de la tobera como de la Lanza propiamente dicha y el espacio anular exterior sirve como retorno del agua de enfriamiento. De este modo, se llega actualmente a soplar con una Lanza única, caudales de Oxígeno que alcanzan en ciertos momentos del soplado hasta 1,400 m<sup>3</sup>/min manteniendo satisfactoriamente las características de insuflación.

Las Lanzas de Oxígeno por su longitud se localizan en la parte más alta del edificio y es debido a este hecho que las Acerías con inyección de Oxígeno por arriba necesitan de una gran altura, ver la Figura 2.12. Normalmente se tienen 2 Lanzas, una en operación y una en reserva soportadas en un carro portalanza estacionario o móvil; en el primer caso el carro da servicio a un sólo Convertidor y solamente se desplaza cuando se cambia de una Lanza a otra, en el segundo



caso el carro portalanza da servicio a dos Convertidores y se puede dar servicio con una u otra Lanza en ambos.

Para poner las Lanzas en posición de soplado se deslizan por medio de un par de gufas que le dan rigidez al conjunto durante el movimiento y el soplado. En su paso descendente la Lanza atraviesa la campana de gases por un domo directamente al centro de la boca del convertidor. Las Lanzas cuentan en todos los casos con indicadores de su posición respecto al nivel del Baño de acuerdo con una calibración previa.

La Lanza es quizás el elemento de mayor peligro en la operación de la Acería debido a la circulación del agua en la vecindad del Baño, por este motivo se diseñan con sistemas de seguridad como los siguientes: i) Motores de aire que se accionan automáticamente al presentarse una falla de corriente eléctrica; ii) Dispositivos que regulan la tensión de los cables para impedir el movimiento ascendente o descendente en caso de tensiones o distensiones de los cables; iii) Dispositivos que elevan automáticamente la Lanza de su posición de soplado al exterior del Convertidor en caso de fallas en el flujo de Oxígeno, elevación de temperatura del agua de enfriamiento o falta de ésta; y iv) Dispositivos que impiden el movimiento de la Lanza en caso de fallas en el flujo de agua de refrigeración. Existen gran variedad de sistemas con el propósito de garantizar la seguridad del personal y el equipo y dependerá de las condiciones locales al grado que se quiera llegar.

### **2.2.2.3. Equipo para el Manejo de la Emisión de Gases y Polvos**

Durante el Soplo de Oxígeno y principalmente en el periodo de máxima descarburación se producen cantidades de gases de aproximadamente el doble de la cantidad de Oxígeno que se está soplando, esos gases abandonan el Convertidor a través de su Boca a temperaturas que varían entre los 1,500 °C y 1,700 °C, y a velocidades del orden de los 20 a 30 m/seg, arrastrando a su paso

partículas de Hierro, vapores y Escoria del proceso. En las condiciones anteriores se hace indispensable la instalación de un Sistema de colección, limpieza y conducción de los gases a la atmósfera; este sistema lo constituyen las Chimeneas y el Sistema de Depuración de Gases, cuyos principales objetivos son: i) precipitar los polvos y prevenir así la contaminación del aire; ii) mejorar las condiciones de operación de la Acería en términos de limpieza del ambiente; y iii) recuperación de la energía mediante la colección o combustión del (CO).

#### **2.2.2.3.1 Chimeneas**

La Chimeneas tienen básicamente 4 funciones: i) colectar los gases por medio de un tiro inducido; ii) proveer una cámara para la combustión total o parcial de los gases; iii) enfriar los gases; y iv) conducir los gases al Sistema de Depuración. Para una mejor colección de los gases y polvos y evitar así su escape hacia la Nave, la chimenea se localiza normalmente arriba de la Boca del Convertidor. Las chimeneas están compuestas comúnmente de 3 secciones:

i) La Chimenea baja o campana, que se localiza inmediatamente sobre la Boca del Convertidor a una distancia que varía según el factor de aire (combustión de los gases) al que trabajará el sistema. Es la sección que recibe el mayor castigo por la alta temperatura y el impacto y fricción de las partículas sólidas, también es la que sufre las mayores dilataciones y contracciones térmicas. Tiene 2 ó 3 agujeros, uno en la parte superior directamente al centro del convertidor que por lo general dispone de un sello de aire o nitrógeno, que se usa para la introducción de la Lanza de Oxígeno, otros 2 a los lados en el sentido longitudinal de la Acería para permitir el paso de los Aditivos o Fundentes, también con un sello de aire o Nitrógeno, ver la Figura 2.13. El sistema de enfriamiento generalmente es a base de circulación forzada ya sea en circuito abierto o circuito cerrado.

Un sistema revolucionario que permite la recuperación de los gases como combustible es el denominado OG por los Japoneses o IRSID - CALF por los

Franceses, requiere de una sección adicional en la campana. Esta sección denominada cortina o falda tiene un movimiento ascendente y descendente para impedir la entrada de aire a la chimenea, requiere también de un circuito de enfriamiento, ver Figura 2.14.

ii) Chimeneas altas fijas, que es la parte superior a continuación de la campana, ésta no requiere movimiento alguno y su tipo de enfriamiento puede variar según las condiciones locales desde la circulación forzada hasta la natural en circuito abierto o cerrado, ver Figura 2.13.

iii) Chimenea de emergencia, que es la parte extrema superior de la chimenea. Tiene el propósito de permitir el escape de los gases sucios por medio de una válvula, cuando no opera el sistema depurador en este caso puede prescindirse del enfriamiento y utilizar ladrillo refractario, ya que los gases a esa altura tienen temperaturas inferiores a los 1,200 °C y su uso no es frecuente ni recomendable. En los sistemas de recuperación de gases estas secciones están desapareciendo ver la Figura 2.13.

Por su construcción las chimeneas más comunes son:

i) De tipo membrana, que son construidas a base de tubos sin costura unidos unos con otros por medio de soldadura sobre una saliente diametral del tubo, ver la Figura 2.15. Esta tiene la ventaja de absorber las dilataciones y contracciones térmicas, una gran área para la disipación de calor, y en caso de roturas en la soldadura no tiene fugas de agua y en caso de roturas en un tubo es fácilmente reparable.

ii) Tipo doble o de gajos, que es un sistema de dos envolventes, uno interior uniformemente circular y otro exterior en la forma de gajos. El sistema de inyección de uno y otro envolvente es a través de los extremos y espaciados entre los dos un sistema de anclaje que permite una libre expansión en ambos

envolventes. Tiene la desventaja de sufrir deformaciones peligrosas cuando no se dispone de una buena calidad de agua y grietas tanto en el cuerpo de los envolventes como en las soldaduras, sus reparaciones requieren de una buena técnica de soldadura, ver las Figuras 2.16. y 2.17.

iii) Tipo chaqueta, que es un sistema de enfriamiento que se utilizó en la primera década del proceso B.O.F., y que en la actualidad ha caído en desuso, consiste en varias secciones refrigeradas en forma de chaquetas que forman la campana y parte de las chimeneas altas, son generalmente de forma plana para formar secciones cuadradas o poligonales.

La Chimenea por trabajar a altas temperaturas, toda vez que en ciertos casos la combustión secundaria del (CO) alcanza hasta los 2,000 °C, requiere de un sistema de enfriamiento. La temperatura de salida de los gases que vienen de la Chimenea debe ser de entre 300 °C y 400 °C con el fin de evitar daños a los equipos subsecuentes del sistema. Dentro de los sistemas de enfriamiento se pueden citar los siguientes:

i) Circulación forzada en Circuito Abierto, que es utilizado cuando se dispone de grandes cantidades de agua, que no necesitan ningún tratamiento previo,

ii) Circulación natural en Circuito Semiabierto, este sistema se utiliza cuando se dispone de agua suficiente en cantidad y calidad para generar vapor aprovechando el calor de los gases. Es común en grandes instalaciones donde puede haber continuidad en la generación del vapor.

iii) Circulación natural en Circuito Cerrado, que se utiliza en lugares donde no disponen de agua ni en cantidad ni en calidad. Genera vapor de baja presión el cual es condensado en intercambiadores de calor y retornado al circuito en forma líquida para alimentar por gravedad a la Chimenea, ver la Figura 2.18.

Dentro de la cámara de la Chimenea, los gases se pueden quemar total o parcialmente. Para esto, el diámetro de las Chimeneas está determinado por la Boca del Convertidor y el factor de aire a que se desee trabajar. Normalmente existen 3 rangos de trabajo en cuanto a factor de aire se refiere: i) 2.0 a 0.6; ii) 0.4 a 0.6; y iii) 0.1 a 0.3.

En el primer caso todo el (CO) se quema a (CO<sub>2</sub>) con un exceso del 100% de aire, las instalaciones son muy voluminosas y costosas. En el segundo, la combustión es parcial, es decir, el (CO) se quema parcialmente a (CO<sub>2</sub>) dando una mezcla de CO, CO<sub>2</sub>, y N<sub>2</sub>. En estos sistemas, los precipitadores electrostáticos están expuestos a explosiones y las instalaciones son de menor tamaño. El en tercer caso se tiene una combustión incompleta y es el que ha tomado mayor popularidad por las ventajas que representa, aumento en el rendimiento metálico, instalaciones menos pesadas y costosas y las posibilidades de recuperar el (CO) en forma de gas combustible en el orden de 50 m<sup>3</sup> normales por tonelada de Acero con un poder calorífico de 2,000 a 2,300 Kcal/m<sup>3</sup>N, su desventaja es el riesgo de explosiones y mayores gastos de mantenimiento.

#### **2.2.2.3.2. Sistema de Depuración de Gases.**

La extracción de los gases presenta dos alternativas: i) tirarlos a la atmósfera sin ningún tratamiento; o ii) hacerlos pasar por un sistema de limpieza para tirar o recuperar gases limpios. Originalmente los gases no recibían ningún tratamiento, sin embargo, las nuevas regulaciones gubernamentales en materia de protección al ambiente han obligado al desarrollo de un Sistema de Depuración. Aunque en muchas de las ocasiones los sistemas depuradores de gases se encuentran parcialmente fuera de la Nave de Convertidores, se consideran como parte de ésta por estar directamente relacionados con las Chimeneas y su forma de operación. Como se mencionó los gases arrastran grandes cantidades de Hierro, Escoria, Cal; etc., alcanzando valores de 12 a 20 Kg/ton de Acero. Las restricciones gubernamentales y las necesidades en ciertos casos de recuperar el

gas exigen impurezas a un máximo de 100 miligramos por metro cúbico de gas, o sea una limpieza del 99%.

Existen dos sistemas para la limpieza de los gases que han sido adoptados con mucho éxito en el Proceso B.O.F., éstos son el Seco y el Húmedo.

El Sistema Seco es un método de Precipitación Electrostática, generalizado en Convertidores de capacidades inferiores a las 180 toneladas; requiere de un control estricto de la temperatura y la composición de los gases. Se prefieren aquellos lugares en donde no se dispone de agua suficiente. Tiene un costo elevado de mantenimiento y un sistema complicado para el manejo de polvo captado. Es una unidad voluminosa que se localiza fuera de la Acería y trabaja con factores de combustión superiores a 1.0, ver la Figura 2.19.

El Sistema Húmedo, consiste en que los gases ascendentes a través de la chimenea son pasados a través de un venturi llamado saturador a 1,000 y 1,200 °C donde reciben un baño de agua, la aceleración de los gases por la reducción de área pulveriza el agua humectando las partículas sólidas, el agua y sólidos son separados de los gases mediante un cambio de dirección, la depuración en este primer paso es del orden del 70%. Aquí la temperatura se abate y disminuye la velocidad de los gases. La eliminación del 30% restante de los polvos es a través del llamado Venturi Pease Anthony o de Inyección, en el cual los gases se aceleran nuevamente y reciben un baño a presión en el sentido transversal al flujo, los gases y el agua con los sólidos en suspensión descienden por un difusor que por el efecto de un abanico de succión crea el efecto de un ciclón causando su precipitación. El agua y sólidos se recuperan por el fondo de la carcasa del difusor y los gases son succionados por la parte superior para ser llevados a la atmósfera o al gasómetro en el caso de tratarse de un método de recuperación de gases.

En algunas plantas el agua del segundo paso se recircula al primer paso obteniendo así el 100% de los sólidos por el primer paso. Los sólidos arrastrados

por el agua se separan por métodos que utilizan hidrociclones, decantadores y diferentes tipos de filtros. El agua se recircula al proceso y los sólidos reciben diversos tratamientos para utilizarse en el Alto Horno o en la propia Acería. Las Figuras 2.20, 2.2.1., y 2.22. muestran diferentes combinaciones de Venturis Saturadores.

#### **2.2.2.4. Manejo de Fundentes**

Este Sistema maneja la adición de Fundentes al Convertidor como son la Cal Siderúrgica, la Cal Dolomítica; la Fluorita y en su caso la Piedra Caliza y el Mineral de Hierro en forma de Pellets. El manejo de los Fundentes esta dividido en dos secciones: i) una fuera del edificio principal constituido por las tolvas de recepción y almacenamiento con su equipo complementario; y ii) otra en la Nave de Convertidores que consiste de las tolvas de consumo y dosificación al Convertidor con su equipo complementario.

Las Tolvas Receptoras se encuentran a nivel del terreno fuera de la Nave y en ellas se reciben los materiales Fundentes. Por medio de bandas transportadoras y/o carros transportadores, los Fundentes son llevados a las tolvas de consumo dentro de la Nave, ver las Figuras 2.23 y 2.24.

Las Tolvas de Consumo se encuentran en la Nave de Convertidores en los niveles superiores sobre la Boca del Convertidor. Existen varios sistemas y en este caso se describen solamente tres:

i) El Sistema con tolvas de consumo que por medio de vibrocanaletas descargan en tolvas pesadoras soportadas en celdas de carga para el pesaje de los materiales, éstos a su vez también por vibrocanaletas descargan a una banda transportadora que alimenta a los dos Convertidores operando uno a la vez, ver la Figura 2.33.

ii) El Sistema con tolvas de consumo que por medio de vibrocanaletas descarga en un carro tolva de pesaje que se desplaza bajo cada una para recibir la cantidad deseada de Fundentes, esta tolva a su vez descarga a una tolva que alimenta a uno o dos Convertidores, ver la figura 2.24.

iii) El Sistema con tolvas de consumo que por medio de vibrocanaletas descargan en una tolva de pesaje común en un nivel inferior, ésta a su vez descarga los materiales a un solo Convertidor, aunque puede ser adaptado para dar servicio a dos Convertidores, ver la Figura 2.25.

La descarga de los Fundentes dentro del Convertidor se efectúa a través de la Chimenea inferior o Campana por medio de un tubo o deslizadora que requiere de válvulas de seguridad con el objeto de evitar el flujo de gases a través de los ductos de alimentación y/o la entrada de aire a la Chimenea. Tratándose de una planta con bajo factor de aire, menor de 0.3, las medidas de seguridad son mayores. Estas válvulas de seguridad son una combinación de una válvula mecánica deslizante o giratoria y un sello a base de un gas inerte como el Nitrógeno. Las Figuras 2.26 y 2.27, ilustran dos sistemas utilizados en las Acerías que operan Chimeneas a 0.1 y 0.6 de factor de aire.

#### **2.2.2.5. Manejo de Ferroaleaciones**

Las Ferroaleaciones son los materiales que se adicionan la Acero Líquido Crudo para lograr los Grados de Acero especificados en el programa de producción. Las Ferroaleaciones aportan elementos de aleación como Manganeso, Vanadio, Níquel, Molibdeno, Cromo, etc. Las Ferroaleaciones se manejan manualmente o por medios similares a los de los Fundentes, este último caso es el más recomendable. La descarga puede ser directamente a la Olla de Acero o al Convertidor. La adición de Ferroaleaciones se hace una vez que se ha concluido el Proceso de Aceración y se tiene la Temperatura y los Residuales requeridos en función del Grado de Acero que se tiene programado producir.



Normalmente se requieren de 4 a 12 tolas de consumo dependiendo de la mezcla de producto de la Acería en términos de los grados de Acero.

En la Figura 2.29., se presenta el arreglo general de la Nave de Convertidores con todos los elementos descritos hasta aquí.

#### **2.2.2.6. Cuarto de Control de Operaciones**

En este Cuarto se alojan todos los controles e instrumentación que permiten la operación de los Convertidores y de los Equipos Auxiliares. El cuarto de Control se localiza normalmente de frente a los Convertidores con el fin de poder observar las principales operaciones del Proceso de Aceración. El Cuarto de Control es operado por una persona cuyo puesto dentro de la Organización es conocido normalmente como "Técnico Controlador de Proceso" (en lo sucesivo TCP) y es responsable de que se cumplan con la mayor eficiencia posible los programas de producción de los diversos Grados de Acero.

El Cuarto de Control cuenta con la Instrumentación necesaria para desde ahí ordenar y controlar todas las operaciones relacionadas con las etapas del Proceso de Aceración de principio a fin del ciclo, que son:

- i) Toma de muestra y medición de temperatura de Arrabio de Alto Horno
- ii) Adición de Desulfurantes del Arrabio
- iii) Desescoriado del Arrabio
- iv) Cálculo y Pesaje del Arrabio de Alto Horno
- v) Carga del Arrabio al Convertidor
- vi) Cálculo y Pesaje de la Chatarra
- vii) Carga de la Chatarra al Convertidor
- viii) Subir y Bajar la Lanza de Oxígeno
- ix) Accionar el Soplo de Oxígeno
- x) Cálculo, Pesaje y Adición de Fundentes

- xi) Accionar el Sistema de Enfriamiento del Convertidor y de la Lanza
- xii) Accionar la Chimenea y el Sistema de Depuración de Gases
- xiii) Desescoriado del Acero Líquido Crudo
- xiv) Toma de Muestra y Temperatura de Acero Líquido Crudo
- xv) Pesaje y Adición de Ferroaleaciones
- xvi) Vaciado del Acero Líquido Crudo
- xvii) Resoplos y/o Enfriamientos

### **2.2.3. Nave de Vaciado**

Los arreglos más funcionales para la Nave de Vaciado desde el punto de vista de flujo de materiales se presentan en las Figuras 2.1. y 2.35.

Para el manejo del Acero Líquido Crudo a la Nave de Vaciado se utilizan Ollas con revestimiento refractario transportadas por medio de carros autopropulsados, ver Figura 2. 30.

La Nave de Vaciado en una Acería B.O.F. no difiere esencialmente de la de otro tipo de Acerías, sin embargo, requiere mayor número de facilidades debido al ritmo de vaciado, una colada cada 36 a 60 minutos operando un solo Convertidor o 18 a 30 operando dos Convertidores. Dispone de grúas, plataformas de vaciado, vías de acceso, horno para el secado de tapones, estaciones de preparación y reparación de ollas, quemadores para el secado, y el equipo para manejo de la Escoria, ver Figura 2.31.

La Escoria es un desecho del Proceso de Aceración B.O.F. subproducto de la refinación del acero, existen varios métodos para desalojar la Escoria en una Acería B.O.F. La Escoria se vacía del Convertidor a Ollas de Fierro vaciado denominadas "Ollas de Escoria", las cuales están soportadas en carros transportadores autopropulsados que la conducen al área donde se inicia

propiamente su manejo, ver Figura 2.32. Una vez que la Escoria se tiene en la Olla se pueden seguir las siguientes alternativas:

i) Transportarla a la Nave de Vaciado o a una Nave intermedia y llevarla por ferrocarril a los patios de procesamiento. No se recomienda en el caso de Naves de Carga entre la de Convertidores y vaciado. Esta práctica es poco usual.

ii) Tirarla en un extremo de la fosa de vaciado o intermedia y recogerla con un camión trascabo para llevarla a los patios de procesamiento. Esta práctica tampoco se recomienda por problemas de polvo e interferencias.

iii) Transportarla con el carro autopropulsado a una nave secundaria y por medio de una grúa puente, tirarla en piletas colectoras para posteriormente mandarla a los patios de procesamiento por medio de camión. Esta práctica es usual principalmente cuando la Nave de Carga se localiza entre la de Convertidores y la de Vaciado, sin embargo, es factible de adaptarse al caso contrario, ver Figura 2.33.

iv) Transportarla en estado líquido por un camión, especialmente diseñado para este objeto, hasta los patios de procesamiento; esta práctica ha adquirido mucha popularidad principalmente en plantas europeas.

Para terminar en las Figuras 2.34. y 2.35., se da una representación en conjunto en forma transversal e isométrica respectivamente de una Acería B.O.F.

### **2.3. El Revestimiento del Convertidor**

Los Convertidores tienen dos tipos de Revestimiento, uno de Seguridad y otro de Trabajo. El de Seguridad es permanente y por lo general lo constituyen ladrillos de Magnesita Quemados. El de Trabajo se cambia cada término de campaña y están constituidos con ladrillos de calidades que van desde los Dolomíticos hasta los Magnesíticos.

En las tablas 2.1 y 2.2 se dan algunas calidades de las materias primas para la fabricación de refractarios. Se emplean dos tipos de Dolomita: i) Dolomita corriente, que tiene varios fundentes, principalmente Oxido de Hierro y Sílice; y ii) Dolomita de bajo contenido de fundentes, un dos por ciento en total o incluso menos. Se emplean también tres tipos de Magnesita: i) una con 85 a 92% de (MgO); ii) otra de 96 a 98% de (MgO); y iii) una última de gran densidad con 95% de (MgO).

Los ladrillos fabricados a partir de estas materias primas se clasifican de tres maneras. Primero existe una clasificación sobre la base del tratamiento térmico durante la fabricación. Es decir, que existen ladrillos ligados con alquitrán, en los cuales las partículas de dolomita y/o magnesita son mezcladas, los ladrillos son prensados y una vez enfriados se encuentran listos para el servicio.

Existen ladrillos ligados con alquitrán, que son iguales a los ladrillos recién mencionados, con la excepción de que son recalentados en un horno después del prensado y del enfriamiento, a fin de expulsar algunas de las sustancias volátiles que se encuentran en el alquitrán. Este procedimiento, llamado templado, hace que estos ladrillos sean menos propensos a descascararse o desgastarse durante el calentamiento inicial del Convertidor. Existe un tercer tipo que lo constituyen los ladrillos cocidos impregnados. Estos ladrillos son prensados con el empleo de algunas sales o ligantes orgánicos luego son cocidos o expuestos al fuego a

temperaturas de 1,500 a 1,800 °C en un horno y finalmente son impregnados con brea en un recipiente a presión.

Un segundo método de clasificación esta basado en los ingredientes que se encuentran en los ladrillos. Es decir, existen ladrillos de Periclase, ladrillos de Magnesita, Ladrillos de Dolomita y muchas mezclas de estos tres.

Naturalmente no existen dos Convertidores revestidos en una forma idéntica y el método para lograr un bajo costo de refractarios por tonelada de Acero Líquido varía de una Acería a otra. Muchas de estas Acerías han estado operando durante varios años, de modo que han logrado una buena comprensión de las variables de operación y cómo éstas afectan la erosión del revestimiento refractario. Muchas Acerías son capaces de ajustar sus variables de operación para reducir la erosión del revestimiento en forma global o en algunas zonas específicas. La mayoría de las plantas puede controlar hoy día la erosión del fondo o incluso reforzar sus fondos ajustando su práctica de soplado y la relación entre Cal Dolomítica y Cal Siderúrgica con alto contenido de (CaO) en su carga de Fundentes. Como resultado, la tendencia es la de emplear los refractarios de menor costo en el fondo y en las partes interiores de las paredes laterales hasta llegar al nivel de metal líquido. Los refractarios de costo mas bajo son las composiciones de Dolomita ligada con alquitrán y no templadas.

Muchas de las plantas controlan hoy día la erosión de los costados de la carga y sangría del Convertidor, solidificando Escoria o una mezcla de Escoria y Caliza en estas zonas. De este modo se ha hecho menos común el empleo anterior y casi universal de ladrillos cocidos e impregnados, de alto costo, en la zona de choque del costado de carga.

Una zona de la porción cilíndrica del revestimiento que experimenta una mayor erosión que el resto de la parte cilíndrica, es la zona de los Muñones. Estos son los niveles o faja a lo largo de los cuales se ubica la superficie del Baño Metálico

cuando el Convertidor es girado para pruebas de temperatura y de muestras metalúrgicas. Muchas plantas construyen estas fajas con ladrillos mejores que los empleados en la parte restante de la porción cilíndrica, para igualar el desgaste por ejemplo, la mayor parte del cilindro está constituida por ladrillos de Magnesita templados con 85 a 92% de (MgO), o bien fajas de ladrillos templados de Magnesita con 96 a 98% de (MgO).

La porción del extremo superior o Cono del Convertidor presenta quizás la mayor variedad en materia de tipos de ladrillos. Las Acerías que tienen Convertidores relativamente altos con conos de ángulos pronunciados y con poca probabilidad de que caiga agua al Convertidor, desde la campana, emplean mezclas de Dolomita-Magnesita. Otras plantas, que tienen una configuración cónica menos deseable o que presentan escapes crónicos en la campana, emplearan un ladrillo templado de Magnesita de mayor costo. Algunas plantas, que experimentan una excesiva acumulación de Acero y de Escoria en las piezas fundidas de la Boca del Convertidor, emplearan ladrillos cocidos e impregnados para el revestimiento del Cono en la parte del extremo superior que tiene uno o dos pies de alto. La mayor resistencia del ladrillo cocido e impregnado ayuda a resistir la frecuente eliminación de costras en la Boca.

Un Convertidor B.O.F. puede presentar entonces un fondo de ladrillos no templados de Dolomita; una parte cilíndrica revestida de ladrillos templados de Magnesita reforzada en los niveles de Escoria con ladrillos templados de Magnesita de gran pureza; y un Cono de ladrillos templados de Dolomita o Magnesita.

Se varía el espesor del revestimiento, además de la calidad del ladrillo, para lograr un desgaste compensado. Típicamente, el Fondo tendrá 21 pulgadas de espesor, mientras que la porción cilíndrica tendrá un espesor de 27 pulgadas para los 2/3 inferiores; y un espesor de 24 pulgadas para el tercio superior. El Cono tendrá un espesor de 21 pulgadas. Estos espesores varían con el tamaño del Convertidor,

por ejemplo, los Convertidores de 300 a 350 toneladas tienen revestimientos de hasta 30 a 33 pulgadas de espesor en la porción cilíndrica. Rara vez se encuentra hoy día la práctica de construir paños de ladrillos más gruesos en uno o más segmentos de la circunferencia de la porción cilíndrica porque se ha descubierto que estos paños se desgastan muy rápidamente.

Las piqueras instaladas en el segmento de la renovación del revestimiento están casi siempre hechas de ladrillos de Magnesita cocidos e impregnados. La mayoría de ellos tienen formas especiales. Un conjunto de cuatro piezas formando un bloque rectangular acuñado con un orificio en él, constituye una de las configuraciones. Otra configuración comúnmente usada es una serie de manguitos que se ajustan sobre un tubo de acero temporal de piquera. La renovación de los tubos durante las campañas se hace aplicando una mezcla húmeda de Magnesita apisonada ya sea con pala o lanzador neumático, en torno a un tubo de acero ver la Figura 2.36.

El mantenimiento del revestimiento por proyección de material refractario apropiado durante la campaña, se practica en la mayoría de las plantas y existen dos distintas prácticas con respecto a este tipo de mantenimiento. La mayoría de las plantas aplican la proyección de material refractario a agujeros o puntos delgados, a medida que se presentan, pero algunas plantas practican una aplicación con lanzador de tipo mantenimiento preventivo, aplicando una capa delgada después de cada colada. Los materiales empleados en la aplicación con lanzador son mezclas de Magnesita con un Silicato soluble o Ligantes Fosfáticos.

Algunas plantas disponen de menos Arrabio Líquido del que desearían tener para una buena práctica de Aceración B.O.F. y han recurrido a las Lanzas de Oxígeno y combustible para fundir más Chatarra en sus Convertidores. Esta práctica genera grandes cantidades de Óxido de Hierro, el cual causa una excesiva erosión del fondo. En consecuencia, estas plantas emplearán más bien ladrillos de

Magnesita en vez de ladrillos de Dolomita para los fondos con motivo de la mejor resistencia que presenta la Magnesita frente a la disolución en Oxido de Hierro.

Algunas plantas tienen grandes mezcladores para Arrabio de los cuales se sacan las cargas para sus Convertidores B.O.F.; esta práctica da como resultante un Arrabio Líquido de composición casi constante que se refleja en un menor desgaste del revestimiento refractario.

Aquellas plantas que vacían sus Coladas B.O.F. a través de una máquina de Colada Continúa experimentan una disminución de un 15 a un 20% en cuanto a duración del Refractario del Convertidor. Estas Coladas tienen que ser vaciadas estando a mayores temperaturas y la Máquina de Colada Continua no siempre está pronta para aceptar la colada B.O.F., de modo que frecuentemente resulta necesario mantener un mayor tiempo la Colada en el Convertidor.

Una planta que emplea un Arrabio Líquido que contiene de 0.30 a 0.50% de fósforo, genera un volumen adicional de Escoria y el alto contenido de Oxido de Hierro necesario para oxidar y remover el Fósforo a niveles aceptables aceleran la erosión del revestimiento, particularmente en los niveles de Escoria y Vaciado.

Casi todas las plantas están empleando Cal Dolomítica a razón de 10 al 20% de su carga de fundentes. Esta práctica ha demostrado beneficiar la duración del revestimiento en casi todos los casos.

Las Propiedades Físicas y Químicas de las diferentes calidades de Ladrillos Refractarios se presentan en la Tabla 2.3. En ladrillos de alta pureza es importante que la relación  $(CaO/SiO_2)$  sea igual o mayor que 2 con el objeto de que al quemarse en el proceso de fabricación o durante la operación se formen cristales de Silicato Dicálcico de alto punto de fusión. Relaciones menores a 2 resultarán en una baja considerable en las propiedades de trabajo en caliente.



La Porosidad Aparente y la Densidad son propiedades que están íntimamente relacionadas, ya que el mecanismo de ataque de la Escoria a los refractarios es por penetración de sistemas de bajo punto de fusión y viscosidad a través de los poros del ladrillo degradando las secciones penetradas formando compuestos de bajo punto de fusión; es pues deseable que los ladrillos tengan una densidad alta y un bajo porcentaje de porosidad. En el caso de ladrillos impregnados los poros tanto en cantidad como en tamaño, juegan un papel importante para la distribución completa de la brea en el ladrillo y para mantener después en el coquizado un porcentaje de Carbono Residual elevado.

Tanto en los ladrillos templados como los impregnados, el Carbono Residual juega el mismo e importante papel, en los primeros su procedencia es de carbones coloidales en suspensión con breas de alto punto de ablandamiento; en los impregnados viene como residuo de la brea de alto punto de ablandamiento después de coquizarse. La función del Carbono es reducir los óxidos que pretenden penetrar a través del ladrillo evitando de esta manera la degradación del ladrillo en su cara de trabajo, por otra parte, el Carbono Residual mismo cierra los poros del refractario.

La relación Carbono Residual a porcentaje de Porosidad Aparente es un indicador del comportamiento de un ladrillo en operación, se considera que una relación igual o menor a 0.25 es característica de un buen ladrillo impregnado.

Las temperaturas de trabajo en un Convertidor alcanzan niveles de hasta 1,600 °C según el tipo de Acero a fabricar y las presiones a que esta sujeto el refractario en operación, debido a la carga misma y a los esfuerzos de expansión, requieren de una alta resistencia a la ruptura en caliente.

Hay muchos factores que originan el desgaste del revestimiento refractario, a continuación se describen los de mayor influencia.

### i) Atmósfera del Horno

La atmósfera del horno consiste principalmente de Monóxido de Carbono, Bióxido de Carbono y Oxígeno, el contenido en por ciento de éstos depende de la práctica de operación. El contenido de Monóxido de Carbono depende principalmente de la distancia de la Lanza de Oxígeno al Baño, una posición baja de la Lanza da lugar a un contenido alto de Monóxido de Carbono; con la lanza en una posición alta se da lugar a una combustión parcial del Monóxido de Carbono en el Convertidor con un aumento de Bióxido de Carbono en los gases.

En general se puede decir que durante el periodo de operación, la atmósfera del Convertidor tiene una acción reductora sobre el revestimiento refractario. La atmósfera del Convertidor durante los periodos entre Soplados, cuando no está habiendo eliminación de Carbono, la atmósfera tiene a la composición del aire y por lo tanto tiene una acción oxidante en el revestimiento. El ladrillo del Convertidor, por lo tanto, esta expuesto a un ciclo continuo de atmósferas oxidantes y reductoras. En experimentos de laboratorios se ha encontrado que un ladrillo rico en Hierro (conteniendo  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  entre 4 y 7%) muestra desintegración después de frecuentes cambios de atmósfera oxidantes y reductoras.

### ii) Composición de la Escoria

La Escoria se obtiene por medio de los Fundentes adicionados al proceso de Aceración y a la reacción de estos con los óxidos de los metaloides removidos del Baño Metálico. Los principales componentes de la escoria son por lo tanto,  $(\text{SiO}_2)$ ,  $(\text{FeO})$ ,  $(\text{MnO})$ ,  $(\text{P}_2\text{O}_5)$ ,  $(\text{CaO})$ ;  $(\text{MgO})$ , de los cuales el  $(\text{SiO}_2)$ ,  $(\text{FeO})$  y el  $(\text{MnO})$  son los que tienen un efecto más perjudicial en el revestimiento del Convertidor. La razón de esto es que el ladrillo de Magnesita que es de carácter altamente básico, es fuertemente atacado por compuestos que son menos básicos, o ácidos en principio, el ataque es mayor al aumentar las diferencias en Basicidad y la temperatura, ver Figura 2.37. De importancia especial es el contenido de  $(\text{FeO})$  en

la Escoria el que puede alcanzar muy altos niveles particularmente en los últimos minutos del soplado cuando el Baño y la Escoria han alcanzado una alta temperatura. Esto es cierto principalmente cuando se funden Aceros de Bajo Carbón en el cual se requiere un alto contenido de (FeO) en la Escoria por razones metalúrgicas. En tales casos el contenido de (FeO) de la Escoria podría elevarse a más de 30%, ver Figura 2.38.

Un alto contenido de Silicio en el Arrabio da lugar a una marcada disminución en la vida del revestimiento, ver Figura 2.39. Esto es debido a que se necesita cargar más Chatarra como refrigerante lo que da lugar a erosión mecánica en el lado de la carga. Además se forma una Escoria fuertemente ácida, proveniente del alto contenido de Silicio en el Arrabio, el cual es oxidado al inicio del soplado y esta Escoria ataca al revestimiento químicamente. El volumen de Escoria es también necesariamente mayor. Además como ya se mencionó, la relación de los componentes de la Escoria tienen una influencia decisiva en el desgaste. El cociente ( $\text{CaO}/\text{SiO}_2$ ) es de especial importancia en relación a lo anterior, se puede ver en el sistema cuaternario ( $\text{CaO-MgO-Fe}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ ) que la relación ( $\text{CaO}/\text{SiO}_2$ ) de 2/1 cae en el plano  $\text{MgO-2CaO}$ ,  $\text{SiO}_2\text{-MgO-Fe}_2\text{O}_3$ , ver la Figura 2.40. Si la relación es mayor de 2/1, todo o al menos gran parte del ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) se combina con el ( $\text{CaO}$ ) formando Ferritos de Calcio, algunos de los cuales tienen puntos de fusión bajos. Si la relación es menor de 2/1 todo el ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) reacciona con el ( $\text{MgO}$ ) formando Espinales.

Por los Silicatos que se han encontrado en la cara de trabajo, los cuales tienen una relación  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$  alta, puede suponerse que el Ferrito de Magnesio ha sido formado vía Magnesio-Wustita durante el enfriamiento. Así, una posible causa de desgaste de la Magnesita puede ser vista en el sistema cuaternario, puesto que una de las causas aparentes de desgaste en materiales básicos es debido a la formación de Ferritos Cálcidos de bajo punto de fusión.

La Fluorita también tiene una influencia considerable en el desgaste del revestimiento refractario, ver la Figura 2.41. La Fluorita forma un compuesto con el Silicato de Calcio al que se le ha dado el nombre de Cuspidina. Este compuesto forma un Eutéctico con la Fluorita que tiene un punto de fusión de aproximadamente 1,150 °C. Este Eutéctico fundido, penetra profundamente en el ladrillo de Magnesita de acuerdo con el gradiente de temperatura y forma un sello extremadamente denso.

Otro factor muy importante en la vida del revestimiento es el uso de Carbonato de Sodio utilizado para desulfurar el Arrabio normalmente entre el mezclador y el Convertidor. A pesar del especial cuidado que se tiene para eliminar la Escoria conteniendo Carbonato de Sodio, siempre se pasan cantidades residuales de ésta al Convertidor en donde atacan fuertemente al revestimiento de Magnesita.

Con objeto de obtener una Escoria básica en el menor tiempo posible, la cantidad de Cal que se adicione es de importancia decisiva. El tamaño (granulometría) de la Cal debe ser más o menos como el de una nuez y debe fundir rápidamente. Una Cal calcinada a alta temperatura es menos activa y funde muy lentamente. Puede suceder que la Sílice se combine con esta Cal formando Silicato Dicálcico que retarda enormemente la disolución de la Cal.

### iii) Esfuerzos Mecánicos.

Los Esfuerzos Mecánicos son causados principalmente en el ladrillo de trabajo al cargar la Chatarra y por la acción erosiva del Arrabio al vaciarse en el Convertidor. Se ha logrado mejorar la vida del refractario cargando y vaciando el Convertidor por el mismo lado. En este caso se forma una capa solidificada de Escoria sobre el ladrillo, la que sirve como colchón al impacto de la Chatarra y del Arrabio y trabaja como una especie de revestimiento de desgaste.

Un daño posterior puede ser causado por los Fundentes, los cuales son agregados a través de una tolva dosificadora durante el soplado. El arreglo inadecuado de la descarga de la tolva puede dar lugar a que las adiciones golpeen el revestimiento antes de alcanzar el Baño Metálico.

Durante el soplado, el ladrillo de trabajo adyacente a la zona del Baño esta sujeto a erosión debido al movimiento vigoroso del Baño producido por el chorro de Oxígeno. Ver Figura 2.42.

#### iv) Esfuerzos por Cambios de Temperatura

Con la práctica normal del soplado, el ladrillo está expuesto a cambios de temperatura en el curso del soplado. Por investigaciones efectuadas en la operación, se ha demostrado claramente que la vida del revestimiento es función del número de coladas por unidad de tiempo. Una secuencia rápida de soplados sin pausas largas entre éstas indudablemente aumenta la vida del revestimiento.

Existe seguramente un tiempo óptimo de vaciada a vaciada por abajo del cual la vida disminuye. Esto se ha comprobado por varios resultados de operación. Una secuencia muy rápida de soplados puede originar que la temperatura del ladrillo se eleve a un punto tal que hay una disminución en la resistencia a la compresión de los refractarios. Las cargas de Chatarra pesada sobre refractarios suaves puede causar daños severos. El ataque químico también será más rápido especialmente a causa de la Escoria inicial altamente ácida.

#### v) Esfuerzos Térmicos.

Las altas temperaturas obtenidas en el Convertidor Básico al Oxígeno, que pueden llegar hasta 2,000 °C durante el soplado, son muy importantes en lo que se refiere al desgaste de los refractarios, en general, cualesquier proceso químico se efectúa más rápidamente a altas temperaturas, lo mismo se aplica en el

desgaste del revestimiento, por ejemplo, el desprendimiento del material refractario por ataque químico de la Escoria. Aunque no es posible reducir la temperatura de la parte superior del Convertidor sí es posible regular la combustión secundaria. Es prácticamente imposible influir sobre la temperatura en la zona de contacto del Chorro de Oxígeno con el Arrabio, en donde se ha encontrado temperaturas de hasta de 2,500 °C; sin embargo, es posible mantener la temperatura del Baño bajo control dentro de ciertos límites agregando Chatarra y Mineral para enfriar, ajustando estas adiciones al Arrabio en cuestión.

#### vi) Forma Geométrica del Convertidor

No hay duda que la forma del Convertidor, así como las proporciones relativas de sus dimensiones individuales, tienen influencia en la vida del refractario, lo mismo se puede decir del volumen de reacción disponible por tonelada de material cargado. El Convertidor B.O.F. original era similar en forma al Convertidor Bessemer Básico o Acido y particularmente la parte superior era reducida simétricamente. Con el transcurso del tiempo el Convertidor ha sido modificado a una forma completamente simétrica con objeto de eliminar efectos de desgaste en el ladrillo tanto como sea posible.

El diámetro interior de la Boca del Convertidor, especialmente el Cono, tiene una influencia decisiva en la vida de los refractarios. Un diámetro grande da lugar a una succión fuerte de aire debido a la acción de la Lanza de Oxígeno, resultando una temperatura extremadamente alta en la parte superior con un desgaste muy severo. Un diámetro reducido da lugar a erosión del refractario del Cono ya que los gases salen del Convertidor por una abertura muy restringida.

#### vii) Procedimiento de Operación y Técnica de Soplado

La distancia de la Lanza de Oxígeno al Baño tiene un efecto considerable en el desgaste del refractario. Normalmente una posición alta de la Lanza reduce el

desgaste con el fondo, pero el desgaste se incrementa en la parte superior del Convertidor debido a la succión del aire, asociado con la combustión retardada del (CO) a (CO<sub>2</sub>). Con una distancia corta el desgaste en la parte superior disminuye, pero el fondo es fuertemente dañado por la acción potente del chorro y la turbulencia producida en el Baño.

Se han efectuado experimentos con el objeto de disminuir la distancia de la Lanza al Baño tanto como sea posible, observándose que la solución mas favorable fue la introducción de una Lanza con varias toberas, para subdividir el chorro de Oxígeno, con esto, ha sido posible reducir la distancia de la Lanza al Baño con lo que disminuye el desgaste en la parte superior, sin intensificar el desgaste en el fondo. Cuando se usa la Lanza de varias toberas, no se altera la relación en el área de choque a pesar de la reducción en la altura de la lanza.

Esta claro que los esfuerzos en los refractarios aumenta con la temperatura del proceso, por lo que es esencial, si se quiere obtener una mayor vida del refractario, tener la temperatura del Baño bajo control durante el soplado y mantenerlo dentro de ciertos límites agregando Chatarra o Mineral de Fierro como refrigerantes. Otro factor es el tiempo durante el cual el refractario permanece en contacto con el Baño o la Escoria, mientras mayor sea el tiempo con la Carga dentro del Convertidor mayor será el desgaste. Resoplos para ajustar el Carbono Residual o la Temperatura de Fin de Sopló, Coladas de alto Carbón y los tiempos largos de espera por análisis, tienen un efecto dañino sobre el revestimiento.

Se ha encontrado en la práctica que se obtiene un aumento en la vida del refractario, si parte de la Cal agregada es reemplazada por Cal Dolomítica, ver la Figura 2.43. Lo anterior puede explicarse por el hecho de que la Escoria se satura de Oxido de Magnesio contenido en la Cal Dolomítica, con el resultado de que se absorbe menos (MgO) del revestimiento refractario, ver Figuras 2.44. y 2.45. Con base a pruebas prácticas se ha encontrado que se obtiene un rápido aumento en la basicidad de la Escoria con la adición de Cal Dolomítica, por ejemplo, en

muestras tomadas de Escoria durante el soplado después de cinco minutos de la adición de Cal Siderúrgica la Basicidad se ha reportado con valor de 1.0, después de 8 minutos aumentó a 1.3 y al final la Basicidad fue de 2.2. Con adiciones de Cal Dolomítica, las correspondientes Basicidades fueron de 1.25, 1.7 y 2.2.

En general se puede concluir que el desgaste del revestimiento refractario puede dividirse en dos clases: i) ataque químico de la Escoria el cual puede describirse como corrosión y ii) esfuerzos mecánicos de las piezas refractarias debido a zonificación.

Por lo tanto, para obtener un mayor rendimiento del revestimiento refractario se recomiendan las siguientes prácticas de operación:

- i) Una práctica de Escoria altamente básica, cantidades suficientemente grandes de (CaO) en la carga, asegurar una Basicidad adecuada en relación al contenido de (SiO<sub>2</sub>) correspondiente al (Si) del Arrabio y los sólidos metalúrgicos en la carga. La adición de Cal Dolomítica es deseable para evitar la absorción del (MgO) del revestimiento saturando la escoria con (MgO) desde el principio. El contenido de (FeO) deberá de mantenerse tan bajo como sea posible si las condiciones metalúrgicas lo permiten.
- ii) Control de la temperatura con adiciones adecuadas de Chatarra para enfriar al principio del soplado, o por adiciones de mineral de Hierro durante el proceso.
- iii) Procurar usar la menor cantidad de Fluorina debido a que la formación de Cuspidina (3CaO – CaF<sub>2</sub>), que es un eutéctico de muy bajo punto de fusión que penetra profundamente en el ladrillo y ayuda a la solubilidad del (MgO) en la Escoria.
- iii) Tratar de tener el Baño Metálico un tiempo mínimo dentro del Convertidor, haciendo el menor número de Cargas posibles con resoplados.



iv) Cuando sea posible debe evitarse el programar varias coladas continuas de Acero de muy bajo carbón.

v) Procurar una secuencia rápida de la Carga Metálica. En esta forma los esfuerzos térmicos de los refractarios son contenidos dentro de ciertos límites definidos.

vi) Ajustar la distancia correcta de la Lanza de Oxígeno. Esto puede ser determinado únicamente mediante pruebas prácticas y con la ayuda de los perfiles de desgaste. La Lanza de toberas múltiples se ha encontrado muy satisfactoria para obtener disminución del desgaste.

**Tabla 2.1.**

**Materia Primas Empleadas en Refractarios para Convertidores B.O.F.**

| Composición                      | Materia Primas     |                            |                     |                          |                            |
|----------------------------------|--------------------|----------------------------|---------------------|--------------------------|----------------------------|
|                                  | Dolomita Corriente | Dolomita con poco Fundente | Magnesita Corriente | Magnesita de gran Pureza | Magnesita de gran Densidad |
| MgO%                             | 37 a 38            | 40 a 41                    | 85 a 92             | 96 a 98                  | 94 a 96                    |
| CaO%                             | 53 a 55            | 57 a 58                    | 1 a 5               | 1 a 1.5                  | 2 a 3                      |
| SiO <sub>2</sub> %               | 1.1 a 1.2          | 0.2 a 0.3                  | 1 a 4               | 0.4 a 0.8                | 1 a 1.5                    |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> % | 0.5 a 1.0          | 0.2 a 0.4                  | 0.2 a 0.8           | 0.2 a 0.4                | 0.02 a 0.03                |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> % | 4.0 a 6.0          | 0.2 a 0.3                  | 2 a 5               | 0.11 a 0.3               | 0.3 a 0.5                  |
| Densidad (g/cm <sup>3</sup> )    | 3.25               | 3.20                       | 3.10                | 3.30                     | 3.40                       |

**Tabla 2.2.**

**Refractarios para Revestimiento de Trabajo**

| Composición                      | Refractario        |                            |                     |                          |                            |
|----------------------------------|--------------------|----------------------------|---------------------|--------------------------|----------------------------|
|                                  | Dolomita Corriente | Dolomita con poco Fundente | Magnesita Corriente | Magnesita de gran Pureza | Magnesita de gran Densidad |
| MgO%                             | 54 a 57            | 57 a 60                    | 88 a 92             | 96 a 98                  | 95 a 97                    |
| CaO%                             | 38 a 41            | 38 a 42                    | 4 a 6               | 1.1 a 1.3                | 2.2 a 2.6                  |
| SiO <sub>2</sub> %               | 0.5 a 1.5          | 0.3 a 0.7                  | 1.4 a 3.0           | 0.5 a 0.7                | 1.1 a 1.3                  |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> % | 0.4 a 1.2          | 0.3 a 0.7                  | 0.3 a 0.4           | 0.2 a 0.3                | 0.0 a 0.05                 |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> % | 2.7 a 4.3          | 0.5 a 1.0                  | 2.3 a 4.1           | 0.1 a 0.2                | 0.3 a 0.6                  |
| Densidad (g/cm <sup>3</sup> )    | 2.92 a 3.00        | 2.90 a 2.96                | 2.96 a 3.07         | 3.06 a 3.10              | 2.98 a 3.08                |

**Tabla 2.3.**  
**Propiedades Químicas y Físicas de Ladrillos Refractarios para B.O.F.**

| Propiedades  | Ladrillo Refractario              |                                  |                                |
|--|-----------------------------------|----------------------------------|--------------------------------|
|  | Magnesita Alquitranado y Templado | Dolimita Alquitranado y Templado | Magnesita Quemado e Impregnado |
| <b>Análisis Químico (%)</b>                          |                                   |                                  |                                |
| SiO <sub>2</sub>                                     | 2.80                              | 0.50                             | 0.80                           |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>                       | 0.90                              | 0.20                             | 0.40                           |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>                       | 0.90                              | 0.10                             | 0.40                           |
| CaO  | 5.80                              | 57.70                            | 2.00                           |
| MgO  | 89.60                             | 41.50                            | 96.40                          |
| <b>Densidad (g/cm<sup>3</sup>)</b>                   |                                   |                                  |                                |
| Al Embarcar  | 3.03                              | 3.40                             | 3.09                           |
| Cocido   | 2.98                              | 2.98                             | 3.06                           |
| Quemado  | 2.82                              |                                  | 2.95                           |
| <b>Porosidad (%)</b>                                 |                                   |                                  |                                |
| Al Embarcar  | 4.20                              | 3.40                             | 1.80                           |
| Cocido   | 10.90                             | 7.70                             | 10.70                          |
| Quemado  | 19.00                             |                                  | 14.90                          |
| <b>Resistencia a la Compresión Kg/cm<sup>2</sup></b> |                                   |                                  |                                |
| Al Embarcar  |                                   | 420.00                           | 700.00                         |
| Cocido   |                                   | 630.00                           | 1100.00                        |
| Quemado  |                                   |                                  | 700.00                         |
| <b>Carbón Residual (%)</b>                           | 5.50                              | 5.00                             | 2.50                           |
| <b>Pérdidas de Alquitrán</b>                         | 6.80                              | 6.50                             | 4.70                           |

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

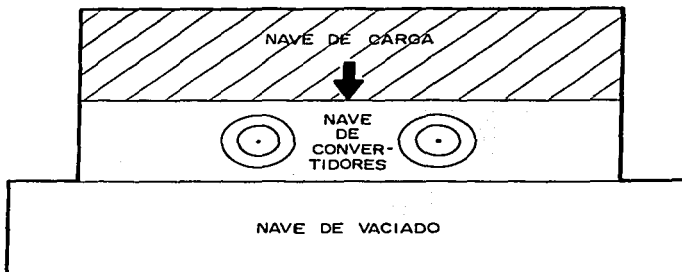


Fig. 2.1. Disposición de la Nave de Carga opuesta a la Nave de Vaciado.

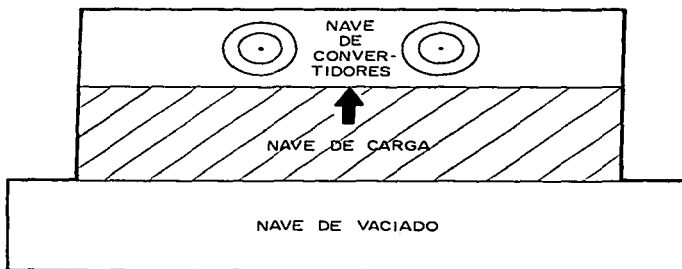
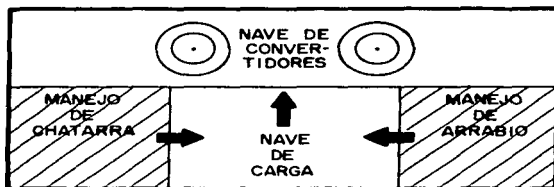
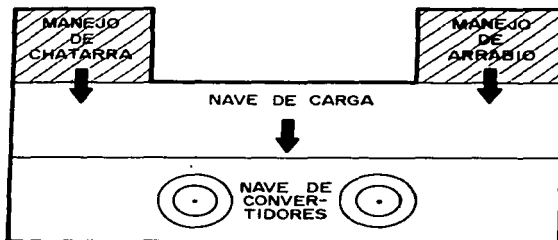


Fig. 2.1.a. Disposición de la Nave de Carga entre la Nave de Convertidores y la Nave de Vaciado.

ESTRUC. CON  
FALLA DE ORIGEN



**Fig. 2. 2. Preparación de Arrabio y Chatarra en la Nave de Carga.**



**Fig. 2.2.a. Preparación de Arrabio y Chatarra fuera de la Nave de Carga.**

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

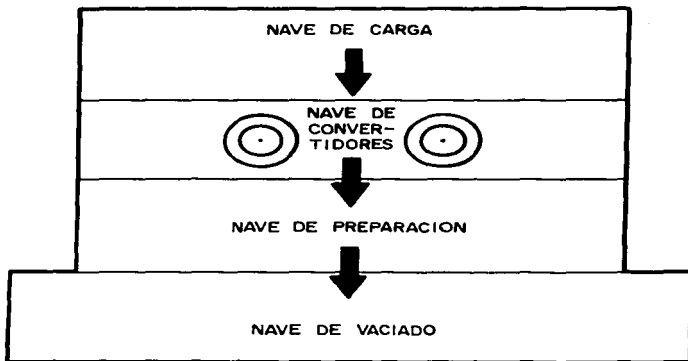
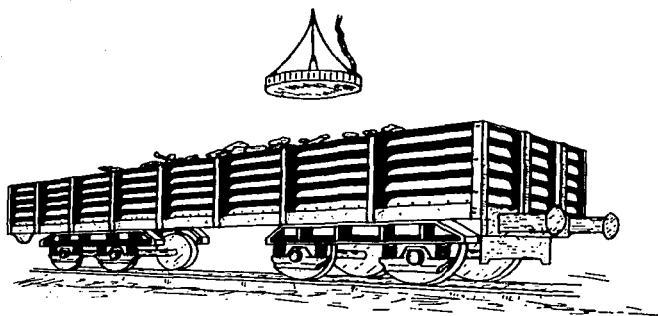
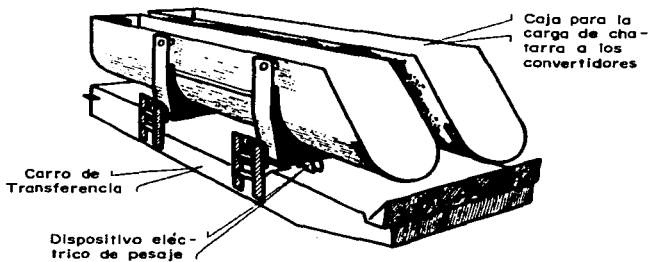


Fig. 2.3. Disposición de la Nave de Vaciado con la alternativa de una Nave de Preparación Intermedia.

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

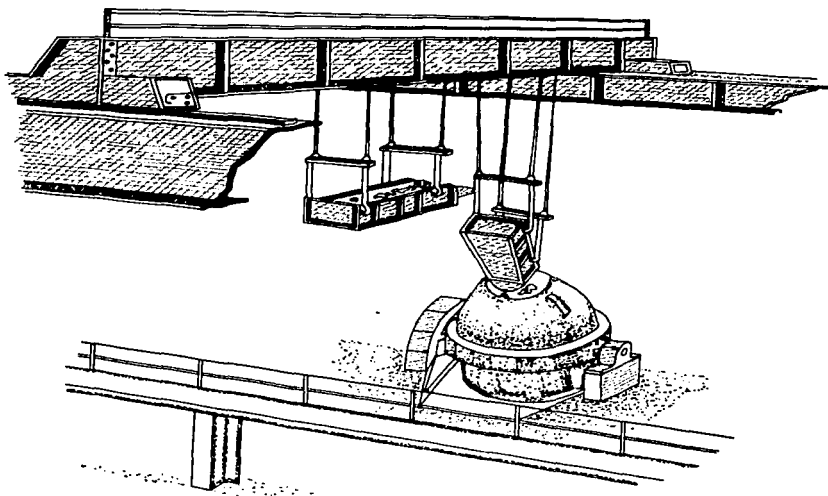


**Fig. 2.4. Recibo de Chatarra en el patio de preparación, por medio de góndolas de ferrocarril y descarga de electroimán.**



**Fig. 2.5. Cajas para carga de Chatarra a los Convertidores manejados por medio de carros de pesaje autopropulsados.**

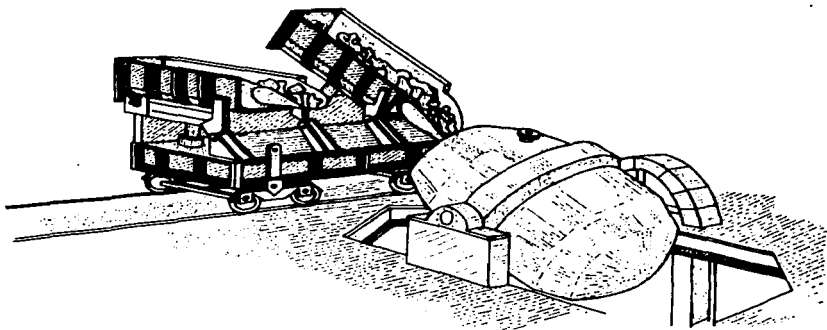
ESTE CON  
FALLA DE ORIGEN



**Fig. 2.6. Carga de Chatarra al Convertidor por medio de una grúa puente.**

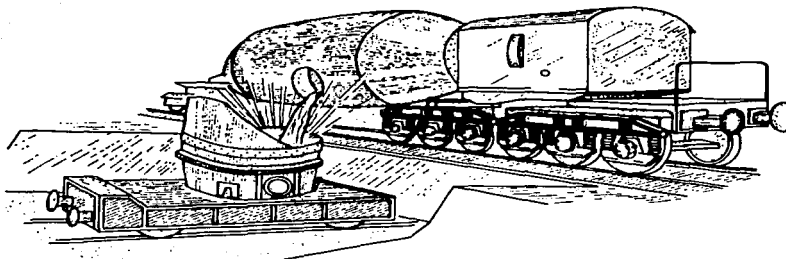
**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**





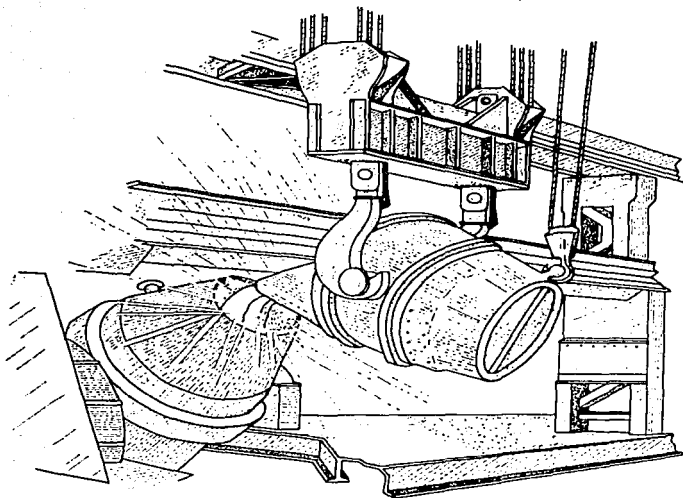
**Fig. 2.7. Carga de Chatarra al Convertidor por medio de un carro autopropulsado en el piso de operación.**

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**



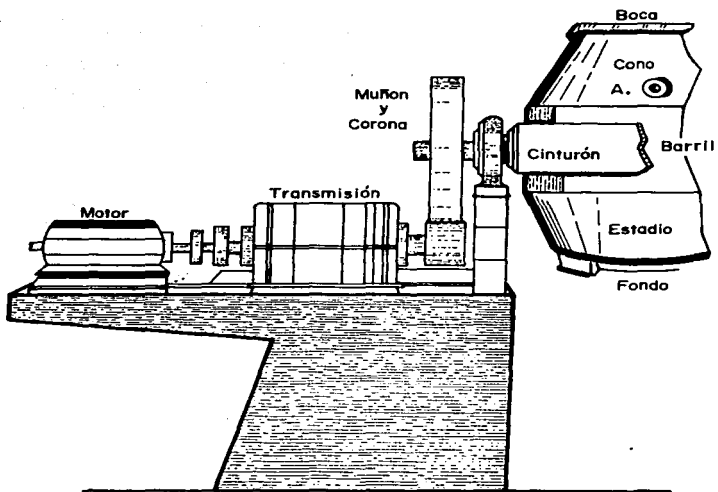
**Fig. 2.8. Vaciado del Arrabio de un Carro Termo a la Olla de Arrabio soportada por un carro transportador autopropulsado, en la fosa de trasiego.**

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN



**Fig. 2.9. Carga de Arrabio al Convertidor por medio de una Olla de Arrabio y de una grúa puente.**

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN



**Fig. 2.10. Representación esquemática de las partes principales del Convertidor.**

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

ACOT. EN mm.

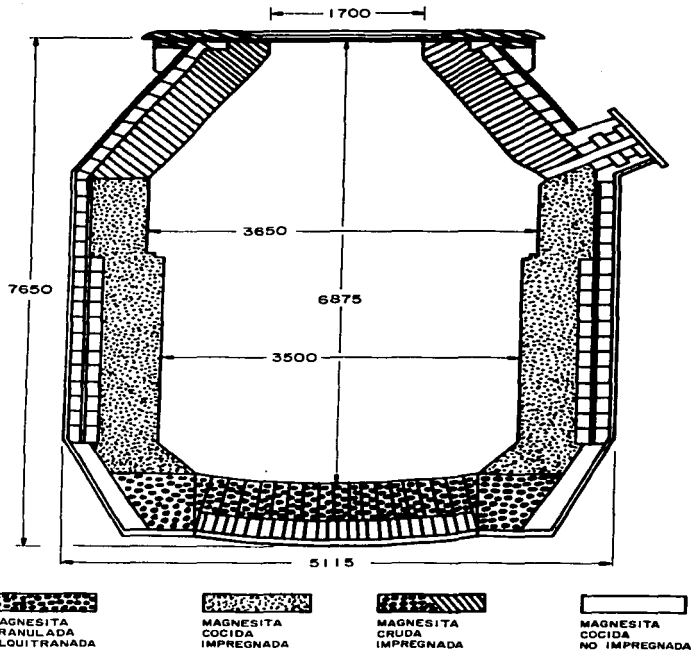
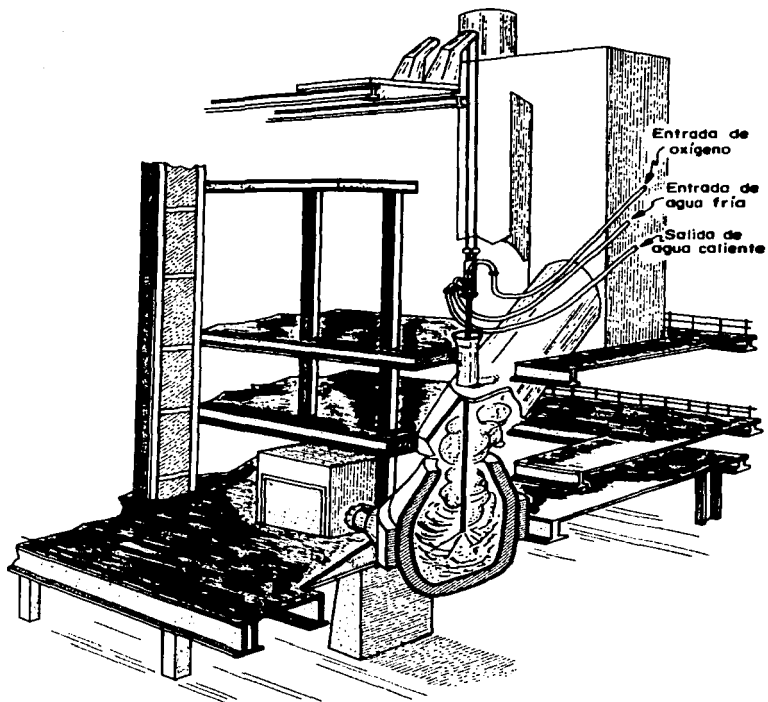


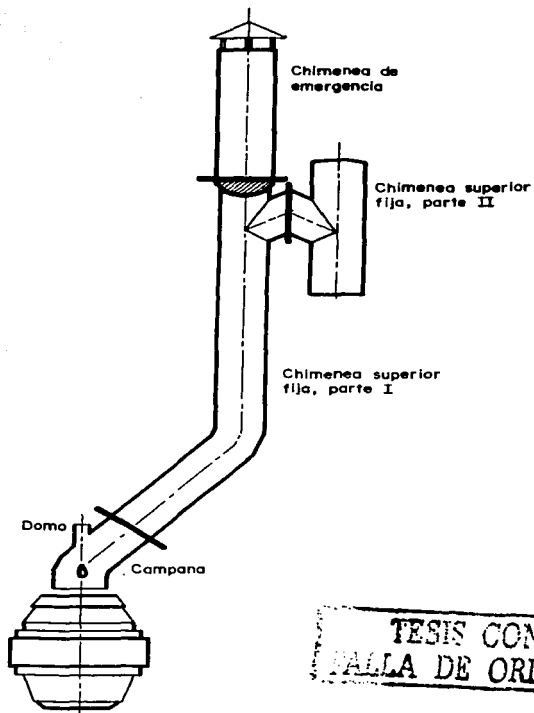
Fig. 2.11. Perfil del Convertidor.

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN



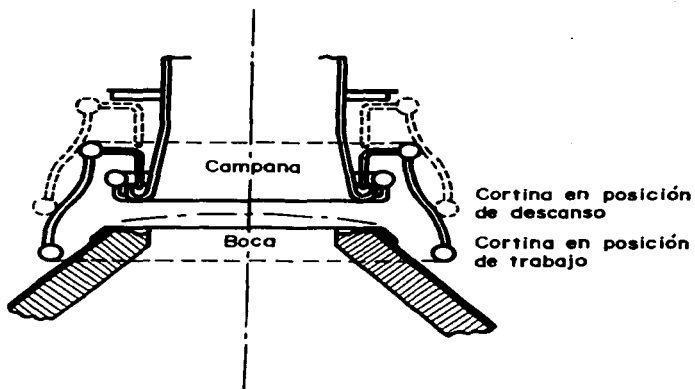
**Fig. 2.12. Representación esquemática del soporte de una Lanza de Oxígeno en posición de Soplado.**

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN



TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

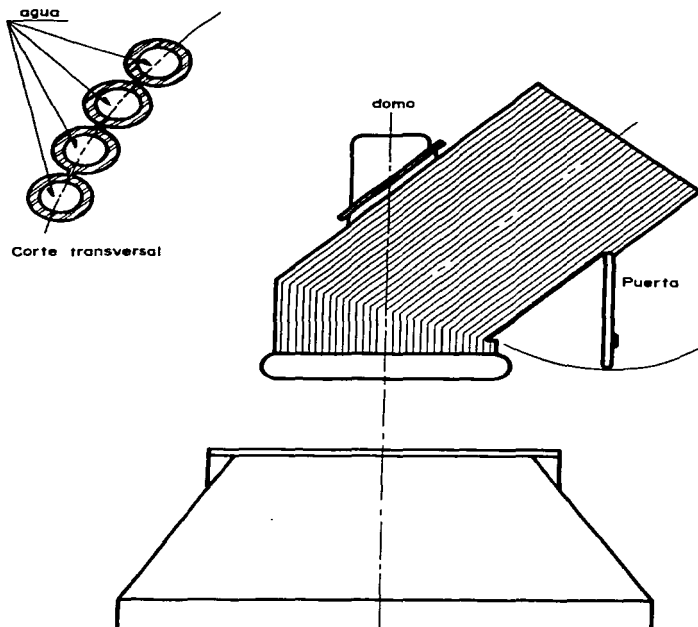
Fig. 2.13. Partes principales de la Chimenea.



**Fig. 2.14. Campana con el sistema de cortina en el proceso de gases no quemados; (SISTEMA IRSID-CALF).**

TESIS CON  
FAULA DE ORIGEN





**Fig. 2.15. Representación esquemática de una Chimenea tipo membrana, con puerta para acceso a la Boca del Convertidor.**

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

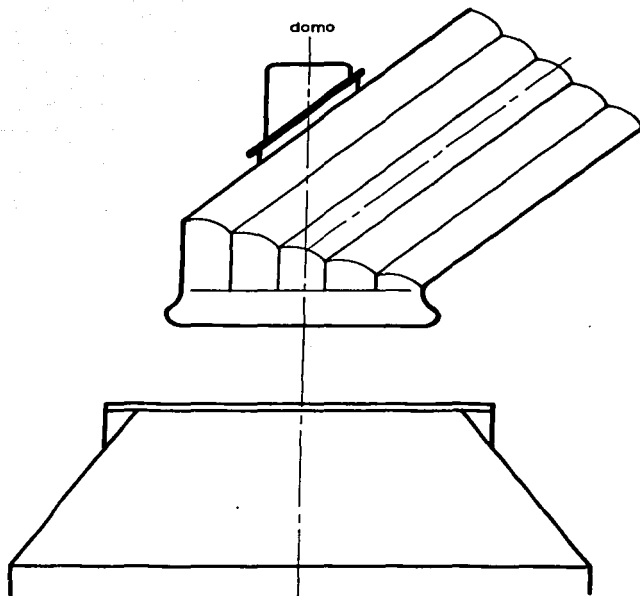
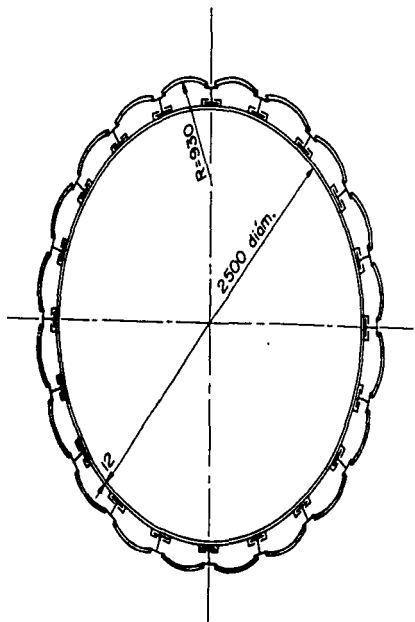


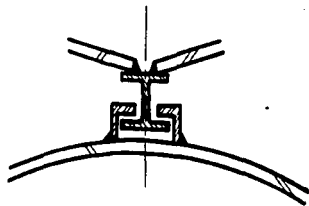
Fig. 2.16: Chimenea tipo doble pared o de gajos.

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

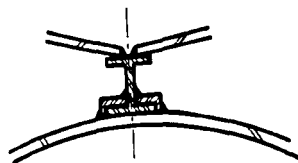
TESIS CON  
FALTA DE ORIGEN



CORTE TRANSVERSAL

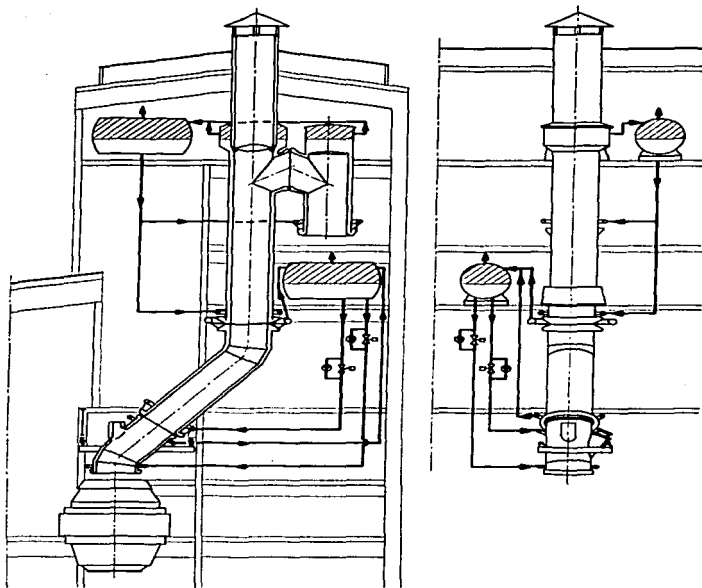


DETALLE DE LA CONSTRUCCION ORIGINAL MOSTRANDO EL ENSAMBLE PARA EXPANSION



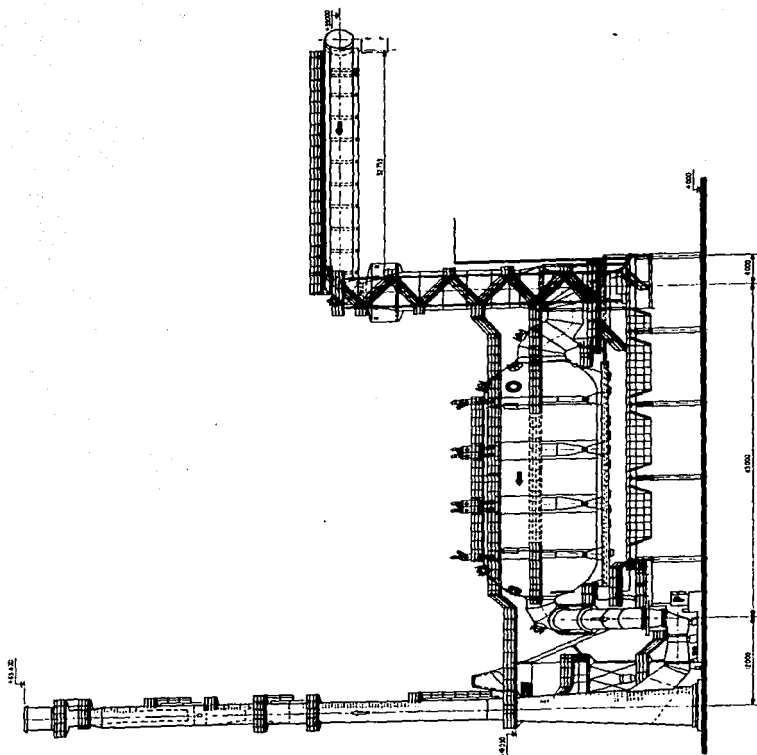
DETALLE DE LA MODIFICACION DONDE SE HA ELIMINADO LA POSIBILIDAD DE ABSORBER EXPANSIONES

Fig. 2.17. Chimenea de doble pared.



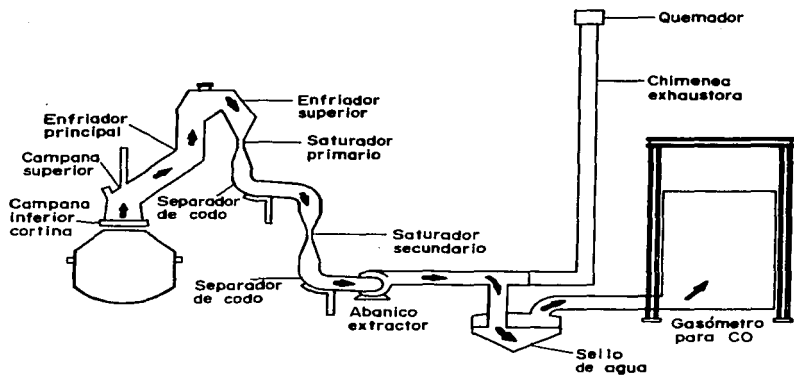
**Fig. 2.18. Un Sistema de Enfriamiento en circuito cerrado para Chimeneas.**

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN



**Fig. 2.19. Precipitador Electroestático**

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN



**Fig. 2.20. Representación esquemática del Sistema de Enfriamiento de Chimeneas y limpieza de gases en un sistema OG. Se observa la eliminación de la Chimenea de emergencia.**

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

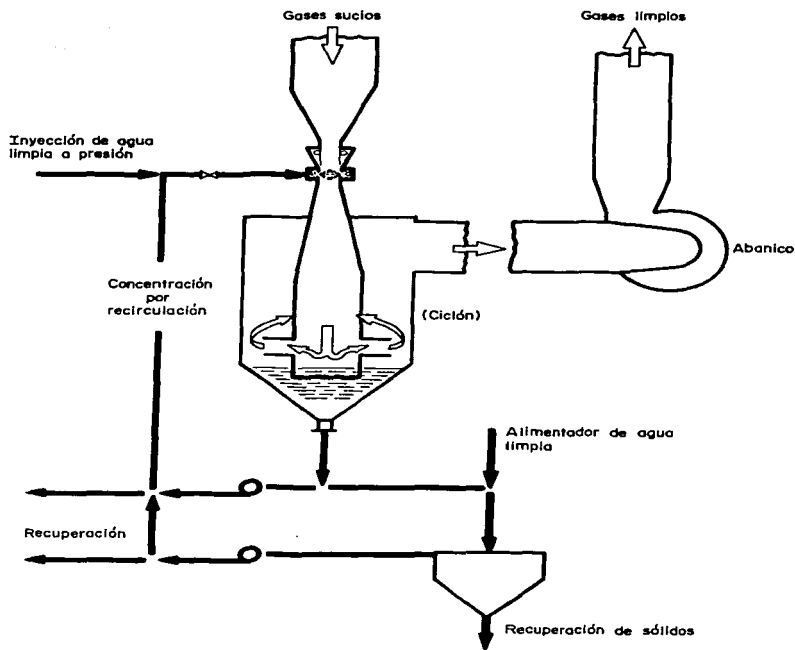
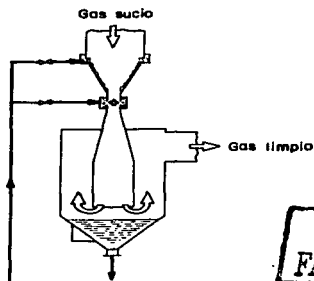


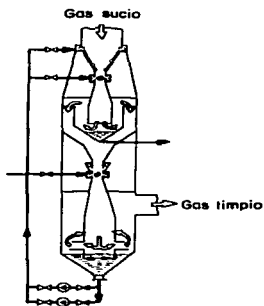
Fig. 2.21. Diagrama típico de un Venturi saturador para la separación de sólidos en un gas.

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

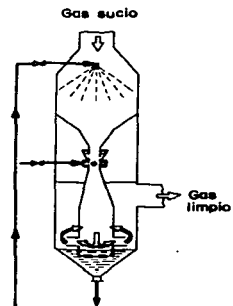


Venturi saturador por inyección y derrame

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN



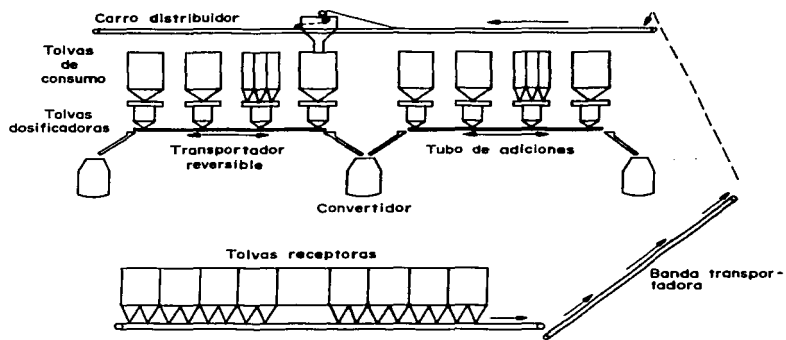
Doble venturi saturador con inyección y derrame



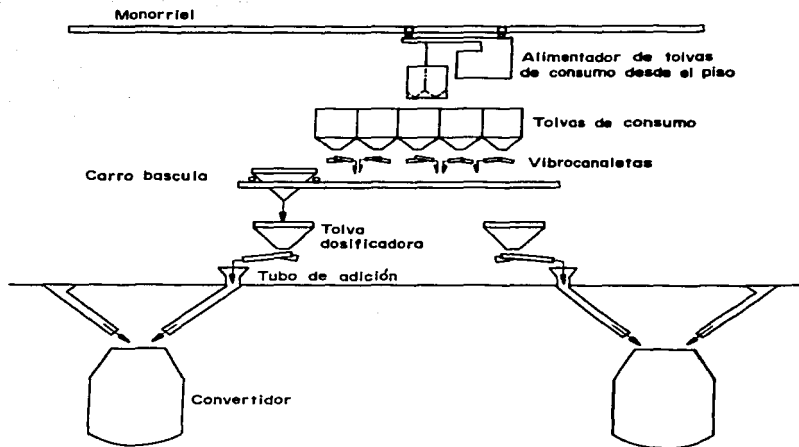
Venturi saturador con inyección y riego

Fig. 2.22. Varias combinaciones de Venturis para la limpieza de gases.





**Fig. 2.23. Sistema de manejo de Fundentes con transporte por banda desde las tolvas receptoras a las tolvas de consumo, y suministro a los Convertidores por bandas reversibles.**



**Fig. 2.24. Sistema de manejo de fundentes, del piso a las tolvas de consumo por medio de un monorriel y un carro alimentador. En este caso con un carro báscula para dos Convertidores.**

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

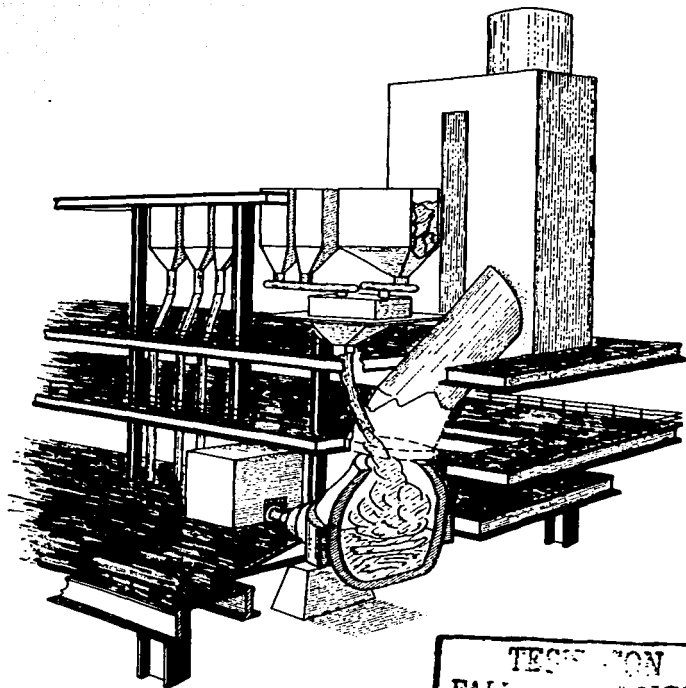
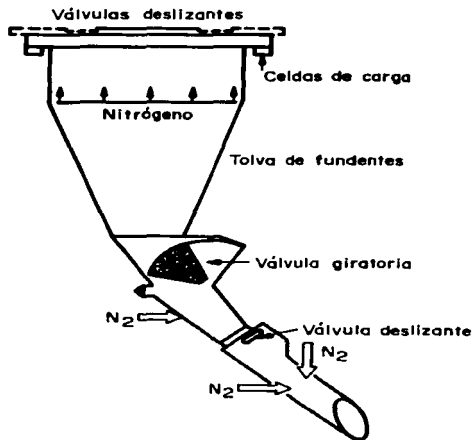


Fig. 2.25. Sistema de alimentación de Fundentes con servicio a un solo Convertidor, y de Ferroaleaciones al piso de operación.



**Fig. 2.26. Sistema de seguridad en la tolva y tubo de adiciones, operando con un factor de aire en la Chimenea de O.I.**

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

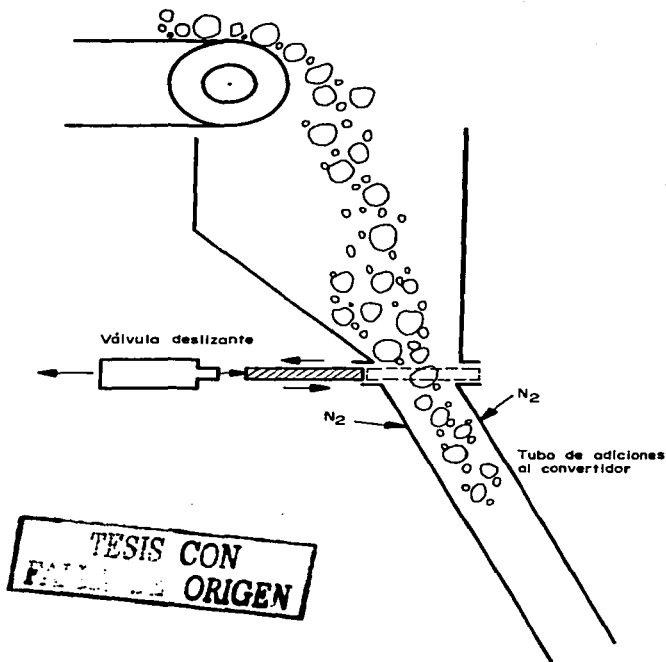
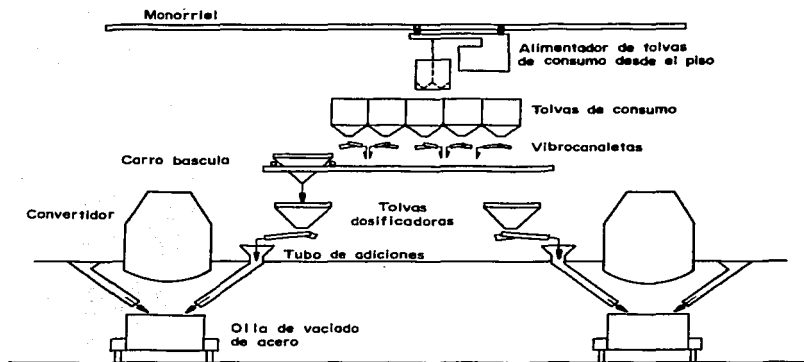
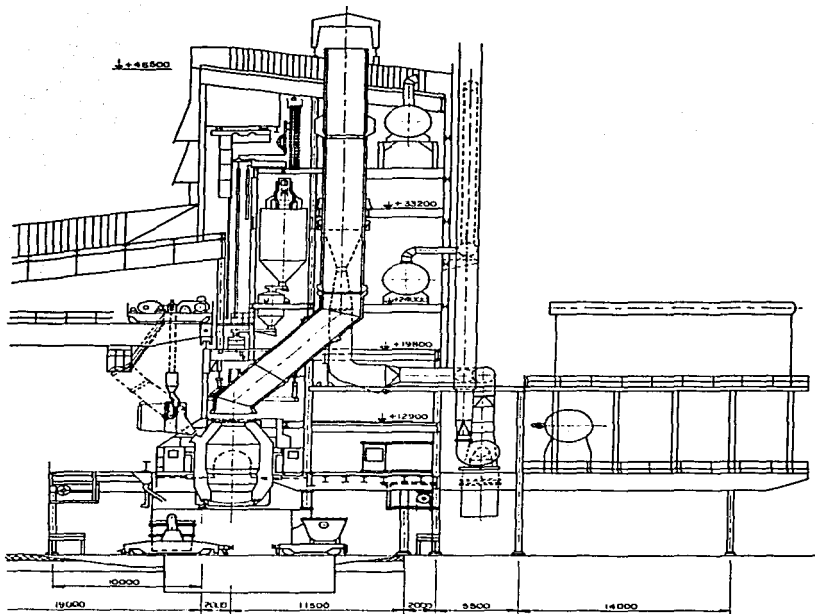


Fig. 2.27. Sistema de Seguridad en un tubo de adiciones, operando con un factor de aire en la Chimenea de 0.6.



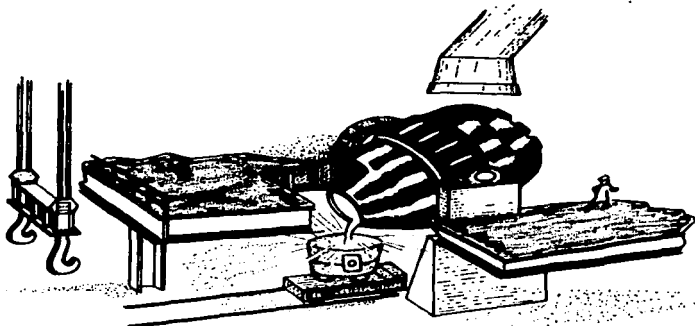
**Fig. 2.28. Sistema de manejo de Ferroaleaciones, desde el paso a las tolvas de consumo hasta la alimentación a la Olla de Vaciado de Acero.**

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN



**Fig. 2.29. Arreglo General de la Nave de Convertidores con sus respectivos equipos.**

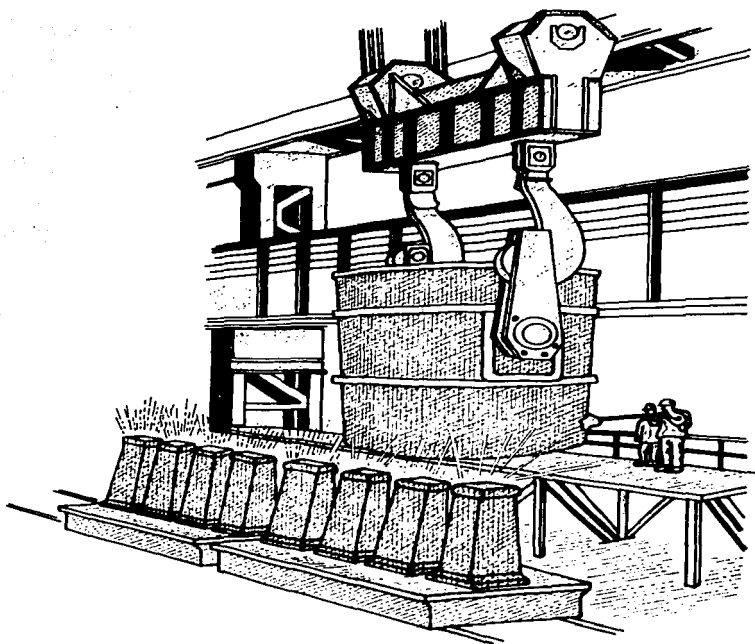
TON  
ORIGEN



**Fig. 2.30. Representación del vaciado del Acero del Convertidor a la Olla de Acero soportada por un Carro de Transferencia autopropulsado.**

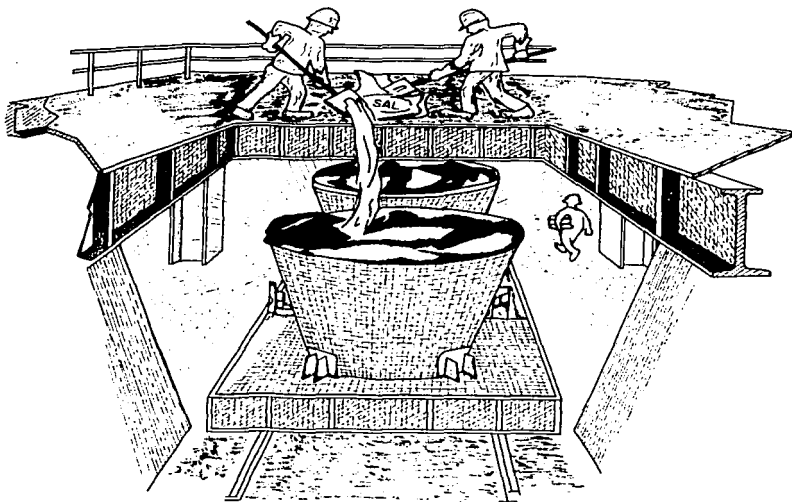
TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN





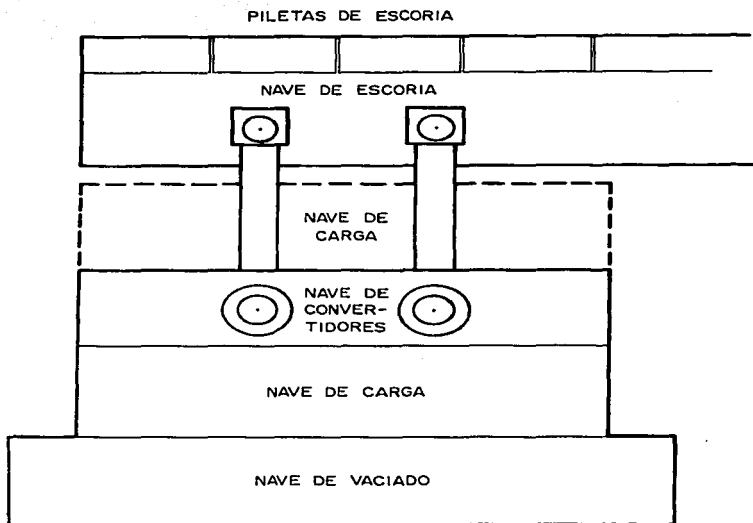
**Fig. 2.31. Representación del vaciado del Acero de la Olla de Acero a los Moldes lingoteras, en la Nave de Vaciado.**

**YESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**



**Fig. 2.32. Representación del Carro de Transferencia autopropulsado de Ollas de Escoria, de la Nave de Convertidores a la sección de manejo de Escoria.**

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN



**Fig. 2.33. Disposición de la Nave de Escoria para manejo con grúa semiportico, indicando la alternativa de tener la Nave de Carga opuesta a la Nave de Vaciado.**

IS CON  
ORIGEN

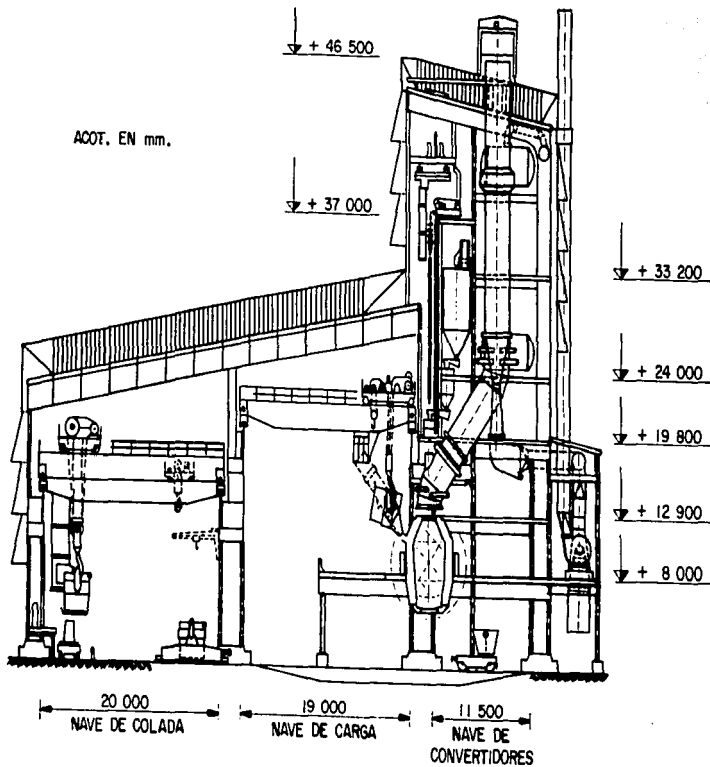


Fig. 2. 34. Aceria BOF -Nave de Carga entre la de Convertidores y la de Vaciado.

TESIS CON  
FALTA DE ORIGEN

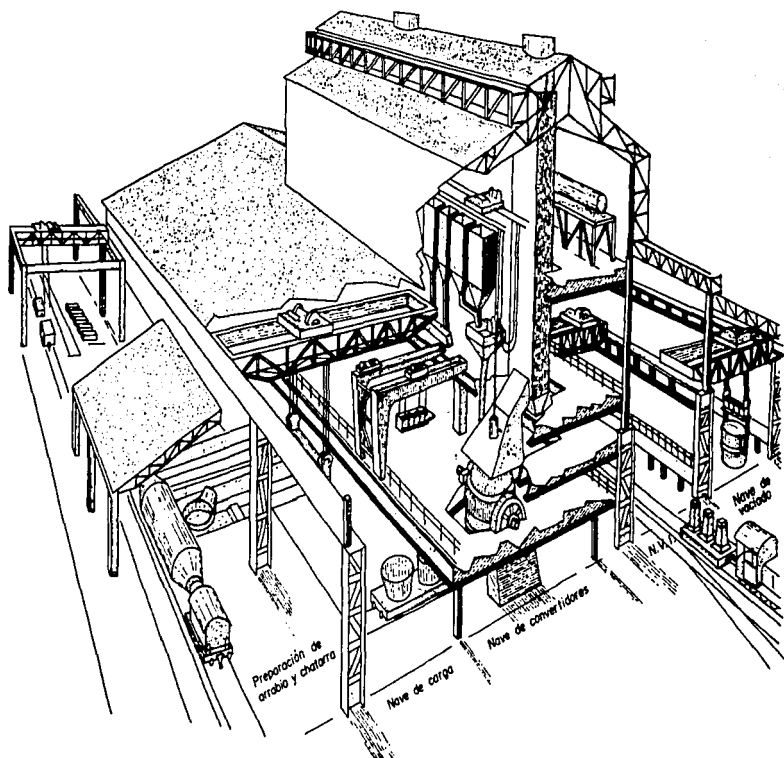
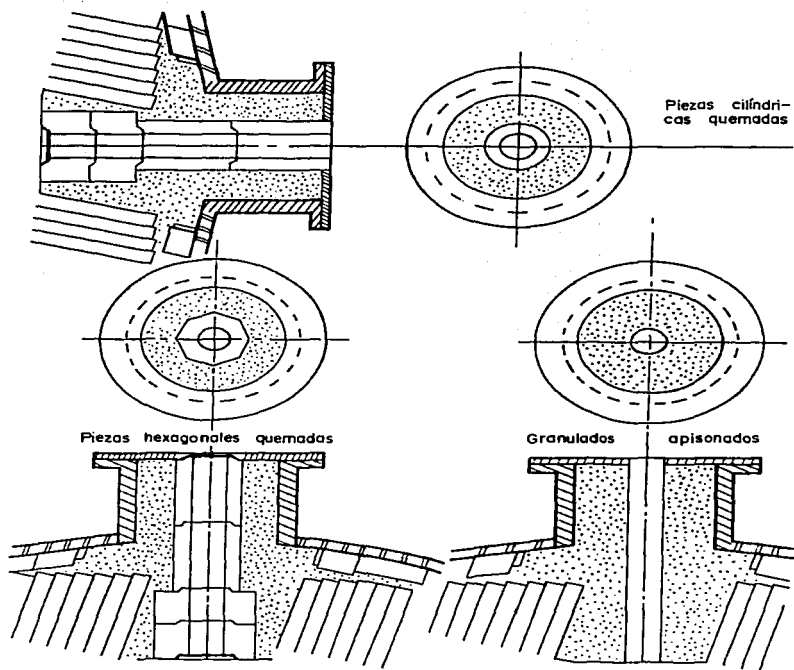
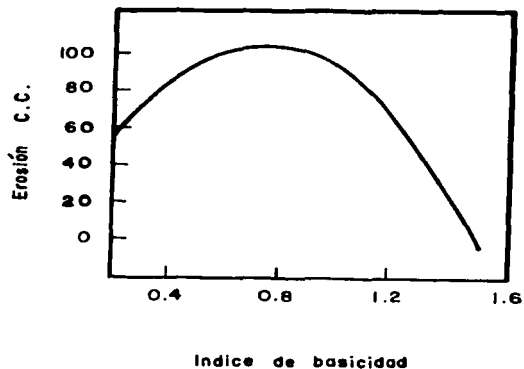


Fig. 2.35. Isométrico de un taller BOF con sus Naves en secuencia.



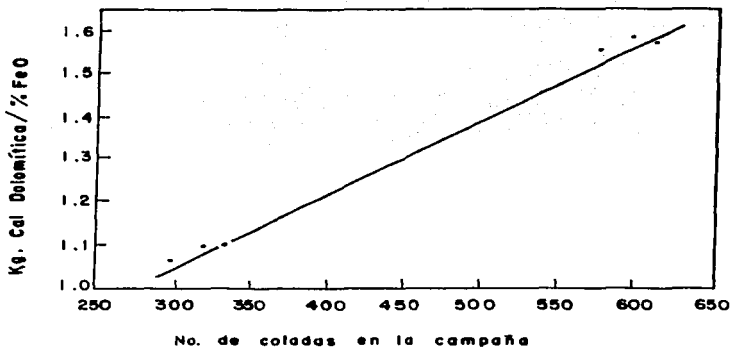
**Fig. 2. 36. Tres diferentes formas de fabricar el Agujero de Vaciado.**

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**



**Fig. 2.37. Efecto de Basicidad sobre la erosión de los refractarios para BOF.**

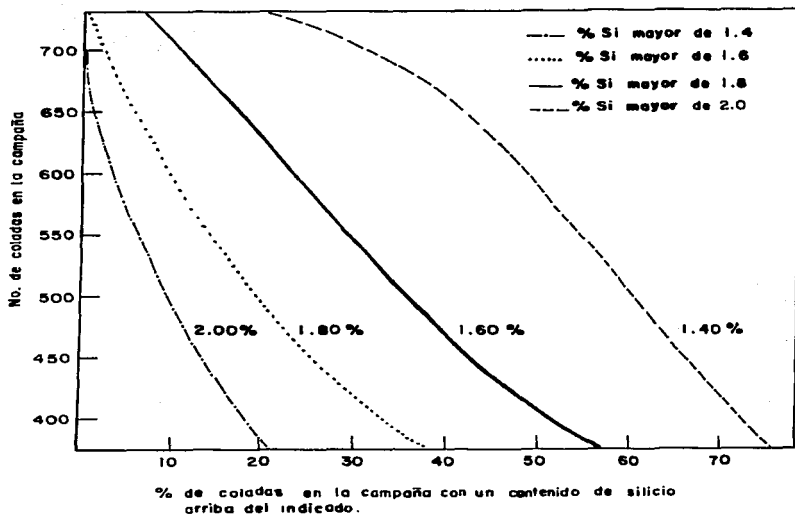
TEXT CON  
FALLA DE ORIGEN



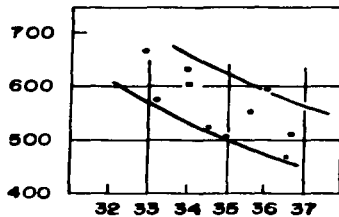
**Fig. 2.38. Efecto de la relación Cal Dolomítica / FeO en la Escoria sobre la vida de los refractarios en el proceso BOF.**

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN





**Fig. 2.39. Efecto de la frecuencia de un Arrabio de alto Silicio en la vida del revestimiento refractario (R.K. Iyengar y E. Aukrust).**



Relación entre la vida del Convertidor y el Tiempo de Colada (H. Nemoto).

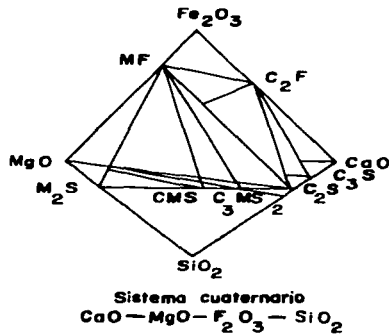


Fig. 2.40.

TEMS CON  
 FALTA DE ORIGEN

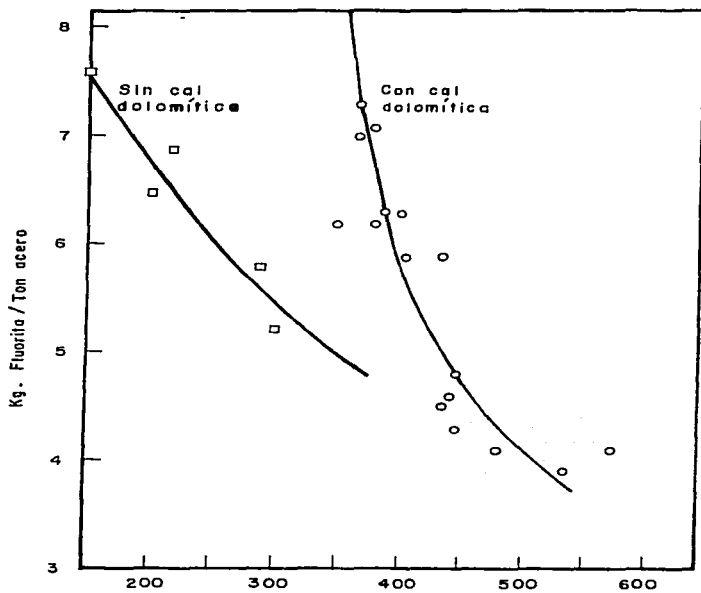
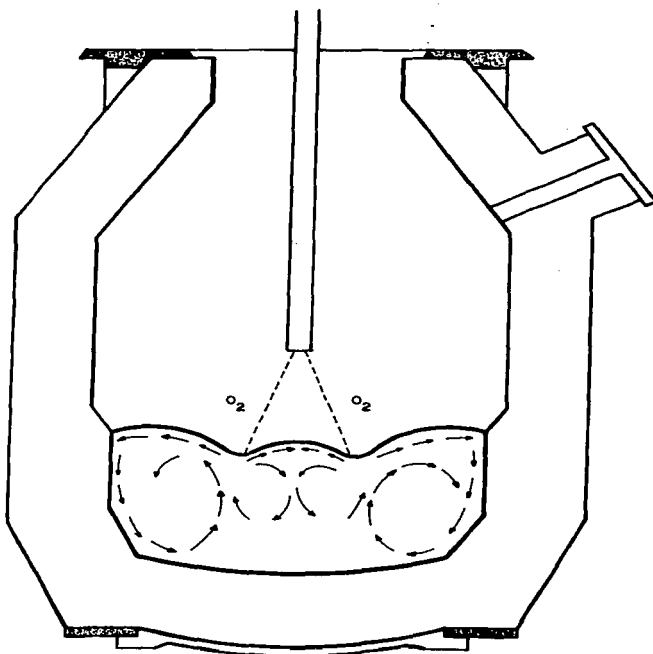
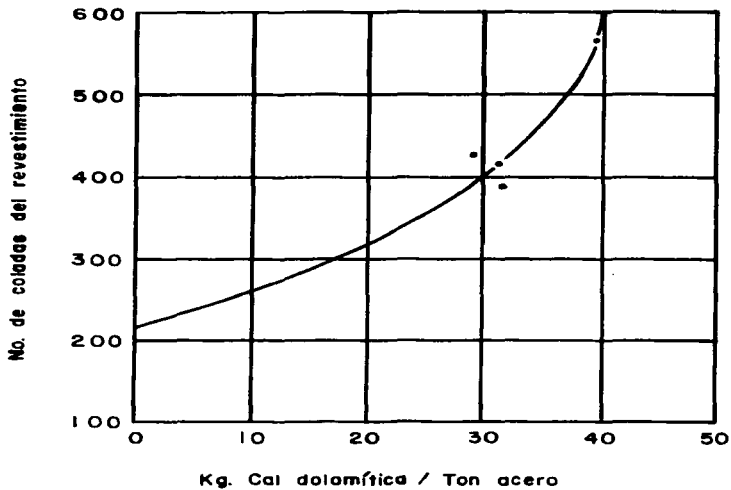


Fig. 2.41. Efecto de la Fluorita sobre la vida del refractario con Cal Dolomítica y sin Cal Dolomítica.



**Fig. 2.42. Representación esquemática de la circulación del Baño durante la inyección de Oxígeno.**

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN



**Fig. 2.43 Relación entre el consumo de Cal Dolomítica y la vida del refractario.**

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

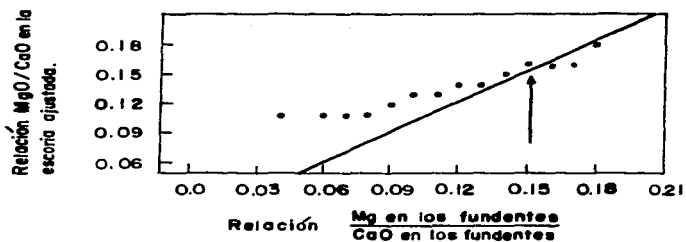


Fig. 2.44. Efecto de la relación (Mg/CaO) de los fundentes sobre la relación Mg/CaO en la Escoria al 15% se deposita (MgO) en el refractario.

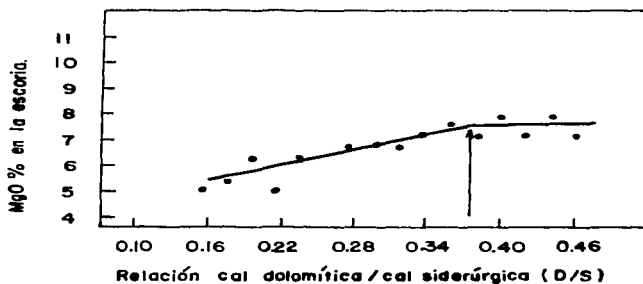


Fig. 2.45. Efecto del aumento de la relación Cal Dolomítica / Cal siderúrgica en el contenido de (MgO) en la Escoria.

Existe una saturación aparente de (MgO) en la Escoria a aproximadamente una relación D/S de 0.36.

### **Capítulo III: Descripción de Proceso de Aceración B.O.F.**

### **3.1. Materias Primas.**

Las Materias Primas del Proceso de Aceración B.O.F. son: i) Arrabio de Alto Horno (Arrabio Líquido); ii) Chatarra de Acero; iii) Fundentes; y iv) Oxígeno. A continuación se hace una descripción detallada de cada una de ellas.

#### **3.1.1. Arrabio de Alto Horno**

El Arrabio producido en el Alto Horno es la primera fuente de unidades metálicas de Hierro y de combustible para el Proceso de Aceración en el Convertidor B.O.F. El Arrabio, en estado Líquido, se vacía del Alto Horno en los Carros Termo dentro de un rango de temperaturas de 1,480 °C a 1,550 °C. La temperatura del Arrabio es una variable crítica ya que tiene importantes efectos en el Proceso y por tal razón es necesario para una buena operación que el Arrabio se entregue dentro de rangos de temperatura consistentes. Durante su viaje a la Nave de Carga el Arrabio suele tener una pérdida de temperatura de alrededor de 200 °C.

Los elementos constituyentes del Arrabio son: i) Hierro, (Fe); ii) Carbono, (C); iii) Silicio, (Si); iv) Manganeso, (Mn); v) Fósforo, (P); y vi) Azufre, (S). El Análisis Químico Típico promedio del Arrabio Líquido se presenta en la siguiente Tabla:

**Tabla 3.1.**  
**Análisis Químico Típico del Arrabio Líquido**

| <b><u>Elemento</u></b> | <b><u>Contenido (%)</u></b> |
|------------------------|-----------------------------|
| Fe:                    | 94.250                      |
| C:                     | 4.000                       |
| Si:                    | 0.800                       |
| Mn:                    | 0.700                       |
| P:                     | 0.080                       |
| S:                     | 0.070                       |
| Otros                  | 0.100                       |



### **3.1.1.1. Carbono**

Después del Hierro, el Carbono es el elemento con mayor contenido en el Arrabio. El contenido de Carbono en el Arrabio está determinado en gran medida por el contenido de los demás metaloides principalmente el del Silicio. A las temperaturas de operación normales el Arrabio tiende a saturarse de Carbono y asumiendo un contenido de Silicio de 1.0% el contenido de Carbono se fija entre 3.8% y 4.4%. Aunque la oxidación del Carbono provee una parte importante del calor requerido por el Proceso, las variaciones en su contenido tienen un impacto moderado en las proporciones de la Carga Metálica.

### **3.1.1.2. Silicio**

El contenido de Silicio en el Arrabio es el factor de mayor efecto en la determinación de la proporción de la Carga Metálica y de la adición de Fundentes al Proceso de Aceración. La reacción de oxidación del Silicio es altamente exotérmica y aporta una importante cantidad de calor al Proceso. La formación de Oxido de Silicio ( $\text{SiO}_2$ ) es esencial para la formación de la Escoria y además es su principal constituyente ácido, por lo que juega un papel importante en la determinación de la Basicidad de la Escoria. Por lo anterior, pequeñas variaciones en el contenido de Silicio en el Arrabio tienen efectos importantes en la cantidad de Chatarra presente en la Carga Metálica y en la cantidad de Cal Siderúrgica que se debe adicionar para lograr la Basicidad requerida en la Escoria. En general el contenido de Silicio en el Arrabio suele manipularse en busca de un óptimo en función de los costos y de la disponibilidad que se tenga del Arrabio y la Chatarra.

### **3.1.1.3. Manganeso**

El Manganeso es quizá el elemento más controversial que contiene el Arrabio. Si bien el contenido promedio es de 0.70%, el rango dentro de la industria varía de 0.25% a 2.15% debido a la dificultad en controlar su contenido y a la enorme

variedad de minerales de Hierro que traen muy diferentes composiciones. Varias Acerías han conducido estudios para determinar cual sería el óptimo contenido de Manganeso en el Arrabio, muchos de los cuales han arrojado resultados contradictorios. Sin embargo, algunos coinciden en que contenidos de Manganeso mayores a 0.80% son convenientes ya que: i) esto redundaría en automático en mayores Residuales de Manganeso en el Acero Líquido Crudo al fin del Sople y en consecuencia se requerirá adicionar una menor cantidad de Ferromanganeso para dar la especificación del Grado de Acero a producir; ii) facilita la rápida formación de una escoria fluida que disuelve los Fundentes y que minimiza la cantidad a adicionar de Fluorita; por el contrario un contenido bajo de Manganeso genera una Escoria muy viscosa que obstaculiza la remoción de las impurezas.

Como el Silicio, el Manganeso también aporta, aunque en menor grado, cantidades importantes de calor al Proceso debido a el carácter exotérmico de su oxidación en forma de Oxido de Manganeso ( $MnO$ ). Esto puede ser otro criterio par definir el contenido de Manganeso en el Arrabio ya que a mayor Manganeso se puede aumentar la proporción de la Chatarra en la Carga Metálica; sin embargo, hay que considerar que no siempre hay disponibilidad de Chatarra y que ésta puede tener un mayor costo que el Arrabio.

Otra importante característica del Manganeso que ayuda a definir su contenido en el Arrabio es la propiedad que tiene de ayudar a la remoción del Azufre ya que el ( $MnO$ ) que forma reacciona con el Azufre formando Sulfuro de Manganeso ( $MnS$ ) el cual se transfiere a la Escoria.

#### **3.1.1.4. Fósforo**

El Fósforo es un elemento que normalmente se presenta en el Arrabio en contenidos bajos y generalmente es introducido al Proceso por el Mineral de Hierro Peletizado. En Arrabios donde el contenido de Fósforo no es mayor a 0.10%, se puede remover con cierta facilidad debido a su oxidación en forma de Pentóxido

de Fósforo ( $P_2O_5$ ) que se transfiere a la Escoria cuando ésta tiene una relación de  $CaO/SiO_2$  de 3 a 1. Arrabios con contenidos de Fósforo mas altos requieren de mayores cantidades de Fundentes pero conducen a situaciones de Fin de Soplo impredecibles y alargan el tiempo del Proceso ya que se requiere implementar la práctica conocida como de "Doble Escoria", es decir, se deja que la Escoria original se sature, se tira, y luego se agregan mas Fundentes para formar una nueva Escoria capaz de aceptar cantidades adicionales de ( $P_2O_5$ ) hasta obtener el Residual deseado.

### **3.1.1.5. Azufre**

El Azufre es el Elemento mas problemático que contiene el Arrabio, es un elemento indeseado que debe ser reducido al mínimo requerido si se quiere lograr Aceros de alta calidad. Su comportamiento durante el Soplo es errático y difícil de predecir.

El Azufre es introducido al Proceso por el Mineral de Fierro Peletizado y por el Coque Metalúrgico que se alimentan al Alto Horno para producir el Arrabio; y es aquí donde se debe reducir su contenido tanto como sea posible. Para ayudar aun mas a la reducción del contenido de Azufre antes del Proceder al Proceso de Aceración el en Convertidor se debe: i) procurar una remoción eficiente de la Escoria del Arrabio; y ii) Desulfurar el Arrabio mediante la adición a la Olla de Arrabio de Carburo de Calcio ( $Ca_2C$ ), Soda Ash ( $Na_2CO_3$ ) ó Magnesio impregnado de Coque. La Escoria formada por esta Desulfuración debe ser removida eficientemente. La base fundamental de la Desulfuración es la formación de sulfuros insolubles que floten sobre el Arrabio y que pueden ser eliminados mecánicamente. En todos estos sistemas, es importantísimo provocar un contacto eficiente entre el Arrabio y el agente desulfurante que se utilice cualesquiera que éste sea.

Definitivamente el desulfurante empleado con mayor éxito, tanto desde el punto de vista económico como técnico, es el Carbonato de Sodio. El método de aplicación varía de Acería a Acería, pero en todos ellos se coincide en la necesidad de agitar enérgicamente la mezcla  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  y Arrabio.

Ya en el Proceso de Aceración en el Convertidor, el TCP puede reducir el contenido de Azufre a la especificación que marca el programa de producción mediante la adición de Cal Siderúrgica y Fluorita buscado una relación de  $\text{CaO/SiO}_2$  de 4 a 1, con una Escoria fluida, y realizando la práctica de formación de Doble Escoria si fuese necesario.

### **3.1.2. Chatarra de Acero**

La Chatarra es la segunda materia prima en importancia después del Arrabio en aportar unidades metálicas de Hierro al Proceso; pero también, es muy importante la función que cumple en el Proceso como material enfriante; es decir, absorbe una cantidad importante del calor generado por las reacciones exotérmicas generadas por la reacción del Oxígeno del Sople con las impurezas del Arrabio.

La calidad de la Chatarra es un factor a tomar en cuenta ya que tiene un efecto significativo tanto en el control del Proceso como en los resultados obtenidos al fin del Sople. Es importante que la Chatarra tenga un tamaño, forma y densidad uniformes. Es necesario también, contar con un análisis químico representativo de la Chatarra que permita un cálculo confiable de la cantidad a cargar para cada Colada. Si se utiliza Chatarra generada dentro de la misma Acería entonces el análisis químico está disponible ya que se puede considerar equivalente al análisis químico promedio de los Aceros producidos. Si se dispone de Chatarra de Aceros Aleados, se debe manejar con cuidado y control, disponer de su análisis químico promedio y afinar al máximo el cálculo de la Carga Metálica para evitar tener al fin del proceso Residuales fuera de especificación de elementos como Cobre, Níquel o Cromo por ejemplo.

La Chatarra utilizada en el Proceso B.O.F. puede ser Chatarra generada en la misma Acería, o bien Chatarra adquirida de fuentes de suministro externas. La Chatarra "doméstica" consiste principalmente de Acero Vaciado en las Fosas de Emergencia; Puntas y Colas de Colada Continua; Productos Intermedios fuera de grado en forma de Lingote, Palanquilla y Planchón; así como, Productos Terminados fuera de grado como Alambrón, Varilla, Placa y demás perfiles. La Chatarra adquirida de fuentes de suministro externas normalmente consiste de artículos y productos de Acero obsoletos, generalmente compactados, como por ejemplo automóviles, carros de ferrocarril, estructuras, equipos industriales y electrodomésticos, etc.

A continuación se presenta el Análisis Típico para la Chatarra del Proceso B.O.F.:

Tabla 3.2.  
Análisis Químico Típico de la Chatarra

| <u>Elemento</u> | <u>Contenido (%)</u> |
|-----------------|----------------------|
| Fe:             | 98.900               |
| C:              | 0.200                |
| Si:             | 0.020                |
| Mn:             | 0.600                |
| P:              | 0.010                |
| S:              | 0.020                |
| Otros:          | 0.250                |

### **3.1.3. Fundentes**

Los fundentes utilizados en el Proceso B.O.F. son: i) Cal Siderúrgica, (CaO); ii) Cal Dolomítica (CaO-MgO); iii) Fluorita (CaF<sub>2</sub>); y iv) Mineral de Fierro. De manera general se puede decir que los fundentes cumplen con dos funciones: i) promover la formación rápida de una Escoria fluida que permita la remoción de las

impurezas del Arrabio; y ii) como agentes enfriantes al absorber parte del calor generado por las reacciones exotérmicas de oxidación de los metaloides.

### 3.1.3.1 Cal Siderúrgica

La Cal Siderúrgica es el óxido básico principal que se combina con los óxidos de las impurezas del Arrabio para formar la Escoria líquida. La Cal también juega un papel importante en la remoción del Azufre. El Análisis Típico de la Cal Siderúrgica para el B.O.F., es el siguiente:

Tabla 3.3.

Análisis Típico de la Cal Siderúrgica

| <u>Parámetro</u>                 | <u>Valor</u>                   |
|----------------------------------|--------------------------------|
| CaO:                             | 95 %                           |
| SiO <sub>2</sub> :               | 1%                             |
| MgO:                             | 1%                             |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : | 0.70 %                         |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : | 0.28 %                         |
| S:                               | 0.02 %                         |
| P.I.*:                           | 2 %.                           |
| Reactividad:                     | 300-400 unidades               |
| Tamaño:                          | de 25 a 50 mm., libre de finos |

\* Pérdidas por Ignición

El Azufre contenido en la Cal es crítico y se procura que siempre tenga el menor posible. La Reactividad es otro factor crítico de la Cal y se busca tener siempre la mayor posible ya que esto ayuda a la rápida formación de una Escoria fluida. Existen tres métodos para medir la Reactividad de la Cal, dos de ellos, el de la American Water Works Association y el de la ASTM, la miden en función del incremento de temperatura al disolver Cal en agua bajo ciertas condiciones; y el tercero, desarrollado en Alemania, mide la capacidad de neutralización de la Cal

hidratada en función de cuantos mililitros se requieren para neutralizar una solución de Ácido Clorhídrico 4 N.

### 3.1.3.2. Cal Dolomítica

La Cal Dolomítica (CaO-MgO) es otro de los fundentes que ayuda a una rápida formación de la Escoria y a proteger la vida útil del Refractario de Trabajo. La Cal Dolomítica disminuye la viscosidad y el punto de fusión de la Escoria de manera apreciable lo que contribuye a la formación rápida de una Escoria fluida; además, evita la formación del compuesto denominado Silicato Dicalcico ( $2\text{CaO}-\text{SiO}_2$ ) de alto punto de fusión que impide la dilución eficiente del Oxido de Calcio de la Cal Siderúrgica. El Análisis Típico de la Cal Dolomítica es el siguiente:

Tabla 3.4.

Análisis Típico de la Cal Dolomítica

| <u>Parámetro</u>                 | <u>Valor</u>            |
|----------------------------------|-------------------------|
| CaO:                             | 60.0%                   |
| MgO:                             | 35.0%                   |
| SiO <sub>2</sub> :               | 0.8%                    |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : | 0.2%                    |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : | 0.4%                    |
| S:                               | Trazas                  |
| P.I.*:                           | 3 %                     |
| Reactividad:                     | 300 unidades            |
| Tamaño:                          | 100 mm., libre de finos |

### 3.1.3.3. Fluorita

La Fluorita (CaF<sub>2</sub>) tiene la función de promover una Escoria fluida que permita la rápida solución del Oxido de Calcio y del Silicato Dicalcico, además de ayudar a la remoción del Azufre.

Como la Fluorita contiene Oxido de Silicio, esto disminuye el contenido neto de unidades efectivas de Fluoruro de Calcio. Se considera que la Fluorita debe contener un mínimo de 80 unidades efectivas de  $(CaF_2)$ , las cuales se calculan con la siguiente formula:

$$\text{Unidades Efectivas de } CaF_2 = \%CaF_2 - 2.5(\%SiO_2) \dots (3.1.)$$

El Análisis Típico de la Fluorita extraída de minas es el siguiente:

**Tabla 3.5.**  
**Análisis Típico de la Fluorita**

| <u>Parámetro</u>   | <u>Valor</u>              |
|--------------------|---------------------------|
| CaF <sub>2</sub> : | 90%                       |
| SiO <sub>2</sub> : | 5%                        |
| Pb:                | 0.25%                     |
| S:                 | 0.50%                     |
| Otros:             | 4.25%                     |
| Tamaño:            | 10 a 30 mm libre de finos |

#### **3.1.3.4. Mineral de Fierro**

El uso de Mineral de Fierro como fundente en el Proceso B.O.F., se debe a que el Oxido de Fierro (FeO) que contiene ayuda a una rápida solución del Oxido de Calcio creando una Escoria fluida lo que contribuye a minimizar las necesidades de Fluorita y contribuye a la aportación de unidades de Fierro. El análisis Típico a considerar para el Mineral es: Fierro (Fe), 58 a 62%; y Oxido de Silicio (SiO<sub>2</sub>), 5%; con un Tamaño de 20 a 50 milímetros.



### 3.1.4. Piedra Caliza

La Piedra Caliza se utiliza en el Proceso de Aceración B.O.F. para enfriar Coladas con Temperaturas de Fin de Soplo por arriba de la Temperatura especificada para vaciar el Acero Líquido Crudo y hacer las adiciones de Ferroaleaciones correspondientes. El análisis típico de de la Piedra Caliza es el que se presenta a continuación:

Tabla 3.6.

Análisis Típico de la Piedra Caliza

| <u>Parámetro</u>  | <u>Valor</u>                    |
|-------------------|---------------------------------|
| SiO <sub>2</sub>  | 1.50%                           |
| CaCO <sub>3</sub> | 95.00%                          |
| MgCO <sub>3</sub> | 1.50%                           |
| S                 | 0.05%                           |
| Otros             | 1.50%                           |
| Tamaño            | de 10 a 50 mm., libre de finos. |

### 3.1.5. Oxígeno

Dado que la producción de Acero por el Proceso B.O.F. es totalmente dependiente del suministro de Oxígeno, la Acería debe contar con una Planta In-situ que produzca Oxígeno de alta pureza de manera confiable, continua y a bajo costo; pero también, es conveniente que la Acería cuente con fuentes alternas de suministro para asegurar la operación continua.

La mayoría de las Plantas de Oxígeno son del tipo de Ciclo de Baja Presión para la Licuefacción y Destilación de Aire. El Oxígeno producido es normalmente comprimido y almacenado en tanques a presiones de entre 450 a 600 psig. El Oxígeno es entregado a la Acería B.O.F por medio de una tubería aislada de alta presión que se conecta con la Lanza del Soplo.

La composición química del Oxígeno para el proceso B.O.F. es un factor crítico para lograr que la calidad del Acero sea óptima. El análisis típico del Oxígeno para el B.O.F. es el siguiente:

Tabla 3.7.

Análisis Típico del Oxígeno Puro

| <u>Parámetro</u>              | <u>Valor</u> |
|-------------------------------|--------------|
| O <sub>2</sub>                | 99.5%        |
| Ar <sub>2</sub>               | Balance      |
| N <sub>2</sub>                | <50 ppm      |
| CO <sub>2</sub>               | <0.5 ppp     |
| CO                            | <1.0 ppm     |
| NO                            | <0.1 ppm     |
| CH <sub>3</sub>               | 8.6 ppm      |
| C <sub>2</sub> H <sub>2</sub> | < 0.05 ppm   |
| Humedad:                      | 0.15 ppm     |

### **3.2. Productos y Subproductos**

El producto que se obtiene del Proceso de Aceración B.O.F. es el Acero Líquido Crudo y como Subproductos se obtienen la Escoria, y los Gases y Polvos

#### **3.2.1. El Acero Líquido Crudo**

El Acero Líquido Crudo (ALC) es el producto que se obtiene de la refinación de la Carga Metálica por medio de la inyección de Oxígeno puro, con la ayuda de fundentes que permiten la extracción de las impurezas en forma de óxidos que contienen el Arrabio Líquido y la Chatarra de Acero.

El (ALC) consiste básicamente de Hierro al estado Líquido con pequeñas cantidades residuales de Carbono, Manganeso, Silicio, Fósforo y Azufre que permanecen disueltas después del Fin del Sople. El análisis típico del (ALC) que se obtiene en un Convertidor B.O.F., es el siguiente:

Tabla 3.8.  
Análisis Típico del Acero Líquido Crudo

| <u>Parámetro</u> | <u>Valor</u> |
|------------------|--------------|
| Fe:              | 99.800%      |
| C:               | 0.070%       |
| Mn:              | 0.100%       |
| Si:              | 0.000%       |
| P:               | 0.010%       |
| S:               | 0.020%       |

La Temperatura promedio a la cual se obtiene el (ALC) es de 1,615 °C y se le conoce como Temperatura de Fin de Sople. El (ALC) es la materia prima para la fabricación de una gran variedad de grados de Acero los cuales se obtienen mediante la adición de Ferroaleaciones especiales al (ALC) en las Ollas de Acero.

Los grados de Acero obtenidos se vacían en máquinas de Colada Continua o Lingoteras en forma de perfiles como la palanquilla y el planchón.

### **3.2.2. La Escoria**

La Escoria es uno de los subproductos del Proceso de Aceración B.O.F. que se genera por la reacción de los Óxidos de los Metaloides y de los Óxidos de Hierro de la Carga Metálica con los compuestos que constituyen a los Fundentes, (CaO) y (MgO) principalmente. Al iniciarse el Soplo de Oxígeno sobre la Carga Metálica, se agregan la Cal Dolomítica y Cal Siderúrgica cuyos principales constituyentes son el Óxido de Calcio (CaO) y el Óxido de Magnesio (MgO).

Con el Calor generado por las reacciones de oxidación de los metaloides y del Hierro, las Cales se funden y se crean dos fases dentro del Convertidor: i) la fase formada por la Carga Metálica que se encuentra totalmente en estado líquido, y que se le denomina "Baño Metálico", y ii) la fase formada por los fundentes en estado líquido. Entre estas dos fases se genera un gradiente de concentraciones en relación con los Oxidos de los Metaloides y los Óxidos de Hierro, los cuales se transfieren del Baño Metálico a los Fundentes.

Los óxidos de los metaloides generados reaccionan con el (CaO) y el (MgO) de los fundentes formando diversos compuestos los cuales constituyen la Escoria. La transferencia de los Oxidos de los Metaloides a los Fundentes para formar la Escoria, constituye el proceso medular de la refinación de la Carga Metálica a Acero Líquido Crudo.

El volumen y la composición química de la Escoria varían principalmente en función de la composición del Arrabio y de la Práctica de Soplado. Una composición típica de la Escoria del Proceso de Aceración B.O.F. es la siguiente:

**Tabla 3.9.**

**Análisis Típico de la Escoria del B.O.F.**

| <b><u>Parámetro</u></b>          | <b><u>Valor</u></b> |
|----------------------------------|---------------------|
| CaO                              | 51%                 |
| MgO:                             | 7%                  |
| SiO <sub>2</sub> :               | 12%                 |
| FeO:                             | 16%                 |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : | 8%                  |
| MnO                              | 6%                  |
| P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>    | 1.2%                |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>   | 0.5%                |

**3.2.3. Gases y Polvos**

Los Gases y Polvos son otro de los subproductos del Proceso de Aceración B.O.F. Los gases son generados por la oxidación del Carbono a Monóxido de Carbono (CO) y a Dióxido de Carbono (CO<sub>2</sub>); mientras que los Polvos se generan por oxidación del Hierro de la Carga Metálica a Óxido Ferroso (FeO) el cual es arrastrado por los referidos Gases escapando por la chimenea de la Acería.

La composición típica de los gases es de 90% (CO) y 10% (CO<sub>2</sub>), mientras que los Polvos se componen básicamente de 100% de (FeO).

### **3.3. Metalurgia del Proceso B.O.F.**

El Arrabio producido en el Alto Horno, se encuentra saturado de Carbón y contiene cantidades indeseables de Manganeseo, Silicio, Fósforo y Azufre que deben ser removidos durante el Proceso de Aceración para obtener como producto el Acero Líquido Crudo. Con excepción del Azufre la remoción de dichas impurezas se hace por medio de su oxidación seguida de la transferencia y solución de sus respectivos óxidos a la Escoria.

Desde un punto de vista térmico, el Proceso de Aceración B.O.F puede considerarse como una operación en que un combustible que es el Arrabio Líquido, reacciona formando (CO), (CO<sub>2</sub>), (MnO), (SiO<sub>2</sub>), (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) y Oxidos de Hierro, que dejan como residuos el Acero Líquido Crudo de bajo Carbón, la Escoria, y los Gases y Polvos. La oxidación de los elementos constituyentes del Arrabio proporciona mas calor del necesario para elevar la temperatura del los productos a un nivel requerido y fundir los fundentes adicionados. El calor excedente se utiliza para fundir Chatarra y reducir Mineral Fierro que aportan unidades metálicas al proceso; y otra parte, se pierde por radiación, conducción y en forma de calor sensible de los gases y polvos que dejan el Convertidor.

En el proceso de Oxidación de las impurezas contenidas en el Arrabio, éstas se oxidan según un orden que depende, entre otros factores, de la técnica operatoria empleada. Siempre el Oxígeno se fija en los diferentes elementos de acuerdo con las leyes de la termodinámica y de la cinética, y por lo tanto, las modificaciones que se requieran solo se conseguirán mediante variaciones en las condiciones de operación.

Como es sabido, en ciertos casos la afinidad de un elemento por el Oxígeno no es tal que este se oxida siempre en primer lugar como sucede con el Silicio. En otros casos, la velocidad de oxidación depende de la Práctica de Soplado y de las Escorias formadas como en el caso del Carbono, Fósforo y del Fierro.

Por la importancia que tienen para el Proceso, a continuación se analizan las características de la oxidación y remoción de las impurezas de la Carga Metálica.

### 3.3.1. Oxidación del Fierro

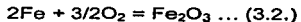
Siendo el Fierro (Fe) el elemento cuya masa predomina en el Baño Metálico es natural que su oxidación se produzca fácilmente y es posible imaginar que todos los otros elementos reaccionan con el Oxido Ferroso así formado.

Durante el Soplado en el Convertidor, el chorro de Oxígeno reacciona en el punto de impacto con la Carga Metálica para formar Oxido Ferroso (FeO) y Oxido Férrico (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) los cuales se mantienen en desplazamiento por medio de la agitación del Baño. El Oxido Férrico (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) reacciona en la interfase Metal-Escoria y es reducido a Oxido Ferroso (FeO) proporcionando Oxígeno que toma parte en las demás reacciones del Proceso. De esta manera, en la Escoria existe Oxido Ferroso (FeO) y Oxido Férrico (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>).

Las reacciones que se llevan y cabo entre el Fierro y el Oxígeno son las siguientes:



y además



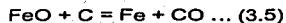
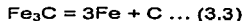
En la práctica el de mayor interés es el Oxido de Fierro (FeO) que pasa a formar parte de la Escoria durante el Soplado de Oxígeno, no tanto desde el punto de vista del rendimiento metálico sino por su influencia sobre la fluidez de la Escoria y sobre el efecto de su contenido en la remoción del Pentóxido de Fósforo (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) y del Oxido de Silicio (SiO<sub>2</sub>). El aumento del contenido en (FeO) en la Escoria

permite agregar una mayor cantidad de Cal sin que la Escoria se solidifique ni pierda reactividad. Si la Escoria y el Baño Metálico estuviesen en equilibrio, la actividad del (FeO) vendría determinada por la concentración del Oxígeno disuelto y a su vez la concentración del Oxígeno estaría determinada por el contenido de Carbono en el Baño Metálico.

En la práctica la oxidación de la Escoria depende principalmente de la velocidad de descarbonación y esta a su vez de la penetración del chorro siendo mas rápida la oxidación del Hierro cuanto mas pequeña es la penetración, es decir, cuanto menores sean los gastos de Oxígeno y la concentración de Cal o mayor la altura de la Lanza; de esta manera, el Técnico Controlador de Proceso puede oxidar mas o menos una Escoria según le interese. Es esta una de las propiedades mas interesantes del Proceso de Aceración con Oxígeno puro, pues se puede intervenir fácilmente para modificar el orden y la importancia de las diversas reacciones.

### **3.3.2. Oxidación del Carbono.**

La oxidación del Carbono (C) es la reacción dominante del Proceso de Aceración B.O.F. El Carbono (C) se encuentra en el Baño Metálico como Carburo de Hierro (Fe<sub>3</sub>C) y es necesario que primero se disocie dicha molécula para que una vez disociado el Carbono reaccione con el Oxígeno inyectado para formar Monóxido de Carbono (CO) y Dióxido de Carbono (CO<sub>2</sub>). Parte del (C) reacciona con el (FeO) de la Escoria según las reacciones siguientes:



y



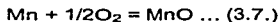


La velocidad de la oxidación del Carbono aumenta al terminar de oxidarse el Silicio (Si) y además depende de varios factores. Entre los principales se pueden mencionar: i) el gasto de Oxígeno soplado; ii) la agitación del Baño Metálico, producida tanto por la penetración del chorro como por el burbujeo de (CO); y iii) por la presencia de Cal en polvo en el chorro. Para regular la velocidad de eliminación del Carbono, el Técnico Controlador de Proceso deberá actuar principalmente sobre estos factores.

Considerando que la eliminación de Carbono y Fósforo están íntimamente ligadas a través de la repartición del Oxígeno en sus respectivas reacciones, se tiene que la velocidad de eliminación de Carbono es mayor mientras menor es el contenido Fósforo que se debe oxidar.

### **3.3.3. Oxidación del Manganeseo**

El Manganeseo (Mn) contenido en el Arrabio se oxida desde el principio del soplado reaccionando con el Oxígeno inyectado y con el (FeO) contenido en la Escoria para convertirse en Oxido de Manganeseo (MnO). Las reacciones que se presentan son las siguientes:



y



A menudo se presenta en medio de la refinación una reversión del (MnO) de la Escoria, con el aumento consiguiente del Manganeseo del Baño Metálico el cual vuelve a oxidarse al final de la operación. Esta inversión de la oxidación del

Manganeso es conocida por el nombre de "Joroba del Manganeso" y es tanto mas marcada cuanto mas elevado es el contenido de este elemento en el Arrabio.

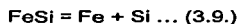
El contenido en Manganeso del Arrabio tiene una influencia en el contenido de (MnO) de las Escorias formadas y en el contenido de Manganeso en el Acero Líquido Crudo. Las Escorias demasiado ricas en (MnO) pueden ser molestas para la buena marcha de la operación y por otro lado condicionan un limite inferior al Manganeso Residual.

Algunas Acerías solo disponen Arrabios con contenidos de Manganeso superiores al 2% que plantean problemas en su oxidación, haciendo necesario diluir el contenido en (MnO) de las Escorias formadas para lo que se suelen seguir diversos métodos:

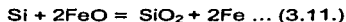
- i) Aumentar el contenido de (FeO) lo que representa como inconveniente una pérdida de Fierro en la Escoria.
- ii) Aumentar la Basicidad lo que se ve limitado por la necesidad de conservar la fluidez de la Escoria.
- iii) Aumentar el contenido en (SiO<sub>2</sub>) a través de fundentes.

#### **3.3.4. Oxidación del Silicio.**

El Silicio (Si) contenido en el arrabio se oxida siempre en primer lugar formando Oxido de Silicio (SiO<sub>2</sub>). La velocidad de oxidación es prácticamente constante cualesquiera que sea su porcentaje inicial, el cual solo tiene influencia en el tiempo necesario para terminar la oxidación de este elemento. Durante la eliminación del Silicio también se oxidan simultáneamente ciertas cantidades de Carbono, Manganeso y Fierro, siendo en cambio despreciable la cantidad de Fósforo escorificado. Las reacciones de oxidación del Silicio son:



y además



### **3.3.5. Oxidación del Fósforo.**

En general se puede afirmar que el Fósforo necesita una Escoria Básica para poder oxidarse y que cuanto más diluido este el ( $\text{P}_2\text{O}_5$ ) formado en dicha Escoria más fácil será continuar la oxidación de este elemento y su remoción del Baño Metálico.

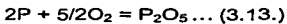
Cada Escoria determina un límite a la desfosforación, esto es, el contenido mínimo de Fósforo en el Baño Metálico que corresponde al que se encuentra en equilibrio con dicha Escoria y que será tanto menor cuanto más básica sea la Escoria, mayor sea el contenido de ( $\text{FeO}$ ) y más baja sea la temperatura. Esto no quiere decir, sin embargo, que el contenido residual de Fósforo obtenido sea en realidad este valor límite, pues para llegar a él, hace falta un determinado tiempo que depende de la cinética de las reacciones de desfosforación. En efecto, la Escoria y el Baño Metálico no se encuentran siempre en equilibrio durante la refinación, sino que se acercan más o menos a él según la Práctica de Soplado y operatoria que se siga la cual a su vez depende de los medios de acción de que disponga el Técnico Controlador de Proceso. La velocidad de desfosforación depende por lo tanto de la reactividad y fluidez de la Escoria y del tipo de soplado.

En la práctica, el contenido del Fósforo en el Arrabio es determinante puesto que de él depende la cantidad de ( $\text{P}_2\text{O}_5$ ) contenido en la Escoria final. Si el contenido es elevado, es difícil conseguir una buena desfosforación y por ello se hace

necesario separar una Escoria intermedia (o varias en algunos casos) rica en ( $P_2O_5$ ) para formar seguidamente otra en la que el ( $P_2O_5$ ) se encuentre mas diluido.

Es importante subrayar que la desfosforacion es mucho mayor cuando el Acero Líquido Crudo es bajo en Carbono que cuando tiene un contenido mayor, la razón reside en el mayor contenido en ( $FeO$ ) y en Cal de la Escoria correspondiente y en la gran fluidez que favorece el establecimiento del equilibrio Metal-Escoria.

Las reacciones de oxidación del Fósforo son:



y



Los investigadores O.A. Jesin y V.N. Shichov mostraron que las reacciones de desfosforación que se llevan a cabo entre el Baño Metálico y la Escoria se componen fundamentalmente de dos etapas:

i) Los átomos de Fósforo en el Baño Metálico y los aniones de Oxígeno en la Escoria se absorben en la interfase limitrofe del Baño Metálico y la Escoria donde juntos reaccionan para formar el ( $PO_4^{3-}$ ). Las cargas negativas de esta etapa son a su vez compensadas por el paso simultáneo de los cationes de Hierro de la Escoria al Metal.

ii) Se efectúa la desabsorción de los Fosfatos así como su paso por difusión a las capas superiores de la Escoria. Esta reacción se efectúa cuando existe una

cantidad suficiente de cationes de Calcio o Magnesio, ya que los aniones Fosfato en presencia de altos contenidos de (FeO) son muy inestables y se descomponen por la acción del campo electrostático del catión ( $\text{Fe}^{2+}$ ). Es necesario mencionar que esta segunda etapa también está sujeta a la agitación de la Escoria y a la presencia de Silicatos.

Para incrementar la transferencia de Fósforo a la Escoria, se recomienda:

i) Favorecer el aumento de la constante de desfosforación buscando mantener temperaturas bajas dentro de límites permitidos. M. Yamamoto, H. Yoshii y S. Murakami, investigando el comportamiento de las reacciones de desfosforación en un Convertidor de 75 toneladas encontraron una relación para diferentes cantidades de aditivos entre el contenido de Fósforo en el Baño Metálico al final del soplado y la temperatura, ver la Figura (3.5.). Por otra parte encontraron que el valor de la constante de desfosforación depende también del perfil del Convertidor y que dicho valor aumenta conforme se incrementa el área seccional del Baño Metálico ya que se promueve así una mayor interfase Metal-Escoria.

ii) Incrementar la concentración de los cationes de Hierro y de los aniones de Oxígeno de la Escoria. Como se mencionó anteriormente, además de los cationes de Hierro, es necesario que existan en la Escoria cationes con menor energía de interacción con el propósito de aumentar la actividad de los iones de Oxígeno "libres". De acuerdo a la teoría de las Escorias al estado líquido, de los cationes  $\text{Mg}^{2+}$ ,  $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Mn}^{2+}$  y  $\text{Ca}^{2+}$ ; el catión  $\text{Ca}^{2+}$  es el de energía de interacción más débil.

En la Figura (3.6.) se muestran las relaciones óptimas de la concentración de los iones de  $\text{Ca}^{2+}$  y  $\text{Fe}^{2+}$  en la Escoria, obtenidas en el laboratorio y a nivel industrial por T. Mislivec que permitirán la mejor desfosforación. Por otra parte, los investigadores japoneses mencionados anteriormente determinaron como nivel óptimo un contenido de 20% de Hierro Total en la Escoria para el fin que se persigue. Ver la Figura (3.7.)

### 3.3.6. Eliminación del Azufre

La desulfuración en el Convertidor supone la escorificación del Azufre (S) existente en el Baño Metálico en forma de Sulfuro de Calcio (CaS), además de su oxidación en forma de ( $\text{SO}_2$ ) el cual es arrastrado fuera del sistema por los Gases del afino. Esta última parte puede estimarse en una cantidad del orden de 5 a 10% del Azufre total contenido en el Baño.

De acuerdo a la teoría iónica de las Escorias que sostienen investigadores tales como M.I. Tiemkin, A.M. Shvarman y T. Mislivec; la ecuación general de desulfuración se puede expresar de la siguiente manera:



siendo los casos particulares:



y



Las reacciones anteriores se efectúan en cinco etapas las cuales se describen a continuación:

- i) Difusión del Azufre (S) de la parte interna de la masa del Baño Metálico hacia la interfase Metal-Escoria.
- ii) Difusión de los aniones de Oxígeno de la parte interna de la masa de la Escoria líquida hacia la interfase Escoria-Metal.

iii) Las reacciones propiamente dichas en la interfase Metal-Escoria las cuales se realizan a su vez en otras etapas individuales.

iv) Difusión del Oxígeno de la interfase Metal-Escoria hacia la parte interna de la masa del Baño Metálico.

v) Difusión de los aniones de Azufre de la interfase Metal-Escoria hacia la parte interna de la masa de la Escoria.

En la práctica el factor crítico es el porcentaje de desulfuración que se logra y que está dado por la siguiente relación:

$$[(S)_{\text{inicial}} - (S)_{\text{final}}] / (S)_{\text{inicial}} \dots (3.18.)$$

Para incrementar el porcentaje de desulfuración es necesario:

i) Aumentar la temperatura del Baño Metálico.

ii) Disminuir el potencial de Oxígeno disuelto en el Baño, lo cual se logra controlando la oxidación de la Escoria. Sin embargo, durante los primeros minutos del soplado una buena oxidación de la Escoria facilitará la disolución de la Cal y contribuirá a darle mayor fluidez a dicha Escoria. En la Figura (3.4.), se muestran los resultados obtenidos por Winkler-Chipman y posteriormente Grant-Chipman sobre el efecto del Oxido Ferroso (FeO) en el índice de Basicidad máximo posible de lograr en las Escorias y el coeficiente de desulfuración permisible.

iii) Incrementar la concentración de Oxígeno libre en la Escoria, lo cual se logra adicionando compuestos básicos como la Cal Siderúrgica, 95% de (CaO) y la Cal Dolomítica 60% de (CaO) y 35% de (MgO). Sin embargo, la presencia de componentes básicos "libres" en la Escoria se ve también influenciada por el momento de las adiciones, por la presencia de un adecuado fundente y su práctica

de adición, por el estado de la Lanza y del revestimiento refractario y sobre todo por la Práctica de Soplado.

Por otro lado, el porcentaje de desulfuración depende de la concentración de Azufre en la Escoria y en el Baño Metálico y del peso de la Escoria (considerando constante el Azufre oxidado en forma de  $\text{SO}_2$ ); a su vez, la relación entre la concentración de Azufre en la Escoria y en el Baño Metálico aumenta con la Basicidad por lo tanto para aumentar la desulfuración es necesario aumentar la Basicidad, lo cual tiene un límite fijado por la necesidad de mantener la Escoria fluida. Esto hace que el Oxido de Hierro tenga una gran importancia para desulfurar pues cuanto mayor sea su contenido en la Escoria mayor será la Basicidad compatible con la condición de mantener la Escoria fluida.

Todo esto se puede resumir diciendo que para obtener una buena desulfuración hace falta un contenido elevado de  $(\text{FeO})$  en la Escoria que permita disolver la mayor cantidad posible de  $\text{Ca}$  y al mismo tiempo aumente el peso de dicha Escoria. Se puede ver que la contrapartida de una buena desulfuración es el aumento del consumo de  $\text{Ca}$  y del peso y oxidación de la Escoria a evacuar con las pérdidas de Hierro y térmicas que ella lleva consigo y en ciertos casos las dificultades de manejo que esto puede significar.

Es conveniente hacer notar que la desulfuración se facilita en la elaboración de Aceros de Bajo Carbono que en la de Aceros al Carbono, por que el Oxido de Hierro formado es mayor en el primer caso y la causa de ello es la cantidad de  $\text{Ca}$  disuelta. Sin embargo y como ya se ha dicho es posible aumentar artificialmente el contenido de  $(\text{FeO})$  de una Escoria incluso con un Carbono elevado en el Baño Metálico con lo que se mejora la desulfuración en la elaboración de Aceros al Carbono.

Para lograr una buena desulfuración del Baño Metálico es necesario arribar al final del soplado con:



i) Una temperatura entre 1,600 a 1,630 °C, temperatura que dependerá de la proporción Arrabio-Chatarra, del Oxígeno soplado y de la práctica de soplado empleada.

ii) Un contenido de (FeO) en la Escoria de 24-28%, procurando oxidar la Escoria lo más posible durante los primeros minutos. Este contenido de (FeO) es muy alto y tiene el inconveniente de Rendimientos Metálicos bajos.

iii) Una Escoria fluida hasta cierto grado espumosa. Esto se logra con el suministro óptimo y en el momento más apropiado de Cales y Fluorita, así como de la práctica de soplado.

### **3.3.7. Escorias y Adición de Fluorita**

El papel de la Escoria tiene una gran importancia en la fabricación de Aceros y en su calidad final. Es la Escoria la que permite extraer las impurezas del Baño Metálico como son el Carbono, Manganeso, Silicio, Fósforo y Azufre. Las impurezas pasan a la Escoria impulsadas por un gradiente de concentraciones.

Para formar la Escoria, antes de iniciar el Soplo de Oxígeno se agregan a la Carga Metálica los Fundentes, esto es, la Cal Dolomítica y la Cal Siderúrgica, los cuales prácticamente están libres de los referidos óxidos de las impurezas y de Azufre. Al iniciarse el Soplo de Oxígeno sobre la Carga Metálica se empiezan a formar los óxidos de las impurezas que generan energía calorífica haciendo que los Fundentes pasen al estado líquido. La diferencia de concentraciones de los óxidos de las impurezas entre el Baño Metálico y los Fundentes líquidos genera un gradiente que hace que las impurezas se transfieran del Baño Metálico a los Fundentes y a su vez reaccionen con ellos.

Por sus propiedades los compuestos de la Escoria se clasifican en: i) óxidos ácidos ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ), y ii) óxidos básicos ( $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{FeO}$  y  $\text{MnO}$ ). Los

compuestos mas importantes de la Escoria y que ejercen una influencia decisiva en su propiedades son el Oxido de Calcio (CaO) y el Oxido de Silicio (SiO<sub>2</sub>). Estos dos compuestos determinan en gran medida otra importante propiedad de la Escoria que es la "Basicidad". La Escoria del Proceso de Aceración B.O.F. es siempre Básica y en parte de ahí deriva su nombre de "Horno Básico al Oxígeno". La Basicidad de la Escoria se estima de manera rápida mediante el cociente de los porcentajes en peso del (CaO) y del SiO<sub>2</sub>, es decir:

$$B = (\%CaO_E)/(\%SiO_{2E}) \dots (3.19.)$$

Donde "B" es la Basicidad de la Escoria, "%CaO<sub>E</sub>" es el porcentaje en peso del Oxido de Calcio en la Escoria y "SiO<sub>2E</sub>" es el porcentaje en peso del Oxido de Silicio en la Escoria. Para el Proceso B.O.F. es recomendable la práctica de mantener la Basicidad en valores mayores de 3.

Pero la fórmula más usada y completa, y que se usará mas tarde en el desarrollo del modelo, es la del Exceso de Basicidad de la Escoria:

$$EB = (\%CaO_E/56 + \%MgO_E/40 + \%MnO_E/71 - 2\%SiO_{2E}/60 - 4\%P_2O_{5E}/142 - 2\%Al_2O_{3E}/102 - \%Fe_2O_{3E}/160)/(\%CaO_E/56 + \%MgO_E/40 + \%MnO_E/71 + 2\%SiO_{2E}/60 + 4\%P_2O_{5E}/142 + 2\%Al_2O_{3E}/102 + \%Fe_2O_{3E}/160) \dots (3.19.)$$

donde: "EB" es le Exceso de Basicidad; "%CaO<sub>E</sub>" es el porcentaje de Oxido de Calcio en la Escoria; "%MgO<sub>E</sub>" es el porcentaje en peso de Oxido de Magnesio en la Escoria; "%MnO<sub>E</sub>" es el porcentaje en peso del Oxido de Manganeso; "%SiO<sub>2E</sub>" es el porcentaje en peso del Oxido de Silicio en la Escoria; "%P<sub>2</sub>O<sub>5E</sub>" es el porcentaje en peso del Pentóxido de Fósforo en la Escoria; "%Al<sub>2</sub>O<sub>3E</sub>" es el porcentaje en peso del Oxido de Aluminio; y "%Fe<sub>2</sub>O<sub>3E</sub>" es el porcentaje de Oxido Férrico en la Escoria.

Como ya se mencionó, los óxidos de las impurezas reaccionan con los Fundentes líquidos formando dos productos principales (Silicato Dicalcico y Fosfato Tetracalcico) los cuales se consideran mas tarde en el Balance de Calor para el desarrollo del modelo.



y



De las propiedades físicas de la Escoria, las más importantes son su viscosidad o fluidez según se quiera ver y la densidad. La viscosidad de la Escoria depende de su composición química y de la temperatura y del Exceso de Basicidad. De la viscosidad de la Escoria depende en sumo grado su capacidad de recibir los óxidos de las impurezas. El Exceso de Basicidad eleva la viscosidad de la Escoria pero es necesaria para permitir la desulfuración y desfosforación. La viscosidad de la Escoria se puede disminuir, es decir, hacerla fluida mediante la adición de Fluorita.

De acuerdo con la teoría iónica de las Escorias, éstas consisten de una masa compleja de Cationes y Aniones. Los Cationes son: ( $\text{Fe}^{2+}$ ), ( $\text{Mn}^{2+}$ ), ( $\text{Ca}^{2+}$ ), y ( $\text{Mg}^{2+}$ ); y los Aniones son: ( $\text{O}^{2-}$ ), ( $\text{S}^{2-}$ ), ( $\text{SiO}_4^{-4}$ ), ( $\text{PO}_4^{-3}$ ), ( $\text{AlO}_3^{-2}$ ), ( $\text{AlO}_2^{-1}$ ), ( $\text{FeO}_2^{-1}$ ), ( $\text{FeO}_4^{-1}$ ) y ( $\text{F}^{-1}$ ).

Durante los primeros minutos del soplado, a causa de la rápida oxidación del Silicio, la composición de las escorias es alta en Silice y baja en Oxígeno libre. Bajo estas condiciones, de acuerdo a la teoría iónica sobre Escorias al estado líquido, los silicatos ( $\text{SiO}_4^{-4}$ ) resultantes tienden a compartir sus átomos de oxígeno unos con otros sucesivamente, tendiendo a formar cadenas que explican la elevada viscosidad de las Escorias con alto contenido de Silice. Con el aumento

en la concentración de los aniones de Oxígeno "libre", derivado del incremento en óxidos básicos y de la adición de algunos compuestos como la Fluorita, estos iones-complejos pueden ser fraccionados y de esta manera, la adición de Fluorita disminuye la viscosidad de la Escoria, además, baja el punto de fusión del sistema formado por los componentes de la Escoria y evita la formación de una película de Silicato Dicálcico ( $2\text{CaOSiO}_2$ ) en torno a las partículas de Cal que no se han disuelto al formarse éste. La película de Silicato Dicálcico dificulta la disolución posterior de dicha Cal debido a su elevado punto de fusión (2,130 °C).

Así, el principal propósito del uso de Fluorita consiste en suministrar las condiciones necesarias para facilitar una rápida formación de la Escoria, la cual es esencial para: i) Prevenir la erosión del refractario, ii) desarrollar un espumado estable antes de alcanzarse la máxima descarburación, y iii) facilitar la disolución de la Cal para contribuir a una mejor remoción del Azufre y del Fósforo.

Sin embargo, un uso excesivo de Fluorita aumenta la erosión del refractario y la frecuencia de derrames, con lo cual la productividad de la Acería disminuye debido a las condiciones tan variables en la operación por lo que es necesario efectuar una serie de pruebas para optimizar el consumo de Fluorita considerando los niveles de Silicio en el Arrabio, de Óxido de Magnesio y Óxido de Hierro en la Escoria, la cantidad de Cal adicionada y el grado de desulfuración obtenido.

Para la adición de Fluorita se consideró como punto de partida el criterio establecido en varias Acerías ya que dicha práctica arroja buenos resultados en lo que respecta a una buena formación de Escoria. Esta práctica se presenta en el Capítulo IV.

### **3.4. Descripción de la Operación**

#### **3.4.1. El Arranque de un Convertidor**

##### **3.4.1.1. Pre calentamiento del Convertidor**

- i) Antes de iniciar el pre calentamiento se asegura el buen funcionamiento eléctrico y mecánico de todos los equipos auxiliares incluyendo el mecanismo de giro del Convertidor mismo.
  
- ii) Se introducen al Convertidor por medio de las tolvas de Fundentes o la Caja de Chatarra de 2 a 4 toneladas de Coque libre de finos con un tamaño máximo de 40 milímetros.
  
- iii) El Coque una vez distribuido en el fondo del Convertidor se baña con 20 a 40 litros de diesel y se enciende por medio de una estopa en ignición a través de la Lanza de Oxígeno.
  
- iv) Una vez iniciada la ignición se introduce la Lanza de inyección de Oxígeno a una altura que varía entre 2.5 y 4 metros sobre el nivel teórico del Baño Metálico y se inicia el Soplado con flujos que varían de 25 a 150 m<sup>3</sup>/min, dependiendo de la capacidad del Convertidor. El flujo de Oxígeno está condicionado para evitar la oxidación del Carbono Residual del Refractorio.
  
- v) La medición de la temperatura se hace con un termopar colocado generalmente a través del Agujero de Vaciado.
  
- vi) Por efecto del impacto del Oxígeno sobre el Coque, éste generalmente se desplaza del fondo hacia la prefería, por lo que es recomendable en estos casos que después de terminar el Revestimiento del Convertidor se cubra el fondo con 5

a 10 centímetros de un material de Magnesita o Dolomita impregnado de alquitrán para permitir un buen calentamiento del Fondo en la zona de impacto del Oxígeno.

vii) Una vez que se alcanza una temperatura de 1,200 a 1,300 °C se puede proceder a la carga del Convertidor. Los residuos del Coque durante el precalentamiento se conservan dentro del Convertidor para la carga de la primera Colada, debido al riesgo que existe de que se desprendan los ladrillos del Fondo o el Barril al girarlo 180°.

#### **3.4.1.2. Consideraciones para la Primera Colada**

i) Durante el calentamiento el Convertidor no ha estabilizado su temperatura por lo que las pérdidas de calor son considerablemente mayores a las que se tendrán en la operación normal, y por lo tanto, el Convertidor no se ajusta estrictamente al modelo matemático para el cálculo de la Carga y el control del Proceso, se requieren mayores Temperaturas de fin de Sopleo, entre 30 y 50 °C más.

ii) Los residuos del Coque usado en el precalentamiento están constituidos por cenizas de un alto contenido de ( $\text{SiO}_2$ ) y en algunos casos de Azufre, por lo que se requieren de 5 a 15 kilogramos de Cal adicional por tonelada de Acero Líquido a la cantidad requerida de acuerdo a el modelo de cálculo normal, esto representa mayores pérdidas de calor.

iii) Las pérdidas de calor antes mencionadas no permiten una fusión rápida y uniforme de la Chatarra, por lo que se recomienda cargar Chatarra ligera y limpia, preservando de esta manera los problemas de fracturas en el ladrillo refractario aun no estabilizado térmicamente.

iv) Por los problemas de temperatura mencionados se recomienda vaciar la primera Colada en un Grado de Acero Semicalmado que permita un buen ajuste

de las adiciones en la Olla de Acero y un vaciado menos problemático, aun con altas oxidaciones.

v) Se recomienda que la carga de Chatarra sea inferior a la requerida de acuerdo al modelo de cálculo, después de tomar en cuenta la mayor Temperatura de fin de Sople y hacer los ajustes necesarios (enfriamientos) con Mineral de Hierro o Caliza después del primer Soplado.

#### **3.4.1.3. Primeras Coladas**

Tomando en cuenta las consideraciones antes mencionadas se procede a la preparación de la Carga Metálica y a la realización de los siguientes pasos:

i) Se carga el Arrabio Líquido lentamente para evitar que el impacto del chorro del metal levante el Refractario del Barril o del Fondo y también evitar el desprendimiento violento de gases del alquitrán.

ii) Antes de cargar cualquier otra cosa al Convertidor este se pone en posición vertical para calibrar la altura de la Lanza.

iii) Se carga la Chatarra en una sola adición y se oscila el Convertidor para facilitar su precipitación al fondo y para formar un espejo de metal que permita la ignición con la inyección de Oxígeno, el Convertidor se pone en posición de Soplado.

iv) Se introduce la Lanza en el Convertidor y se inicia la inyección de Oxígeno a una altura de entre 1.8 a 3 metros, según el tipo de Convertidor y calidad del Arrabio Líquido.

v) Iniciada la ignición se efectúa la adición de los Fundentes a la mayor velocidad posible (2 a 4 minutos) en el orden siguiente: Cal Dolomítica, Cal Siderúrgica y Fluorita.

vi) Debido al mayor volumen de Escoria y al efecto del Coque remanente en la Escoria se hace necesario soplar la Colada con una altura de la Lanza mas baja de lo normal para evitar derrames de Escoria.

vii) Durante las 5 Coladas siguientes se va aumentando progresivamente la cantidad de Chatarra hasta los porcentajes normales de acuerdo al modelo de cálculo, y las Temperaturas de Fin de Sopló se van reduciendo hasta los niveles de una Operación Normal.

viii) Por su importancia en el comportamiento de la descarburación y las Escorias, se requiere de un conocimiento real de la altura de la Lanza con respecto a un punto de referencia. El punto de referencia es el nivel del Baño Metálico, por tal motivo toda calibración de la altura de la Lanza se efectúa respecto a dicho nivel. Es recomendable hacer la calibración de la Lanza cada 8 horas ya que el revestimiento refractario hace que el nivel del Baño Metálico este variando respecto a su posición original.

### **3.4.2. Operación Normal**

#### **3.4.2.1. Descripción General**

El típico Proceso de Aceración B.O.F. es cíclico y en lotes denominados "Coladas". El Proceso comienza generalmente cuando la Olla de Arrabio Líquido llega a la estación de vaciado del Arrabio el cual se encuentra en los Carros Termo provenientes de los Altos Hornos. Se procede entonces al vaciado del Arrabio así como a su muestreo, análisis químico y toma de temperatura. El siguiente paso es la determinación de la Carga Metálica, de los Fundentes y del Oxígeno que se requieren para producir un peso determinado de Acero Líquido Crudo con ciertas especificaciones de Impurezas Residuales y Temperatura de Fin de Sopló. El cálculo de la Carga Metálica generalmente se hace por medio de un modelo matemático basado en un Balance de Calor y Materia.



Una vez conocidos los pesos requeridos de Arrabio Líquido y Chatarra, se cargan en las Ollas de Arrabio y en las Cajas de Chatarra respectivamente y se envían a la Nave de Carga quedando en espera de que se complete la Colada anterior. Después de vaciar todo el Acero Líquido Crudo y de haber vaciado la Escoria remanente de la Colada anterior, el Convertidor es rotado hacia la posición de carga de Chatarra. Cuando la carga de Chatarra es completada, lo que generalmente requiere de dos minutos, el Convertidor se rota hacia la posición vertical para permitir el acomodo de la Chatarra en el fondo.

Posteriormente, el Convertidor se vuelve a rotar hacia la posición de carga esta vez para recibir la carga del Arrabio Líquido, el tiempo de vaciado es de menos de dos minutos. Después de esto, el Convertidor se rota nuevamente hacia la posición vertical de Soplado y la Lanza de Oxígeno es bajada a determinada altura con respecto al nivel predeterminado que se supone alcanzará el nivel del Baño Metálico. Una vez que la Lanza ha alcanzado la altura indicada se inicia el Sopro de Oxígeno y la ignición de la Carga Metálica se presenta inmediatamente. Después de la Ignición se procede a la carga de los Fundentes generalmente en el siguiente orden: Cal Dolomítica, Cal Siderúrgica, y Fluorita. La altura de la Lanza y el flujo de Oxígeno pueden ser modificados durante la Colada en función de las condiciones del Convertidor y de las especificaciones requeridas de Fin de Sopro.

El Tiempo de Sopro varía normalmente entre 15 a 30 minutos dependiendo del flujo de Oxígeno, del tamaño de la Colada, del análisis del Arrabio y de las condiciones deseadas al fin del Sopro. Después de que el Sopro ha sido completado, el Convertidor se rota hacia la posición de carga para la medición de la Temperatura de Fin de Sopro y para tomar una muestra para análisis químico del Acero Líquido Crudo y de la Escoria. Si la Colada está muy "fría" (por debajo de la Temperatura de Fin de Sopro especificada), se procede de inmediato a "Resoplar" antes de tomar la muestra, procurando obtener la Temperatura de Fin de Sopro requerida para el Vaciado. Las muestras se analizan y los resultados son enviados de regreso al Cuarto de Control para conocimiento del Técnico

Controlador de Proceso. Si el análisis resulta dentro de las especificaciones requeridas para el Grado de Acero del programa de producción, entonces la Colada se encuentra lista para ser vaciada a las Ollas de Acero. Si por el contrario, de acuerdo con el resultado del análisis, el Carbón, el Fósforo, el Manganeso o el Azufre se encuentran por arriba de la especificación de Fin de Sopló entonces la Colada se tendrá normalmente que "Resoplar" ; en el caso del Azufre alto el Resoplo debe ir acompañado de una carga adicional de Cal Siderúrgica siguiendo la práctica de la doble escoria.

Cuando la Colada esta por fin dentro de especificaciones en términos de la Temperatura de Fin de Sopló y de los Residuales de las impurezas, el Convertidor es rotado para vaciar el Acero Líquido Crudo en las Ollas de Acero que se encuentran sobre un "Carro de Transferencia". Generalmente la desoxidación y la adición de aleantes se hacen durante el vaciado. Después de concluir el vaciado, una porción de la Escoria del Convertidor es vaciada encima del Acero Líquido para que lo aisle del medio ambiente y evitar pérdidas de temperatura. Concluido esto, el Convertidor es rotado para vaciar la Escoria restante en la Ollas de Escoria y se aprovecha esta posición para inspeccionar el estado que guarda el refractario de Trabajo, si no hay daño alguno, el Convertidor se rota a la posición de carga para iniciar la siguiente Colada y así el ciclo es concluido.

#### **3.4.2.2. Cálculo de la Carga**

Como se mencionó, el primer paso del ciclo de Aceración B.O.F. es el cálculo de la Carga. Este cálculo consiste en determinar los pesos de Arrabio Líquido, Chatarra de Acero, Cal Siderúrgica, Cal Dolomítica y Fluorita que se cargarán al Convertidor; así como, el volumen de Oxígeno a soplar para obtener una determinada cantidad de Acero Líquido Crudo con un análisis químico Residual y una Temperatura de Fin del Sopló que sean congruentes con el grado de Acero especificado en el programa de producción.

El cálculo de la Carga Metálica de los Fundentes y del Oxígeno lo realiza el encargado de operar el Cuarto de Control de la Acería, es decir, el Técnico Controlador de Proceso (TCP). Para esto, el (TCP) puede utilizar como herramienta de cálculo un Modelo basado en el Balance de Calor y Materia del Proceso de Aceración B.O.F. El desarrollo de un Modelo de esta índole es el objetivo central de esta tesis.

Lo primero que hay que calcular es la Carga Metálica que es igual al peso del Arrabio Líquido más el Peso de la Chatarra de Acero. El peso de la Carga Metálica se obtiene dividiendo el total de Acero Líquido Crudo deseado entre el rendimiento metálico del Proceso.

Si se dispone de Arrabio y Chatarra suficientes, se efectúa el cálculo de la cantidad requerida de estos materiales de acuerdo al Modelo. Si no se dispone de Chatarra suficiente se fija la cantidad máxima posible de ésta y se calcula la cantidad de Arrabio y Piedra Caliza (como refrigerante) necesarios para completar la Carga Metálica deseada. Si por el contrario no se dispone de suficiente Arrabio, se fija la cantidad máxima posible de éste y se calcula la cantidad de Chatarra necesaria para completar la Carga Metálica siguiendo alguna de las 2 soluciones siguientes: i) oxidar más de lo previsto la Colada; o ii) cargar un combustible sólido que compense la falta de calor como por ejemplo Carburo de Calcio ( $\text{CaC}_2$ ), o Carburo de Silicio (SiC).

Para realizar los cálculos mencionados es necesario contar con la siguiente información: i) Análisis Químico del Arrabio Líquido; ii) Temperatura del Arrabio Líquido; iii) Composición Química Promedio de la Chatarra; iv) Composición Química de los Fundentes; v) el Peso deseado de Acero Líquido Crudo; vi) Especificación de los Residuales del Acero Líquido Crudo; vii) la Temperatura de Fin de Sople; y viii) el número de Coladas realizadas en el Convertidor.

Generalmente el Análisis Químico y la Temperatura del Arrabio no son conocidas con suficiente anticipación y exactitud para realizar el cálculo del Balance de Calor y Materia, por lo que normalmente se procede de la siguiente manera:

- i) Se carga la Olla de Arrabio con un 90% del peso estimado del Arrabio de acuerdo a un cálculo preliminar basado en un análisis químico y temperatura del Arrabio reportados por el Cuarto de Control del Alto Horno.
- ii) Se agita el Arrabio dentro de la Olla para homogeneizarlo y se toma una muestra y la temperatura.
- iii) Se envía la muestra al laboratorio para su análisis químico.
- iv) Se carga la Caja de Chatarra con un 90% del peso estimado de Chatarra de acuerdo con el cálculo preliminar.
- v) Se informa al (TCP) de los valores actualizados del análisis químico y temperatura del Arrabio.
- vi) El (TCP) recalcula el Balance de Calor y Materia para determinar los pesos definitivos de Arrabio y Chatarra.
- vii) El (TCP) reporta a la Nave de Carga los pesos definitivos de Arrabio y Chatarra y éstos se completan en consecuencia.

#### **3.4.2.3. Preparación y Carga de la Chatarra**

La Chatarra se carga directamente de los carros de ferrocarril a las Cajas de Chatarra por medio de un electroimán. Siempre que sea posible es conveniente para un mayor control del proceso completar el peso requerido mediante la mezcla de Chatarra con diferentes densidades de la siguiente forma: 25% de Chatarra de

alta densidad (150 lb/ft<sup>3</sup>); 15% de Chatarra de media densidad (100 lb/ft<sup>3</sup>); y 60% de baja densidad (75 lb/ft<sup>3</sup>). En general la Chatarra es difícil de fundir si más del 35% de ella es de alta densidad.

Normalmente la Chatarra se carga en las Cajas en el siguiente orden: la Chatarra de baja densidad se debe cargar hasta el frente para proteger al refractario durante la carga; la Chatarra de media densidad se carga en el centro y la Chatarra de alta densidad hasta el fondo de la Caja. De esta forma la Chatarra de alta densidad queda más expuesta al Soplo de Oxígeno y al centro de las reacciones lo que facilita su fusión. Las Cajas de Chatarra se pesan en una báscula que se encuentra en el Carro de Transferencia que la lleva a la Nave de Convertidores; o bien, se pesa en una báscula de la Nave de Carga. La báscula normalmente tiene una carátula que le está indicando al operador de la Grúa, el progreso que tiene la carga para poder hacer los ajustes necesarios, la precisión de la báscula es de más o menos 25 Kg.

La Chatarra se carga siempre antes que el Arrabio, con el Convertidor en posición inclinada entre 30 y 45° respecto a la vertical. Antes de cargar la Chatarra se recomienda dejar un poco de Escoria de la Colada anterior, agregarle Cal Siderúrgica y agitar el Convertidor para que el refractario se impregne de un recubrimiento que lo proteja de la abrasión producida por la Carga. Después de lograr la impregnación es importante asegurarse de que toda la Escoria se remueva del Convertidor para evitar problemas de reacciones violentas cuando el Arrabio sea cargado.

### **3.4.2.4. Preparación y Carga del Arrabio Líquido**

#### **3.4.2.4.1. Toma de la Muestra**

Hay dos factores importantes en la determinación del análisis químico del Arrabio:

- i) la obtención de una muestra representativa con la microestructura adecuada; y

ii) la exactitud y precisión del análisis instrumental de la muestra. Para tomar la muestra de Arrabio para el análisis químico, se vacía hasta un 90% del peso total de Arrabio estimado a un equipo mezclador que homogeniza la composición química. Se debe tener cuidado con la toma de la muestra ya que la mayoría de las Acerías B.O.F. realizan el análisis químico por medios Espectrográficos en los cuales la exactitud de los resultados depende de la microestructura de la muestra sólida que a su vez depende de su velocidad de solidificación. Se debe procurar una rápida solidificación de la muestra ya que esto produce una microestructura libre de precipitaciones de Carbón que son las que afectan los resultados del análisis. Para esto se recomienda el uso de pequeños moldes de Cobre que permiten la obtención de muestras sólidas de Arrabio en forma de discos de 3 milímetros de espesor y libres de precipitaciones. El análisis se recomienda realizarlo en un Espectrómetro de Emisión.

#### **3.4.2.4.2. Desescoriado del Arrabio**

Si el Arrabio Líquido cargado al Convertidor lleva mucha Escoria del Alto Horno, se pueden ocasionar varios problemas serios por las siguientes razones:

- i) El Azufre que contiene la Escoria, normalmente mayor al 1%, incrementa significativamente el Azufre a remover durante el proceso de Aceración.
- ii) La Escoria puede contener hasta un 40% de Oxido de Silicio ( $\text{SiO}_2$ ) lo cual reduce sustancialmente la Basicidad de la Escoria formada en el Convertidor.
- iii) Excesiva cantidad de Escoria provoca un comportamiento errático de la Colada que se refleja en una fuerte turbulencia y proyección de Escoria fuera del Convertidor.
- iv) La Escoria es pesada como si fuera Arrabio pero contribuye muy poco como fuente de energía y como material aportador de unidades de Fierro, por lo que

Coladas con excesiva Escoria de Alto Horno normalmente terminaran frías o sobresopladas.

Normalmente no es fácil estimar con exactitud el peso de la Escoria del Alto Horno. Un método común para estimar si la cantidad de Escoria que se cargó al Convertidor fue demasiada, y entonces tomar acciones en consecuencia, es el del análisis del contenido de Alúmina ( $Al_2O_3$ ) de la Escoria del B.O.F., ya que el contenido de ésta es menor al 1% y si por ejemplo la Escoria excede a 1.5% esto es una buena indicación de que cantidades excedentes de Escoria del Alto Horno se están cargando junto con el Arrabio.

Por todo lo expuesto, es necesario limitar la cantidad de la Escoria del Alto Horno que se carga al Convertidor junto con el Arrabio. Para esto existen dos métodos que reducen substancialmente la cantidad de Escoria: i) La Instalación de Agujeros de vaciado de Escoria en los Carros Termo; y ii) El uso de un sistema mecánico de desescoriado en la Nave de Carga.

El segundo método requiere de un tiempo que varia entre 4 y 8 minutos. La mayoría de las Acerías que utilizan este método requieren de un sistema de colección y tratamiento de humos y polvos.

#### **3.4.2.4.3. Desulfuración del Arrabio**

Cuando el contenido del azufre en el Arrabio es alto, mayor de 0.080%, generalmente se hace una desulfuración entre el Alto Horno y el B.O.F. Como ya se ha mencionado el Azufre es una impureza que causa muchos problemas y que es necesario remover si es que se quiere tograr un Acero de calidad sin muchos problemas. En la actualidad existen varios métodos para desulfurar el Arrabio del Alto Horno, estos son:

i) Inyectar al Arrabio del Alto Horno, Carburo de Calcio ( $CaC_2$ ) mediante una Lanza sumergida dentro el Carro Termo.

ii) Adición de Carburo de Calcio ( $\text{CaC}_2$ ) o Soda Ash ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) a la Olla de Arrabio del Alto Horno combinada con una fuerte agitación.

iii) Sumergir una barra de Coque impregnada con Magnesio Metálico dentro del Carro Termo o en la Olla de Arrabio.

#### **3.4.2.4.4. Carga del Arrabio al Convertidor**

Una vez que el Arrabio ha sido cargado a la Olla con el peso definitivo, ésta se transporta a la Nave de Convertidores por medio de una Grúa puente. El Arrabio se carga después de la Chatarra. El Convertidor se posiciona lo más verticalmente posible para que el chorro de Arrabio caiga sobre la Chatarra que se encuentra en el fondo. En esta posición es más fácil que los humos generados sean capturados por la Chimenea.

Normalmente el Arrabio se carga tan rápido como sea posible, en 2 o 3 minutos; sin embargo, la velocidad de vaciado depende mucho de las condiciones de la Chatarra. Durante la carga deben tomarse precauciones para evitar explosiones o reacciones violentas que pongan en peligro la seguridad del personal y del equipo. Normalmente la velocidad de vaciado se reduce: i) en caso de humedad en la Chatarra, principalmente cuando es de baja densidad; ii) en caso de haber cargado Chatarra muy impregnada de grasa y aceites o cuando contenga recipientes de pinturas o materiales orgánicos combustibles; iii) cuando el Convertidor tenga Escoria o Acero remanente de una Colada anterior; iv) cuando se esté operando con fugas de agua en las chimeneas; y v) si se trata de realizar la primera colada.

#### **3.4.2.5. Soplado de Oxígeno y Adición de Fundentes**

Terminada la carga del Convertidor y puesto en posición vertical se inicia el proceso de Soplado y la adición de Fundentes. Estas prácticas varían de una



Acería a otra e incluso de un (TCP) a otro y están determinadas principalmente por el grado de Acero a producir y por la composición química del Arrabio. El objetivo es producir, por un lado, un Acero Líquido Crudo con un análisis químico Residual y con una Temperatura congruentes con el grado de Acero del programa de producción; y por otro, generar una Escoria con la adecuada Fluidéz y Basicidad que permita la remoción del Azufre y el Fósforo a los niveles requeridos y que minimice las pérdidas metálicas por salpicaduras y derrames.

#### **3.4.2.5.1 Etapas del Soppo de Oxígeno y Adición de Fundentes**

Para una mejor comprensión las Prácticas de Soplado de Oxígeno y Adición de Fundentes se acostumbra dividirlas en tres Etapas de acuerdo a cierto conjunto de características:

##### **i) Características de la Primera Etapa**

En esta Etapa se inicia el Soppo de Oxígeno con una posición alta de la Lanza con respecto al Baño; se adicionan la Cal Siderúrgica y la Cal Dolomítica. Las principales reacciones en la fase metálica son la oxidación de la mayor parte del Silicio y del Manganeseo; así como, la oxidación de una fracción del Fierro contenidos en el Arrabio. Los óxidos de Silicio y Fierro pasan a la Escoria y la tornan momentáneamente ácida. En este momento la temperatura de la Escoria es de unos 250 °C mas alta que la temperatura del Baño Metálico, pero conforme el Soplado progresa este diferencial de temperatura decrece. La velocidad de disolución de la Cal Siderúrgica es muy alta y la Escoria permanece en fase líquida de manera homogénea. La velocidad de descarburación es muy baja pero se va incrementando conforme el Silicio se va oxidando y la temperatura del Baño Metálico aumenta. Durante esta Etapa empieza la formación en la Escoria de una emulsión de Fierro en forma de pequeñas gotitas pero la reacción entre estas gotitas ricas en Carbón y el Oxido de Fierro es todavía baja.

## ii) Características de la Segunda Etapa

Al comienzo de esa Etapa, la velocidad de descarburación de las gotitas de Fierro empieza a incrementarse y la Escoria empieza a tornarse espumosa. Al inicio de la Etapa se disminuye la altura de la Lanza. El nivel de Oxido de Fierro en la Escoria disminuye y la Escoria aun líquida empieza a tornarse pastosa por la formación de Silicato Dicálcico. Durante esta Etapa se genera una gran cantidad de Escoria espumosa que amenaza siempre con derramarse por la Boca del Convertidor. En esta Etapa se alcanza la máxima velocidad de descarburación la cual es una función del flujo de Oxígeno. La solución de la Cal disminuye considerablemente y se requiere de la adición de Fluorita para conseguir la solución de cantidades adicionales de Cal.

## iii) Características de la Tercera Etapa

Esta Etapa comienza cuando la velocidad de descarburación comienza a disminuir significativamente, y la Escoria espumosa empieza a desaparecer debido a la baja generación de Monóxido de Carbono. El Oxido de Fierro se incrementa y nuevamente la solución de la Cal se activa. La composición química de la Escoria se acerca a su valor final y queda determinada en gran parte por la cantidad de Cal adicionada hasta un punto que oscila dentro del rango de saturación con Silicato Dicálcico o con Cal. La descarburación al final de esta Etapa es normalmente proporcional a la concentración del Carbono en el Baño Metálico.

### 3.4.2.5.2. Práctica de Soplado

El término de "Práctica de Soplado" se refiere al método utilizado para la inyección del Oxígeno al Baño Metálico el cual consiste básicamente de dos elementos: i) Flujo de Oxígeno, y ii) Altura de la Lanza con respecto al Baño.

Por lo que respecta a el Flujo de Oxigeno, este se expresa normalmente en términos de un consumo unitario y varía normalmente entre 80 a 120 pies cúbicos por minuto por tonelada de Acero Liquido producido. El volumen de Oxígeno requerido para oxidar las impurezas del Arrabio y reducirlas a los niveles especificados para el Acero Liquido se calcula con ayuda del Modelo basado en el Balance de Calor y Materiales.

Por otro lado, en lo que respecta a la Altura de la Lanza, las características y efectos del Soplo de Oxigeno se clasifican en base a los términos de "Soplo Duro" y "Soplo Suave". Estos términos, se utilizan respectivamente para designar la mayor o menor penetración del Chorro del Soplo dentro del Baño Metálico lo que se logra aumentando o disminuyendo la Altura de Lanza. Los principales efectos de cada tipo de Soplo se enlistan a continuación:

Tabla 3.10.

Efectos del Soplo sobre Parámetros de Operación

| <u>Parámetro</u>          | <u>Soplo Duro</u> | <u>Efectos</u> | <u>Soplo Suave</u> |
|---------------------------|-------------------|----------------|--------------------|
| (FeO) en la Escoria       | Disminuye         |                | Aumenta            |
| Fósforo Residual          | Aumenta           |                | Disminuye          |
| Manganeso Residual        | Aumenta           |                | Disminuye          |
| Vida de la Lanza          | Disminuye         |                | Aumenta            |
| Desgaste del Refractario  | Disminuye         |                | Aumenta            |
| Costras en el Convertidor | Aumenta           |                | Disminuye          |
| Costras en la Lanza       | Aumenta           |                | Disminuye          |
| Derrames de Escoria       | Disminuye         |                | Aumenta            |
| Chatarra sin Fundir       | Disminuye         |                | Aumenta            |

Se puede decir que la tendencia general es la de practicar un "Soplo Duro" buscando mantener una duración razonable de la Lanza y el residual de Fósforo dentro de especificaciones. Cuando se procesan Arrabios con alto Fósforo

normalmente se tiene que utilizar un "Soplo Suave" que permita un incremento del (FeO) en la Escoria y con esto una mayor remoción de Fósforo, aunque esto sea a expensas de un mayor desgaste del refractario.

Una práctica de Soplado normal se inicia con el Convertidor en posición vertical y la introducción de la Lanza a una altura que varía de 1.80 a 3.0 metros con el flujo máximo de Oxígeno hasta la ignición completa de la Carga. El iniciar la inyección a alturas como las anteriores, es con el fin de tener la mayor área de impacto del Oxígeno para iniciar los núcleos de reacción en el Arrabio. No es recomendable iniciar la inyección a baja altura, por ejemplo 1.0 a 1.5 metros, debido a las proyecciones metálicas y a la concentración de la zona de impacto a una área reducida que puede coincidir con una acumulación de Chatarra. Sin embargo, en la práctica es común iniciar la ignición bajando y subiendo la Lanza manteniendo constante el flujo de Oxígeno. Iniciada la ignición se baja la Lanza a una altura de entre 1.5 a 2.5 metros manteniendo el flujo de Oxígeno constante. Las variaciones siguientes de la altura de la Lanza durante el tiempo de soplado dependerán de dos factores: i) las proyecciones metálicas; y ii) los derrames de Escoria.

#### i) Proyecciones Metálicas:

Este fenómeno se debe a la proyección de las emulsiones Metal-Escoria ricas en ( $2CaOSiO_2$ ) y Cal no disuelta, que se deben al impacto del chorro de Oxígeno sobre el Baño. Las proyecciones metálicas causan:

- Incrustaciones de Metal y Escoria en la Lanza de Oxígeno.
- Incrustaciones de Metal y Escoria en la Campana.
- Incrustaciones de Metal y Escoria en el interior del Convertidor.
- Incrustaciones de Metal y Escoria en la Boca del Convertidor.
- Una mala defosforación y desulfuración.
- Menor rendimiento metálico.

Las soluciones al problema de las proyecciones metálicas son aumentar el contenido de (FeO) en la Escoria y/o adicionar más Fluorita. La Lanza de Oxígeno juega en este caso un papel correctivo importante y generalmente se procede como sigue:

- Subir la Lanza de 0.3 a 1.0 metros de su posición original en el momento del problema y reducir el flujo de Oxígeno, con el objeto de aumentar el área de impacto del Oxígeno y tener una presión menor. Esto reduce la velocidad de descarbonación, aumenta el contenido de (FeO), lo que permite la solubilidad de la Cal en la Escoria. Una vez que se ha logrado acondicionar la Escoria, la Lanza vuelve a su posición normal antes del problema y se va incrementando el flujo de Oxígeno progresivamente también hasta su nivel original.
- Adicionar Fluorita u otros fundentes de bajo punto de fusión subiendo la Lanza de 0.3 a 0.1 metros sin variar sustancialmente el flujo de Oxígeno y regresar la posición original una vez acondicionada la Escoria.

#### ii) Derrames de Escoria.

Como su nombre lo indica es el desbordamiento tranquilo o violento de la Escoria por la boca del Convertidor y se debe a la presencia de una alta concentración de (FeO) en la Escoria que la hace entrar en reacción con el Carbón del Baño Metálico lo que incrementa la generación de gases arrastrando en su salida a la Escoria.

Los derrames pueden presentarse en los siguientes casos:

- Cuando debido a una mal práctica de adición de Fundentes, la Cal no se disuelve, se cubre de Silicato Dicálcico con punto de fusión de 2,300 °C. El (SiO<sub>2</sub>) y el (FeO) generados, forman compuestos de bajo punto de fusión

entre los trozos de Cal y se sobresaturan de (FeO) el cual reacciona con el Carbono y el (CO) generado es lo que produce la expulsión de la Escoria. Coladas con este tipo de problemas dan origen a una mala toma de decisiones que finalmente conducen a que una vez terminado el soplado se tengan fragmentos de Cal flotando sobre una Escoria fluida y oxidada. Cuando se presenta un derrame de Escoria en los primeros 5 minutos del soplado, puede predecirse con bastante aproximación que se trata de una mala dilución de la Cal, lo conducente es bajar el flujo de Oxígeno y la Lanza; una vez que se ha estabilizado la operación se adiciona Fluorita para acelerar la disolución de la Cal.

- Cuando se oxida excesivamente la Escoria debido a bajos flujos de Oxígeno y/o a mantener la Lanza alta durante un tiempo mayor a los 6 minutos de iniciado el soplado. Al llegar al periodo de descarburación franca, el (FeO) entrará en reacción con el Carbono del Baño en forma directa o a través de la emulsión Metal-Escoria ocasionando violentos desprendimientos de gas. En este caso es necesario bajar el flujo de Oxígeno y la Lanza y hacer adiciones de Cal; cuando la Escoria ha logrado estabilizarse se incrementa progresivamente el flujo de Oxígeno hasta los niveles normales. Este fenómeno puede predecirse por observación del comportamiento de la Boca del Convertidor y por la temperatura del agua a la salida de la Lanza que en estos casos sufre un rápido incremento.
- Cuando se abusa de la adición de Fundentes de bajo punto de fusión como la Fluorita que ayuda a la fácil absorción del (FeO) en la Escoria creando una situación similar a la ya descrita. En este caso también es necesario adicionar Cal y bajar la Lanza y el flujo de Oxígeno para regresarlos posteriormente a su estado inicial. Con el objeto de evitar este problema, es necesario adicionar los Fundentes de acuerdo con la secuencia correcta, deberá bajarse progresivamente la Lanza para dar la formación correcta a la Escoria hasta terminar en una altura que mantenga la Escoria espumosa

pero sin amenaza de derrames, usualmente entre 1.0 y 1.5 metros sobre el nivel de Baño Metálico.

Los derrames tienen los siguientes efectos:

- Bajo rendimiento metálico.
- Alto contenido de (FeO) en la Escoria y humos.
- Mayor desgaste del refractario.
- Mejor defosforación.
- Mejor desulfuración.
- Suciedad en boca y cuerpo exterior del convertidor.
- Sobrecalentamiento de la estructura del convertidor.
- Suciedad en el piso de operación y fosa del convertidor, etc.

#### **3.4.2.5.3. Práctica de Adición de Fundentes**

El objetivo de adicionar los Fundentes es el de permitir la formación de una Escoria con la fluidez y Basicidad requeridas para reducir los contenidos de Fósforo y Azufre de acuerdo a la especificación del Acero Líquido Crudo y que se minimicen los derrames y las proyecciones.

Inmediatamente que se inicia la ignición se empiezan a alimentar los Fundentes al Convertidor en el orden siguiente:

1° Cal Dolomítica: Tiene la función de formar rápidamente una Escoria con el ( $\text{SiO}_2$ ) producto de la oxidación del Silicio, evitar la formación del Silicato Dicalcico ( $2\text{CaOSiO}_2$ ) de alto punto de fusión que dificulta la solución de la Cal y evitar así el ataque al revestimiento refractario por la Sílice .

2° Cal Siderúrgica: Para complementar la Basicidad de la Escoria y permitir la defosforación y la desulfuración.

3° Fluorita: Generalmente en pequeñas cantidades y cuando se haga necesario fluidificar la Escoria y tratándose de Aceros de Bajo Carbono. Su consumo no excede los 3 Kg/Ton de Acero; sin embargo, en aceros de Alto Carbono puede alcanzar niveles de hasta 10 Kg/Ton de Acero. La adición de Fluorita está gobernada por la condición de la Escoria, si ésta es pastosa o la Cal no ha logrado disolverse con el (FeO) y (SiO<sub>2</sub>) presentes debido al (2CaOSiO<sub>2</sub>) se hará necesario adionarla. Cuando no se usa Cal Dolomítica se recomienda adiconar la Fluorita inmediatamente después de la Cal Siderúrgica. En los casos de Coladas que se requieren con un Residual alto de Carbono al terminar el soplado, el contenido de (FeO) en la Escoria es muy bajo, 8 a 15%, por lo que en estos casos se recomienda distribuir la adición de la Fluorita desde inmediatamente después de la adición de la Cal hasta 2 a 4 minutos antes de finalizar la inyección de Oxígeno.

La cantidad que se adiciona de cada uno de los Fundentes depende principalmente de la composición química del Arrabio, de la especificación del grado de Acero a producir y de la práctica de Aceración. El cálculo del peso de Fundentes se hace paralelo al cálculo de la Carga Metálica con ayuda del Modelo basado en el Balance de Calor y Materia

#### **3.4.2.5.4. Formación de la Escoria**

Un aspecto importante para el proceso de soplado es la formación de espuma en la Escoria, la observación de este fenómeno permite estimar la calidad de las Escorias a lo largo del soplado.

Mediante una apropiada conducción de la Colada se consiguen siempre bajos contenidos de Fósforo y Azufre a lo que se llega antes de finalizar la descarburación. Para lograr esto, es de especial importancia la pronta formación de Escorias fluidas y reactivas.



El chorro de Oxígeno al salir de la Lanza se mezcla por la turbulencia con la masa de gas que le rodea y arrastra a este en su camino. Como consecuencia se ensancha el chorro en forma de cono al aumentar la distancia a la boca de la Lanza, por lo que disminuye la velocidad hacia la periferia y con ello la presión de choque contra la superficie del Baño. Ver la Figura 3.1.

Cuando el chorro incide sobre el Baño, desplaza por un impulso a un cierto volumen de éste y forma una huella cóncava sobre la superficie, ver Figura 3.2. La forma de esta huella esta determinada por el perfil de las líneas de presión de choque, es decir, la profundidad es máxima en el eje del chorro y disminuye hacia los bordes. Dentro de esta huella se invierte la dirección del chorro y se produce por fricción una corriente del metal líquido. Cuando la velocidad alcanza un valor determinado, la energía del chorro es suficiente para que al invertirse la dirección, pueda incluso, pulverizar el metal líquido en gotitas lanzadas al espacio que quedan encima del líquido. Este fenómeno se llama pulverización. Si se sopla una cantidad de Oxígeno constante, se forma una huella ancha y poco profunda cuando es grande la distancia existente entre la boca de la Lanza y el nivel del Baño. Al disminuir esta distancia, la huella se hace mas profunda y su diámetro mas pequeño. Simultáneamente aumenta la pulverización.

Durante el soplado de la Carga Metálica en el Convertidor se asocian a estos fenómenos mecánicos transformaciones químicas en el chorro de gas y en el Baño en la zona de choque del Oxígeno que influyen en el curso de las reacciones de oxidación. Cuando la Lanza está en una posición baja, el mecanismo de oxidación es por reacción directa entre la fase gaseosa y el Baño gastándose tanto Oxígeno en la reacción de descarburación que solo puede formarse suficiente cantidad de Oxido Ferroso para lograr una Escoria fluida y reactiva cuando esa reacción pierde intensidad. Si la Lanza está a mayor altura, la presión de choque es mas pequeña y el Oxígeno se emplea preferentemente en oxidar al Fierro. La oxidación de impurezas se produce ahora principalmente por transferencia del Oxígeno desde la Escoria formada al Baño y con este Soplado

Suave se hace tan lenta la descarburación que es posible la formación temprana de una Escoria fluida rica en Hierro.

Como se indicó anteriormente, en los primeros minutos del soplado se observa una intensa pulverización de Hierro en la boca del Convertidor y la Escoria, que en estos primeros momentos esta formada por Silicatos de Hierro y Manganeso, es todavía una pequeña cantidad y además es expulsada por el chorro de Oxígeno fuera de su zona de acción hacia las paredes del Convertidor. La adición de Cal y la mayor escorificación de los elementos acompañantes del Hierro incrementan la cantidad de Escoria hasta que esta se extiende finalmente sobre la zona de pulverización de las gotitas de Hierro. Cuando estas gotitas pueden permanecer bastante tiempo dentro de la capa de Escoria, por que el espesor de dicha capa es suficientemente grande, se puede formar una Escoria espumosa. Es necesario sin embargo, que para esto la Escoria tenga un determinado grado de fluidez y un contenido de (FeO) suficiente. Solo entonces se pueden desprender las gotitas de Hierro y Monóxido de Carbono por su reacción con la Escoria y este gas la esponja y la hace espumosa. Para que se produzca este efecto será necesario en resumen que la capa de Escoria tenga suficiente espesor, fluidez y un contenido de Oxido Ferroso suficiente.

El comienzo de la formación de espuma se nota claramente en la boca del Convertidor por la disminución de la pulverización de Hierro y por la proyección de gotas viscosas de Escoria. Como consecuencia del esponjamiento de la Escoria al hacerse espumosa varía el ruido del soplado, que desaparece casi por completo cuando la Escoria se sube hasta la boca de salida de la Lanza.

La vida del refractario del Convertidor ejerce con mucho el mayor efecto sobre el comienzo de la formación de la espuma. Esto es, al principio de la campaña la formación de la espuma se logra mas rápidamente que al final. Esto se explica porque como consecuencia del desgaste del revestimiento, aumenta la superficie

del Baño a lo largo de la campaña y solo se consigue la capa de Escoria espumosa de suficiente espesor después de transcurrir un tiempo más grande.

Para incrementar la cantidad de Escoria en los primeros minutos del soplado podría añadirse la carga necesaria de Cal antes de empezar a soplar; sin embargo, la espuma solo empieza a formarse cuando la Escoria ha alcanzado un cierto grado de fluidez y no es de esperar una formación mas temprana si se procede de esa manera, esto porque si la cantidad de Cal aportada en los primeros minutos del soplado es excesiva, su disolución es lenta y la viscosidad de la Escoria se mantiene demasiado elevada. La fluidez de la Escoria, sin embargo, se puede aumentar añadiendo Fundentes con la carga, la adición de Fluorita adelanta el comienzo de la formación de la Escoria espumosa en un 8% de la duración del soplado.

Los óxidos de Manganeso y Silicio formados en los primeros minutos del soplado también actúan en la Escoria como Fundentes y aceleran la disolución de la Cal. Cuando es mayor el contenido de Silicio en el Arrabio empieza antes de la formación de la espuma. De manera semejante podría actuar un mayor contenido de Manganeso en el Arrabio. Además se ha observado una disminución de la pulverización y un aumento de las proyecciones cuando es mayor dicho contenido de Manganeso lo que indica una formación mas intensa de la Escoria espumosa.

Como ya se ha indicado, se puede actuar sobre la formación de Escoria espumosa modificando el impulso del chorro del soplado y aumentando la distancia existente entre la Lanza y el Baño; sin embargo, si la lanza se coloca a una distancia demasiado grande se produce un aumento de la combustión de los gases resultantes y ello acarrea, además de un aumento del consumo de oxígeno, un incremento del desgaste del revestimiento como consecuencia de la mayor temperatura de los gases residuales.

Otra forma de incidir sobre el comienzo temprano de la formación de una Escoria espumosa consiste dejar dentro del Convertidor una parte de la Escoria de la Colada anterior y con esto se satisfacen todas las condiciones necesarias para la formación de la espuma, puesto que desde el primer momento se dispone de una capa de Escoria con suficiente espesor, fluidez y contenido de Oxido Ferroso.

Una vez que se ha formado una Escoria espumosa, hay que tomar las medidas necesarias para mantenerla dentro de los límites deseados. Si la altura de la Lanza es demasiado grande también lo es el contenido de (FeO) de la Escoria y se forma tanta espuma que llega a rebosar por la Boca del Convertidor o a proyectarse a borbotones y el resultado es una fuerte disminución del rendimiento metálico de la Colada.

Si el descenso de la Lanza, se hace demasiado tarde o por escalones demasiado grandes, aumenta bruscamente la velocidad de descarburación. Como consecuencia del vivo desprendimiento de gases se produce primero una proyección muy intensa y después una reducción mas activa del (FeO) de la Escoria, con la consiguiente disminución de su fluidez que hace necesario aumentar de nuevo la distancia de la Lanza al baño para repetir el proceso de fluidificación de la Escoria.

Cuando el caudal de Oxígeno soplado se mantiene constante debe elegirse la distancia entre la Lanza y el Baño, de tal forma que por un lado no se produzcan proyecciones por un desprendimiento de (CO) demasiado activo y por otro, se forme la cantidad de (FeO) suficiente para conservar la reactividad de la Escoria.

Se puede además controlar la formación de Escoria espumosa por la adicción de Cal. Con esta adición se hace disminuir la fluidez de la Escoria por el gran efecto de enfriamiento que produce este Fundente y como consecuencia de ello debilita la formación de Espuma. No es recomendable sin embargo, proceder de esta manera por que es mucho más económico compensar el exceso de calor del

procedimiento de soplado con Oxígeno empleando Chatarra. En condiciones normales solo se debe añadir la Cal cuando no es posible dominar la formación de Escoria espumosa modificando alguna de las condiciones de soplado.

#### **3.4.2.6. Muestreo y Toma de Temperatura.**

Estas operaciones son importantes desde el punto de vista que de ellas depende la decisión de vaciar la Colada o proceder a su corrección así que un mal muestreo o una temperatura errónea podrá ser la causa de ejecutar operaciones innecesarias o vaciar con los consecuentes problemas metalúrgicos y de operación.

Al terminar el soplado se gira el Convertidor a la posición de muestreo y toma de temperatura procurando vaciar el máximo de Escoria, esto con el objeto de evitar desgastes en los refractarios, que el equilibrio Metal-Escoria se lleve a efecto con un menor volumen de ésta y desalojar una Escoria saturada con Fósforo y Azufre por si se fuese necesario formar una nueva Escoria.

Durante el vaciado de la Escoria a la olla hay tendencia a derramarse por su alta espumidad, en este caso se utiliza sal común o arena para permitir la liberación de los gases atrapados y reducir su volumen. Por el contrario si la Escoria está muy pastosa es posible que no se pueda realizar el muestreo ni la toma de temperatura y entonces será necesario dar un pequeño Resoplo.

Puesto el Convertidor en posición horizontal y al terminar de vaciar la Escoria, se acostumbra en la práctica tomar primero la temperatura del Acero Líquido por medio de un termocople de Platino/Platino-Rodio, este instrumento tiene una precisión de más o menos 5 °C.

En segundo lugar se toma la muestra de Acero Líquido por medio de una cuchara, se elimina la Escoria que flota sobre el Acero e inmediatamente se

desoxida con Aluminio. Una parte de la muestra se envía para un análisis rápido de Carbono y Azufre (en un analizador LECO, por ejemplo) y la otra parte para el análisis espectrométrico de Carbono, Manganeso, Fósforo, Azufre, y los demás elementos que se deseen.

Finalmente se toma una muestra de la Escoria con fines de analizarla y retroalimentar la Práctica de Operación y el Modelo de Cálculo.

#### **3.4.2.6. Resoplos o Enfriamientos.**

Los Resoplos o Enfriamientos tienen un propósito correctivo sobre la Temperatura y/o sobre los Residuales de las Impurezas al Fin de Soplo. Después de cualquiera de ellos deberá ejecutarse nuevamente la operación de muestreo y toma de temperatura.

##### **3.4.2.6.1. Resoplos**

Si la Temperatura de Fin de Soplo es mas baja de la requerida para vaciar y/o los Residuales de Carbono, Manganeso, Silicio, Fósforo y Azufre están por arriba de la especificación para vaciar el Acero Líquido, entonces se requerirá de Resoplos correctivos. Los Resoplos se efectúan normalmente a alturas de Lanza que varían entre 1.0 y 1.5 metros con duraciones que van de 1 a 3 minutos. Los Resoplos correctivos reducen la velocidad de producción de las Coladas y el rendimiento metálico al tener una mayor cantidad de Hierro oxidado.

Los Resoplos por Temperatura de Fin de Soplo baja pueden llevar a Residuales de Carbono muy bajos que requerirán durante el vaciado del Acero Líquido, adiciones significativas de Carbón que elevan el costo y además producen inclusiones. Los Resoplos para bajar el Carbón generalmente incrementan el Nitrógeno disuelto en el Acero Líquido lo que resulta inconveniente para una buena práctica de laminación. En algunos casos el contenido de Carbón se torna

tan bajo en relación con la especificación del Carbón del grado de Acero programado que es necesario en ese momento cambiar a un grado de Acero de bajo Carbón.

Cuando el Azufre Residual del Acero Líquido está por arriba de la especificación de vaciado, es posible Resoplar la Colada para disminuir el contenido de Azufre aunque esto trae consigo una reducción paralela del Carbono quizás no deseada. Si la reducción requerida del Residual de Azufre es del orden del 0.005% y la Escoria tiene todavía Cal sin disolver, es posible reducir el contenido mediante un Resoplado corto con una posición alta de la Lanza. Sin embargo, si se requieren mayores reducciones de Azufre o bien la Escoria está saturada es una práctica común el vaciar la mayor parte de ésta y agregar cantidades adicionales de Cal y Fluorita seguido de un Resoplo con una posición alta de la Lanza. A esta última práctica se le conoce como "Práctica de la Doble Escoria". En general las siguientes prácticas de Resoplado son las más usadas:

Tabla 3.11.  
Prácticas de Resoplado

| <u>Objetivo</u>     | <u>Altura de la Lanza</u> | <u>Adiciones al Convertidor</u> |
|---------------------|---------------------------|---------------------------------|
| Elevar Temperatura  | Baja                      | Ninguna                         |
| Reducir Carbón      | Baja                      | Ninguna                         |
| Reducir Manganeso   | Alta                      | Ninguna                         |
| Reducir Fósforo     | Alta                      | Mineral de Fierro               |
| Reducir Azufre      | Alta                      | Cal y Fluorita                  |
| Fluidificar Escoria | Alta                      | Fluorita                        |

#### **3.4.2.6.2. Enfriamientos**

Si la temperatura de Fin de Sopro es demasiado alta con respecto a la especificada para vaciar el Acero Líquido Crudo, entonces será necesario realizar un enfriamiento; para este objeto existen tres procedimientos clásicos:

i) el ajuste térmico consiste en adicionar al Acero Líquido una cierta cantidad de material refrigerante, que generalmente es la Piedra Caliza ( $\text{CaCO}_3$ ). El efecto refrigerante de la Caliza es consecuencia del calor que absorbe la reacción de descomposición de la misma en Oxido de Calcio y ( $\text{CaO}$ ) y Monóxido de Carbono ( $\text{CO}$ ) y del calor sensible de los compuestos resultantes a sus temperaturas finales. Como parte del modelo se desarrollan las ecuaciones para el cálculo de la Caliza necesaria para efectuar un enfriamiento deseado.

ii) el enfriamiento con Mineral de Fierro, se aplica cuando además de enfriar se desea descarburar o cuando no se cuenta con facilidades para pequeñas adiciones de chatarra.

iii) el enfriamiento con Chatarra, cuando no se desea que baje el nivel de Carbono en el baño y cuando se cuenta con facilidades para la adición de pequeñas cantidades de Chatarra. Cuando se agrega Chatarra, la Escoria es penetrada fácilmente y el descenso de temperatura es mas predecible; sin embargo cuando se agregan grandes cantidades de Chatarra será necesario esperar un mayor tiempo para que se funda la Chatarra y entonces se pueda vaciar.

Por otro lado, la Temperatura de Vaciado del Acero Líquido es una función del grado de Acero a fabricar, del tipo de Ferroaleaciones a utilizar y del Tiempo de Vaciado. Para fijar la Temperatura de Vaciado será necesario tomar en cuenta lo siguiente:

i) Estado del Convertidor antes de iniciar la Colada; si está frío, a temperatura normal, si es nuevo el Refractario o está desgastado, etc. Un Convertidor nuevo tiene una perdida de calor del orden de 3 a 6  $^{\circ}\text{C}/\text{min.}$ , mientras que uno usado de 7 a 10  $^{\circ}\text{C}/\text{min.}$

ii) El estado del Agujero de Vaciado; uno nuevo tarda mas tiempo en vaciar que uno usado.



iii) Temperatura del refractario de la Olla de Vaciado.

iv) Si se realizará inyección de algún gas y que tiempo.

v) Temperatura necesaria para la Colada Continua o en Moldes.

vi) Tipo y cantidad de Ferroaleaciones a utilizar. Las adiciones en peso necesario para obtener un 1% en análisis final de las siguientes Ferroaleaciones contribuyen a la disminución o aumento de la temperatura como se indica:

Tabla 3.12.  
Disminución o Aumento de Temperatura del Acero Liquido  
por la Adición de Ferroaleaciones

| <u>Ferroaleación</u> | <u>Variación de la Temperatura</u> |
|----------------------|------------------------------------|
| Ferromanganeso       | - 21 °C                            |
| Silicomanganeso      | - 18.4 °C                          |
| Ferrosilicio         | + 4.9 °C                           |

Así por ejemplo, una Colada en un Convertidor nuevo con un tiempo de vaciado de 8 min., que requiera un análisis de 0.9% de Manganeso (Mn) y se tenga un residual de 0.09% de (Mn), requerirá una temperatura de 1,591 °C en el Convertidor para dar una temperatura en la olla de 1,530 °C con una eficiencia del Ferromanganeso del 85%.

#### **3.4.2.7. Vaciado del Acero.**

Una vez que la Colada tiene la Temperatura y el análisis correcto de los Residuales de Carbono, Manganeso, Silicio, Fósforo y Azufre, ya sea que trate de Coladas Directas, o bien corregidas mediante Resoplos o Enfriamientos, se procede al Vaciado del Acero. Aquí cabe señalar que en las Acerías que no

cuentan con un Modelo para el Control del Proceso el porcentaje de eficiencia de "Coladas Directas" (es decir, Coladas que al fin del Soplo tienen la Temperatura y los Residuales dentro de especificaciones para vaciar) varía entre 60 a 70% mientras que en Acerías que cuentan con un Modelo la eficiencia varía de 80 a 95%.

El Acero Líquido Crudo se vacía en la "Olla de Acero" a través del Agujero de Vaciado. Esta operación demanda mucha habilidad del (TCP) ya que el giro del Convertidor a la posición de vaciado debe ser muy rápido para que la Escoria flote sobre el Acero Líquido y no se pase con el Acero. Dependiendo de las dimensiones del Agujero de Vaciado, se requieren de 3 a 8 minutos para vaciar todo el Acero a la Olla. Para realizar el vaciado se procede como sigue: i) Se pone la Olla de Acero bajo el Convertidor por medio del carro transportador; ii) Se gira el Convertidor y se recibe el Acero en la Olla a través del Agujero de Vaciado, la Escoria por su menor densidad flota sobre el Acero permitiendo un vaciado limpio de ésta; y iii) Durante el vaciado del Acero se efectúan las adiciones de las Ferroaleaciones y Desoxidantes ya sea por medios automáticos a través de tolvas y ductos de descarga o por medios manuales o semiautomáticos.

Las Ferroaleaciones al disolverse en el Acero Líquido cumplen la función de desoxidar el Acero y de proporcionarle los elementos de aleación que son los que determinan el grado de Acero y sus propiedades mecánico-metalúrgicas. La densidad y el tamaño o granulometría de las Ferroaleaciones son dos factores que tienen un efecto importante sobre su eficiencia. Dentro de la Ferroaleaciones más usadas podemos mencionar a: i) Grafito; ii) Aluminio; iii) Ferromanganeso; iv) Silicomanganeso; v) Ferrosilicio; v) Carburo de Silicio; vi) Ferrocromo; vii) Ferrovanadio; viii) Ferrromolibdeno; y ix) Ferroniquel.

El orden en que se adicionan las Ferroaleaciones depende de la constante de equilibrio de sus óxidos de su facilidad de dilución y de su precio; así por ejemplo, se tienen secuencias del tipo siguiente:

Tabla 3.13.  
Prácticas de Adición de Ferroaleaciones

| <u>Aleante</u>   | <u>Adición</u>         |
|------------------|------------------------|
| Grafito:         | en el fondo de la olla |
| Ferromanganeso:  | a 1/3 de la olla       |
| Silicomanganeso: | a 1/3 de la olla       |
| Ferrosilicio:    | a ½ de la olla         |
| Ferrocromo:      | a ½ - 2/3 de la olla.  |
| Aluminio:        | a 2/3 de la olla.      |

Las secuencias de adición de Ferroaleaciones pueden variar también dependiendo de la cantidad y el nivel de oxidación del Acero Líquido. De esta manera, en Coladas sopladas con niveles inferiores de 0.10% de Carbono (C) y que requieren fuertes recarburaciones, el Ferrosilicio sustituye en el orden al Ferromanganeso con el objeto de preservar el Carbono. Algunas Acerías utilizan técnicas de agitación del Acero Líquido por medio de gas Argón, durante y después del vaciado, cuando se tienen que adicionar cantidades importantes de Ferroaleaciones.

La desoxidación juega un papel importante sobre todo en Aceros Semicalmados y Eferescentes donde se requiere un determinado contenido de Oxígeno en la Olla de Acero. El contenido de este elemento en el Baño depende del contenido de Carbono en el mismo. De acuerdo con esto, cualesquier Ferroaleación o Desoxidante que se adicione a la Olla de Acero sufrirá oxidaciones por el Acero mismo, de tal manera que para arribar al análisis final deseado será necesario utilizar una mayor cantidad de la Ferroalación que proporciona el componente del Acero. Por otra parte, las altas temperaturas ambientales y la presencia de aire contribuyen a esta oxidación.

El cálculo de cualesquier Ferroaleación se hace por medio de la siguiente formula general:

$$P_{FEA} = P_{AL}(\%E_i - \%E_r)10/(E_{FEA}R_{FEA}) \dots (3.22.)$$

donde:

$P_{FEA}$  = Peso de Ferroaleación en Kg.

$P_{AL}$  = Peso del Acero Líquido en Toneladas.

$\%E_i$  = Porcentaje del Elemento (i) especificado para el grado de Acero a fabricar.

$\%E_r$  = Residual en Porcentaje del Elemento (i) en el Acero Líquido Crudo.

$E_{FEA}$  = Pureza de la Ferroaleación del Elemento (i)

$R_{FEA}$  = Eficiencia de la Ferroaleación del Elemento (i)

Durante el vaciado del Acero Líquido a la Olla se acostumbra realizar la práctica de Desoxidación usada para obtener Aceros vivos, semimuertos y muertos. La desoxidación se puede realizar con Ferrosilicio, Ferromanganeso y Aluminio principalmente.

Durante el vaciado existen prácticas encaminadas a ayudar a la desfosforación y la desulfuración además de eliminar el efecto de la Escoria que cae sobre la Olla al terminar de vaciar el Acero, en estos casos, es común el uso de Cal Siderúrgica durante el vaciado del Acero Líquido al final de la vaciada.

Terminando de vaciar el Acero Líquido inmediatamente se levanta el Convertidor para evitar el paso de Escoria sobre el Acero, sin embargo, siempre fluye algo de ésta equivalente a unos 5 a 10 centímetros de espesor sobre el Acero ya vaciado en la Olla.

Terminado el vaciado del Convertidor, la Olla de Acero se conduce al puesto de medición de temperatura de Colada. Si la temperatura es correcta se manda a la fosa de vaciado para el llenado de los moldes o bien a la Nave de Colada Continua. Si por el contrario la temperatura es muy baja se retorna al Convertidor para repetir la colada y si es alta se enfría.

La configuración y el mantenimiento del Agujero de Vaciado son muy importantes para el logro de un buen vaciado. A continuación se mencionan algunos parámetros relevantes:

#### i) Diámetro del Agujero de Vaciado

El Diámetro del Agujero controla el flujo de Acero Líquido del Convertidor a la Olla, por lo que su medida debe mantenerse en un rango que permita vaciar en el menor tiempo posible, pero a la vez disponer de suficiente tiempo para la adición y la solución de las Ferroaleaciones antes de que vaya presentarse paso de Escoria a la Olla.

Si el diámetro del Agujero es "pequeño" el tiempo de vaciado es muy grande y esto se traduce en una pérdida de productividad. La pérdida de temperatura por un vaciado lento es de 2 a 3 °C por minuto adicional de vaciado. Con un vaciado lento la solución de las Ferroaleaciones no será buena como suele suceder con el Coque.

Si el diámetro del Agujero de Vaciado es muy grande lo mas seguro es que haya paso de Escoria y el flujo de vaciado sea muy alto lo que reduce solución y eficiencia de las Ferroaleaciones.

En una práctica normal se acostumbra iniciar con un Agujero de Vaciado de refractario nuevo midiendo 6 pulgadas lo que da un tiempo de vaciado de 7 minutos y se deja en operación hasta que su diámetro aumenta a 9 pulgadas donde el tiempo de vaciado se reduce a 4 minutos.

#### ii) Espesor del Agujero de Vaciado

Esta dimensión determina el tiempo en que el Acero Líquido viaja a través del espesor del Convertidor y tiene efecto sobre la agitación del Acero dentro de la

Olla; una mayor profundidad del Agujero permiten una corriente de Acero mas compacta que favorece la agitación. En un Convertidor con refractario nuevo el espesor es de 30 pulgadas y a éste se le agrega un ducto que se solda a la Coraza del Convertidor que mide 24 pulgadas para obtener una espesor total del Agujero de Vaciado de 54 pulgadas. Con el desgaste propio del refractario de Trabajo del Convertidor el espesor disminuye durante la campaña hasta 30 pulgadas.

#### iii) Angulo del Agujero de Vaciado

El ángulo del Agujero de Vaciado es de 20 a 30° por arriba de la horizontal. Este ángulo permite que la corriente de Acero Líquido entre a la Olla con un ángulo tal que ayuda a una mejor agitación durante la primera mitad de la vaciada y en consecuencia a disolver las adiciones que tardan en sumergirse. Ángulos mayores a 30° no son recomendables porque el chorro de Acero Líquido no golpea en el centro de la Olla.

#### iv) Alineación de la Olla de Acero con el Agujero de Vaciado

Se ha encontrado conveniente que la línea de centros de la Olla de Acero se desfase con respecto a la del Agujero de Vaciado unos 30 a 60 centímetros hacia la derecha con respecto al frente del Convertidor. Esto se practica con el fin de evitar un excesivo desgaste del fondo del refractario de la Olla de Vaciado.

#### **3.4.2.8. Vaciado de la Escoria.**

Cuando se termina de vaciar el Acero Líquido en la Olla de Acero y se levanta el Convertidor, prácticamente el 90 al 95% de la Escoria queda retenida dentro de éste, si la práctica es retener Escoria para la segunda colada, se tira aproximadamente un 80 – 85% del total a la sección de preparación de Escoria, si la práctica es no retener Escoria entonces se tira el total.

La escoria se vacía en una Olla de Fierro denominada "Olla de Escoria". La Olla se recubre con un material de alto punto de fusión y resistencia al choque térmico como la Cal o la Sílice coloidal para evitar fuertes desgastes y/o que la Escoria que va solidificando se quede atrapada.

Durante el llenado, pueden presentarse problemas de desbordamientos por la espumosis de la Escoria; para evitarlos, se hacen adiciones de arena o sal común que ayudan a eliminar la espuma. Las Ollas de Escoria ya llenas se transportan a los patios de preparación de Escoria.

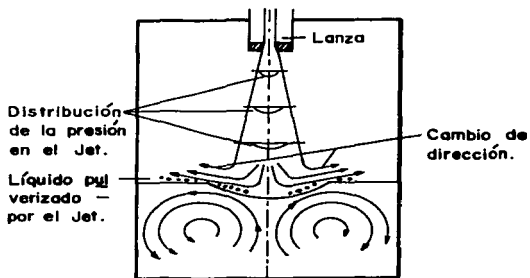


Fig. 3.1. Efecto mecánico del Jet de  $O_2$  en el soplado por arriba (Von Ende).

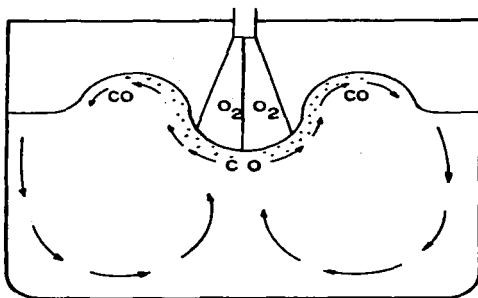
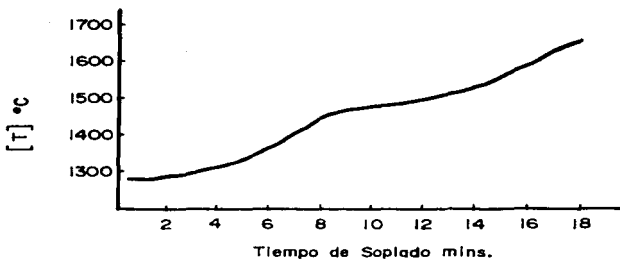


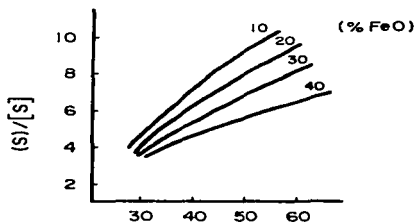
Fig. 3.2. Diagrama de circulación inducida en el metal por la penetración del  $O_2$  y el ascenso de las burbujas de  $(CO)$ .

ENIS CON  
FALLA DE ORIGEN





**Fig. 3.3. Variación de la temperatura del Baño Metálico en función del tiempo de soplado (P.L. Braccardi).**



$$I. B. = \frac{CaO + MgO + MnO}{SiO_2 + P_2O_5 + Al_2O_3}$$

**Fig. 3.4. Variación de la relación de partición del Azufre en un convertidor B.O.F., en función de la Basicidad de la Escoria (Grant y Chipman).**

TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN

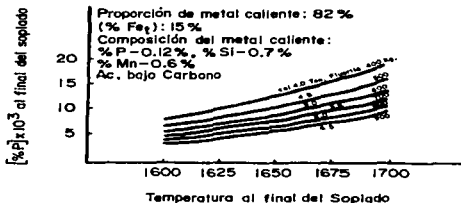


Fig. 3.5. Relación del contenido de (P) en el metal y la temperatura al final del soplado.

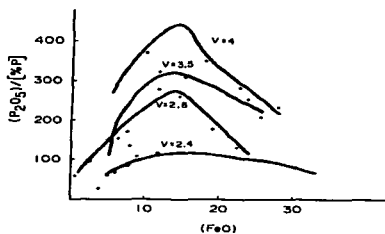
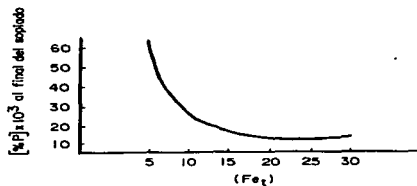


Fig. 3.6. Relación entre el coeficiente de partición del Fósforo y el contenido de (FeO) en la Escoria a diferentes grados de Basicidad.

TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN



**Fig. 3.7. Relación entre el contenido de Fósforo en el metal y Fierro total en la Escoria al final del soplado.**

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

## **Capítulo IV: Desarrollo de las Ecuaciones del Modelo**

#### **4.1 Introducción**

El objetivo de cualquier Modelo para controlar el Proceso de Aceración B.O.F., es el cálculo correcto del peso del Arrabio Líquido, de la Chatarra de Acero y de los Fundentes que se deben cargar al Convertidor; así como, el cálculo correcto del volumen de Oxígeno a inyectar, con el fin de obtener al fin del Sople, un peso deseado de Acero Líquido Crudo con una Temperatura y Composición Química determinadas, con el mínimo de Resoplos y/o Enfriamientos y con el máximo Rendimiento Metálico. Con el Acero Líquido Crudo así obtenido, y mediante la sola adición de Ferroleaciones a la Olla de Acero, se debe poder elaborar un determinado peso de un grado de Acero que cumpla con ciertas especificaciones de temperatura y composición química y que esté listo para ser solidificado vaciándolo en Lingoteras o en Máquinas de Colada Continua o Semicontinua.

El número de variables y los requerimientos metalúrgicos que tienen influencia o limitan los métodos para controlar el Proceso de Aceración B.O.F., varían significativamente de una Planta a otra. El Método para Controlar el Proceso depende mucho de la Mezcla de Producto, del Sistema de Vaciado del Acero Líquido y de las características intrínsecas del diseño del Convertidor y de sus Equipos Auxiliares.

En la Industria existen básicamente tres tipos de Métodos para el Control del Proceso de Aceración B.O.F., éstos son. i) los de tipo Estadístico; ii) los de tipo Predictivo-Adaptativo, basados en modelos estáticos; y iii) los de Control Dinámico, basados en la medición continua o periódica de ciertas variables del proceso como por ejemplo la Velocidad de Descarburación, y la evolución de la Temperatura del Baño Metálico.

Cualquiera que sea el Método de Control de Proceso utilizado, hay dos variables críticas claves a controlar en el Proceso de Aceración: i) El nivel de los Residuales en el Acero Líquido Crudo al finalizar el Sople, es decir, el contenido de Carbono,

Manganeso, Silicio, Fósforo y Azufre; y ii) La Temperatura de Fin de Sople. El control de estas variables minimiza el número de acciones correctivas como Resoplos y/o Enfriamientos y aumenta el número de Coladas Directas dentro de especificaciones. Existen numerosas investigaciones que demuestran el deterioro de la calidad del Acero que ocasionan las acciones correctivas como los Resoplos y los Enfriamientos, o bien el vaciar Acero ya sea muy frío o muy caliente. Estas investigaciones han demostrado también que la mejor calidad de Acero se obtiene con las Coladas Directas, es decir, con Coladas que llegan al Fin del Sople con la temperatura y composición química requeridas para la elaboración del grado de Acero indicado en el programa de producción, y que solo requieren de la adición de Ferroaleaciones para alcanzar las especificaciones.

El Modelo para controlar el Proceso de Aceración B.O.F. que aquí se propone, es un Modelo de Tipo Estático Predictivo-Adaptativo, que se basa en el Balance de Calor y Materia del Proceso y mediante el cual se derivan una serie de ecuaciones matemáticas que permiten el cálculo de la Carga Metálica, de los Fundentes y del Oxígeno a soplar para lograr la Temperatura y los Residuales deseados al fin del Sople. El Modelo se puede adaptar y mejorar modificando sus Parámetros y Supuestos mediante la reorientación basada en el análisis estadístico de los resultados

En la operación normal, para que el Modelo funcione será necesario contar con la siguiente información: i) el análisis químico del Arrabio Líquido; ii) la temperatura del Arrabio Líquido; iii) el análisis químico promedio de la Chatarra; iv) la Temperatura deseada del Acero Líquido Crudo al Fin del Sople; v) el nivel de Residuales deseados en el Acero Líquido Crudo al Fin del Sople; vi) el peso requerido de Acero Líquido Crudo, vii) el análisis químico promedio de los Fundentes, y viii) los análisis químicos promedio de la Escoria del Acero y de la Escoria del Arrabio.

## **4.2. Ecuaciones para el Cálculo de la Carga Metálica**

El calor necesario para llevar a la Colada a la Temperatura de Fin de Sople requerida, es proporcionado principalmente por la oxidación y remoción de las impurezas, de Carbono, Manganeso, Silicio, Fósforo y Azufre contenidos en la Carga Metálica. El control de la proporción de Arrabio Líquido y Chatarra de Acero en la Carga es esencial para asegurar que las reacciones de oxidación suministren la cantidad de calor requerido.

La Carga Metálica es la suma del peso del Arrabio Líquido mas el peso de la Chatarra de Acero y por otro lado también es igual al peso del Acero Líquido Crudo requerido dividido por el Rendimiento Metálico. Si "AL" denota el peso del Acero Líquido Crudo requerido en toneladas; "EF" el Rendimiento Metálico; "CM" la Carga Metálica en toneladas; "X" el peso del Arrabio Líquido en toneladas y "Y" el peso de la Chatarra de Acero en toneladas, entonces se tiene que:

$$CM = AL/EF \text{ ton ... (4.1.)}$$

$$CM = X + Y \text{ ton ... (4.2.)}$$

$$X + Y = AL/EF \text{ ton ... (4.3.)}$$

Despejando el peso de la Chatarra se obtiene que:

$$Y = AL/EF - X \text{ ton... (4.4.)}$$

Si ahora se toma como base de cálculo que "AL" es igual a 1 (una) tonelada de Acero Líquido Crudo y dividimos toda la ecuación por "AL", se tiene que:

$$Y' = 1/EF - X' \text{ tonY/tonAL ... (4.5.)}$$

donde "Y'" y "X'" son el peso de la Chatarra de Acero y del Arrabio Líquido en toneladas por tonelada de Acero Líquido Crudo respectivamente. Si ahora el peso

de la Chatarra lo expresamos en Kilogramos por tonelada de Acero Líquido Crudo y la designamos por  $Y''$ , la ecuación (4.5.) queda como sigue:

$$Y'' = 1000(1/EF - X') \text{ Kg}/\text{tonAL} \dots (4.6.)$$

#### **4.2.1. Ecuaciones para el Cálculo del Peso del Arrabio Líquido.**

Las ecuaciones para el cálculo del peso del Arrabio Líquido requerido se determinan por medio de un Balance de Calor del Proceso. En este Balance se iguala el calor que entra con el calor que sale. El Calor de entrada se constituye por: i) El calor sensible de la Carga Metálica; y ii) el calor generado por las reacciones exotérmicas que ocurren durante el Soplado. Por otro lado, el calor que sale consiste de: i) el calor sensible de los productos del proceso; y ii) el calor perdido por radiación y conducción.

En los párrafos siguientes se explican brevemente los conceptos anteriormente mencionados.

##### **i) Calor Sensible:**

En cálculos de ingeniería y balances de calor de los procesos, el concepto de calor sensible representa el aumento en contenido calorífico de una sustancia desde la temperatura y estado de agregación de referencia hasta la temperatura y estado de agregación reales. De esta manera, los valores de calor sensible toman en cuenta los cambios de contenido calorífico asociados con los cambios en el estado de agregación (calor de fusión, transformación, etc.).

Usualmente se establece como temperatura base o de referencia 25 °C, este mismo valor se considera en el caso presente, el estado de agregación más estable de las sustancias a 25 °C es el que se toma como estado de referencia. Así pues, si se alimenta al proceso una sustancia a 25 °C en su estado de



referencia, la sustancia no introduce calor sensible al proceso, por el contrario si la sustancia esta aun caliente del proceso previo, introduce calor sensible al proceso. Esto ocurre, respectivamente, con la Chatarra y el Arrabio que entran al Proceso de Aceración en el Convertidor.

En la Tabla (4.1.) se presentan las ecuaciones que se emplean para calcular el calor sensible de los diferentes materiales que entran al proceso y el de los productos que salen del mismo.

#### ii) Calor de Formación:

Cuando se forma un compuesto a partir de sus elementos o de otros compuestos se libera o se absorbe calor, por la primera ley de termodinámica la cantidad de calor ( $Q$ ) absorbido debe ser igual al aumento en el contenido calorífico ( $\Delta H$ ) del sistema resultante de la reacción. El calor de formación solo depende de los estados inicial y final del sistema.

Se dispone fácilmente en la literatura de los calores de formación ( $\Delta H$ ) para las reacciones de los compuestos formados a la temperatura base o de referencia de 25 °C. En la Tabla (4.2.) se indican las reacciones básicas consideradas y los valores respectivos del calor de formación de los compuestos a que dan lugar las mismas.

#### iii) Calor perdido durante el Proceso.

Consiste del calor que a través de la Boca y paredes del Convertidor es transmitido a los alrededores sin ser utilizado en el proceso. La determinación de las pérdidas de calor del Convertidor se realiza de acuerdo a los principios básicos de la transmisión térmica por conducción y radiación considerando que el flujo

térmico a los alrededores se lleva a cabo principalmente a través de dichos mecanismos.

#### **4.2.1. 1. Consideraciones sobre las Partidas del Balance de Calor**

A continuación se muestra un resumen de las partidas que constituyen el Balance de Calor y después se refieren algunas consideraciones para el desarrollo del Balance de Calor.

##### CALOR QUE ENTRA

Calor Sensible del Arrabio y Escorias de Arrabio y Residual.  
Oxidación de los Metaloides y Calor de Formación de la Escoria.  
Calor de Formación de los Polvos.  
Calor de Oxidación del Hierro en la Escoria.

##### CALOR QUE SALE

Calor Sensible del Acero Líquido.  
Calor Sensible de la Escoria.  
Calor Sensible de los Gases.  
Calor Sensible de los Polvos  
Calor absorbido por la Fluorita.  
Pérdidas de Calor

i) Calor Sensible del Arrabio y de las Escorias de Arrabio y Residual.

Como se mencionó, la cantidad de calor sensible que llevan los materiales al proceso depende de la temperatura de los mismos. El Arrabio y las Escorias de Arrabio y Residual son los materiales que al tener una temperatura mayor de 25 °C introducen calor sensible al Proceso.

La temperatura del Arrabio se mide rutinariamente Colada tras Colada, sin embargo, no resulta práctico para el caso de las Escorias de Arrabio y Residual. Por lo anterior, al calcular los calores sensibles correspondientes, las temperaturas de las Escorias se estiman aproximadamente asignándoles un valor constante.

Cuando los valores constantes estimados no correspondan a las temperaturas reales, la consideración anterior representara cierta inexactitud en el Balance de Calor.

ii) Oxidación de los Metaloides y Formación de la Escoria.

Los metaloides se oxidan según las reacciones que aparecen en la Tabla (4.2.), desprendiendo en cada caso la cantidad de calor correspondiente que se indica.

Se considera que el Carbono se oxida parcialmente y que un 90% se transforma en Monóxido de Carbono (CO) y el 10% restante se transforma en Dióxido de Carbono (CO<sub>2</sub>). El Silicio se oxida totalmente, de forma que el su residual es cero al fin del soplo. El Fósforo y el Manganeseo se oxidan parcialmente. Los óxidos resultantes de las reacciones de oxidación del Silicio y Fósforo (SiO<sub>2</sub>) y (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>), se considera que reaccionan totalmente con el Oxido de Calcio (CaO) agregado como fundente, dando lugar a los compuestos (Ca<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub>) y (Ca<sub>4</sub>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) que forman parte de la Escoria. Estas reacciones desprenden calor y se le denomina Calor de Formación de la Escoria, considerándose éste como calor de entrada.

iii) Calor de Formación de los Polvos.

La causa principal de la formación de Polvos se ha mostrado que es la oxidación explosiva de gotas de Hierro (Fe) en una atmósfera exotérmica, por lo cual se producirán más polvos bajo una cubierta ligera de escoria, especialmente al inicio y al final del soplado. Debido a que para cuantificar adecuadamente la cantidad de Polvos se presentan ciertas limitaciones, en base a criterios existentes al respecto, se considera que la cantidad de Polvos formados es del 1% del peso de la Carga Metálica. Ahora bien, de acuerdo a referencias bibliográficas se supone que los Polvos consisten casi totalmente de Oxido Ferroso (FeO).

#### iv) Calor de Oxidación del Hierro.

Durante el Soplado en el Convertidor, el chorro de Oxígeno reacciona en el punto de impacto con la Carga Metálica para formar Oxido Ferroso ( $\text{FeO}$ ) y Oxido Férrico ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) los cuales se mantienen en desplazamiento por medio de la agitación del Baño Metálico. El Oxido Férrico ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) reacciona en la interfase Escoria-Metal y es reducido a Oxido Ferroso ( $\text{FeO}$ ) proporcionando Oxígeno que toma parte en las demás reacciones del Proceso. De esta manera, en la Escoria existe Oxido Ferroso ( $\text{FeO}$ ) y Oxido Férrico ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), siendo exotérmicas las reacciones que dan lugar a tales óxidos esto representa una aportación en el Balance de Calor.

#### v) Calor Sensible de los Productos y Subproductos del Proceso.

La cantidad de Calor Sensible que llevan los productos del proceso representa Calor Sensible que sale. El Calor Sensible del Acero Líquido Crudo se calcula tomando en cuenta la temperatura esperada al final del soplado, y para el Calor Sensible de la Escoria se considera la misma temperatura más  $10\text{ }^\circ\text{C}$ .

La cantidad de Calor Sensible de la Escoria se calcula correctamente cuando la temperatura de dicha Escoria sea homogénea, es decir, cuando haya ocurrido una buena formación de la Escoria, esto dependerá de las Prácticas de Soplado y de Adición de Fundentes.

Respecto a los Gases se supone que consisten principalmente de Monóxido y Bióxido de Carbono y se considera que salen a una temperatura constante. Con el fin de conocer la temperatura de los gases, se realizan mediciones de las mismas por medio de un termopar durante varias coladas. Se considera que los Polvos y Gases de salida tienen una temperatura constante de  $1,500\text{ }^\circ\text{C}$ . En realidad, tanto la temperatura de los gases como de los polvos producidos durante el proceso son

variables, así que los valores de estas temperaturas representan un promedio estimado de acuerdo a mediciones realizadas.

vi) Calor Absorbido por la Fluorita.

La Fluorita al final del soplado se encuentra formando parte de la Escoria. Por ello puede pensarse que el calor sensible de la escoria incluye el calor necesario para fundir la Fluorita y llevarla a la temperatura de la Escoria, sin embargo, no lo incluye, dado que el peso de Escoria que se calcula no toma en cuenta la cantidad de Fluorita por adicionar. Por lo tanto, en forma aproximada se calcula el calor absorbido por la Fluorita considerando que se adiciona una cantidad fija de Fluorita en cada Colada.

vii) Pérdidas de Calor por Radiación

Normalmente en casos prácticos, la aplicación de las ecuaciones para cálculos de la transferencia de calor se efectúa en base a algunas generalizaciones respecto al sistema. Esto se origina por la dificultad y en ciertos casos imposibilidad práctica que existe para determinar exactamente todas las condiciones del sistema que es necesario conocer para un cálculo riguroso. Por otra parte, se persigue obtener una estimación de las pérdidas térmicas evitando complicaciones de cálculo que no parecen justificables, dado que en varios casos no es posible asegurar la precisión requerida en los datos para un cálculo de tal naturaleza.

La transferencia de calor por radiación de un cuerpo negro se describe de acuerdo a la ley de Stefan – Boltzman por la ecuación:

$$q_1 = \sigma \cdot (T_1)^4 \cdot t \dots (4.7.)$$

Donde "q<sub>1</sub>" es la cantidad de calor radiada en (Kcal/m<sup>2</sup>) del cuerpo negro a la temperatura "T<sub>1</sub>" en (°K) durante el tiempo "t" en (hr); siendo "σ" una constante universal equivalente a 4.932x10<sup>-8</sup> Kcal/m<sup>2</sup>hr°K<sup>4</sup>.

Pero a la vez que emite, el cuerpo negro también recibe energía radiante de sus alrededores los cuales están a una temperatura T<sub>2</sub> en una cantidad igual a:

$$q_2 = \sigma(T_2)^4 t \dots (4.8.)$$

De tal manera que el flujo calorífico neto es:

$$Q_{PR} = \sigma((T_1)^4 - (T_2)^4)t \dots (4.9.)$$

donde "Q<sub>PR</sub>" representa las pérdidas de Calor por Radiación. La ecuación (4.9.) se aplica cuando es despreciable la parte de la energía emitida que se recibe devuelta por reflexión desde los alrededores. Como una aproximación se supone que esto sucede en el Convertidor, es decir, que el calor radiado por la Boca del Convertidor es absorbido totalmente por los alrededores de la misma. Por otro lado, se hace la generalización de que el interior del Convertidor visto desde afuera a través de la Boca del mismo emite el calor de manera similar a un cuerpo negro.

Al calcular las pérdidas de calor por radiación del Convertidor se considera que éstas ocurren a través de la Boca del mismo, y que se llevan a cabo en cuatro etapas bajo las siguientes condiciones:

- Primera Etapa:

El Convertidor se encuentra en posición vertical y en operación de Soplado, las temperaturas que se consideran son, la temperatura promedio del interior del

Convertidor y la temperatura aproximada a la altura de la parte interior de la chimenea baja móvil, el tiempo durante el cual se realiza esta etapa es igual al Tiempo de Soplado normal mas el tiempo estimado de un Resoplo.

- Segunda Etapa:

Comprende el tiempo durante el cual el Convertidor está inclinado al realizarse el muestreo, la medición de temperatura y el vaciado del Acero Líquido y Escoria. La temperatura de los alrededores se considera que tiene un valor cercano a la temperatura ambiente.

- Tercera Etapa:

Esta etapa toma en cuenta las pérdidas de calor que ocurren durante el tiempo en que estando el Convertidor en posición vertical se esperan los resultados del análisis preliminar. La temperatura de los alrededores es un valor estimado a la altura de la parte inferior de la chimenea.

- Cuarta etapa:

Se inicia a partir del fin de vaciado de la Escoria y termina al final de la Carga, es decir, que comprende el tiempo de espera de carga y el tiempo de carga de Arrabio y Chatarra. Se supone que las temperaturas de los alrededores son iguales en ambas situaciones.

viii) Pérdidas de Calor por Conducción

El flujo de calor a través de los diferentes materiales que forman las paredes del Convertidor constituye las pérdidas de calor por conducción. El mecanismo de la conducción de calor en un cuerpo sólido viene expresado en la ecuación de Fourier:

$$Q_{PC} = KA_t \Delta T/x \dots (4.10.)$$

Donde "Q<sub>PC</sub>" es la cantidad de calor en (Kcal) que fluye a través de el área "A" de conducción en (m<sup>2</sup>), en un tiempo "t" en (hr) y bajo un gradiente de temperatura "ΔT/x" en (°K/m). La constante "K" en (Kcal/m<sup>2</sup>hr°K-m) es la conductividad térmica del material y depende de la temperatura de éste.

En la práctica es difícil aplicar rigurosamente la ecuación (4.10.) debido a la geometría de los cuerpos en consideración y por la variación de "K" con la temperatura. Sin embargo, con buena aproximación se puede calcular el calor que se pierde a través de las paredes del Convertidor mediante cálculos análogos a la aplicación de la ley de Ohm, (I = E/R).

Así pues, razonablemente, puede decirse que si "K" es la conductividad térmica del material, la resistencia térmica por unidad de superficie será "x/K", la diferencia de potencial es la diferencia de temperatura "ΔT" entre el interior y el exterior Convertidor, y el flujo de calor por unidad de superficie equivale a la intensidad de corriente eléctrica. Por tanto, la ecuación (4.10.) puede usarse al igual que se emplea la ley Ohm para determinar la pérdida de calor (Q<sub>PC</sub>). El valor del concepto de resistencia térmica estriba en que permite un enfoque simple de los sistemas de flujo térmico consistentes en varias clases de resistencias en serie; es decir, que el cuerpo a través del cual se conduce el calor esta formado por materiales distintos. Tal es el caso de las paredes del Convertidor que consisten de varios tipos de material refractario, además de la coraza, ver Figura (4.1.)

Entonces por analogía con los circuitos eléctricos, la resistencia térmica total a lo largo de la trayectoria de flujo térmico será igual a la suma de las resistencias térmicas de los materiales de las paredes del Convertidor o sea:

$$r = (x_1/K_1A_1) + (x_2/K_2A_2) + (x_3/K_3A_3) \dots (4.11.)$$



Donde "x<sub>i</sub>" y "A<sub>i</sub>" son los espesores y áreas de conducción respectivamente y que corresponden a cada resistencia. Reemplazando en la ecuación (4.10.), AK/x por 1/r resulta la siguiente ecuación por medio de la cual se calculan las pérdidas de calor por conducción:

$$Q_{PC} = \Delta T(t) / ((x_1/K_1A_1) + (x_2/K_2A_2) + (x_2/K_2A_2)) \dots (4.12.)$$

Con respecto a la aplicación de la ecuación (4.12.) se asumen las consideraciones siguientes:

- No se toman en cuenta las resistencias térmicas por contacto que existen en la unión entre ladrillos refractarios adyacentes.
- Se utilizan los valores de conductividad térmica para los diferentes materiales refractarios, que corresponden a una temperatura promedio estimada de los mismos, ver la Tabla (4.3.)
- Se determina el espesor que tiene en cada colada el ladrillo de trabajo suponiendo que sufre un desgaste uniforme, que el espesor final en las diferentes zonas del Convertidor al término de la campaña es como se indica en la Figura (4.2.) y que el número promedio de coladas por campaña es de 550 coladas.

#### **4.2.1.2. Calor Total que Entra al Proceso.**

i) Calor Sensible del Arrabio (Q<sub>x</sub>)

Sea "Q<sub>x</sub>" el Calor sensible del Arrabio Líquido que se carga al Convertidor y sea:

$$Q_x = q_x X' \dots (4.1.3.)$$

donde "X" como ya se definió es el peso del Arrabio Líquido en toneladas por tonelada de Acero Líquido Crudo y donde:

$$q_X = 0.202T_{AR} + 18.38 \text{ Kcal/Kg}_X \dots (4.14)$$

donde a su vez "T<sub>AR</sub>" es la temperatura del Arrabio Líquido. Sustituyendo la ecuación (4.14.) en la ecuación (4.13.) se tiene que el Calor Sensible del Arrabio Líquido queda determinado por:

$$Q_X = (202T_{AR} + 18,380)(X') \text{ Kcal/tonAL} \dots (4.15.)$$

ii) Oxidación de los Metaloides

- Oxidación del Carbono:

Sea "Q<sub>C</sub>" el Calor de Oxidación del Carbono de la Carga Metálica y sea:

$$Q_C = (((\Delta H_{CO}\%C_{CO} + \Delta H_{CO_2}\%C_{CO_2})/100) - \Delta H_{F,B,C})D_C \dots (4.16.)$$

Donde: " $\Delta H_i$ " es el calor de formación de los compuestos "i"; "%C<sub>CO</sub>" representa el porcentaje del total del Carbono oxidado que se transforma en (CO); "%C<sub>CO<sub>2</sub></sub>" es el porcentaje del total del Carbono oxidado que se transforma en (CO<sub>2</sub>); y "D<sub>C</sub>" es el peso de Carbono que se ha oxidado.

Si se tiene que:

$$\%C_{CO_2} = 100 - \%C_{CO} \dots (4.17.)$$

y luego se sustituye en la ecuación (4.16) la ecuación (4.17.), y los valores de los calores de formación de los compuestos, se obtiene que:

$$Q_C = (8,248 - 56.3\%C_{CO}) D_C \text{ Kcal... (4.18.)}$$

Pero el Carbono que se ha oxidado está dado por:

$$D_C = \%C_{AR}10X' + \%C_{CH}10Y' - \%C_{FS}10(AL + PM/1,000)/AL \text{ Kgc/ton}_{AL} \dots (4.19)$$

donde: "%C<sub>AR</sub>" es el porcentaje en peso de Carbono en el Arrabio Líquido, "%C<sub>CH</sub>" es el porcentaje en peso de Carbono en la Chatarra, "%C<sub>FS</sub>" es el porcentaje en peso de Carbono en el Acero Líquido Crudo al Fin del Sople; y "PM" son las Pérdidas Metálicas, expresadas en Kilogramos que se tienen por derrames y proyecciones del Baño Metálico las cuales se quedan adheridas en forma de costras en la Boca del Convertidor y en la Lanza de Oxígeno. Si ahora se sustituye en la ecuación (4.19.) el peso de la Chatarra "Y'" por su valor de acuerdo con la ecuación (4.5.) se tiene que:

$$D_C = 10(\%C_{AR} - \%C_{CH})X' + 10\%C_{CH}/EF - \%C_{FS}(10 + PM'/100) \text{ Kgc/ton}_{AL} \dots (4.20)$$

donde PM' es el peso de las Pérdidas Metálicas en Kilogramos por tonelada de Acero Líquido Crudo. Sustituyendo el valor "D<sub>C</sub>" de la ecuación (4.20.) en la ecuación (4.18.) se obtiene que:

$$Q_C = (8,248 - 56.3\%C_{CO})(10(\%C_{AR} - \%C_{CH})X' + 10\%C_{CH}/EF - \%C_{FS}(10 + PM'/100)) \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.21).$$

- Oxidación del Silicio

Sea "Q<sub>SI</sub>" el Calor de Oxidación del Silicio de la Carga Metálica y sea:

$$Q_{SI} = (\Delta H_{SiO_2} - \Delta H_{FeSi} + \Delta H_{2CaOSiO_2})D_{SI} \dots (4.22.)$$

donde " $\Delta H_i$ " es calor de formación del compuesto "i", y " $D_{Si}$ " es el peso de Silicio que se ha oxidado. Dado que se considera que todo el Silicio que entra al proceso se oxida durante el soplado, entonces " $D_{Si}$ " está dado por:

$$D_{Si} = (\%Si_{AR}10X' + \%Si_{CH}10Y') \text{ Kg}_{Si}/\text{ton}_{AL} \dots (4.23.)$$

donde " $\%Si_{AR}$ " es el porcentaje en peso de Silicio en el Arrabio y " $\%Si_{CH}$ " es el porcentaje en peso de Silicio en la Chatarra. Sustituyendo los valores de los calores de formación, sustituyendo "Y'" por su valor en términos de "X'" y reduciendo términos resulta que:

$$Q_{Si} = 75,800X'(\%Si_{AR} - \%Si_{CH}) + 75,800\%Si_{CH}/EF \text{ Kcal}/\text{ton}_{AL} \dots (4.24.)$$

- Oxidación del Fósforo

Sea " $Q_P$ " el Calor de Oxidación del Fósforo de la Carga Metálica y sea:

$$Q_P = (\Delta H_{P_2O_5} - \Delta H_{Fe_3P} + \Delta H_{4CaOP_2O_5})D_P \dots (4.25.)$$

donde " $\Delta H_i$ " es calor de formación del compuesto "i", y " $D_P$ " es el peso de Fósforo que se ha oxidado y que está dado por:

$$D_P = \%P_{AR}10X' + \%P_{CH}10Y' - \%P_{FS}10(AL + PM'/1,000)/AL \text{ Kg}_P/\text{ton}_{AL} \dots (4.26.)$$

donde " $\%P_{AR}$ " es el porcentaje en peso de Fósforo en el Arrabio, " $\%P_{CH}$ " es el porcentaje en peso del Fósforo en la Chatarra, y " $\%P_{FS}$ " es el porcentaje en peso del Fósforo en el Acero Líquido al fin del sople. Ahora sustituyendo "Y'" por su valor en términos de "X'" resulta que:

$$D_P = 10(\%P_{AR} - \%P_{CH})X' + 10\%P_{CH}/EF - \%P_{FS}(10 + PM'/100) \text{ Kg}_P/\text{ton}_{AL} \dots (4.27)$$

Finalmente, sustituyendo valores de los calores de formación y reemplazando ( $D_P$ ), se obtiene la siguiente ecuación:

$$Q_P = 72,060X'(\%P_{AR} - \%P_{CH}) + 72,060\%P_{CH}/EF - 7,206\%P_{FS}(10 + PM'/100) \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.28).$$

- Oxidación del Manganeseo

Sea " $Q_{Mn}$ " el Calor de Oxidación del Manganeseo de la Carga Metálica y sea:

$$Q_{Mn} = \Delta H_{MnO} D_{Mn} \dots (4.29.)$$

donde " $\Delta H_{MnO}$ " es el calor de formación del Oxido de Manganeseo ( $MnO$ ) y " $D_{Mn}$ " es el peso del Manganeseo que se ha oxidado y que está dado por:

$$D_{Mn} = \%Mn_{AR}10X' + \%Mn_{CH}10Y' - \%Mn_{FS}10(AL + PM/1,000)/AL \text{ Kg}_{Mn}/\text{ton}_{AL} \dots (4.30.)$$

Donde " $\%Mn_{AR}$ " es el porcentaje en peso del Manganeseo en el Arrabio, " $\%Mn_{CH}$ " es el porcentaje en peso del manganeseo en la Chatarra, y " $\%Mn_{FS}$ " es el porcentaje en peso del Manganeseo en el Acero Líquido. Ahora sustituyendo " $Y'$ " en función de " $X'$ " se obtiene lo siguiente:

$$D_{Mn} = 10(\%Mn_{AR} - \%Mn_{CH})X' + 10\%Mn_{CH}/EF - \%Mn_{FS}(10 + PM'/100) \text{ Kg}_{Mn}/\text{ton}_{AL} \dots (4.31).$$

Ahora sustituyendo el valor del calor de formación y reemplazando " $D_{Mn}$ " resulta la ecuación siguiente:

$$Q_{Mn} = 16,800X'(\%Mn_{AR} - \%Mn_{CH}) + 16,800\%Mn_{CH}/EF - 1,680\%Mn_{FS}(10 + PM'/100) \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.32).$$

### iii) Calor de Formación de los Polvos

Sea "Q<sub>FP</sub>" el calor de Formación de los Polvos que está dado por:

$$Q_{FP} = \Delta H_{FeO} P_{FePO} \dots (4.33.)$$

donde " $\Delta H_{FeO}$ " es el calor de formación del (FeO) y " $P_{FePO}$ " es el peso de Hierro contenido en los Polvos por tonelada de Acero Líquido Crudo. El peso de los Polvos se considera igual a un cierto porcentaje del peso de la Carga Metálica, por tanto, el peso de Hierro en los Polvos queda dado como se indica a continuación:

$$P_{FePO} = (\%PO/100)(1,000AL/EF)(P_{A_{Fe}}/P_{M_{FeO}})/AL \text{ KgFePO/ton}_{AL} \dots (4.34.)$$

donde "%PO" es el porcentaje de la Carga Metálica que se transforma en Polvos; " $P_{A_{Fe}}$ " es el Peso Atómico del Hierro y " $P_{M_{FeO}}$ " es el Peso Molecular del Oxido Ferroso, por lo que sustituyendo valores se tiene que:

$$Q_{FP} = (10\Delta H_{FeO}\%PO/EF)(56/72) \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.35.), \text{ y por lo tanto}$$

$$Q_{FP} = 9,333.33\%PO/EF \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.36.)$$

### iv) Calor de Oxidación del Hierro

Sea "Q<sub>OF</sub>" el calor de oxidación del Hierro que está determinado por:

$$Q_{OF} = 56\Delta H_{FeO}P_{FeO}/P_{M_{FeO}} + 112\Delta H_{Fe_2O_3}P_{Fe_2O_3}/P_{M_{Fe_2O_3}} \dots (4.37.)$$

donde " $\Delta H_{FeO}$ " es el calor de formación del "FeO"; " $P_{FeO}$ " es el peso del "FeO" en la Escoria; " $P_{M_{FeO}}$ " es el Peso Molecular del "FeO"; " $\Delta H_{Fe_2O_3}$ " es el calor de formación del "Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>"; " $P_{Fe_2O_3}$ " es el peso del "Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>" en la Escoria; y " $P_{M_{Fe_2O_3}}$ " es el Peso Molecular del "Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>".

Por otro lado:

$$P_{\text{FeO}} = \% \text{FeOPE} / 100 \text{AL} \dots (4.38.)$$

y además

$$P_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \% \text{Fe}_2\text{O}_3 \text{PE} / 100 \text{AL} \dots (4.39.)$$

donde "%FeO" es el porcentaje de (FeO) contenido en la Escoria; "%Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>" es el porcentaje de (%Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) contenido en la Escoria; y "PE" es el peso de la Escoria en kilogramos. Pero el "%Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>" se puede poner en función del "%FeO" mediante la siguiente relación:

$$\% \text{Fe}_2\text{O}_3 = 0.5496\% \text{FeO} + 1.932 \dots (4.40.)$$

y ahora sustituyendo la ecuación (4.40.) en la ecuación (4.39) tenemos que:

$$P_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = (0.5496\% \text{FeO} + 1.932)(\text{PE}' / 100) \text{ Kg}_{\text{FeO}} / \text{ton}_{\text{AL}} \dots (4.41.)$$

donde "PE'" es el Peso de la Escoria en Kilogramos por tonelada de Acero Líquido Crudo. Sustituyendo en la ecuación (4.37.) las ecuaciones (4.38) y (4.40.) resulta lo siguiente:

$$Q_{\text{OF}} = (1,200\% \text{FeO}(56/72) + 1,756(0.5496\% \text{FeO} + 1.932))(112/160)(\text{PE}' / 100) \text{ Kcal} \dots (4.42.)$$

y reduciendo términos se tiene que:

$$Q_{\text{OF}} = (16.09\% \text{FeO} + 23.74)(\text{PE}') \text{ Kcal} / \text{ton}_{\text{AL}} \dots (4.43.)$$

#### v) Calor Sensible de las Escorias del Arrabio y Residual

Sea " $Q_{EAR}$ " el calor sensible de la Escoria del Arrabio y de la Escoria Residual que queda de la Colada anterior, el cual está dado por la siguiente ecuación:

$$Q_{EAR} = q_{ER}PER/AL + q_{EA}PEA/AL \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.44.)$$

donde "PER" es el Peso de la Escoria Residual en Kilogramos por Colada; "PEA" es el peso de la Escoria del Arrabio en kilogramos por Colada; y " $q_{ER}$ " y " $q_{EA}$ " están dado por las siguientes relaciones respectivamente:

$$q_{ER} = 0.546T_{ER} - 411.27 \text{ Kcal/Kg}_{ER} \dots (4.45.)$$

y además

$$q_{EA} = 347.5 + 0.05(T_{EA} - 1300) \text{ Kcal/Kg}_{EA} \dots (4.46.)$$

Estableciendo:  $T_{ER} = 1,300 \text{ }^{\circ}\text{C}$  y  $T_{EA} = 700 \text{ }^{\circ}\text{C}$ , y sustituyendo en la ecuación (4.44.) se obtiene la expresión:

$$Q_{EAR} = (298.53PER + 47.5PEA)/AL \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.47.)$$

#### 4.2.1.3. Calor Total que Sale del Proceso

##### i) Calor Sensible del Acero Líquido Crudo

Sea " $Q_{AC}$ " el calor sensible del Acero Líquido Crudo que está dado por:

$$Q_{AC} = q_{AC}(AL + PM)/AL \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.48)$$

donde:



$$q_{AC} = 0.202 T_{AC} + 8.93 \text{ Kcal/Kg}_{AL} \dots (4.49)$$

Sustituyendo la ecuación (4.49) en la ecuación (4.48) se tiene que:

$$Q_{AC} = (0.202 T_{AC} + 8.93)(1,000 + PM') \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.50.)$$

## ii) Calor Sensible de la Escoria del Acero

Sea "Q<sub>E</sub>" el calor sensible de la Escoria del Acero Líquido que está dado por:

$$Q_E = q_E PE/AL \dots (4.51.)$$

donde "q<sub>E</sub>" es igual a:

$$q_E = (0.546T_E - 411.27) \text{ Kcal/Kg}_E \dots (4.52.)$$

donde "T<sub>E</sub>" está dado por  $T_E = T_{AC} + 10 \text{ }^\circ\text{C}$

de modo que sustituyendo la ecuación (4.52.) en la ecuación (4.51.) se tiene que:

$$Q_E = (0.546T_{AC} - 405.81) PE' \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.53.)$$

## iii) Calor Absorbido por la Fusión de Fluorita

Sea "Q<sub>FL</sub>" el calor absorbido por la Fluorita que está dado por:

$$Q_{FL} = q_{FL} PFL/AL \dots (4.54.)$$

donde "PFL" es el Peso de la Fluorita adicionada en Kilogramos por Colada y "q<sub>FL</sub>" está dado por:

$$q_{FL} = (0.3057 (T_{AC} + 10) + 71.79)PFL/AL \text{ Kcal/Kg}_{FL} \dots (4.55.)$$

Considerando que se adiciona una cantidad constante de 300 Kg. de Fluorita por Colada y sustituyendo valores en la ecuación (4.54.) se tiene que:

$$Q_{FL} = (91.71T_{AC} + 22,454)/AL \text{ Kcal /ton}_{AL} \dots (4.56.)$$

#### iv) Calor Sensible de los Gases

Sea "Q<sub>G</sub>" el calor sensible de los gases generados durante el Sople el cual está dado por la siguiente ecuación:

$$Q_G = q_{CO}(\%C_{CO}D_C PM_{CO}/12)/100 + q_{CO_2}(\%C_{CO_2}D_C PM_{CO_2}/12)/100 \dots (4.57)$$

donde "q<sub>CO</sub>" es el calor sensible del (CO); "PM<sub>CO</sub>" es el peso Molecular del (CO); "q<sub>CO<sub>2</sub></sub>" es el calor sensible del (CO<sub>2</sub>); y "PM<sub>CO<sub>2</sub></sub>" es el peso molecular del (CO<sub>2</sub>); donde:

$$q_{CO} = 0.311T_{CO} - 50.9, \text{ y}$$

$$q_{CO_2} = 0.308T_{CO_2} - 32.5$$

Ahora sustituyendo y reduciendo términos respectivamente resulta que:

$$Q_G = (28(0.311T_{CO} - 50.9)\%C_{CO} + 44(0.308T_{CO_2} - 32.5)(100 - \%C_{CO}))(D_C/1200) \dots (4.58).$$

Si ahora asumimos que:

$$T_{CO} = T_{CO_2} = T_G \dots (4.59.)$$

y sustituimos este valor y el de "D<sub>c</sub>", se tiene que:

$$Q_G = (X'10(\%C_{AR} - \%C_{CH}) + \%C_{CH}10/EF - C_{FS}(10 + R'/100))(\%C_{CO}(0.004 - 0.004037T_G) + 1.129T_G - 119.17) \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.60)$$

v) Calor Sensible de los Polvos

Sea "Q<sub>PO</sub>" el calor sensible de los Polvos que está dado por:

$$Q_{PO} = q_{PO}(\%PO/100)(1000AL/EF)/AL \dots (4.61)$$

donde "q<sub>PO</sub>" es el calor sensible de los Polvos y es igual a:

$$q_{PO} = 0.236T_{PO} + 48.04 \text{ Kcal/Kg}_{PO} \dots (4.62)$$

sustituyendo el valor de "q<sub>PO</sub>" en la ecuación (4.61.) se tiene que:

$$Q_{PO} = (0.236 T_{PO} + 48.04)(10\%PO/EF) \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.63.)$$

si ahora tomamos que T<sub>PO</sub> = T<sub>G</sub>, resulta que:

$$Q_{PO} = (2.36T_G + 480.4)\%PO/EF \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.64.)$$

vi) Pérdidas de Calor del Convertidor (Q<sub>PR</sub>, Q<sub>PC</sub>)

- Pérdidas de Calor por Radiación (Q<sub>PR</sub>)

Empleando la ecuación (4.9.), se obtiene la cantidad de calor perdida por colada y por metro cuadrado de área de la Boca del Convertidor. Siendo "A" el área total de la Boca en (m<sup>2</sup>) y "AL" las toneladas de Acero Líquido Crudo esperado por colada,

entonces la pérdida de calor por tonelada de Acero se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_{PR} = \sigma A((T_1)^4 - (T_2)^4)t/AL \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.65.)$$

donde "T<sub>1</sub>" es la temperatura del Convertidor; "T<sub>2</sub>" es la temperatura de los alrededores; y "t" es el tiempo en horas y además que:

$$\sigma = 4.932 \times 10^{-8} \text{ Kcal/m}^2 \text{hr}^\circ \text{K}^4 \dots (4.66.)$$

y que:

$$A = 3.575 \text{ m}^2$$

sustituyendo "σ" y "A" por sus valores en la ecuación (4.66.) se obtiene que:

$$q_{PR} = 17.632 ( (T_1 / 100)^4 - (T_2 / 100)^4 ) t \dots \text{Kcal/ton}_{AL} \dots (4.67.)$$

A continuación se calculan las pérdidas de calor para cada una de las diferentes etapas consideradas, sustituyendo en la ecuación (4.67.) las condiciones respectivas.

Primera Etapa:

$$T_1 = 1,500 \text{ }^\circ\text{C} = 1,773 \text{ }^\circ\text{K}$$

$$T_2 = 200 \text{ }^\circ\text{C} = 473 \text{ }^\circ\text{K}$$

$$t = 22 \text{ minutos} = 22/60 \text{ hr}$$

$$q_{PR1} = 17.632(17.73)^4 - (4.73)^4(22/60)/AL \text{ Kcal/ton}_{AL}$$

$$q_{PR1} = 635,627.21/\text{AL Kcal/tonAL} \dots (4.68.)$$

Segunda Etapa:

$$T_1 = 1,550 \text{ }^\circ\text{C} = 1,823 \text{ }^\circ\text{K}$$

$$T_2 = 40 \text{ }^\circ\text{C} = 313 \text{ }^\circ\text{K}$$

$$t = 20 \text{ minutos} = 20/60 \text{ hr}$$

$$q_{PR2} = 17.632((18.23)^4 - (3.13)^4)(20/60)/\text{AL Kcal/tonAL}$$

$$q_{PR2} = 648,598.90/\text{AL Kcal/tonAL} \dots (4.69.)$$

Tercera Etapa:

$$T_1 = 1,550 \text{ }^\circ\text{C} = 1,823 \text{ }^\circ\text{K}$$

$$T_2 = 150 \text{ }^\circ\text{C} = 423 \text{ }^\circ\text{K}$$

$$t = 10 \text{ minutos} = 10/60 \text{ hr}$$

$$q_{PR3} = 17.632((18.23)^4 - (4.23)^4)(10/60)/\text{AL Kcal/tonAL}$$

y

$$q_{PR2} = 323,620.65/\text{AL Kcal/tonAL} \dots (4.70.)$$

Cuarta Etapa:

$$T_1 = 1,400 \text{ }^\circ\text{C} = 1,673 \text{ }^\circ\text{K}$$

$$T_2 = 100 \text{ }^\circ\text{C} = 373 \text{ }^\circ\text{K}$$

$$t = t_{EC} + 4 \text{ minutos} = (t_{EC} + 4)/60 \text{ hr}$$

donde "t<sub>EC</sub>" es el tiempo de espera para cargar el Convertidor, por lo que:

$$q_{PR4} = 17.632((16.73)^4 - (3.73)^4) / (t_{EC} + 4) / 60 / AL \text{ Kcal/ton}_{AL}$$

$$q_{PR4} = (91,858.57 + 22,964.64 t_{EC}) / AL \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.71.)$$

Así pues, la pérdida de calor total por radiación es igual a la suma de las pérdidas de las diferentes etapas, es decir:

$$Q_{PR} = q_{PR1} + q_{PR2} + q_{PR3} + q_{PR4} \dots (4.72.)$$

y por lo tanto:

$$Q_{PR} = (1,699,665.2 + 22,964.64 t_{EC}) / AL \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.73.)$$

- Pérdidas de Calor por Conducción ( $Q_{PC}$ )

Con base en la ecuación (4.12.) se calculan las pérdidas de calor por colada, por lo tanto, para obtener el calor perdido por radiación por tonelada de Acero, resulta la ecuación siguiente:

$$Q_{PC} = \Delta T(t) / ((x_1/K_1A_1) + (x_2/K_2A_2) + (x_2/K_2A_2)) / AL \text{ Kcal/ton}_{AL} \dots (4.74.)$$

Si la temperatura promedio del revestimiento refractario en la superficie del convertidor es de 1,500° C y la temperatura alrededor del exterior del Convertidor es de 40° C, entonces se tiene que:

$$\Delta T = 1460 \text{ °C, y además } t = t_{CC} / 60 \text{ hr.}$$

Donde "t" es el tiempo promedio de colada a colada.

Si ahora se define:

$$r_1 = x_1/K_1A_1; \quad r_2 = x_2/A_2K_2; \quad y \quad r_3 = x_3/K_3A_3$$

y se sustituyen los valores de conductividad térmica que aparecen en la Tabla (4.3.), así como las dimensiones de los espesores y las áreas mostradas en la Figura (4.1.), se obtiene lo siguiente:

$$r_1 = 2.8586 \times 10^{-5}$$

$$r_2 = 2.1326 \times 10^{-4}$$

$$r_3 = x_3/389.67 \dots (4.75.)$$

A causa del desgaste que sufre el ladrillo de trabajo su espesor ( $x_3$ ) es variable de colada a colada. Para estimar el espesor en una colada determinada (N) del Convertidor, es necesario determinar la disminución del mismo por colada. Esto se hace en base al perfil típico de desgaste del revestimiento al final de la campaña, ver la Figura (4.2.) y a un número promedio de 550 coladas por campaña.

En la Tabla (4.4.) se indican las zonas del Convertidor en que se considera ocurre un desgaste similar del revestimiento; así mismo, se anota el área de cada zona; el espesor del ladrillo de trabajo al inicio de la campaña y al término de la misma, suponiendo siempre un desgaste típico; el desgaste por colada suponiendo que es uniforme; y finalmente el factor de relación del área de cada zona al área total de conducción del ladrillo de trabajo.

Así pues, el espesor del ladrillo de trabajo de una determinada colada (N) se puede calcular como sigue:

$$x_3 = \sum ((x_0 - dN)R_A) \dots (4.76)$$

Luego entonces, de acuerdo a los valores de la Tabla (4.4.), se tiene que:

$$X_3 = (0.6096 - 6.927 \times 10^{-4}N)0.3944 + (0.7239 - 1.131 \times 10^{-3}N)0.3573 + (0.6096 - 6.927 \times 10^{-4}N)0.1975 + (0.6096 - 5.542 \times 10^{-4}N)0.0513$$

y por lo tanto:

$$X_3 = 0.6507 - 8.425 \times 10^{-4}N \dots (4.77.)$$

Sustituyendo el valor de "x3" en la ecuación (4.75.) se obtiene que:

$$r_3 = 1.669 \times 10^{-3} - 2.16 \times 10^{-6}N \dots (4.78.)$$

Finalmente, reemplazando  $r_1$ ,  $r_2$  y  $r_3$  y demás valores en la ecuación (4.74.) resulta lo siguiente:

$$Q_{PC} = 24.33t_{CC}/(1.91 \times 10^{-3} - 2.16 \times 10^{-6}N)(AL) \dots (4.79)$$

#### 4.2.1.3. Ecuación para el Cálculo del Arrabio

Una vez que se han determinado todas las partidas que constituyen el calor total que entra y el calor total que sale, se igualan ambas cantidades de calor, es decir:

$$Q_X + Q_C + Q_{SI} + Q_P + Q_{Mn} + Q_{FP} + Q_{OF} + Q_{EAR} = Q_{AC} + Q_E + Q_{FL} + Q_G + Q_{PO} + Q_{PR} + Q_{PC} \dots (4.80.)$$

Sustituyendo en la igualdad anterior cada uno de los términos por su correspondiente ecuación y despejando "X", se obtiene la siguiente ecuación que permite calcular el peso del Arrabio en toneladas por tonelada de Acero Líquido Crudo.

$$X' = (A + B + C + D + E)/(F + G) \text{ ton}_X/\text{ton}_{AL} \dots (4.81)$$

en donde:



$$A = ((56.3\%C_{CO} - 8,248)10C_{CH} - 75,800\%Si_{CH} - 72,060\%P_{CH} - 16,800\%Mn_{CH} - (9,333.33 - 2.36T_G - 480.4)\%PO)/EF \dots (4.82)$$

$$B = (10 + PM'/100)((8,248 - 56.3\%C_{CO})\%C_{FS} + 7,206\%P_{FS} + 1,680\%Mn_{FS} + 20.2T_{AC} + 893) \dots (4.83.)$$

$$C = (\%C_{CH}10/EF - \%C_{FS}(10 + PM'/100))(\%C_{CO}(0.004 - 0.004037T_G) + 1.129T_G - 119.17) \dots (4.84.)$$

$$D = (1,699,665.2 + 22,964t_{EC} + 24.33t_{CC}/(1.91 \times 10^{-3} - 2.16 \times 10^{-6}N) - 298.53PER - 47.5PEA + 91.71T_{AC} + 22,454)/AL \dots (4.85.)$$

$$E = (0.546T_{AC} - 16.09\%FeO - 430)PE' \dots (4.86.)$$

$$F = 10(\%C_{AR} - \%C_{CH})(8,248 - 56.3\%C_{CO} - (\%C_{CO}(0.004 - 0.00403T_G) + 1.129T_G - 119.17)) \dots (4.87)$$

$$G = 75,800(\%Si_{AR} - \%Si_{CH}) + 72,060(\%P_{AR} - \%P_{CH}) + 16,800(\%Mn_{AR} - \%Mn_{CH}) + 202T_{AR} + 18,380 \dots (4.88)$$

#### 4.2.2. Ecuaciones para el Cálculo de la Chatarra

La cantidad de Chatarra de Acero requerida en la Carga Metálica como material refrigerante que satisfaga a la vez el Balance de Hierro, depende de la composición química y temperatura del Arrabio, así entonces, características variables del Arrabio Líquido resultan en requerimientos de Chatarra variables.

Por lo anterior, el fundamento del Balance de Hierro consiste en complementar la cantidad de Arrabio, obtenida del Balance de Calor, en base a la Carga Metálica requerida por tonelada de Acero Líquido tomando en cuenta la eficiencia metálica del proceso.

Un Balance de Fierro riguroso puede realizarse siempre que sean cuantificados exactamente todos los parámetros involucrados, tales como peso de Arrabio libre de Escoria de Alto Horno y desulfurante; peso de Chatarra; Fierro en la Escoria y en los Polvos; costras en la Lanza y Boca del Convertidor y peso de Acero Líquido Crudo. Sin embargo, un balance de Fierro satisfactorio puede llevarse a cabo cuantificando con una exactitud adecuada las Entradas y Salidas de Fierro más importantes. Entonces, sobre esta base, es posible determinar apropiadamente el Rendimiento Metálico del Proceso.

Puesto que por diversos motivos de operación y falta de equipo, no es posible realizar un estudio para determinar satisfactoriamente los puntos antes mencionados, en el presente Balance de Fierro es necesario asumir algunas suposiciones y además emplear cifras promedio relacionadas con los contenidos de Fierro de los materiales.

#### **4.2.2.1. Consideraciones del Balance de Fierro**

- i) La Chatarra tiene una composición constante de 98.90% de Fierro.
- ii) El contenido de Fierro en el Arrabio es de 94.25%
- iii) El (ALC) vaciado del Convertidor a la Olla de Acero contiene 99.80% Fierro.
- iv) Los Polvos consisten totalmente de Oxido de Fierro ( $\text{FeO}$ ) y su peso es igual a un porcentaje (%PO) de la Carga Metálica.
- v) Las Costras en la Lanza, el Metal adherido en la Boca del Convertidor y las Proyecciones Metálicas contienen un porcentaje de Fierro de 99.80%
- vi) El Fierro en la Escoria se encuentra como ( $\text{FeO}$ ) y ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), los cuales mantienen una relación constante, siendo  $\% \text{Fe}_2\text{O}_3 = 0.596\% \text{FeO} + 1.932$

#### **4.2.2.2. Cálculos del Balance de Hierro.**

Se establece como base de cálculo 1 (una) tonelada de Acero Líquido Crudo; y se iguala el Fierro total que entra con el Fierro total que sale.

Por lo tanto si el Hierro total que entra está dado por el contenido de Hierro en el Arrabio Líquido más el contenido de Hierro en la Chatarra de Acero; es decir:

$$Fe_E = (\%Fe_{AR}1,000X' + \%Fe_{CH}Y'')/100 \text{ Kg}_{Fe}/\text{ton}_{AL} \dots (4.89.)$$

donde:

"Fe<sub>E</sub>" es el Hierro total que entra en toneladas por tonelada de Acero Líquido; "%Fe<sub>AR</sub>" es el porcentaje de Hierro en el Arrabio; y "%Fe<sub>CH</sub>" es el porcentaje de Hierro en la Chatarra y "Y'" es el peso de la Chatarra en Kilogramos por tonelada de Acero Líquido. Sustituyendo los valores correspondientes se tiene que:

$$Fe_E = 942.5X' + 0.989Y'' \text{ Kg}_{Fe}/\text{ton}_{AL} \dots (4.90)$$

Y si por otro lado el Hierro que sale está dado por la suma de los contenidos de Hierro en: el Acero Líquido Crudo, en las Pérdidas Metálicas, en los Polvos y en la Escoria; es decir:

$$Fe_S = (\%Fe_{FS}1,000AL/100 + \%Fe_{FS}PM/100 + (\%PO/100(1,000AL/EF)PA_{Fe}/PM_{FeO}) + ((\%FeO/100)(PA_{Fe}/PM_{FeO}) + (\%Fe_2O_3/100)(2PA_{Fe}/PM_{Fe_2O_3}))PE)/AL \text{ Kg}_{Fe}/\text{ton}_{AL} \dots(4.91.)$$

donde "Fe<sub>S</sub>" es el Hierro total que sale, y "%Fe<sub>FS</sub>" es el Hierro que tiene el Acero Líquido Crudo al Fin del Sople. Sustituyendo valores y reduciendo términos se tiene que:

$$Fe_S = 998 + 0.998PM' + 7.778\%PO/EF + (0.01162\%FeO + 0.01352)PE' \text{ Kg}_{Fe}/\text{ton}_{AL} \dots (4.92.)$$

Ahora igualando el Hierro que entra con el Hierro que sale se tiene la siguiente ecuación:

$$942.5X' + 0.989Y'' = 998 + 0.998PM' + 7.778\%PO/EF + (0.01162\%FeO + 0.01352)PE' \dots (4.93.)$$

Puesto que la determinación adecuada del peso de Chatarra requiere de conocer las Pérdidas de Hierro Totales y dado que estas no se puedan cuantificar con exactitud, entonces, se estiman a partir de la ecuación del Balance de Hierro (4.93.). Para poder estimar las Pérdidas de Hierro Totales es necesario suponer que la variación en la proporción de Chatarra a Carga Metálica no influye en dichas pérdidas, en base a lo cual, se considera una proporción constante igual a 23%, este valor corresponde al peso de Chatarra cargado para un Arrabio de composición química y temperatura promedio. Por lo anterior, adoptando el símbolo "PT'" para indicar las Pérdidas de Hierro Totales, se tiene que:

$$PT' = 0.998PM' + 7.778\%PO/EF + (0.011625\%FeO + 0.013254)PE' \text{ Kg}_{Fe}/\text{ton}_{AL} \dots(4.94.)$$

y entonces la ecuación (4.93.) se puede escribir como sigue:

$$942.5X' + 0.989Y'' = 998 + PT' \dots (4.95.)$$

y si ahora se sustituye "X'" por su valor según la ecuación (4.6.), es decir,  $(1/R - Y''/1000)$ , y despejando PT', se tiene que:

$$PT' = 0.0465Y'' + 942.5/EF - 998 \text{ Kg}_{Fe}/\text{ton}_{AL} \dots (4.96.)$$

y si asumimos que:

$$Y'' = 23\%(1000AL/100EF)/AL \text{ Kg}_{v}/\text{ton}_{AL} \dots (4.97.)$$

entonces, sustituyendo en la ecuación (4.97.) en la ecuación (4.96.) se obtiene la ecuación para la estimación de las Pérdidas Totales de Hierro, es decir:

$$PT' = 953.195/EF - 998 \text{ Kg}_{Fe}/\text{ton}_{AL} \dots (4.98.)$$

y si ahora se reemplaza en la ecuación (4.95.) el valor de  $PT'$  y se despeja  $Y''$ , se tiene que:

$$Y'' = (953.195/EF - 942.5X')/0.989 \text{ Kg}_{Y}/\text{ton}_{AL} \dots (4.99.)$$

La ecuación (4.99.) es la ecuación por medio de la cual se calcula la cantidad de Chatarra de Acero requerida por tonelada de Acero Líquido, donde "EF" es el Rendimiento Metálico y "X'" el peso de Arrabio Líquido que se carga al Convertidor y que está dado por la ecuación (4.81.)

Tabla 4.1.  
Calor Sensible de los Materiales y Productos del Proceso

| <u>Material/Producto</u>  | <u>Calor Sensible (q), Kcal/Kg</u>     |
|---------------------------|--|
| Acero Líquido             | $q_{AC} = 0.202 T_{AC} + 8.93$         |
| Arrabio                   | $q_X = 0.202 T_{AR} + 18.38$           |
| Escoria del Acero Líquido | $q_E = 0.546 T_E - 411.27$             |
| Escoria del Arrabio       | $q_{EA} = 347.5 + 0.05(T_{EA} - 1300)$ |
| Fluorita                  | $q_{FL} = 0.3057(T_{AC} + 10) + 71.79$ |
| Monóxido de Carbono       | $q_{CO} = 0.311 T_{CO} - 50.9$         |
| Bióxido de carbono        | $q_{CO_2} = 0.308 T_{CO_2} - 32.5$     |
| Polvos                    | $q_{PO} = 0.236 T_{PO} + 48.04$        |

Tabla 4.2.  
Calores de Formación de los Compuestos.

| <u>Elemento</u> | <u>Reacciones</u>   | <u>Calor de Formación Kcal/Kg</u>                    |
|-----------------|---|--|
| Carbono (C)     | $3\text{Fe} + \text{C} = \text{Fe}_3\text{C}^*$                 | $\Delta H_{\text{Fe}_3\text{C}} = -417$              |
|                 | $\text{C} + 1/2\text{O}_2 = \text{CO}$                          | $\Delta H_{\text{CO}} = 2,201$                       |
|                 | $\text{C} + \text{O}_2 = \text{CO}_2$                           | $\Delta H_{\text{CO}_2} = 7,831$                     |
| Silicio (Si)    | $\text{Fe} + \text{Si} = \text{FeSi}^*$                         | $\Delta H_{\text{FeSi}} = 715$                       |
|                 | $\text{Si} + \text{O}_2 = \text{SiO}_2$                         | $\Delta H_{\text{SiO}_2} = 7,230$                    |
|                 | $\text{SiO}_2 + 2\text{CaO} = 2\text{CaOSiO}_2$                 | $\Delta H_{\text{CaOSiO}_2} = 1,075$                 |
| Fósforo (P)     | $3\text{Fe} + \text{P} = \text{Fe}_3\text{P}^*$                 | $\Delta H_{\text{Fe}_3\text{P}} = 1,261$             |
|                 | $2\text{P} + 5/2\text{O}_2 = \text{P}_2\text{O}_5$              | $\Delta H_{\text{Fe}_3\text{P}_2\text{O}_5} = 5,806$ |
|                 | $\text{P}_2\text{O}_5 + 4\text{CaO} = 4\text{CaOP}_2\text{O}_5$ | $\Delta H_{\text{CaOP}_2\text{O}_5} = 2,661$         |
| Manganeso (Mn)  | $\text{Mn} + 1/2\text{O}_2 = \text{MnO}$                        | $\Delta H_{\text{MnO}} = 1,680$                      |
| Hierro (Fe)     | $\text{Fe} + 1/2\text{O}_2 = \text{FeO}$                        | $\Delta H_{\text{FeO}} = 1,200$                      |
|                 | $2\text{Fe} + 3/2\text{O}_2 = \text{Fe}_2\text{O}_3$            | $\Delta H_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 1,756$           |

\* Se supone que los metaloides (C), (Si) y (P) se encuentran en el Arrabio formando estos compuestos y que son disociados durante el Proceso.

Tabla 4.3.

Conductividad Térmica de los Materiales de las Paredes del Convertidor, a las Temperaturas Promedio de Trabajo Estimadas.

| <u>Material</u>          | <u>Conductividad Térmica (K)</u> |  | <u>Temperatura</u> |
|--------------------------|----------------------------------|--|--------------------|
|                          | <u>Kcal/hr°Cm<sup>2</sup></u>    |  | <u>°C</u>          |
| Coraza de Acero          | 14.50                            |  | 250                |
| Refractario de Seguridad | 4.14                             |  | 800                |
| Refractario de Trabajo   | 3.10                             |  | 1,400              |

Tabla 4.4.

Zonas del Convertidor en las Cuales el Ladrillo de Trabajo Sufre un Desgaste Uniforme. Ver Fig. 4.2.

| <u>Zona del Convertidor</u> | <u>Área (m<sup>2</sup>)</u> | <u>Espesor (m)</u>   |                      | <u>Desgaste/Colada D = (X<sub>Q</sub> - X<sub>F</sub>)/N*</u> | <u>Área/A<sub>T</sub>** (R<sub>A</sub>)</u> |
|-----------------------------|-----------------------------|----------------------|----------------------|---|---|
|                             |                             | <u>X<sub>Q</sub></u> | <u>X<sub>F</sub></u> |   |   |
| Cono y Barril               | 49.57                       | 0.6096               | 0.2286               | $6.927 \times 10^{-4}$  | 0.3944                                      |
| Barril                      | 44.91                       | 0.7239               | 0.1016               | $1.131 \times 10^{-3}$  | 0.3573                                      |
| Fondo y Estadio             | 24.82                       | 0.6096               | 0.2286               | $6.927 \times 10^{-4}$  | 0.1975                                      |
| Fondo                       | 6.54                        | 0.6096               | 0.3048               | $5.542 \times 10^{-4}$  | 0.0513                                      |

\* = Vida del revestimiento, 550 coladas

\*\* = Es el área total del ladrillo de trabajo (=125.70 m<sup>2</sup>)

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**



### **4.3. Ecuaciones para el Cálculo del Peso de Escoria**

El peso de la Escoria líquida se determina con base a una ecuación que ha sido obtenida mediante análisis de regresión-correlación realizados por investigadores de la Planta Piloto de Procesos Secundarios de SICARTSA. Esta ecuación correlaciona el peso de la Escoria de coladas reales y las principales variables que lo determinan como son: i) los porcentajes de desulfuración y desfosforación, ii) los contenidos de Silicio y Manganeso en el Arrabio, y iii) y el contenido de Oxido de Hierro en la Escoria. Con dichos análisis se ha llegado a determinar una ecuación suficientemente válida para predecir el peso de Escoria al final del soplado la cual se indica a continuación:

$$PE' = 1.005\Delta S + 0.612\Delta P + 53.0645\%Si_{AR} + 38.263\%Mn_{AR} + 5.849\%FeO - 160.0 \text{ KgE/tonAL ... (4.100.)}$$

donde:

"%Si<sub>AR</sub>" es el porcentaje de Silicio en el Arrabio; "%Mn<sub>AR</sub>" es el porcentaje de Manganeso en el Arrabio; y "%FeO" es el porcentaje de Oxido de Hierro en la Escoria. "ΔS" y "ΔP" representan la desulfuración y la desfosforación de la Carga respectivamente y están dados por las siguientes ecuaciones:

$$\Delta S = (S_{CM} - S_{FS})100/S_{CM} \text{ ... (4.101.)}$$

$$\Delta P = (P_{CM} - P_{FS})100/P_{CM} \text{ ... (4.102.)}$$

siendo:

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

"S<sub>CM</sub>" el peso del Azufre contenido en la Carga metálica; "S<sub>FS</sub>" el peso del Azufre contenido en el Acero Líquido Crudo; "P<sub>CM</sub>" el peso del Fósforo contenido en la

Carga Metálica; y "P<sub>FS</sub>" el peso del Fósforo contenido en el Acero Líquido Crudo; donde cada uno de ellos está dado por las siguientes relaciones:

$$S_{CM} = \%S_{ARX'} + \%S_{CHY''}/1000 \dots(4.103.)$$

$$S_{FS} = \%S_{FSAL} \dots (4.104.)$$

$$P_{CM} = \%P_{ARX'} + P_{CHY''}/1000 \dots (4.105.)$$

$$P_{FS} = \%P_{FSAL} \dots (4.106.)$$

y entonces:

$$\Delta S = 100(\%S_{ARX'} + \%S_{CHY''}/1000 - \%S_{FS})/(\%S_{ARX'} + \%S_{CHY''}/1000) \dots (4.107.)$$

$$\Delta P = 100(\%P_{ARX'} + \%P_{CHY''}/1000 - \%P_{FS})/(\%P_{ARX'} + \%P_{CHY''}/1000) \dots (4.108.)$$

De acuerdo a la fórmula (4.100.), los porcentajes necesarios de desulfuración y desfosforación, el contenido de Silicio y Manganeseo del Arrabio y el nivel de (FeO) en la Escoria son las variables necesarias para determinar el peso de Escoria líquida al final del soplado. Con excepción del (FeO), todas estas variables son posibles de conocer antes de efectuar la carga a los Convertidores. Al tratar de establecer una ecuación para predecir el porcentaje de (FeO) al final del soplado no se encontró una correlación aceptable entre esta variable y los factores que supuestamente deberían influenciarla, por la cual se considera para el presente modelo un nivel promedio de 16% de (FeO) en la Escoria.

Puesto que para calcular " $\Delta S$ " y " $\Delta P$ " según se definen en las ecuaciones (4.107.) y (4.108.) son necesarios los pesos del Arrabio y Chatarra y dado que estos aún no se determinan, entonces el Peso Previo de la Escoria se puede estimar

considerando una proporción constante del 23% de Chatarra en la Carga Metálica de la misma manera que se hizo para estimar las Pérdidas de Hierro Totales "PT"; y luego sustituyendo los valores de X' y Y'' y reemplazando  $\Delta S$  y  $\Delta P$  por  $\Delta S'$  y  $\Delta P'$  respectivamente, se tiene que:

$$\Delta S' = (77\%S_{AR} /EF + 23\%S_{CH} /EF - 100\%S_{FS}) / (0.77\%S_{AR} /EF + 0.23\%S_{CH} /EF)$$

... (4.109.).

$$\Delta P' = (77\%P_{AR} /EF + 23\%P_{CH} /EF - 100\%P_{FS}) / (0.77\%P_{AR} /EF + 0.23\%P_{CH} /EF)$$

... (4.110.).

De esta manera con base en la ecuación (4.98.) se puede calcular el Peso Previo de la Escoria (PE'') escribiéndola como se muestra enseguida:

$$PE'' = 1.005\Delta S' + 0.612\Delta P' + 53.064\%Si_{AR} + 38.263\%Mn_{AR} + 5.849\%FeO - 160.0 \text{ KgE/tonAL} \dots (4.111.)$$

#### **4.4. Ecuaciones para el Cálculo de las Pérdidas Metálicas**

Como ya se mencionó las Pérdidas Metálicas "PM" se refieren a la cantidad de metal que se pierde por costras en la Lanza, por adherencias en la Boca del Convertidor y por proyecciones.

De la ecuación (4.94.) se puede despejar "PM" y se tiene que:

$$PM' = PT' - (7.778\%PO/EF - (0.011625\%FeO + 0.013254)PE')/0.998 \text{ Kg}_{Fe}/\text{ton}_{AL} \dots (4.112.).$$

Si ahora se sustituye "PT'" por el valor que tiene según la ecuación (4.98.), se obtiene la ecuación para calcular las Pérdidas Metálicas, en Kilogramos por tonelada de Acero Líquido.

$$PM' = ((953.195 - 7.778\%PO)/EF - 998 - (0.01162\%FeO + 0.013524)/PE')/0.998 \text{ Kg}_{Fe}/\text{ton}_{AL} \dots (4.113.)$$

## **4.5. Ecuaciones para el Cálculo de Aditivos para Formación de Escoria.**

### **4.5.1. Ecuaciones para el Cálculo del Peso de Cal Dolomítica**

A fin de determinar cuál es el peso óptimo de carga de Cal Dolomítica es necesario responder a las dos preguntas siguientes:

i) ¿Cuál es el límite de Saturación para el (MgO) en Escorias formadas dentro de un Convertidor B.O.F. bajo ciertas condiciones de operación?

Al analizar las Figuras (4.3.) y (4.4) determinadas por K.L. Fetters y J. Chipman se deduce que los límites máximos de solubilidad de (MgO) para Escorias del tipo que interesa se encuentran entre 5% y 7%.

En estudios más recientes Leonard y Herron han encontrado valores entre 4 y 6% como límite de saturación.

ii) ¿Cuál es la relación óptima (Cal Dolomítica/Cal Siderúrgica) que minimizará tanto el desgaste del Refractorio de Trabajo como su sedimentación y que a la vez mantenga un grado normal de desulfuración?

Como se muestra en las Figuras (4.5.) determinada por D.B. Rodal y E.M. Calanog, y (4.6.) determinada por Iyengar y Petrilli, el nivel al cual teóricamente no se tiene desgaste del refractorio sin presentarse el fenómeno de sedimentación del (MgO) es alrededor de 7.4% equivalente a una relación Cal Dolomítica/Cal Siderúrgica de 0.366. Niveles más altos, como lo estableciera D.B. Rodal y F.M. Calanog, incrementan la formación de derrames, la formación de costras en las Lanzas y el desgaste en la zona del Cono del Convertidor.

La solubilidad de (MgO) del Refractorio de Trabajo está determinada por las condiciones físico-químicas de las Escorias. De esta manera, suponiendo que la

velocidad de erosión del ladrillo refractario está controlada por difusión en la interfase Escoria-Refractario, dicha erosión puede ser expresada por la siguiente ecuación:

$$dn/dt = (DA/\gamma)(n_s - n)$$

donde "n" es el contenido de (MgO) en la Escoria; "n<sub>s</sub>" es el contenido de (MgO) hasta el punto de saturación de este compuesto en la Escoria; "γ" es el espesor de la interfase Escoria-Refractario; "A" es el Área de la interfase Escoria-Refractario y "D" es el coeficiente de difusión del (MgO) en la Escoria.

De esta ecuación se puede decir cualitativamente que a mayor contenido de (MgO) en las Escoria la velocidad de erosión de Refractario baja y que el exceso de (MgO) por arriba del punto de saturación de este compuesto en la Escoria detendrá la erosión química del revestimiento refractario.

Tomando como base lo anterior y con el propósito de minimizar el desgaste del Refractario de Trabajo y lograr las mejores condiciones físico-químicas de la Escoria, se propone que se adopte como criterio para la práctica de adición de Cal Dolomítica, el agregar este material hasta lograr un nivel de 7% de (MgO) en la Escoria.

Ahora bien, el (MgO) que se requiere agregar en forma de Cal Dolomítica para saturar la Escoria con un nivel de 7% de MgO, es en forma general.

(MgO) Requerido = (MgO) deseado en la Escoria – (MgO) en las Escorias de Arrabio y Residual – (MgO) del Refractario

Tomando en cuenta que al adicionar la Cal Dolomítica una determinada cantidad es arrastrada por el flujo de gases durante el soplado, la ecuación para determinar

su peso, en Kilogramos por tonelada de Acero Líquido de tal forma que proporcione la cantidad de (MgO) requerido es:

$$P_{CA} = (7.0PE' - \%MgO_{EA}PEA/AL - \%MgO_{ER}PER/AL - DR)((1+FA)/\%MgO_{CA} \text{ kg}_{CA}/\text{ton}_{AL} \dots (4.114.)$$

donde "P<sub>CA</sub>" es el peso de la Cal Dolomítica; "%MgO<sub>EA</sub>" es el porcentaje de (MgO) en la Escoria del Arrabio; "%MgO<sub>ER</sub>" es el porcentaje de (MgO) en la Escoria Residual; "DR" es la cantidad de (MgO) que proviene del Refractario; "FA" es el porcentaje de Cal Dolomítica que es arrastrada por los gases; y "%MgO<sub>CA</sub>" es el porcentaje de (MgO) en la Cal Dolomítica.

El peso de la Escoria de Arrabio (PEA') introducido en el Convertidor es definido como sigue:

$$PEA = dV/1000 \text{ Kg}_{EA} \dots (4.115.)$$

donde "d" y "V" son la densidad y Volumen de la Escoria respectivamente.

Si ahora

$$D = 3 \text{ g/cm}^3$$

y de acuerdo con la Figura (4.7.)

$$V = h(\pi r_1^2 + 1/6\pi ((r_2^2 + r_2)(r_3 + r_3^2))) = h(64,968) \text{ cm}^3$$

y por lo tanto

$$PEA = 194.90h \text{ Kg}_{EA} \dots (4.116.)$$

A causa de la dificultad para calcular el peso de Escoria residual (PER) de la colada anterior y con el propósito de minimizar el error en su estimación, es conveniente dejar de 1 a 2 toneladas de Escoria en el Convertidor. Esta Escoria junto con la Cal adicionada antes de introducir la Carga Metálica en el Convertidor es suficiente para formar la capa de protección en el revestimiento Refractario.

#### 4.5.2. Ecuaciones para el Cálculo del Peso de Cal Siderúrgica.

El peso de Cal Siderúrgica está dado por la siguiente ecuación:

$$P_{CB} = (\%CaO_E PE' - \%CaO_{CA} P_{CA} - \%CaO_{ER} PER' - \%CaO_{EA} PEA')(1 + FB) / \%CaO_{CB} \text{ Kg}_{CS}/\text{ton}_{AL} \dots (4.117.)$$

donde "P<sub>CB</sub>" es el peso de Cal Siderúrgica que se carga al Convertidor; "%CaO<sub>E</sub>" es el porcentaje de Oxido de Calcio deseado en la Escoria; "%CaO<sub>CA</sub>" es el porcentaje de Oxido de Calcio en la Cal Dolomítica; "P<sub>CA</sub>" es el peso de la Cal Dolomítica; "FB" es el porcentaje de Cal Siderúrgica que es arrastrada por los gases; y "%CaO<sub>CB</sub>" es el porcentaje de Oxido de Calcio contenido en la Cal Siderúrgica.

De acuerdo al análisis que se hace en los puntos (3.2.5.) y (3.2.6.) se requiere de un Exceso de Basicidad en la Escoria el cual permite una desulfuración y desfosforación adecuada del Acero Líquido Crudo. El Exceso de Basicidad en las Escorias se calcula empleando la siguiente ecuación:

$$EB = (\%CaO_E/56 + \%MgO_E/40 + \%MnO_E/71 - 2\%SiO_2_E/60 - 4\%P_2O_5_E/142 - 2\%Al_2O_3_E/102 - \%Fe_2O_3_E/160) / (\%CaO_E/56 + \%MgO_E/40 + \%MnO_E/71 + 2\%SiO_2_E/60 + 4\%P_2O_5_E/142 + 2\%Al_2O_3_E/102 + \%Fe_2O_3_E/160) \dots (4.118.)$$

Teniendo en cuenta que el factor que permite controlar el Exceso de Basicidad deseado es el porcentaje en peso del Oxido de Calcio (CaO) en la Escoria, éste se



puede obtener despejándolo de la ecuación (4.118.) como se indica a continuación:

$$\%CaO_E = (56(\%MgO_E/40 + \%MnO_E/71 - \%SiO_{2E}/30 - \%P_{2O_{5E}}/35.5 - \%Al_2O_{3E}/51 - (0.5496\%FeO + 1.932)/160) - 56EB(\%MgO_E/40 + \%MnO_E/71 + \%SiO_{2E}/30 + \%P_{2O_{5E}}/35.5 + \%Al_2O_{3E}/51 + (0.5496\%FeO + 1.932)/160))/(EB - 1) \dots (4.119.)$$

donde los términos que varían de colada a colada son:  $\%SiO_2$ ,  $\%P_2O_5$  y  $\%MnO$ , los cuales se pueden determinar en forma general como sigue:

$$\%SiO_{2E} = (2.14\%Si_{CH}Y'' + 2,142.86\%Si_{AR}X' + (\%SiO_{2ER}PER + \%SiO_{2EA}PEA + 252.5)/AL)/PE' \dots (4.120.)$$

$$\%P_{2O_{5E}} = (2.29\%P_{CH}Y'' + 2,290.3\%P_{AR}X' + (\%P_{2O_{5ER}PER} + \%P_{2O_{5EA}PEA})/AL - 2,290.3\%P_{FS})/PE' \dots (4.121.)$$

$$\%MnO_E = (1,291\%Mn_{CH}Y'' + 1,291\%Mn_{AR}X' + (\%MnO_{ER}PER + \%MnO_{EA}PEA)/AL - 1,291\%Mn_{FS})/PE' \dots (4.122.)$$

Por otro lado, al igual que con el peso de la Escoria, el Exceso de Basicidad de la Escoria se determina con base en una ecuación que ha sido obtenida mediante análisis de regresión-correlación realizados por investigadores de la Planta Piloto de Procesos Secundarios de SICARTSA. Esta ecuación correlaciona el Exceso de Basicidad de coladas reales y las principales variables que lo determinan como son: i) el porcentaje de desfosforación " $\Delta P$ ", ii) el porcentaje de desulfuración " $\Delta S$ "; y iii) y el contenido de (MgO) en la Escoria. Con dicho análisis se ha llegado a determinar una ecuación suficientemente válida para predecir el Exceso de Basicidad la cual se indica a continuación:

$$EB = 0.01566\Delta P + 0.00431\Delta S - 0.011193\%MgO_E - 1.165 \dots (4.123.)$$

#### 4.5.3. Determinación del Peso de Fluorita

Para la determinación del Peso de Fluorita (PF) que se va adicionar durante el Sople para la fluidificación de la Escoria no se dispone de una ecuación sino más bien de una práctica de adiciones en función del porcentaje de Silicio en el Arrabio (%Si<sub>ARR</sub>) y dependiendo si se carga Cal Siderúrgica (CB) y Cal Dolomítica (CA) o solamente esta última. Esta práctica ha demostrado su eficacia en la operación cotidiana permitiendo escorias suficientemente fluidas.

Tabla 4.5.

Práctica de Adición de Fluorita (Kg./ton. de Cal Total)

| <u>%Si en el Arrabio</u> | <u>Factores del PF</u>       |                       |
|--------------------------|------------------------------|-----------------------|
|                          | <u>Empleando (CA) y (CB)</u> | <u>Empleando (CB)</u> |
| 0.40 – 0.70              | 35                           | 45                    |
| 0.71 – 1.20              | 30                           | 40                    |
| mayor a 1.20             | 25                           | 35                    |

#### **4.6. Ecuaciones para el Cálculo del Volumen de Oxígeno a Soplar**

En el proceso de aceración con sople de Oxígeno por la Boca del Convertidor, el Oxígeno es inicialmente suministrado a la Carga Metálica a través de la zona de impacto del chorro; de ahí, su distribución se efectúa por medio de dos mecanismos principales:

i) el primero y probablemente el mas importante es la transferencia de Oxígeno a través de la Escoria donde el Oxido Ferroso ( $\text{FeO}$ ) es oxidado a óxido férrico ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) el cual se desplaza a la interfase Escoria-Metal del Baño Metálico donde se reduce nuevamente a Oxido Ferroso liberando Oxígeno, y

ii) y el segundo mecanismo que consiste en la transferencia de Oxígeno por el suministro directo del chorro al metal expuesto en la zona de impacto. Aquí el Oxígeno se combina con el Fierro para formar Oxido Ferroso el cual se difunde a través del Baño incrementando efectivamente la concentración total de Oxígeno.

Conociendo la forma de la cavidad producida por el chorro en la zona de impacto es posible determinar la cantidad de Oxígeno implicada en cada uno de estos mecanismos. Así mismo, mediante el ajuste de un balance estequiométrico a las condiciones de operación se puede determinar con buena aproximación la cantidad de Oxígeno necesaria para obtener al final del soplado las condiciones deseadas.

El balance estequiométrico se establece de la siguiente manera:

$$O_N = \sum O_i \dots (4.124.)$$

donde " $O_N$ " es la cantidad total de Oxígeno a soplar para llevar la Carga Metálica a las condiciones deseadas de fin de Sople; y " $O_i$ " es el Oxígeno requerido por el

elemento "i" de la Carga Metálica esto es: Carbono, Manganeso; Silicio, Fósforo, y Hierro.

#### 4.6.1. Ecuaciones para el Cálculo del Oxígeno Requerido por el Carbono

$$O_C = D_C((\%C_{CO}/100)(PM_{O_2}/2PA_C) + (\%CO_2/100)(PM_{O_2}/PA_C))(0.70) \text{ m}^3\text{N}_{O_2}/\text{ton}_{AL} \dots (4.125.)$$

donde "O<sub>C</sub>" es el Oxígeno requerido para la oxidación del Carbono; "C<sub>CO</sub>" es el porcentaje de Carbono que se oxida a (CO); "PM<sub>O<sub>2</sub></sub>" es el Peso Molecular del Oxígeno; "PA<sub>C</sub>" es el peso atómico del Carbono; 0.70 es el factor para convertir los Kilogramos de Oxígeno en Metros Cúbicos Normales de Oxígeno; y "D<sub>C</sub>" es la cantidad de Carbono que se oxida y que está dado por la ecuación siguiente:

$$D_C = \%C_{AR}10X' + \%C_{CH}10Y''/1000 - \%C_{FS}10(AL + PM'/1,000)/AL \text{ Kg}_C/\text{ton}_{AL} \dots (4.126.)$$

si se sustituye en la ecuación (4.125.) el "%C<sub>CO<sub>2</sub></sub>" por su valor según la ecuación (4.17.), así como los valores conocidos y el valor de "D<sub>C</sub>" según se determina en la ecuación (4.126.), se tiene que:

$$O_C = (18.666 - 0.09333\%C_{CO})(\%C_{AR}X' + \%C_{CH}Y''/1,000 - \%C_{FS}(1 + PM'/1000)) \text{ m}^3\text{N}_{O_2}/\text{ton}_{AL} \dots (4.127.)$$

#### 4.6.2. Ecuaciones para el Cálculo del Oxígeno Requerido por el Silicio

$$O_{Si} = D_{Si}(PM_{O_2}/PA_{Si})(0.70) \text{ m}^3\text{N}_{O_2}/\text{ton}_{AL} \dots(4.128.)$$

donde "O<sub>Si</sub>" es el Oxígeno requerido para la oxidación del Silicio; "PM<sub>O<sub>2</sub></sub>" es el peso molecular del Oxígeno; "PA<sub>Si</sub>" es el peso atómico del Silicio; y "D<sub>Si</sub>" es la cantidad de Silicio que se oxida y que está dado por la ecuación siguiente:

$$D_{Si} = \%Si_{AR}10X' + \%Si_{CH}10Y''/1,000 \text{ Kgsi/tonAL} \dots(4.129.)$$

si se sustituye en la ecuación (4.128.) los valores conocidos y el valor de "D<sub>Si</sub>" según se determina en la ecuación (4.129.), se tiene que:

$$O_{Si} = 8(\%Si_{AR}X' + \%Si_{CH}Y''/1,000) \dots(4.128.) \text{ m}^3\text{N}_{Ow}/\text{tonAL} \dots(4.130.)$$

#### 4.6.3. Ecuaciones para el Cálculo del Oxígeno Requerido por el Manganeseo

$$O_{Mn} = D_{Mn}(PM_{O_2}/2PA_{Mn})(0.70) \text{ m}^3\text{N}_{Ow}/\text{tonAL} \dots(4.131.)$$

donde "O<sub>Mn</sub>" es el Oxígeno requerido para la oxidación del Manganeseo; "PM<sub>O<sub>2</sub></sub>" es el peso molecular del Oxígeno; "PA<sub>Mn</sub>" es el peso atómico del Manganeseo; y "D<sub>Mn</sub>" es la cantidad de Manganeseo que se oxida y que está dado por la ecuación siguiente:

$$D_{Mn} = \%Mn_{AR}10X' + \%Mn_{CH}10Y''/1000 - \%Mn_{FS}10(AL + PM'/1,000)/AL \text{ Kg}_{Mn}/\text{tonAL} \dots(4.132.)$$

si se sustituye en la ecuación (4.131.) los valores conocidos y el valor de "D<sub>Mn</sub>" según se determina en la ecuación (4.132.), se tiene que:

$$O_{Mn} = 2.036(\%Mn_{AR}X' + \%Mn_{CH}Y''/1,000 - Mn_{FS}(1 + PM'/1,000)) \text{ m}^3\text{N}_{Ow}/\text{tonAL} \dots(4.133.)$$

#### 4.6.4. Ecuaciones para el Cálculo del Oxígeno Requerido por el Fósforo

$$O_P = D_P(PM_{O_2}/5PA_P)(0.70) \text{ m}^3\text{N}_{Ow}/\text{tonAL} \dots(4.134.)$$

donde "O<sub>P</sub>" es el Oxígeno requerido para la oxidación del Fósforo; "PM<sub>O<sub>2</sub></sub>" es el peso molecular del Oxígeno; "PA<sub>P</sub>" es el peso atómico del Fósforo; y "D<sub>P</sub>" es la cantidad de Fósforo que se oxida y que está dado por la ecuación siguiente:

$$D_P = \%P_{AR}10X' + \%P_{CH}10Y''/1000 - \%P_{FS}10(AL + PM'/1,000)/AL \text{ KgP/tonAL} \dots(4.135.)$$

si ahora se sustituye en la ecuación (4.134.) los valores conocidos y el valor de "D<sub>P</sub>" según se determina en la ecuación (4.135.), se tiene que:

$$O_P = 9.032(\%P_{AR}X' + \%P_{CH}Y''/1000 - P_{FS}(1 + PM'/1,000)) \text{ m}^3\text{N}_{O_2}/\text{tonAL} \dots(4.136.)$$

#### 4.6.5. Ecuaciones para el Cálculo del Oxígeno Requerido por el Hierro

Es la cantidad de Oxígeno requerida por la oxidación del Hierro en la Escoria y en los Polvos tomando en consideración el Oxígeno introducido por las Escorias Residual y de Arrabio. Se supone que los contenidos de (FeO) y (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) son iguales en las Escorias. Entonces, la expresión se define como sigue:

$$O_{Fe} = ((\%FeO/100)(PM_{O_2}/2PM_{FeO}) + (\%Fe_2O_3/100)(1.5PM_{O_2}/PM_{Fe_2O_3})) (0.7(PE' - (PER + PEA)/AL)) + \%PO(1000X' + Y'')(PM_{O_2}/2PM_{FeO})(0.70) \text{ m}^3\text{N}_{O_2}/\text{tonAL} \dots(4.137.)$$

siendo

$$\%Fe_2O_3 = 0.5496\%FeO + 1.932 \dots (4.40.)$$

luego sustituyendo este valor de %Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> y los pesos moleculares, se obtiene que:

$$O_{Fe} = (0.00271\%FeO + 0.004057)(PE' - (PER + PEA)/AL) + 0.00155\%PO(1000X' + Y'') \text{ m}^3\text{N}_{O_2}/\text{tonAL} \dots (4.138.)$$

#### 4.6.6. Volumen de Oxígeno Total Requerido

Una vez que han sido determinadas las ecuaciones para los diversos requerimientos de Oxígeno, se puede escribir la ecuación final para calcular el Volumen de Oxígeno Total a soplar por tonelada de acero líquido mediante la siguiente relación:

$$O_N = O_C + O_{Si} + O_{Mn} + O_P + O_{Fe} \dots m^3 \text{No}/\text{ton}_{AL} \dots (4.139.)$$

Sin embargo, hay que señalar que en la práctica la oxidación de los diferentes elementos, sobre todo del Carbono y del Hierro, dependerá de:

- i) La penetración del chorro de Oxígeno que está en función de la posición de la Lanza durante el soplado, el estado de los orificios de la tobera, y del revestimiento refractario del Convertidor.
- ii) La agitación del Baño Metálico la cual es función directa de la generación de Monóxido de Carbono y la difusión de los diferentes elementos a la interfase Escoria-Metal de donde son removidos en su mayor parte por reducción del (FeO) en la Escoria.
- iv) Durante los últimos minutos del soplado, en Coladas con bajo Carbono, la agitación del Baño Metálico disminuye notablemente debido a la reducida formación de Monóxido de Carbono y por lo tanto la difusión del Carbono viene a ser el mejor mecanismo para la descarburación. Este es un mecanismo muy lento para de remoción del Carbono por lo que la eficiencia del Oxígeno disminuye y la formación de (FeO) aumenta substancialmente.
- v) En las Escorias al estado líquido los componentes ácidos tienden a consumir Oxígeno por el contrario, los componentes básicos se disocian permitiendo que parte de este Oxígeno intervenga en las reacciones de oxidación.

#### **4.7. Ecuaciones para Calcular la Caliza Requerida para Enfriamientos**

Después de haber sido calculadas las cantidades de Arrabio y Chatarra que satisfacen los Balances de Calor y de Fierro y llevar a cabo el Proceso de Aceración, es posible que se presente la necesidad de efectuar enfriamientos a la Carga introducida en el Convertidor previendo un exceso de calor.

El exceso de calor puede ocurrir por alguna de las siguientes causas:

- i) La cantidad de Chatarra requerida excede la máxima que es posible cargar sin que se presenten problemas con el manejo y fusión de la misma. Esto ocasiona tener que cargar una cantidad menor a la requerida y complementar la Carga Metálica total con una cantidad de Arrabio mayor que la calculada.
- ii) La cantidad de Arrabio cargado, el cual fue calculado con la Temperatura y el Análisis Químico estimado del mismo, excede significativamente la cantidad calculada con la Temperatura y el Análisis Químico real.

El ajuste térmico consiste en adicionar al Baño Metálico una cierta cantidad de material refrigerante, que generalmente es la Piedra Caliza ( $\text{CaCO}_3$ ).

El efecto refrigerante de la Caliza es consecuencia del calor que absorbe la reacción de descomposición de la misma en Oxido de Calcio ( $\text{CaO}$ ) y Monóxido de Carbono ( $\text{CO}$ ) y del calor sensible de los compuestos resultantes a sus temperaturas finales.

La reacción de descomposición es:





De acuerdo con esta reacción, el Calor Total Absorbido por la Caliza es igual al calor absorbido por la reacción de descomposición de la Caliza " $\Delta H_{CL}$ " mas los Calores Sensibles del (CaO) y del (CO<sub>2</sub>). De esta forma, siendo "PCL" el peso de Caliza se tiene que:

$$Q_{CL} = (\Delta H_{CL} + q_{CaO}(56/100) + q_{CO_2}(44/100))PCL \text{ Kcal ... (4.140.)}$$

donde "Q<sub>CL</sub>" es el Calor Total Absorbido por la Caliza, "q<sub>CaO</sub>" es el Calor Sensible del (CaO), "q<sub>CO<sub>2</sub></sub>" es el Calor Sensible del (CO<sub>2</sub>).

Sustituyendo los siguientes valores en la ecuación (4.140.)

$$\Delta H_{CL} = 428.5 \text{ Kcal/Kg}_{CL}$$

$$q_{CaO} = 0.2412T_{CaO} - 33.45 \text{ Kcal/Kg}_{CaO}$$

$$q_{CO_2} = 0.308T_{CO_2} - 32.5 \text{ Kcal/Kg}_{CO_2}$$

se tiene que:

$$Q_{CL} = (428.50 + (0.2412T_{CaO} - 33.45)(56/100) + (0.308T_{CO_2} - 32.5)(44/1000))PCL \text{ Kcal ... (4.141.)}$$

Siendo T<sub>CaO</sub> igual a la Temperatura de la Escoria "T<sub>E</sub>" que a su vez es igual a la Temperatura del Acero Líquido mas 10 °C, esto es:

$$T_{CaO} = T_E = T_{AC} + 10 \text{ °C ... (4.142.)}$$

y además

$$T_{CO_2} = 1500 \text{ °C}$$

entonces se tiene que:

$$Q_{CL} = (600 + 0.1351T_{AC})PCL \text{ Kcal ... (4.143.)}$$

Por otra parte, el calor sensible del Acero y la Escoria en el Convertidor a cualquier temperatura es:

$$Q_{ALE} = q_{AL}1,000AL + q_EPE'AL \text{ ... (4.144.)}$$

donde "Q<sub>ALE</sub>" es la suma de los calores sensibles del Acero Líquido y de la Escoria, y "q<sub>AL</sub>" y "q<sub>E</sub>" están dados por las ecuaciones (4.49.) y (4.52.) o sea:

$$q_{AL} = 0.202 T_{AC} + 8.93 \text{ Kcal/Kg}_{AL} \text{ ... (4.49)}$$

y

$$q_E = (0.546T_E - 411.27) \text{ Kcal/Kg}_E \text{ ... (4.52.)}$$

así que sustituyendo en la ecuación (4.144)) se tiene que:

$$Q_{ALE} = (202 T_{AC} + 8,930)AL + (0.546T_E - 411.27)PE'AL \text{ Kcal ... (4.145.)}$$

y ahora sustituyendo T<sub>E</sub> por su valor según la ecuación (4.142.) se tiene que:

$$Q_{ALE} = (202T_{AC} + 8,930)AL + (0.546T_{AC} - 405.81)PE'AL \text{ Kcal ... (4.146.)}$$

y reduciendo términos de T<sub>AC</sub>, se tiene que:

$$Q_{ALE} = T_{AC}(202 + 0.546PE')AL + (8,930 - 405.81)PE'AL \text{ Kcal ... (4.147.)}$$

Si ahora definimos  $T_{AC1}$  como la temperatura del Acero Líquido Crudo esperada al final del soplado sin emplear Piedra Caliza y  $T_{AC2}$  la temperatura deseada del Acero Líquido Crudo y se sustituyen en la ecuación anterior, los valores sensibles respectivamente son:

$$Q_{ALE1} = T_{AC1}(202 + 0.546PE')AL + (8,930 - 405.8PE')AL \text{ Kcal ... (4.148.)}$$

y además

$$Q_{ALE2} = T_{AC2}(202 + 0.546PE')AL + (8,930 - 405.8)PE'AL \text{ Kcal ... (4.149.)}$$

De tal manera que  $Q_{ALE1} - Q_{ALE2}$  es el exceso de calor que se requiere absorber con la Caliza para hacer el ajuste térmico y obtener el Acero Líquido a la temperatura deseada, por lo tanto:

$$Q_{ALE1} - Q_{ALE2} = (T_{AC1} - T_{AC2})(202 + 0.546PE')AL \text{ Kcal ... (4.150.)}$$

si ahora se reemplazan  $(Q_{ALE1} - Q_{ALE2})$  por " $\Delta Q$ " y  $(T_{AC1} - T_{AC2})$  por " $\Delta T$ ", resulta que:

$$\Delta Q = \Delta T(202 + 0.546PE')AL \text{ Kcal ... (4.151.)}$$

Si ahora se igualan la ecuación anterior y la ecuación (4.143.) se tiene que:

$$(600 + 0.1351T_{AC1})PCL = \Delta T(202 + 0.546PE')AL \text{ ... (4.152.)}$$

y despejando "PCL" de la ecuación anterior, se tiene que:

$$PCL = \Delta T(202 + 0.546PE')AL / (600 + 0.1351T_{AC1}) \text{ Kg}_{CL} \text{ ... (4.153.)}$$

Por medio de esta última ecuación se calcula la cantidad de Caliza requerida para realizar durante o al final del soplado un ajuste térmico equivalente a  $\Delta T$  ° C.

Para determinar la temperatura  $T_{AC1}$ , en la ecuación (4.81.) se reemplaza  $T_{AC}$  por  $T_{AC1}$  y se despeja la misma:

$$T_{AL1} = (X'_C(F + G) - A - B' - C - D' - E') / (202(1 + PM') / 1,000 + 0.546PE' + 91.71/AL) \text{ °C ... (4.154.)}$$

donde: "A" y "C" tienen los valores dados por la ecuaciones (4.82.) y (4.84.) respectivamente; "F", "G" y "PE'" están dados por la ecuaciones (4.87.), (4.88.) y (4.100.) respectivamente y se calculan con datos reales de Temperatura y Composición Química del Arrabio Cargado; donde  $X'_C$  es el peso del Arrabio cargado y además:

$$B' = (10 + PM')((8,248 - 56.3\%C_{CO})\%C_{FS} + 7,206\%P_{FS} + 1,680\%Mn_{FS} + 893) \text{ ... (4.155.)}$$

$$D' = (1,699,665.2 + 22,964t_{EC} + 24.33t_{CC}) / (1.91 \times 10^{-3} - 2.16 \times 10^{-6}N - 298.53PER - 47.5PEA + 22,454) / AL \text{ ... (4.156.)}$$

$$E' = (-16.09\%FeO - 430)PE' \text{ ... (4.157.)}$$

#### **4.8. Resoplos por Baja Temperatura de Fin de Soplo.**

La baja Temperatura de Fin de Soplo se debe a la falta de Calor en una Colada del Proceso B.O.F., lo cual se puede dar a causa de lo siguiente:

i) La cantidad de Arrabio requerida sobrepasa la capacidad de la Olla de Transferencia, lo cual obliga a utilizar menos Arrabio del necesario y a complementar la Carga Metálica con una cantidad de Chatarra mayor que la calculada.

ii) La cantidad de Arrabio cargado al Convertidor, se calculó con datos estimados de Temperatura y Composición Química de dicho Arrabio y es significativamente menor que la cantidad calculada con los datos reales.

Cuando esto sucede se requiere de un ajuste térmico para compensar la falta de Calor. El ajuste consistirá en soplar una cantidad adicional de Oxígeno y/o adicionar Ferrosilicio al Baño Metálico. Se ha estimado empíricamente que para aumentar en 10 grados centígrados la temperatura del Baño Metálico, es necesario soplar aproximadamente de 70 a 100 m<sup>3</sup>N de Oxígeno adicional. La determinación de un criterio más exacto para efectuar este tipo de ajuste térmico constituye un motivo de estudio posterior.

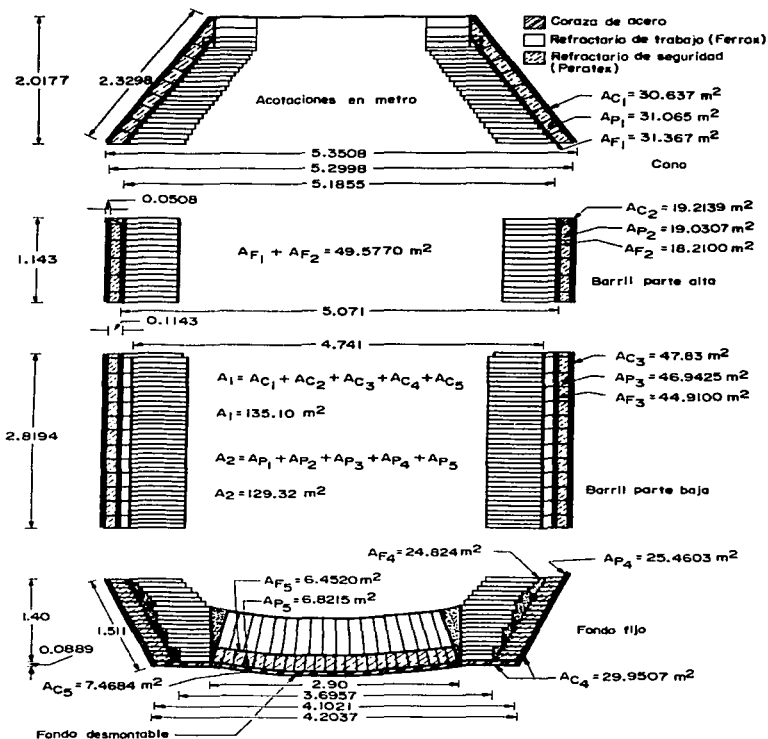
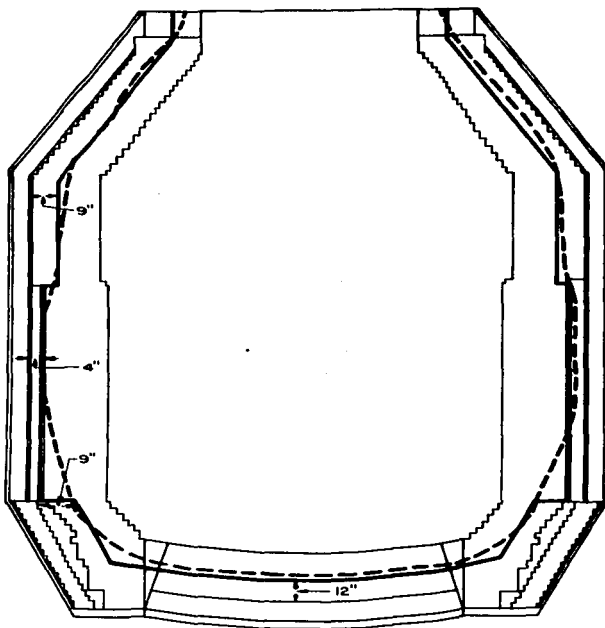


Fig. 4.1. Espesores y áreas del revestimiento refractario del Convertidor.

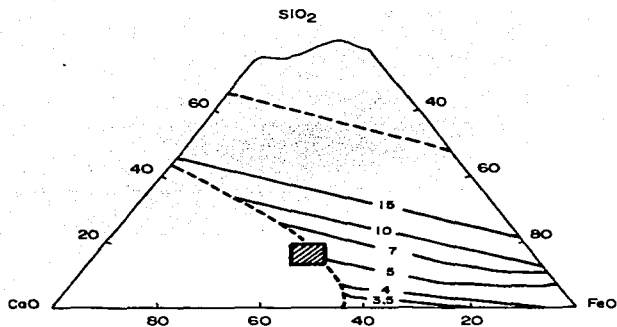
TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN



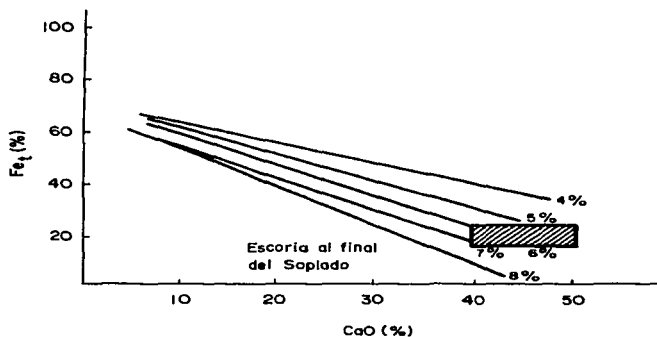
————— Perfil de desgaste supuesto  
 - - - - - Perfil de desgaste típico

**Fig. 4.2. Perfiles del desgaste del revestimiento refractario del Convertidor.**

**TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN**



**Fig. 4.3. Solubilidad del MgO en el sistema CaO-SiO<sub>2</sub>-Fe a 1,600 °C (Feters y Chipman).**



**Fig. 4.4. Concentración del (MgO) para saturación de las Escorias a 1,600 °C.**



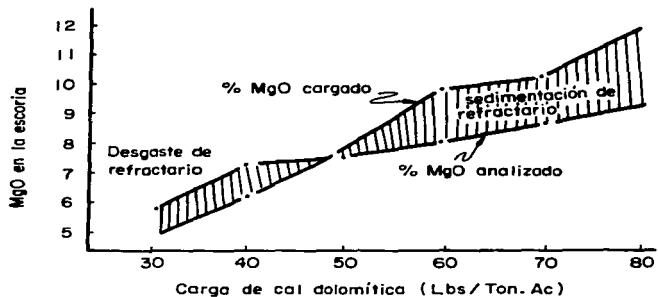


Fig. 4.5. Relación entre el contenido de (MgO) cargado y analizado.

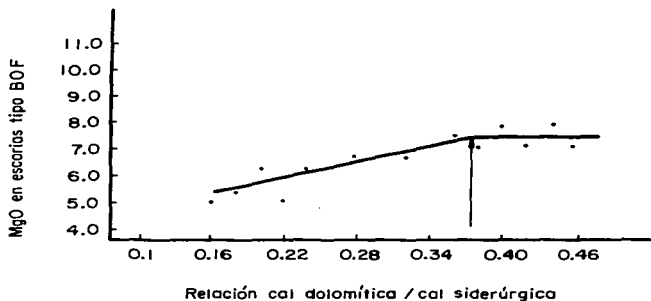
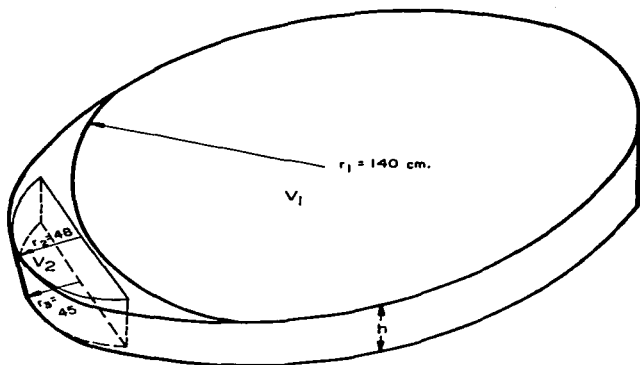


Fig. 4.6. Efecto del incremento de la relación Cal Dolomítica/Cal Siderúrgica sobre el nivel de (MgO) en las Escorias tipo B.O.F.



$$V_T = V_1 + V_2$$

$$V_1 = 61.575 \cdot h$$

$$V_2 = 3.397 \cdot h$$

$$V_T = h \cdot 64968$$

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

**Fig. 4.7. Cálculo aproximado del volumen de Escoria en las Ollas de Transferencia de Arrabio (cm<sup>3</sup>)**

## **Capítulo V: Análisis de Sensibilidad del Modelo**

## **5.1. Ecuaciones Generales del Modelo**

Como resultado del desarrollo efectuado en el Capítulo IV se obtuvieron las ecuaciones que constituyen la base del modelo matemático a partir del cual se puede realizar el cálculo de los insumos y productos del Proceso de Aceración B.O.F., estos son: i) La Carga Metálica, esto es, el Peso de Arrabio Líquido y Chatarra de Acero; ii) El Peso de la Escoria generada; iii) El peso de las Pérdidas Metálicas debidas a metal que se pierde por costras en la Lanza, por adherencias en la Boca del Convertidor y por proyecciones; iv) Los Aditivos para la formación de Escoria, esto es, el peso de la Cal Dolomítica, el peso de Cal Siderúrgica y el peso de la Fluorita; v) El Volumen de Oxígeno a soplar; y vi) El peso de la Caliza requerida para enfriamientos. A continuación se presenta el resumen de las ecuaciones del Modelo.

### **5.1.1 Ecuaciones para el Cálculo del Peso del Arrabio Líquido**

$$X' = (A + B + C + D + E)/(F + G) \text{ ton}_w/\text{tonAL} \dots (4.81)$$

$$A = ((56.3\%C_{CO} - 8,248)10C_{CH} - 75,800\%Si_{CH} - 72,060\%P_{CH} - 16,800\%Mn_{CH} - (9,333.33 - 2.36T_G - 480.4)\%PO)/EF \dots (4.82)$$

$$B = (10 + PM'/100)((8,248 - 56.3\%C_{CO})\%C_{FS} + 7,206\%P_{FS} + 1,680\%Mn_{FS} + 20.2 T_{AC} + 893) \dots (4.83.)$$

$$C = (\%C_{CH}/10/EF - \%C_{FS}(10 + PM'/100))(\%C_{CO}(0.004 - 0.004037T_G) + 1.129T_G - 119.17) \dots (4.84.)$$

$$D = (1,699,665.2 + 22,964t_{EC} + 24.33t_{CC}/(1.91 \times 10^{-3} - 2.16 \times 10^{-6}N) - 298.53PER - 47.5PEA + 91.71 T_{AC} + 22,454)/AL \dots (4.85.)$$

$$E = (0.546T_{AC} - 16.09\%FeO - 430)PE' \dots (4.86.)$$

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

$$F = 10(\%C_{AR} - \%C_{CH})(8,248 - 56,3\%C_{CO} - (\%C_{CO}(0,004 - 0,00403T_G)) + 1,129 T_G - 119,17) \dots (4.87)$$

$$G = 75,800(\%Si_{AR} - \%Si_{CH}) + 72,060(\%P_{AR} - \%P_{CH}) + 16,800(\%Mn_{AR} - \%Mn_{CH}) + 202T_{AR} + 18,380 \dots (4.88)$$

### 5.1.2. Ecuación para el Cálculo del Peso de la Chatarra

$$Y'' = (953,195/EF - 942,5X')/0,989 \text{ Kg}_v/\text{tonAL} \dots (4.99.)$$

### 5.1.3. Ecuaciones para el Cálculo del Peso de Escoria

$$\Delta S' = (77\%S_{AR} /EF + 23\%S_{CH} /EF - 100\%S_{FS})/( 0,77\%S_{AR} /EF + 0,23\%S_{CH} /EF) \dots (4.109.)$$

$$\Delta P' = (77\%P_{AR} /EF + 23 \%P_{CH} /EF - 100\%P_{FS})/( 0,77\%P_{AR} /EF + 0,23\%P_{CH} /EF) \dots (4.110.)$$

$$PE'' = 1,005\Delta S' + 0,612\Delta P' + 53,064\%Si_{AR} + 38,263\%Mn_{AR} + 5,849\%FeO - 160,0 \text{ Kg}_E/\text{tonAL} \dots (4.111.)$$

### 5.1.4. Ecuaciones para el Cálculo del Peso de las Pérdidas Metálicas

$$PM' = ((953,195 - 7,778\%PO)/EF - 998 - (0,01162\%FeO + 0,013524)/PE'')/0,998 \text{ Kg}_{Fe}/\text{tonAL} \dots (4.113.)$$

### 5.1.5. Ecuaciones para el Cálculo del Peso de Cal Dolomítica

$$P_{CA} = (7,0PE' - \%MgO_{EA}PEA/AL - \%MgO_{ER}PER/AL - DR)((1+FA)/\%MgO_{CA} \text{ kg}_{Ca}/\text{tonAL} \dots (4.114.)$$

PEA' = 194.90h Kg<sub>EA</sub>/ton<sub>AL</sub> ... (4.116.); (PER) se estima en 1 a 2 toneladas.

### 5.1.6. Ecuaciones para el Cálculo del Peso de Cal Siderúrgica.

$$P_{CB} = (\%CaO_{PE}' - \%CaO_{CA}P_{CA} - \%CaO_{ER}PER' - \%CaO_{EA}PEA')(1 + FB)/\%CaO_{CB} \text{ Kg}_{CS}/\text{ton}_{AL} \dots (4.117.)$$

$$\%CaO_E = (56(\%MgO_E/40 + \%MnO_E/71 - \%SiO_{2E}/30 - \%P_2O_{5E}/35.5 - \%Al_2O_{3E}/51 - (0.5496\%FeO + 1.932)/160) - 56EB(\%MgO_E/40 + \%MnO_E/71 + \%SiO_{2E}/30 + \%P_2O_{5E}/35.5 + \%Al_2O_{3E}/51 + (0.5496\%FeO + 1.932)/160))/(EB - 1) \dots (4.119.)$$

$$\%SiO_{2E} = (2.14\%Si_{CH}Y'' + 2,142.86\%Si_{AR}X' + (\%SiO_{2ER}PER + \%SiO_{2EA}PEA + 252.5)/AL)/PE' \dots (4.120.)$$

$$\%P_2O_{5E} = (2.29\%P_{CH}Y'' + 2,290.3\%P_{AR}X' + (\%P_2O_{5ER}PER + \%P_2O_{5EA}PEA)/AL - 2,290.3\%P_{FS})/PE' \dots (4.121.)$$

$$\%MnO_E = (1.291\%Mn_{CH}Y'' + 1,291\%Mn_{AR}X' + (\%MnO_{ER}PER + \%MnO_{EA}PEA)/AL - 1,291\%Mn_{FS})/PE' \dots (4.122.)$$

$$EB = 0.01566\Delta P + 0.00431\Delta S - 0.011193\%MgO_E - 1.165 \dots (4.123.)$$

### 5.1.7. Tabla de Cálculo del Peso de la Fluorita

Tabla 4.5.  
Práctica de Adición de Fluorita (Kg./ton. de Cal Total)  
Factores del PF

| %Si en el Arrabio | Empleando (CA) y (CB) | Empleando (CB) |
|-------------------|-----------------------|----------------|
| 0.40 - 0.70       | 35                    | 45             |
| 0.71 - 1.20       | 30                    | 40             |
| mayor a 1.20      | 25                    | 35             |

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

### 5.1.8. Ecuaciones para el Cálculo del Volumen de Oxígeno a Soplar

$$O_C = (18.666 - 0.09333\%C_{CO})(\%C_{ARX'} + \%C_{CHY''}/1,000 - \%C_{FS}(1 + PM'/1000)) m^3N_{O_2}/ton_{AL} \dots (4.127.)$$

$$O_{Si} = 8(\%Si_{ARX'} + \%Si_{CHY''}/1,000) \dots(4.128.) m^3N_{O_2}/ton_{AL} \dots(4.130.)$$

$$O_{Mn} = 2.036(\%Mn_{ARX'} + \%Mn_{CHY''}/1,000 - Mn_{FS}(1 + PM'/1,000)) m^3N_{O_2}/ton_{AL} \dots(4.133.)$$

$$O_P = 9.032(\%P_{ARX'} + \%P_{CHY''}/1000 - P_{FS}(1 + PM'/1,000)) m^3N_{O_2}/ton_{AL} \dots(4.136.)$$

$$O_{Fe} = (0.00271\%FeO + 0.004057)(PE' - (PER + PEA)/AL) + 0.00155\%PO(1000X' + Y'') m^3N_{O_2}/ton_{AL} \dots (4.138.)$$

$$O_N = O_C + O_{Si} + O_{Mn} + O_P + O_{Fe} \dots m^3N_{O_2}/ton_{AL} \dots (4.139.)$$

### 5.1.9. Ecuaciones para Calcular la Caliza Requerida para Enfriamientos

$$PCL = \Delta T(202 + 0.546PE')AL/(600 + 0.1351T_{AC1}) Kg_{CL} \dots(4.153.)$$

$$\Delta T = (T_{AC1} - T_{AC2})$$

$$T_{AL1} = (X'C(F + G) - A - B' - C - D' - E'')/(202(1 + PM')/1,000 + 0.546PE' + 91.71/AL) ^\circ C \dots (4.154.)$$

$$A = ((56.3\%C_{CO} - 8,248)10C_{CH} - 75,800\%Si_{CH} - 72,060\%P_{CH} - 16,800\%Mn_{CH} - (9,333.33 - 2.36T_G - 480.4)\%PO)/EF \dots (4.82)$$

$$C = (\%C_{CH}10/EF - \%C_{FS}(10 + PM'/100))(\%C_{CO}(0.004 - 0.004037T_G) + 1.129T_G - 119.17) \dots (4.84.)$$

$$F = 10(\%C_{AR} - \%C_{CH})(8,248 - 56.3\%C_{CO} - (\%C_{CO}(0.004 - 0.004037T_G) + 1.129T_G - 119.17)) \dots (4.87)$$

$$G = 75,800(\%Si_{AR} - \%Si_{CH}) + 72,060(\%P_{AR} - \%P_{CH}) + 16,800(\%Mn_{AR} - \%Mn_{CH}) + 202T_{AR} + 18,380 \dots (4.88)$$

$$PE'' = 1.005\Delta S' + 0.612\Delta P' + 53.064\%Si_{AR} + 38.263\%Mn_{AR} + 5.849\%FeO - 160.0 \text{ Kge/tonAL} \dots (4.111.)$$

$$B' = (10 + PM')((8,248 - 56.3\%C_{CO})\%C_{FS} + 7,206\%P_{FS} + 1,680\%Mn_{FS} + 893) \dots (4.155.)$$

$$D' = (1,699,665.2 + 22,964t_{EC} + 24.33t_{CC})/(1.91 \times 10^{-3} - 2.16 \times 10^{-6}N - 298.53PER - 47.5PEA + 22,454)/AL \dots (4.156.)$$

$$E' = (-16.09\%FeO - 430)PE' \dots (4.157.)$$



## **5.2. Resultados Nominales del Modelo**

En general, las Ecuaciones del Modelo están expresadas en función tanto de Parámetros que se consideran con Valores Constantes, como de Parámetros que se consideran con Valores Variables de Colada a Colada. Los Parámetros con Valores Constantes se determinaron en base a estudios estadísticos y cuando lo anterior no fue posible, se establecieron de acuerdo a los criterios indicados a través del texto. Los Valores de los Parámetros Variables se determinan Colada a Colada mediante las mediciones y análisis químicos correspondientes.

La estructura del Modelo está diseñada para calcular, en base a valores dados para los Parámetros bajo ciertas condiciones, la cantidad de Arrabio Líquido, Chatarra de Acero y Fundentes a cargar en el Convertidor y el volumen de Oxígeno a inyectar, con el fin de obtener las condiciones deseadas al fin de soplado, asumiendo que el Proceso de Aceración se lleva a cabo con prácticas adecuadas de soplado y adición de fundentes.

Para realizar el Análisis de Sensibilidad se procedió en un primer paso a determinar los Resultados Nominales del Modelo tomando como base Valores Nominales tanto para los Parámetros considerados como Constantes como para los Parámetros considerados como Variables.

Los Valores Nominales de los Parámetros del Modelo que se consideran como Constantes se presentan en la Tabla (5.1.) y los Valores Nominales de los Parámetros del Modelo que se consideran como Variables se presentan en la Tabla (5.2.). Con los Valores Nominales de los Parámetros Constantes y Variables, se obtuvieron los Resultados Nominales del Modelo para el Peso del Arrabio Líquido, el Peso de la Chatarra de Acero, el Volumen de Oxígeno, el Peso de la Cal Dolomítica, y el Peso de la Cal Siderúrgica, los cuales se presentan en la Tabla (5.3.).

Tabla 5.1.

Valores Nominales de los Parámetros Considerados Constantes

| <u>Parámetro</u>    | <u>Valor</u> | <u>Parámetro</u>    | <u>Valor</u> | <u>Parámetro</u>                 | <u>Valor</u> |
|---------------------|--------------|---------------------|--------------|----------------------------------|--------------|
| %C <sub>CH</sub>    | 0.200        | %FeO                | 16.000       | %P <sub>2</sub> O <sub>5EA</sub> | 3.500        |
| %Si <sub>CH</sub>   | 0.020        | %MgO                | 7.000        | %FeO <sub>Er</sub>               | 16.000       |
| %Mn <sub>CH</sub>   | 0.600        | %MgO <sub>CA</sub>  | 35.000       | %CaO <sub>ER</sub>               | 51.000       |
| %S <sub>CH</sub>    | 0.020        | %CaO <sub>CA</sub>  | 60.000       | %MnO <sub>ER</sub>               | 6.000        |
| %P <sub>CH</sub>    | 0.010        | DR                  | 3.000        | %MgO <sub>ER</sub>               | 7.000        |
| %C <sub>CO</sub>    | 90.000       | FA                  | 0.020        | %SiO <sub>2ER</sub>              | 12.000       |
| %PO                 | 1.000        | %CaO <sub>CB</sub>  | 95.000       | %P <sub>2</sub> O <sub>5ER</sub> | 1.200        |
| T <sub>G</sub> (°C) | 1,500.000    | FB                  | 0.030        | %Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>  | 0.500        |
| %C <sub>FS</sub>    | 0.070        | %CaO <sub>EA</sub>  | 41.000       | t <sub>CC</sub> (min)            | 60.000       |
| %Mn <sub>FS</sub>   | 0.100        | %MgO <sub>EA</sub>  | 8.000        | EF                               | 0.900        |
| %Si <sub>FS</sub>   | 0.000        | %MnO <sub>EA</sub>  | 0.800        |                                  |              |
| %P <sub>FS</sub>    | 0.010        | %SiO <sub>2EA</sub> | 35.000       |                                  |              |
| %S <sub>FS</sub>    | 0.020        |                     |              |                                  |              |

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

Tabla 5.2.

Valores Nominales de los Parámetros Considerados Variables

| <u>Parámetro</u>  | <u>Valor</u> | <u>Parámetro</u>      | <u>Valor</u> |
|-------------------|--------------|-----------------------|--------------|
| %C <sub>AR</sub>  | 4.000        | T <sub>AR</sub> °C    | 1,280.000    |
| %Si <sub>AR</sub> | 0.800        | T <sub>AC</sub> °C    | 1,615.000    |
| %Mn <sub>AR</sub> | 0.700        | t <sub>EC</sub> (min) | 5.000        |
| %P <sub>AR</sub>  | 0.080        | N                     | 350.000      |
| %S <sub>AR</sub>  | 0.070        | PEA (Kg.)             | 300.000      |
| PER (Kg.)         | 1,500.000    |                       |              |

Tabla 5.3.

Resultados Nominales del Modelo

|                               |  |
|-------------------------------|--|
| Peso del Arrabio:             | 826.84 Kg. por Tonelada de Acero Líquido             |
| Peso de la Chatarra de Acero: | 282.92 Kg. por Tonelada de Acero líquido             |
| Volumen de Oxígeno:           | 49.57 m <sup>3</sup> N por Tonelada de Acero Líquido |
| Peso de Cal Dolomítica:       | 25.03 Kg. por Tonelada de Acero Líquido              |
| Peso de Cal Siderúrgica:      | 50.44 Kg. por Tonelada de Acero Líquido              |

### **5.3. Análisis de Sensibilidad**

En la práctica existen desviaciones tanto en los Valores de los Parámetros considerados como Constantes como de los Parámetros considerados como Variables. Estas desviaciones se originan por diversas razones, como por ejemplo:

i) errores en la determinación de la composición química de la Chatarra y el Arrabio Líquido por muestras no representativas; ii) errores en la estimación o medición de la Temperatura del Arrabio Líquido; iii) composición química variable del Arrabio Líquido proveniente del Alto Horno; iv) número de coladas del Convertidor; v) errores en el pesaje de los distintos materiales; vi) variación en los tiempos de proceso; vii) requerimiento de diferentes Temperaturas de Fin Sople; viii) requerimiento de diferentes residuales en el Acero Líquido al Fin del Sople, entre otros.

Las desviaciones o diferentes requerimientos en los valores de cada uno de los Parámetros, tienen diferentes efectos sobre los Resultados Nominales del Modelo. Con el propósito de cuantificar dichos efectos se procedió a la realización de un Análisis de Sensibilidad el cual consiste en determinar la variación de los Resultados Nominales del Modelo, tanto en valor como en porcentaje, en función de las desviaciones de los referidos Parámetros.

Es importante señalar que el Análisis de Sensibilidad pretende identificar cuales son los Parámetros cuyas desviaciones tiene un mayor efecto sobre los Resultados Nominales del Modelo; y por otro lado, el hecho de que en ciertos casos las desviaciones de ciertos Parámetros que no tengan un efecto significativo no quiere decir que no se deban tomar en cuenta para la determinación de la Carga Total y para la realización de la Colada por parte del Técnico Controlador del Proceso.

### **5.3.1. Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las Desviaciones en la Composición Química de la Chatarra.**

La composición química de la Chatarra de Acero está dada por: (%C<sub>CH</sub>), (%Mn<sub>CH</sub>), (%Si<sub>CH</sub>), (%P<sub>CH</sub>), y (%S<sub>CH</sub>) los cuales son Parámetros que se consideran como constantes. El Valor Nominal de cada uno de estos Parámetros se varió en +/- 40%, manteniendo constantes el resto de ellos, y mediante las Ecuaciones del Modelo se determinó su efecto sobre los Resultados Nominales. En la Tabla 5.4., se presenta el resumen de la Sensibilidad de los Resultados Nominales del Modelo con respecto a las desviaciones de estos Parámetros.

Como se puede observar desviaciones de hasta un +/- 40% en la composición química de la Chatarra no tienen un efecto importante sobre los Resultados Nominales del Modelo. Cabe destacar que las desviaciones en los contenidos de los elementos de la Chatarra que mayor efecto tienen sobre los Resultados Nominales Modelo son las del Manganeso y el Carbono, al afectar el Balance de la Carga Metálica. El Manganeso afecta el Peso Nominal del Arrabio Líquido en +/- 2.726 Kg/ton<sub>AL</sub> y el Peso Nominal de la Chatarra en +/- 2.598 Kg/ton<sub>AL</sub>; mientras que el Carbono afecta el Peso del Arrabio Líquido en +/- 1.157 Kg/ton<sub>AL</sub> y el Peso Nominal de la Chatarra en +/- 1.100 Kg/ton<sub>AL</sub>.

### **5.3.2. Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de diferentes Requerimientos en la Composición Química del Acero Líquido Crudo.**

La composición química del Acero Líquido Crudo está dada por: (%C<sub>FS</sub>), (%Mn<sub>FS</sub>), (%Si<sub>FS</sub>), (%P<sub>FS</sub>), y (%S<sub>FS</sub>) los cuales son Parámetros que se consideran como constantes. Los valores deseados de estos Parámetros al Fin del Sople pueden variar en función de los requerimientos de los programas de producción de los diferentes grados de Acero. Con excepción del Silicio, dado que es práctica común el buscar siempre un residual de cero, el Valor Nominal de cada uno de los demás

Parámetros se varió en +/- 25% manteniendo constantes el resto de ellos, y mediante las Ecuaciones del Modelo se determinó su efecto sobre los Resultados Nominales del Modelo. En la Tabla 5.5., se presenta el resumen de la Sensibilidad de los Resultados del Nominales del Modelo con respecto a las desviaciones de estos Parámetros con respecto a los Valores Nominales.

En la práctica real, las situaciones que se presentan consisten normalmente en requerir mayores o menores residuales de Carbono y Manganese dependiendo del grado de Acero en programa de producción, es decir Alto o Bajo Carbón; mientras que en el caso del Fósforo y el Azufre siempre se requieren los menores residuales posibles.

Se puede observar que una desviación del +/- 25% en los residuales del Carbono (%C<sub>FS</sub>) y Manganese (%Mn<sub>FS</sub>), no tienen un efecto significativo sobre los Resultados Nominales del Modelo, ya que no afectan el Balance de la Carga Metálica, el Volumen de Oxígeno y el Peso de la Cal Dolomítica; sin embargo, destaca que para disminuir en un 25% los residuales de Fósforo (%P<sub>FS</sub>), y Azufre (%S<sub>FS</sub>) al Fin del Soplo se requiere aumentar en 10.502 Kg/ton<sub>AL</sub> y en 5.702 Kg/ton<sub>AL</sub> las adiciones de Cal Siderúrgica respectivamente.

### **5.3.3. Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las Desviaciones en el Porcentaje de Carbono Oxidado a Monóxido de Carbono (%CO), en el Porcentaje de Polvos (%PO) y en el Rendimiento Metálico (%EF).**

En la práctica, estos tres Parámetros presentan desviaciones importantes de Colada a Colada con respecto a los Valores Nominales, las cuales dependen principalmente de la Práctica de Soplado y de la adición de Fundentes. Para determinar su efecto sobre los Resultados Nominales, el Valor Nominal del (%CO) se varió en +/- 5%, y los Valores Nominales del (%PO) y el (%EF) se variaron en +/- 25% respectivamente.

En la Tabla 5.6., se presenta el resumen de la Sensibilidad de los Resultados Nominales del Modelo con respecto a las desviaciones de estos Parámetros. El (%CO) se varió en +/- 5%, el (%PO) se varió en un +/- 25% y el (%EF) se varió en un +/- 5%. Destaca el alto impacto que tiene en los Resultados Nominales las desviaciones en el Porcentaje del Carbono Oxidado a Monóxido de Carbono y del Rendimiento Metálico.

Una desviación de +/- 5% en el (%CO) tiene un efecto sobre el Balance de la Carga Metálica de +/- 17.894 Kg/ton<sub>AL</sub> sobre el Resultado Nominal del peso del Arrabio y de -/+ 17.052 Kg/ton<sub>AL</sub> sobre el Resultado Nominal del Peso de la Chatarra de Acero.

De igual manera las desviaciones en el Rendimiento Metálico tienen un efecto significativo sobre los Resultados Nominales del Balance de la Carga Metálica, con excepción del Peso de la Cal Dolomítica. Una desviación de la eficiencia de +/- 5% afecta en -/+ 37.800 Kg/ton<sub>AL</sub>, el peso Nominal del Arrabio y en -/+ 14.970 Kg/ton<sub>AL</sub> el Peso de la Chatarra, lo que significa ahorros significativos en la Carga Metálica.

Asimismo el Rendimiento Metálico también afecta de manera importante los Resultados Nominales del Volumen de Oxígeno y del peso de la Cal Siderúrgica requeridos. Una desviación del +/- 5% en (%EF) afecta en -/+ 2.054 m<sup>3</sup>N/ton<sub>AL</sub> el Volumen Nominal de Oxígeno; y en -/+ 6.188 Kg/ton<sub>AL</sub> el Peso de la Cal Siderúrgica.

#### **5.3.4. Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las Desviaciones en la Temperatura de los Gases (T<sub>G</sub>) y el Tiempo de Colada a Colada (t<sub>cc</sub>).**

El Valor Nominal del tiempo de Colada a Colada (t<sub>cc</sub>) se varió en +/- 25% y prácticamente no se detectan efectos considerables sobre los Resultados

Nominales. En el caso de la Temperatura de los Gases ( $T_G$ ), el Valor Nominal de ésta se varió en +/- 5% presentándose un efecto importante sobre el Balance de la Carga Metálica de +/- 4.941 Kg/ton<sub>AL</sub> en el Peso Nominal del Arrabio y de -/+ 4.707 Kg/ton<sub>AL</sub> en el Peso Nominal de la Chatarra. En la Tabla 5.7., se presenta el resumen de la Sensibilidad de los Resultados Nominales del Modelo con respecto a las desviaciones de estos Parámetros.

### **5.3.5. Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las Desviaciones en el Porcentaje de Oxido Ferroso (%FeO) en la Escoria de Acero, en el Porcentaje Alúmina en la Escoria Residual (%Al<sub>2</sub>O<sub>3ER</sub>) y en el Porcentaje de Sílice (%SiO<sub>2EA</sub>) en la Escoria del Arrabio.**

En la Tabla 5.8., se presenta el resumen de la Sensibilidad de los Resultados Nominales del Modelo con respecto a las desviaciones de estos Parámetros. El Valor Nominal del Oxido Ferroso (%FeO) se varió en +/- 5%; el Valor Nominal de la Alúmina en la Escoria Residual (%Al<sub>2</sub>O<sub>3ER</sub>) se varió en +/- 25%; y el Valor Nominal de la Sílice (%SiO<sub>2EA</sub>) en la Escoria del Arrabio se varió en +/- 5%.

Las variaciones en el (%FeO) tienen un efecto relevante sobre el Balance de la Carga Metálica y sobre el peso de la Cal Dolomítica. Una variación de +/- 5% en el (%FeO) afecta en +/- 11.562 Kg/ton<sub>AL</sub> el Peso del Arrabio, en -/+ 11.019 Kg/ton<sub>AL</sub> el Peso del la Chatarra; y en +/- 2.864 Kg/ton<sub>AL</sub> el Peso de la Cal Dolomítica. Un efecto menor se presenta en el Volumen de Oxígeno +/- 1.029 m<sup>3</sup>N/ton<sub>AL</sub>.

Respecto a las desviaciones en el porciento de Alúmina (%Al<sub>2</sub>O<sub>3ER</sub>), y Sílice (%SiO<sub>2EA</sub>) se puede observar que una desviación de +/- 25% en cada uno de ellos tiene efecto significativo solamente sobre la cantidad requerida de Cal Siderúrgica y dicho efecto es mínimo.



**5.3.6 Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las Desviaciones en el Porcentaje de Oxido de Calcio en la Cal Siderúrgica (%CaO<sub>CB</sub>), de Oxido de Magnesio en la Cal Dolomítica (%MgO<sub>CA</sub>), así como en los Factores de Pérdidas por Arrastre de las mismas, (FA) y (FB).**

En la Tabla 5.9., se presenta el resumen de la Sensibilidad de los Resultados Nominales del Modelo con respecto a las desviaciones de estos Parámetros. El Valor Nominal del porcentaje de Cal Siderúrgica (%CaO<sub>CB</sub>) se varió en +/- 2.5; el Valor Nominal del Porcentaje del Oxido de Magnesio (%MgO<sub>CA</sub>) se varió en +/- 10%; y los Valores Nominales de los Factores de Arrastre (FA) y (FB), se variaron en +/- 50% cada uno.

Como se puede observar, el Modelo solamente detecta efectos de las desviaciones de estos Parámetros sobre las cantidades requeridas de Cal Siderúrgica y Cal Dolomítica. Así por ejemplo, la desviación de +/- 2.5% por ciento en el contenido de (CaO<sub>CB</sub>) afecta en +/- 1.230 Kg/ton<sub>AL</sub> el Peso de la Cal Siderúrgica.

Las desviaciones en el contenido de (MgO<sub>CA</sub>) en +/- 10%, afectan tanto el Peso Nominal de la Cal Dolomítica como el Peso de la Cal Siderúrgica en +/- 2.276 Kg/ton<sub>AL</sub> y en +/- 1.480 Kg/ton<sub>AL</sub>, respectivamente. Las desviaciones de +/- 50% en los Factores de Arrastre (FA) y (FB) tiene un efecto mínimo que no rebasa el 1% del Peso Nominal de las Cales.

**5.3.7. Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las Desviaciones en el Peso de Escoria del Arrabio y en el (PEA) Peso de Escoria Residual (PER).**

En la Tabla 5.10., se presenta el resumen de la Sensibilidad de los Resultados Nominales del Modelo con respecto a las desviaciones de estos Parámetros. Los Valores Nominales del (PEA) y del (PER) se variaron en +/- 50%.

Según se observa de la Tabla 5.9., desviaciones en el Peso de la Escoria Residual de  $\pm 750$  kilogramos y de  $\pm 150$  kilogramos en el Peso de Escoria del Arrabio, no tienen un efecto significativo en general sobre los Resultados Nominales del Modelo, asimismo, su efecto en la cantidad de Cales requerida es solamente menor del 0.5%.

**5.3.8. Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las Desviaciones en la Temperatura del Arrabio ( $T_{AR}$ ), en la Temperatura del Acero Líquido al Fin del Sopló ( $T_{AC}$ ), en el Número de Coladas del Convertidor ( $N$ ), y en el Tiempo de Espera de Carga ( $t_{EC}$ ).**

En la Tabla 5.11., se presentan los efectos sobre los Resultados Nominales del Modelo con respecto a las desviaciones de estos Parámetros.

Las desviaciones en Valor Nominal de la Temperatura de Arrabio ( $T_{AR}$ ) tienen un alto impacto sobre el Balance de la Carga metálica y un impacto menor en los Valores Nominales restantes, ya que sólo se afectan los Pesos de las Cales y el Volumen de Oxígeno en concordancia con las variaciones en los Pesos del Arrabio y la Chatarra. Una desviación de  $\pm 5\%$  en este Parámetro, tiene un efecto de  $-/+ 24.431$  Kg/ton<sub>AL</sub> en el Arrabio y de  $\pm 23.283$  Kg/ton<sub>AL</sub> en la Chatarra.

Dependiendo del grado de Acero a producir y del sistema de vaciado de la Acería, la temperatura del Acero Líquido al Fin del Sopló ( $T_{AC}$ ) puede variar con respecto al Valor Nominal que se ha considerado. Se puede observar que una variación de  $\pm 5\%$  en la ( $T_{AC}$ ) tiene un alto impacto en los Resultados Nominales del Modelo con excepción de la Cal Dolomítica la cual no se ve afectada. Por ejemplo, si se requiere alcanzar una ( $T_{AC}$ ) de  $1,695$  °C,  $5\%$  más alta que el Valor Nominal, se debe aumentar el Peso Nominal del Arrabio en  $52.464$  Kg/ton<sub>AL</sub> y disminuir el Peso Nominal de la Chatarra en  $49.996$  Kg/ton<sub>AL</sub>; desde luego, esto requiere aumentos en el Volumen de Oxígeno y en el Peso de Cal Siderúrgica de  $2.431$  m<sup>3</sup>N/ton<sub>AL</sub> y  $4.415$  Kg/ton<sub>AL</sub>, respectivamente.

El Valor Nominal del Numero de Coladas (N) se varió en +/- 25% observándose un bajo impacto en los Resultados Nominales del Modelo; así mismo, respecto al tiempo de espera de carga del Convertidor ( $t_{EC}$ ), se observa que una desviación de +/- 50% prácticamente no tiene efecto importante sobre los referidos Resultados.

### **5.3.9. Efectos en los Resultados Nominales del Modelo en función de las Desviaciones en la Composición Química del Arrabio Líquido.**

La composición química del Arrabio Líquido está dada por: (% $C_{AR}$ ), (% $Mn_{AR}$ ), (% $Si_{AR}$ ), (% $P_{AR}$ ), y (% $S_{AR}$ ) los cuales son Parámetros que se consideran como variables de Colada a Colada y sus valores dependen totalmente del control del proceso de elaboración del Arrabio en el Alto Horno. El Valor Nominal del Carbono se varió en +/- 5%; mientras que el resto de los Valores Nominales de los Metaloides se varió en +/- 20%. En la Tabla 5.12., se presenta el resumen de la Sensibilidad de los Resultados del Nominales del Modelo con respecto a las desviaciones de estos Parámetros.

De la Tabla 5.12., se puede observar que las variaciones en los contenidos del Carbono y el Silicio son las que tiene el mayor efecto sobre el Balance de la Carga Metálica. Por ejemplo, desviaciones de +/- 5% en el (% $C_{AR}$ ) impacta en +/- 8.295 Kg/ton<sub>AL</sub> el Peso Nominal del Arrabio y en +/- 7.906 Kg/ton<sub>AL</sub> el Peso Nominal de la Chatarra; mientras que desviaciones del +/- 20% en el (% $Si_{AR}$ ) afecta en +/- 20.530 Kg/ton<sub>AL</sub> el Peso del Arrabio y en +/- 19.566 Kg/ton<sub>AL</sub> el Peso de la Chatarra.

Las Desviaciones en el (% $Si_{AR}$ ) también tienen un efecto importante sobre el Peso Nominal de la Cal Siderúrgica. Un +/- 20% de desviación en este Parámetro impacta en +/- 10.238 el Peso requerido de esta Cal.

En cuanto a las desviaciones de +/- 20% en el (% $Mn_{AR}$ ), éstas no tienen un efecto significativo en los Resultados Nominales del Modelo.

Las desviaciones en los (%P<sub>AR</sub>), y de (%S<sub>AR</sub>) tienen un efecto relevante solamente sobre el Peso Nominal de la Cal Siderúrgica. Por ejemplo, una desviación de +/- 20% en el (%P<sub>AR</sub>) y en el (%S<sub>AR</sub>) impactan en el Peso de la Cal en +/- 8.934 Kg/ton<sub>AL</sub>, y en +/- 4.012 Kg/ton<sub>AL</sub>, respectivamente.

Se observa que las Desviaciones de los Parámetros aquí considerados no tienen efectos considerables en el Volumen de Oxígeno a soplar.

**Tabla 5.4.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las**  
**Desviaciones en la Composición Química de la Chatarra**

|   |  | Porcentaje de Desviación en los Valores de la Composición Química de la Chatarra de Acero |           |                     |           |                     |           |                    |           |                    |           |
|---|--|---|-----------|---------------------|-----------|---------------------|-----------|--------------------|-----------|--------------------|-----------|
|   |  | (%CC <sub>0</sub> )   |           | (%Mn <sub>0</sub> ) |           | (%Si <sub>0</sub> ) |           | (%P <sub>0</sub> ) |           | (%S <sub>0</sub> ) |           |
|   |  | (+) 40%   | (-) 40%   | (+) 40%             | (-) 40%   | (+) 40%             | (-) 40%   | (+) 40%            | (-) 40%   | (+) 40%            | (-) 40%   |
| Efecto sobre el<br>Resultado del Modelo<br>R <sub>0</sub> (kg/tona) | Desviación del<br>Valor Nominal<br>(%) | (-) 1.157   | (+) 1.157 | (-) 2.728           | (+) 2.728 | (-) 0.408           | (+) 0.408 | (-) 0.157          | (+) 0.157 | (-) 0.281          | (+) 0.281 |
|   | Desviación del<br>Valor Nominal<br>(%) | (-) 0.140   | (+) 0.140 | (-) 0.330           | (+) 0.330 | (-) 0.049           | (+) 0.049 | (-) 0.019          | (+) 0.019 | (-) 0.034          | (+) 0.034 |
| Efecto sobre el<br>Resultado del Modelo<br>R <sub>1</sub> (kg/tona) | Desviación del<br>Valor Nominal<br>(%) | (-) 1.100   | (+) 1.100 | (-) 2.598           | (+) 2.598 | (-) 0.389           | (+) 0.389 | (-) 0.151          | (+) 0.151 | (-) 0.266          | (+) 0.266 |
|   | Desviación del<br>Valor Nominal<br>(%) | (-) 0.289   | (+) 0.289 | (-) 0.918           | (+) 0.918 | (-) 0.137           | (+) 0.137 | (-) 0.053          | (+) 0.053 | (-) 0.094          | (+) 0.094 |
| Efecto sobre el<br>Resultado del Modelo<br>R <sub>2</sub> (kg/tona) | Desviación del<br>Valor Nominal<br>(%) | (-) 0.100   | (+) 0.100 | (-) 0.013           | (+) 0.013 | 0.000               | 0.000     | (-) 0.009          | (+) 0.009 | (-) 0.058          | (+) 0.058 |
|   | Desviación del<br>Valor Nominal<br>(%) | (-) 0.363   | (+) 363   | (-) 0.026           | (+) 0.026 | 0.000               | 0.000     | (-) 0.018          | (+) 0.018 | (-) 0.117          | (+) 0.117 |
| Efecto sobre el<br>Resultado del Modelo<br>R <sub>3</sub> (kg/tona) | Desviación del<br>Valor Nominal<br>(%) | 0.000   | 0.000     | 0.000               | 0.000     | 0.000               | 0.000     | (-) 0.025          | (+) 0.025 | (-) 0.192          | (+) 0.192 |
|   | Desviación del<br>Valor Nominal<br>(%) | 0.000   | 0.000     | 0.000               | 0.000     | 0.000               | 0.000     | (-) 0.100          | (+) 0.100 | (-) 0.117          | (+) 0.117 |
| Efecto sobre el<br>Resultado del Modelo<br>R <sub>4</sub> (kg/tona) | Desviación del<br>Valor Nominal<br>(%) | (-) 0.097   | (+) 0.097 | (-) 0.986           | (+) 0.986 | (-) 0.195           | (+) 0.195 | (-) 0.735          | (+) 0.735 | (-) 0.756          | (+) 0.756 |
|   | Desviación del<br>Valor Nominal<br>(%) | (-) 0.192   | (+) 0.192 | (-) 1.955           | (+) 1.955 | (-) 0.387           | (+) 0.387 | (-) 1.457          | (+) 1.457 | (-) 1.499          | (+) 1.499 |

**TESIS CON  
 FALSA DE ORIGEN**

Tabla 5.5.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de diferentes  
Requerimientos en la Composición Química del Acero Líquido Crudo.

|  |  | Porcentaje de Desviación en la Composición Química del Acero Líquido Crudo |           |                      |           |                     |            |                     |            |
|--|--|--|-----------|----------------------|-----------|---------------------|------------|---------------------|------------|
|  |  | (±%Cr <sub>1</sub> )   |           | (±%Mn <sub>1</sub> ) |           | (±%P <sub>1</sub> ) |            | (±%S <sub>1</sub> ) |            |
|  |  | (+) 25%  | (-) 25%   | (+) 25%              | (-) 25%   | (+) 25%             | (-) 25%    | (+) 25%             | (-) 25%    |
| Efecto sobre Peso Nominal del Manganeso<br>20.28 Kg/tona.            | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)              | (+) 0.911  | (-) 0.911 | (+) 1.016            | (-) 1.016 | (+) 0.207           | (-) 0.207  | (+) 2.305           | (-) 2.305  |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (+) 0.110  | (-) 0.110 | (+) 0.123            | (-) 0.123 | (+) 0.025           | (-) 0.025  | (+) 0.279           | (-) 0.279  |
| Efecto sobre Peso Nominal de los Carbonos<br>20.92 Kg/tona.          | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)              | (+) 0.867  | (-) 0.867 | (+) 0.967            | (-) 0.967 | (+) 0.198           | (-) 0.198  | (+) 2.197           | (-) 2.197  |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (+) 0.306  | (-) 0.306 | (+) 0.342            | (-) 0.342 | (+) 0.070           | (-) 0.070  | (+) 0.777           | (-) 0.777  |
| Efecto sobre Peso Nominal del Oxígeno<br>49.57 m <sup>3</sup> /tona. | Desviación del Valor Nominal (m <sup>3</sup> /tona.) | (+) 0.037  | (-) 0.037 | (+) 0.046            | (-) 0.046 | (+) 0.113           | (-) 0.113  | (+) 0.475           | (-) 0.475  |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (+) 0.075  | (-) 0.075 | (+) 0.093            | (-) 0.093 | (+) 0.228           | (-) 0.228  | (+) 0.958           | (-) 0.958  |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Cal Dioxidica<br>72.02 Kg/tona.      | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)              | 0.000  | 0.000     | 0.000                | 0.000     | (+) 0.440           | (-) 0.440  | (+) 1.587           | (-) 1.587  |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                     | 0.000  | 0.000     | 0.000                | 0.000     | (+) 1.758           | (-) 1.758  | (+) 6.340           | (-) 6.340  |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Cal Siliceosa<br>29.14 Kg/tona.      | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)              | (+) 0.770  | (-) 0.770 | (+) 0.361            | (-) 0.361 | (+) 10.502          | (-) 10.502 | (+) 5.702           | (-) 5.702  |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (+) 0.153  | (-) 0.153 | (+) 0.716            | (-) 0.716 | (+) 20.820          | (-) 20.820 | (+) 11.304          | (-) 11.304 |

**TESIS CON FALLA DE ORIGEN**

**Tabla 5.6**

**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las Desviaciones en el (%CO), en el (%PO), y en el (%EF)**

|   |  | Porcentaje de Desviación en el (%CO), (%PO), y en el (%EF). |            |           |           |            |            |
|---|--|---|------------|-----------|-----------|------------|------------|
|   |  | (%CO)   |            | (%PO)     |           | (%EF)      |            |
|   |  | (+) 5%  | (-) 5%     | (+) 25%   | (-) 25%   | (+) 5%     | (-) 5%     |
| Efecto sobre Peso Nominal del Anábalo<br>826.84 Kg/tona.            | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)              | (+) 17.894  | (-) 17.894 | (-) 5.200 | (+) 5.200 | (-) 37.800 | (+) 37.800 |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (+) 2.164   | (-) 2.164  | (-) 0.629 | (+) 0.629 | (-) 4.572  | (+) 4.572  |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Chivara<br>282.97 Kg/tona.          | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)              | (-) 17.052  | (+) 17.052 | (+) 4.958 | (-) 4.958 | (-) 14.970 | (+) 14.970 |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (-) 6.027   | (+) 6.027  | (-) 1.751 | (+) 1.751 | (-) 5.291  | (+) 5.291  |
| Efecto sobre Peso Nominal del Origen<br>43.97 m <sup>3</sup> /tona. | Desviación del Valor Nominal (m <sup>3</sup> /tona.) | (-) 0.611   | (+) 0.611  | (-) 0.193 | (+) 0.193 | (-) 2.054  | (+) 2.054  |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (-) 1.233   | (+) 1.233  | (-) 0.389 | (+) 0.389 | (-) 4.144  | (+) 4.144  |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Cal Dolomítica<br>25.03 Kg/tona.    | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)              | 0.000   | 0.000      | 0.000     | 0.000     | (-) 6.404  | (+) 6.404  |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)                     | 0.000   | 0.000      | 0.000     | 0.000     | (-) 1.614  | (+) 1.614  |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Cal Silicática<br>50.44 Kg/tona.    | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)              | (+) 1.542   | (-) 1.542  | (-) 0.438 | (+) 0.438 | (-) 6.188  | (+) 6.188  |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (+) 3.057   | (-) 3.057  | (-) 0.868 | (+) 0.868 | (-) 12.268 | (+) 12.268 |

**TRABAJAR CON  
PAUSA DE ORIGEN**

**Tabla. 5.7.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función**  
**de las Desviaciones en la ( $T_G$ ) y del ( $t_{cc}$ )**

|  |   | Porcentaje de Desviación en ( $T_G$ ) y en ( $t_{cc}$ ) |           |               |           |
|--|---|---|-----------|---------------|-----------|
|  |   | (+%) $T_G$  |           | (+%) $t_{cc}$ |           |
|  |   | (+) 5%  | (-) 5%    | (+) 25%       | (-) 25%   |
| Efecto sobre Peso Nominal del Arribe<br>826.84 Kg/tonel.               | Desviación del Valor Nominal (Kg/tonel.)              | (+) 4.941   | (-) 4.941 | (+) 0.744     | (-) 0.744 |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (+) 0.594   | (-) 0.594 | (+) 0.090     | (-) 0.090 |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Cámara<br>282.92 Kg/tonel.             | Desviación del Valor Nominal (Kg/tonel.)              | (-) 4.707   | (+) 4.707 | (-) 0.708     | (+) 0.708 |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (-) 1.692   | (+) 1.692 | (-) 0.250     | (+) 0.250 |
| Efecto sobre Peso Nominal del Outgrapo<br>49.57 m <sup>3</sup> /tonel. | Desviación del Valor Nominal (m <sup>3</sup> /tonel.) | (+) 0.229   | (-) 0.229 | (+) 0.034     | (-) 0.034 |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (+) 0.460   | (-) 0.460 | (+) 0.069     | (-) 0.069 |
| Efecto sobre Peso Nominal de la CA Dominicana<br>23.03 Kg/tonel.       | Desviación del Valor Nominal (Kg/tonel.)              | 0.000   | 0.000     | 0.000         | 0.000     |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                      | 0.000   | 0.000     | 0.000         | 0.000     |
| Efecto sobre Peso Nominal de la CA Siderúrgica<br>58.11 Kg/tonel.      | Desviación del Valor Nominal (Kg/tonel.)              | (-) 0.416   | (+) 0.416 | (+) 0.063     | (-) 0.063 |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (+) 0.818   | (-) 0.818 | (+) 0.125     | (-) 0.125 |

**TRABAJA CON  
 FALLA DE ORIGEN**



Tabla 5.8.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las Desviaciones en el (%FeO), en el (%Al<sub>2</sub>O<sub>3ER</sub>) y en el (%SiO<sub>2EA</sub>)

|  |  | Porcentaje de Desviación en el Porcentaje de Óxido de Hierro (FeO) en la Escoria de Acero, y en el Porcentaje de Óxido de Aluminio (Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) de la Escoria Residual, y en el Óxido de Silicio (SiO <sub>2</sub> ) de la Escoria del Arrabio |            |                                    |           |                      |           |
|--|--|---|------------|------------------------------------|-----------|----------------------|-----------|
|  |  | (%FeO)  |            | (%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) |           | (%SiO <sub>2</sub> ) |           |
|  |  | (+) 5%  | (-) 5%     | (+) 25%                            | (-) 25%   | (+) 5%               | (-) 5%    |
| Efecto sobre Peso Nominal del Arrabio<br>202.84 Kg/tona.             | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)              | (+) 11.562  | (-) 11.562 | 0.000                              | 0.000     | 0.000                | 0.000     |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (-) 1.390   | (+) 1.398  | 0.000                              | 0.000     | 0.000                | 0.000     |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Escoria<br>282.92 Kg/tona.           | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)              | (-) 11.019  | (-) 11.019 | 0.000                              | 0.000     | 0.000                | 0.000     |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (+) 3.895   | (-) 3.895  | 0.000                              | 0.000     | 0.000                | 0.000     |
| Efecto sobre Peso Nominal del Óxigeno<br>49.57 m <sup>3</sup> /tona. | Desviación del Valor Nominal (m <sup>3</sup> /tona.) | (+) 1.029   | (-) 1.029  | 0.000                              | 0.000     | 0.000                | 0.000     |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (-) 2.076   | (-) 2.076  | 0.000                              | 0.000     | 0.000                | 0.000     |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Ca Dolomítica<br>21.03 Kg/tona.      | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)              | (-) 2.864   | (-) 2.864  | 0.000                              | 0.000     | 0.000                | 0.000     |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (-) 11.441  | (-) 11.441 | 0.000                              | 0.000     | 0.000                | 0.000     |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Ca Silicática<br>56.14 Kg/tona.      | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)              | (-) 1.172   | (+) 1.172  | (-) 0.347                          | (-) 0.347 | (-) 0.399            | (-) 0.399 |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                     | (-) 2.323   | (+) 2.323  | (+) 0.688                          | (-) 0.688 | (+) 0.395            | (-) 0.395 |

TRABAJO CON FALLA DE ORIGEN

Tabla 5.9.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las Desviaciones en el (%CaO<sub>CB</sub>), en el (%MgO<sub>CA</sub>), y en los Factores de Pérdidas (FA) y (FB).

|  |   | Porcentaje de Desviación en el Porcentaje de (CaO <sub>CB</sub> ), en el Porcentaje (MgO <sub>CA</sub> ), en el Valor de (FA), y en el Valor de (FB). |           |                        |           |           |           |           |           |
|--|---|---|-----------|------------------------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|
|  |   | (+%CaO <sub>CB</sub> )  |           | (+%MgO <sub>CA</sub> ) |           | (+%FA)    |           | (+%FB)    |           |
|  |   | (+) 2.5%  | (-) 2.5%  | (+) 10%                | (-) 10%   | (+) 50%   | (-) 50%   | (+) 50%   | (-) 50%   |
| Efecto sobre Peso Nominal del Anillo           | Desviación del Valor Nominal (Kg/ton <sub>A</sub> )               | 0.000   | 0.000     | 0.000                  | 0.000     | 0.000     | 0.000     | 0.000     | 0.000     |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                                  | 0.000   | 0.000     | 0.000                  | 0.000     | 0.000     | 0.000     | 0.000     | 0.000     |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Chatarra       | Desviación del Valor Nominal (Kg/ton <sub>A</sub> )               | 0.000   | 0.000     | 0.000                  | 0.000     | 0.000     | 0.000     | 0.000     | 0.000     |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                                  | 0.000   | 0.000     | 0.000                  | 0.000     | 0.000     | 0.000     | 0.000     | 0.000     |
| Efecto sobre Peso Nominal del Oxígeno          | Desviación del Valor Nominal (m <sup>3</sup> N/ton <sub>A</sub> ) | 0.000   | 0.000     | 0.000                  | 0.000     | 0.000     | 0.000     | 0.000     | 0.000     |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                                  | 0.000   | 0.000     | 0.000                  | 0.000     | 0.000     | 0.000     | 0.000     | 0.000     |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Cal Dolomítica | Desviación del Valor Nominal (Kg/ton <sub>A</sub> )               | 0.000   | 0.000     | (-) 2.276              | (+) 2.276 | (-) 0.245 | (-) 0.245 | 0.000     | 0.000     |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                                  | 0.000   | 0.000     | (-) 9.092              | (+) 9.092 | (-) 0.979 | (-) 0.979 | 0.000     | 0.000     |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Cal Silicática | Desviación del Valor Nominal (Kg/ton <sub>A</sub> )               | (-) 1.230   | (+) 1.230 | (-) 1.480              | (-) 1.480 | (-) 0.160 | (-) 0.160 | (-) 0.735 | (-) 0.735 |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                                  | (-) 2.438   | (+) 2.438 | (-) 2.934              | (-) 2.934 | (-) 0.317 | (+) 0.317 | (-) 1.470 | (-) 1.470 |

TRABAJO CON FALLA DE ORIGEN

**Tabla 5.10.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las**  
**Desviaciones en el (PEA) y en el (PER).**

|  |   | Porcentaje de Desviación en en (PEA)<br>y en el (PER) |           |           |           |
|--|---|---|-----------|-----------|-----------|
|  |   | (±%PEA)   |           | (±%PER)   |           |
|  |   | (-) 50%   | (-) 50%   | (-) 50%   | (-) 50%   |
| Efecto sobre Peso Nominal del Armado           | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)               | (-) 0.017   | (-) 0.017 | (-) 0.528 | (-) 0.528 |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (-) 0.002   | (-) 0.002 | (-) 0.064 | (-) 0.064 |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Cámara         | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)               | (-) 0.623   | (-) 0.623 | (-) 0.504 | (-) 0.504 |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (-) 0.220   | (-) 0.220 | (-) 0.178 | (-) 0.178 |
| Efecto sobre Peso Nominal de Origen            | Desviación del Valor Nominal (m <sup>3</sup> N/tona.) | (-) 0.008   | (-) 0.008 | (-) 0.060 | (-) 0.060 |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (-) 0.016   | (-) 0.016 | (-) 0.121 | (-) 0.121 |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Cal Doblada    | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)               | (-) 0.035   | (-) 0.035 | (-) 0.153 | (-) 0.153 |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (-) 0.140   | (-) 0.140 | (-) 0.611 | (-) 0.611 |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Cal Selenizada | Desviación del Valor Nominal (Kg/tona.)               | (-) 0.289   | (-) 0.289 | (-) 0.063 | (-) 0.063 |
|  | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (-) 0.573   | (-) 0.573 | (-) 0.125 | (-) 0.125 |

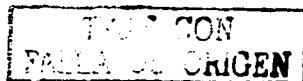


Tabla 5.11.

Effecto en los Resultados Nominales del Modelo en función de las Desviaciones en la ( $T_{AR}$ ), en la ( $T_{AC}$ ), en el ( $N$ ) y en el ( $t_{EC}$ ).

|   |   | Porcentaje de Desviación en la Temperatura del Arrabio ( $T_{AR}$ ), en la temperatura del Acero Líquido ( $T_{AC}$ ), en el Número de Coladas ( $N$ ), y en el Tiempo de Espera de Carga ( $t_{EC}$ ) |            |               |            |           |           |               |           |
|---|---|--|------------|---------------|------------|-----------|-----------|---------------|-----------|
|   |   | (% $T_{AR}$ )  |            | (% $T_{AC}$ ) |            | (% $N$ )  |           | (% $t_{EC}$ ) |           |
|   |   | (+) 5%   | (-) 5%     | (+) 5%        | (-) 5%     | (+) 25%   | (-) 25%   | (+) 50%       | (-) 50%   |
| Effecto sobre Peso Nominal del Arrabio<br>826.84 Kg/tonel.            | Desviación del Valor Nominal (Kg/tonel.)              | (-) 24.431   | (+) 24.431 | (-) 52.464    | (+) 52.464 | (-) 0.583 | (+) 0.583 | (-) 0.125     | (+) 0.125 |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (-) 2.955  | (+) 2.955  | (-) 6.345     | (+) 6.345  | (+) 0.071 | (-) 0.071 | (-) 0.016     | (+) 0.016 |
| Effecto sobre Peso Nominal de la Chatarra<br>286.29 Kg/tonel.         | Desviación del Valor Nominal (Kg/tonel.)              | (+) 23.283   | (-) 23.283 | (-) 49.996    | (+) 49.996 | (-) 0.555 | (+) 0.555 | (-) 0.127     | (+) 0.127 |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (+) 8.230  | (-) 8.230  | (-) 17.671    | (+) 17.671 | (-) 0.196 | (+) 0.196 | (-) 0.045     | (+) 0.045 |
| Effecto sobre Peso Nominal del Óxigeno<br>4.57 m <sup>3</sup> /tonel. | Desviación del Valor Nominal (m <sup>3</sup> /tonel.) | (-) 1.132  | (+) 1.132  | (+) 2.431     | (-) 2.431  | (-) 0.027 | (+) 0.027 | (+) 0.006     | (-) 0.006 |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (-) 2.284  | (+) 2.284  | (+) 4.095     | (-) 4.095  | (-) 0.054 | (+) 0.054 | (+) 0.012     | (-) 0.012 |
| Effecto sobre Peso Nominal de la Cal Dolomítica<br>25.03 Kg/tonel.    | Desviación del Valor Nominal (Kg/tonel.)              | 0.000  | 0.000      | 0.000         | 0.000      | 0.000     | 0.000     | 0.000         | 0.000     |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)                      | 0.000  | 0.000      | 0.000         | 0.000      | 0.000     | 0.000     | 0.000         | 0.000     |
| Effecto sobre Peso Nominal de la Cal Silicoférrica<br>50.44 Kg/tonel. | Desviación del Valor Nominal (Kg/tonel.)              | (-) 2.056  | (+) 2.056  | (+) 4.415     | (-) 4.415  | (-) 0.049 | (+) 0.049 | (-) 0.011     | (+) 0.011 |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)                      | (-) 4.076  | (+) 4.076  | (+) 8.753     | (-) 8.753  | (-) 0.097 | (+) 0.097 | (-) 0.022     | (+) 0.022 |

IMPRESION  
FABRICA DE ORIGEN

Tabla 5.12.

Efectos en los Resultados Nominales del Modelo en función de las  
Desviaciones en la Composición Química del Arrabio Líquido.

|   |   | Porcentaje de Desviación en la Composición Química del Arrabio Líquido |           |           |           |            |            |            |            |           |           |
|---|---|--|-----------|-----------|-----------|------------|------------|------------|------------|-----------|-----------|
|   |   | (±%Ca)   |           | (±%Mn)    |           | (±%Si)     |            | (±%P)      |            | (±%S)     |           |
|   |   | (-)  | (+)       | (-)       | (+)       | (-)        | (+)        | (-)        | (+)        | (-)       | (+)       |
| Efecto sobre Peso Nominal del Arrabio<br>226.24 kg/tona.    | Desviación del Valor Nominal (kg/tona.) | (-) 8.295  | (+) 8.295 | (-) 2.367 | (+) 2.367 | (-) 20.530 | (+) 20.530 | (-) 1.825  | (+) 1.825  | (-) 1.434 | (+) 1.434 |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)        | (-) 1.003  | (+) 1.003 | (-) 0.259 | (+) 0.259 | (-) 2.482  | (+) 2.482  | (-) 0.221  | (+) 0.221  | (-) 0.173 | (+) 0.173 |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Chatarra<br>281.27 kg/tona. | Desviación del Valor Nominal (kg/tona.) | (-) 7.906  | (+) 7.906 | (-) 2.829 | (+) 2.829 | (-) 19.566 | (+) 19.566 | (-) 1.740  | (+) 1.740  | (-) 1.365 | (+) 1.365 |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)        | (-) 2.794  | (+) 2.794 | (-) 1.000 | (+) 1.000 | (-) 6.916  | (+) 6.916  | (-) 0.615  | (+) 0.615  | (-) 0.482 | (+) 0.482 |
| Efecto sobre Peso Nominal del Oligo<br>43.57 m/tona.        | Desviación del Valor Nominal (m/tona.)  | (-) 1.297  | (+) 1.297 | (-) 0.252 | (+) 0.252 | (-) 0.485  | (+) 0.485  | (-) 0.101  | (+) 0.101  | (-) 0.295 | (+) 0.295 |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)        | (-) 2.617  | (+) 2.617 | (-) 0.710 | (+) 0.710 | (-) 0.978  | (+) 0.978  | (-) 0.204  | (+) 0.204  | (-) 0.595 | (+) 0.595 |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Chatarra<br>281.27 kg/tona. | Desviación del Valor Nominal (kg/tona.) | 0.000  | 0.000     | (-) 1.093 | (+) 1.093 | (-) 1.732  | (+) 1.732  | (-) 0.284  | (+) 0.284  | (-) 0.999 | (+) 0.999 |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)        | 0.000  | 0.000     | (-) 4.366 | (+) 4.366 | (-) 6.919  | (+) 6.919  | (-) 1.135  | (+) 1.135  | (-) 3.991 | (+) 3.991 |
| Efecto sobre Peso Nominal de la Chatarra<br>281.27 kg/tona. | Desviación del Valor Nominal (kg/tona.) | (-) 0.698  | (+) 0.698 | (-) 2.219 | (+) 2.219 | (-) 10.238 | (+) 10.238 | (-) 0.934  | (+) 0.934  | (-) 4.012 | (+) 4.012 |
|   | Desviación del Valor Nominal (%)        | (-) 1.204  | (+) 1.204 | (-) 4.299 | (+) 4.299 | (-) 20.297 | (+) 20.297 | (-) 17.711 | (+) 17.711 | (-) 7.954 | (+) 7.954 |

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

Figura No. 5.1

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las Desviaciones en el Contenido de ( $C_{CH}$ )

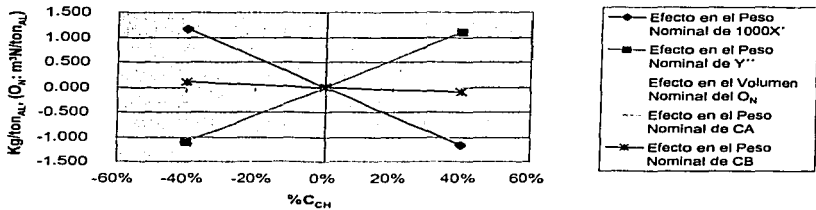
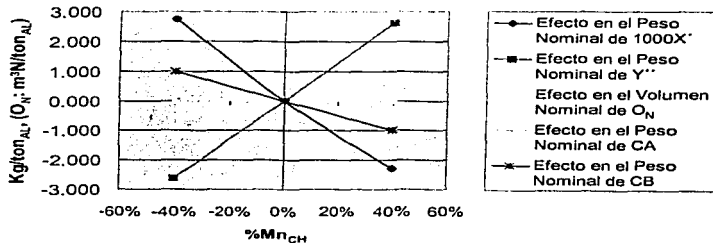


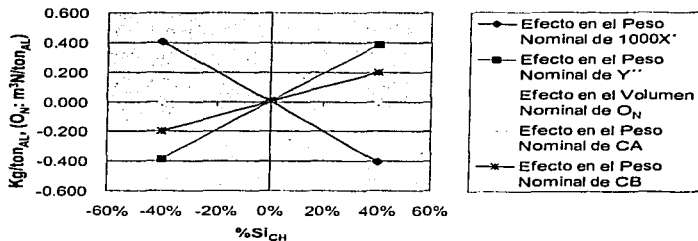
Figura No. 5.2

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las Desviaciones en el Contenido de ( $Mn_{CH}$ )

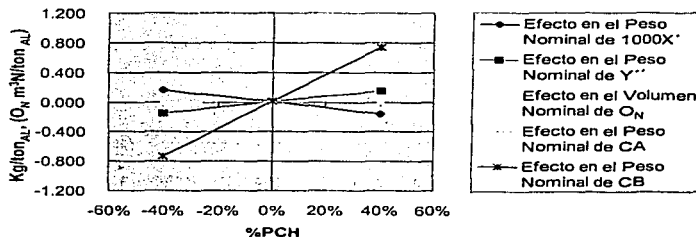


**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**

**Figura No. 5.3.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las**  
**Desviaciones en el Contenido de ( $Si_{CH}$ )**

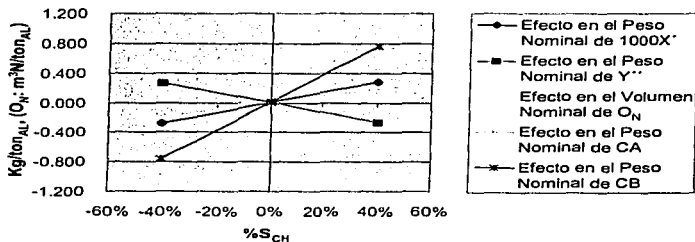


**Figura No. 5.4.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las**  
**Desviaciones en el Contenido de ( $P_{CH}$ )**

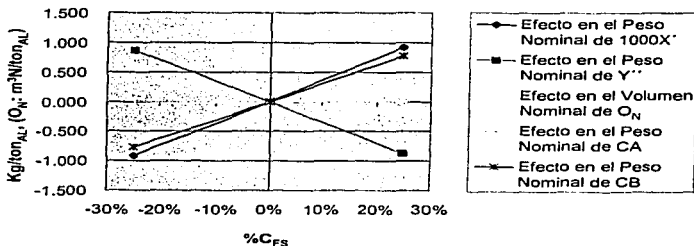


**TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN**

**Figura No. 5.5.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las**  
**Desviaciones en el Contenido de ( $S_{CH}$ )**



**Figura No. 5.6.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las**  
**Desviaciones en el Contenido de ( $\%C_{FS}$ )**



**TESIS CON**  
**FALLA DE ORIGEN**



Figura No. 5.7.  
Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las  
Desviaciones en el Contenido de (Mn<sub>FS</sub>)

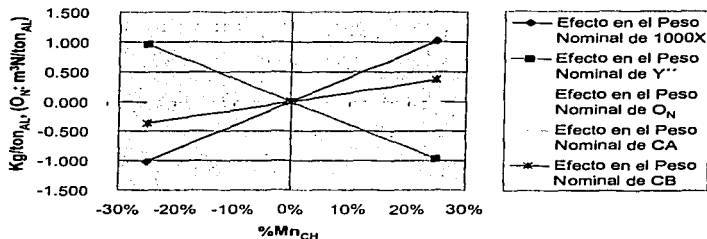
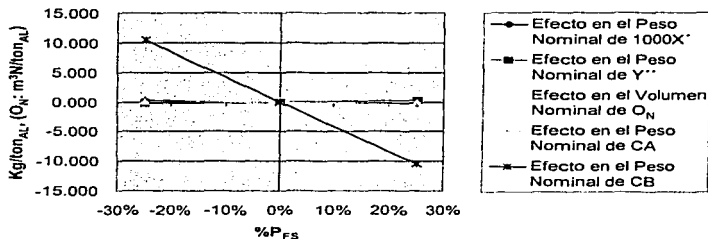
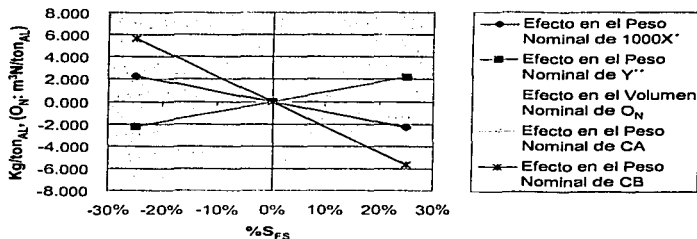


Figura No. 5.8.  
Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las  
Desviaciones en el Contenido de (P<sub>FS</sub>)

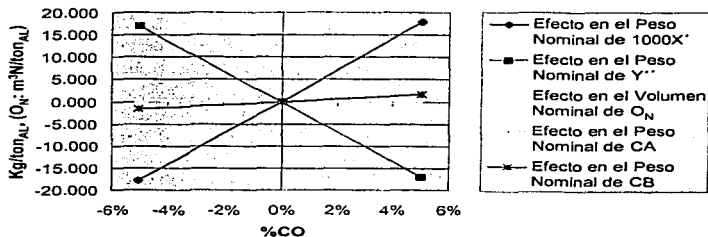


**TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN**

**Figura No. 5.9.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las**  
**Desviaciones en el Contenido de ( $S_{FS}$ )**

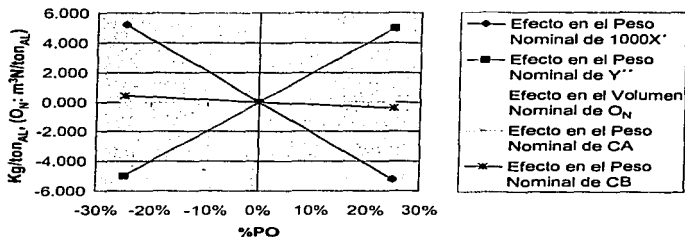


**Figura No. 5.10.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función**  
**de las Desviaciones en el ( $\%CO$ )**

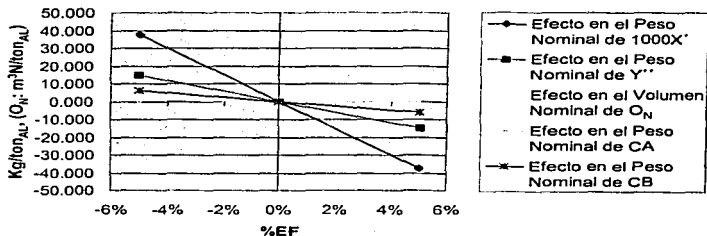


**TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN**

**Figura No. 5.11.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función**  
**de las Desviaciones en el (%PO)**



**Figura No. 5.12.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función**  
**de las Desviaciones en el (%EF)**



**TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN**

Figura No. 5.13.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las Desviaciones en la ( $T_G$ )

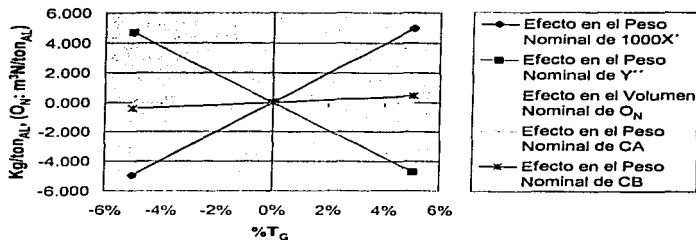
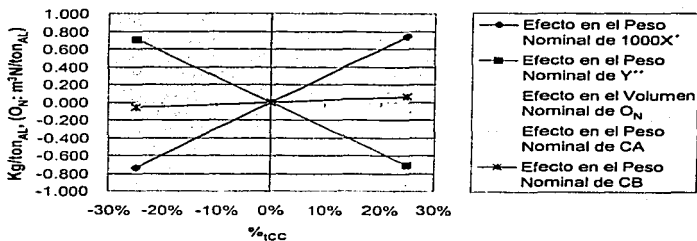


Figura No. 5.14.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las Desviaciones en el ( $t_{cc}$ )



**FESIS CON FALLA DE ORIGEN**

Figura No. 5.15.  
Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las  
Desviaciones en el Contenido de (FeO)

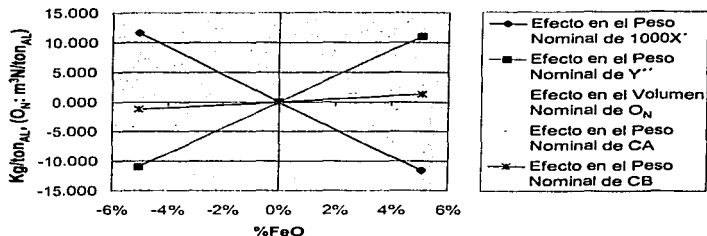
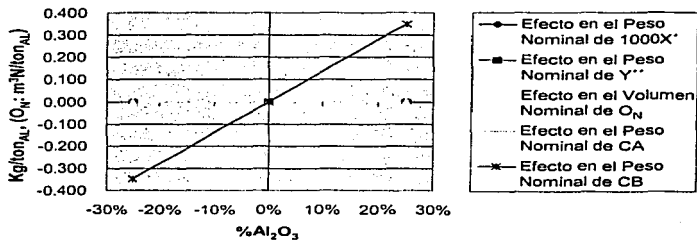


Figura No. 5.16.  
Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las  
Desviaciones en el Contenido de (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>ER)



**TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN**

Figura No. 5.17.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las Desviaciones en el Contenido de ( $SiO_{2EA}$ )

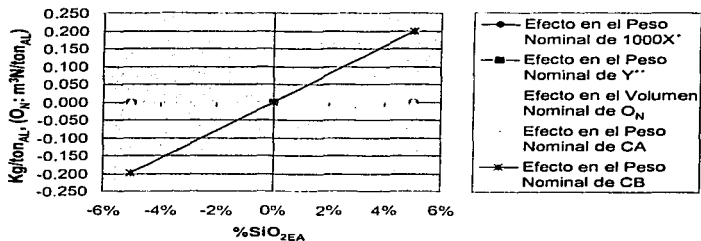
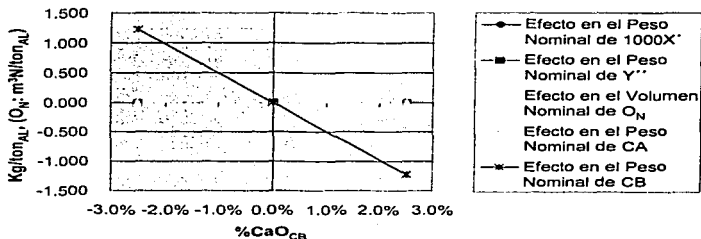


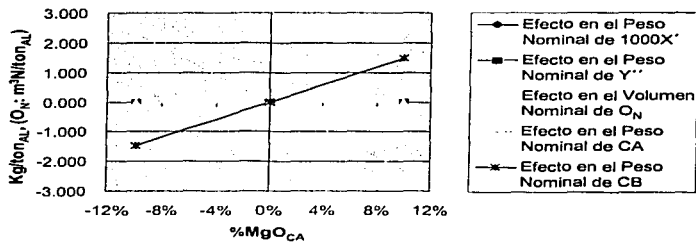
Figura No. 5.18.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las Desviaciones en el Contenido de ( $CaO_{CB}$ )

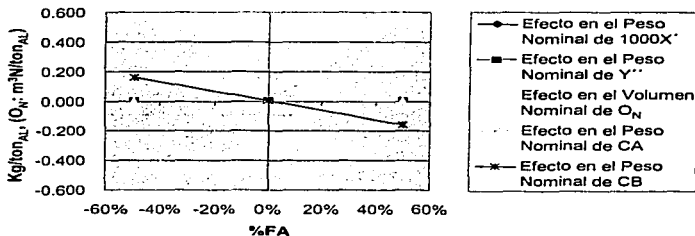


**TESIS CON FALLA DE ORIGEN**

**Figura No. 5.19.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las**  
**Desviaciones en el Contenido de ( $MgO_{CA}$ )**

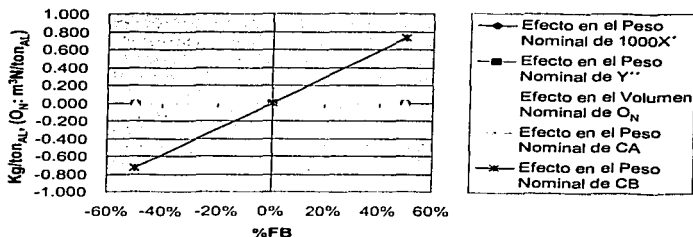


**Figura No. 5.20.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función**  
**de las Desviaciones en el (FA)**

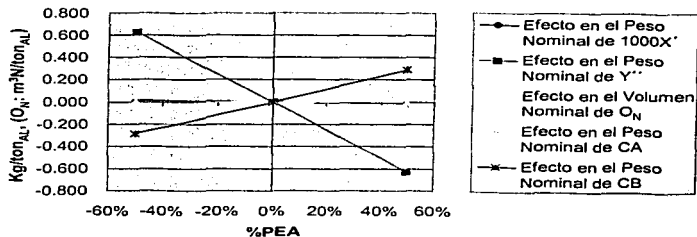


**TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN**

**Figura No. 5.21.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función**  
**de las Desviaciones en el (FB)**



**Figura No. 5.22.**  
**Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función**  
**de las Desviaciones en el (PEA)**



TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN



Figura No. 5.23.  
Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función  
de las Desviaciones en el (PER)

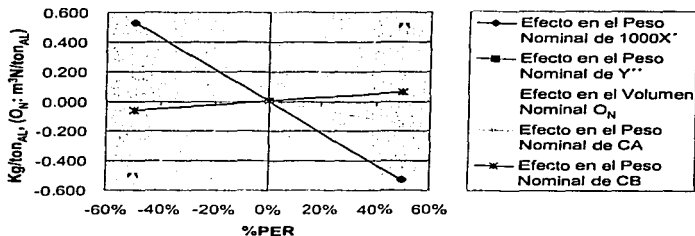
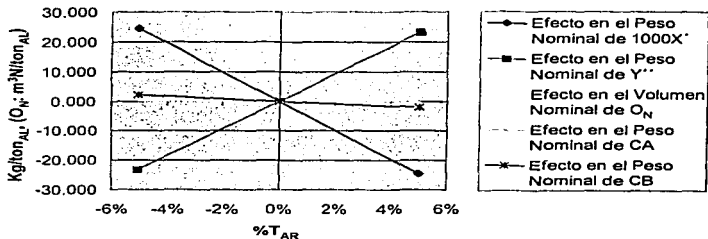


Figura No. 5.24.  
Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función  
de las Desviaciones en la (T<sub>AR</sub>)



**TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN**

Figura No. 5.25.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las Desviaciones en la ( $T_{AC}$ )

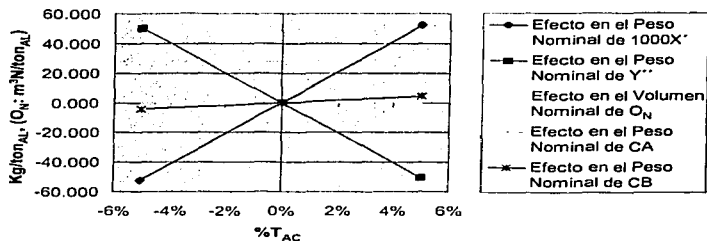
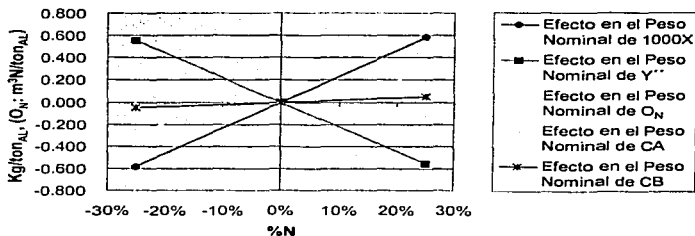


Figura No. 5.26.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las Desviaciones en el (N)



TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

Figura No. 5.27.  
Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función  
de las Desviaciones en el ( $t_{EC}$ )

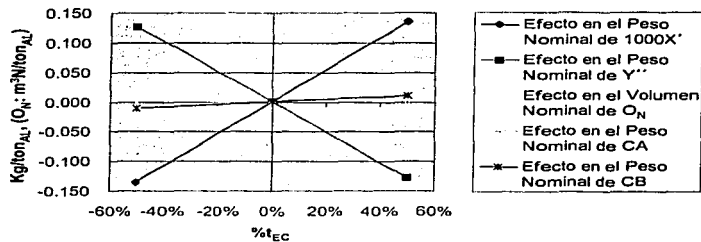
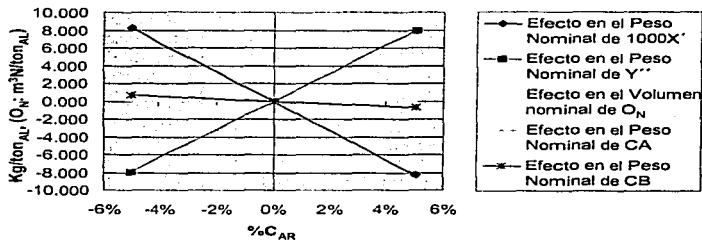


Figura No. 5.28.  
Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las  
Desviaciones en el Contenido ( $C_{AR}$ )



**TESIS CON  
 FALLA DE ORIGEN**

Figura No. 5.29.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las Desviaciones en el Contenido (Mn<sub>AR</sub>)

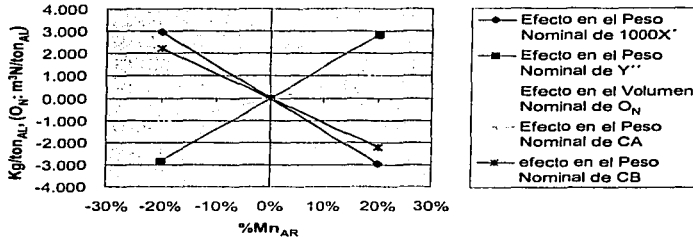
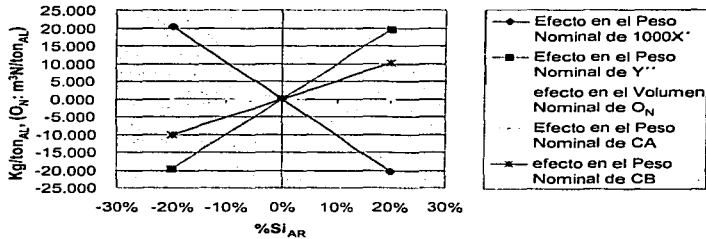


Figura No. 5.30.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las Desviaciones en el Contenido (Si<sub>AR</sub>)



TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

Figura No. 5.31.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las Desviaciones en el Contenido ( $P_{AR}$ )

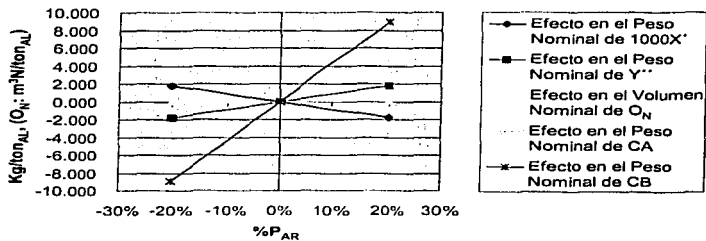
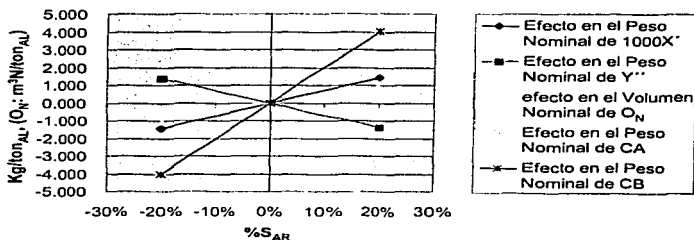


Figura No. 5.32.

Efecto en los Resultados Nominales del Modelo en Función de las Desviaciones en el Contenido ( $S_{AR}$ )



TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

## Conclusiones

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

Desde que el Proceso de Aceración B.O.F. reemplazó al Horno de Hogar Abierto en la producción de Acero Líquido, mas y mas énfasis se ha hecho en incrementar su productividad a través de tener un mayor Control sobre el Proceso de tal forma que asegure que el Convertidor operará de manera continua y a la mayor velocidad posible, es decir, que produzca el mayor número de Coladas por unidad de tiempo.

Los objetivos de cualquier Método de Control del Proceso de Aceración B.O.F. son la determinación correcta de los Pesos de Arrabio Líquido del Alto Horno, Chatarra de Acero, y de los Fundentes, Cal Dolomítica, Cal Siderúrgica y Fluorita; así como, la determinación correcta del Volumen de Oxígeno Puro a Inyectar a la Carga Metálica para lograr la obtención de una cantidad deseada de Acero Líquido Crudo, con el mayor Rendimiento Metálico posible, sin Resoplos o Enfriamientos, y con una Composición Química y una Temperatura de Fin de Soplo específicas, de tal forma que con la sola adición de las Ferroaleaciones correspondientes se logre la obtención de los grados de Acero requeridos por el programa de producción.

El número de variables a controlar y los requerimientos metalúrgicos que tienen influencia o limitan los Métodos para controlar el Proceso de Aceración B.O.F., varían significativamente de una Planta a otra. El Método para Controlar el Proceso depende mucho de la Mezcla de Producto, del Sistema de Vaciado del Acero Líquido y de las características intrínsecas del diseño del Convertidor y de sus Equipos Auxiliares.

Como ya se mencionó, aquí se propuso el desarrollo de un Modelo Estático Predictivo-Adaptativo basado en el Balance de Calor y Materiales del Proceso, que sirva de Herramienta de Cálculo al Técnico Controlador del Proceso de Aceración B.O.F.

El Modelo consta básicamente de un conjunto de Ecuaciones derivadas de los Balances de Calor y Materia de las principales reacciones químicas que se presentan durante el Proceso de Aceración en el Convertidor B.O.F. En dichos Balances se asumen diversos supuestos y las Ecuaciones consideran tanto Parámetros del Proceso Constantes como Variables. Las Ecuaciones del Modelo permiten calcular las cantidades en peso que se deben cargar al Convertidor de Arrabio Líquido, de Chatarra de Acero, de Cal Dolomítica, y de Cal Siderúrgica; así como, el Volumen a Soplar de Oxígeno, para obtener 1 (una) Tonelada de Acero Líquido Crudo con determinada Composición Química y determinada Temperatura de Fin de Sople. Así mismo, el Modelo permite calcular el Peso de la Escoria de Acero, el peso de las Pérdidas Metálicas, y la cantidad en Peso de Piedra Caliza que se requiere para realizar el Enfriamiento de la Colada de manera correctiva o preventiva.

Durante el desarrollo del Modelo, éste fue probado en la realización de 200 Coladas encontrándose una eficiencia del 85% en Coladas Directas, es decir, que en 170 Coladas se obtuvieron las especificaciones de Fin de Sople requeridas y no hubo necesidad de correcciones. Del 15 % de las Coladas restantes, el 10% consistió de Coladas con Alta Temperatura de Fin de Sople y Bajo Carbón y el otro 5% consistió de Coladas con Baja Temperatura y Alto Carbón. Cabe destacar, que en el 100% de las Coladas se obtuvieron dentro de especificaciones en lo que respecta a los Residuales de Fósforo y Azufre, esto se debió en gran parte al control en la composición química del Arrabio y las convenientes Prácticas de Soplado y Adición de Fundentes.

De los resultados se pudo observar que el Modelo tiene cierta tendencia a producir Coladas con Temperaturas de Fin Sople ligeramente por arriba de la especificación y por consecuencia con Residuales de Carbono ligeramente por debajo de lo requerido. Para la Corrección de la Temperatura de estas Coladas se utilizó Piedra Caliza como refrigerante y su peso fue determinado mediante las Ecuaciones del Modelo lográndose buenos resultados. En relación con el Bajo



Residual del Carbono, este problema se corrigió en la Olla de Acero mediante la recarburación con Carbo-Coque. En general se puede decir que la situación de Coladas con Temperaturas de Fin de Soplo ligeramente altas y Bajos Residuales de Carbono, es preferible a la situación de Coladas con Bajas Temperaturas y Residuales de Carbono Altos, ya que la Coladas de la primera situación son fáciles de corregir, como ya se mencionó; y las Coladas de la segunda situación requieren necesariamente de Resoplos los cuales son más tardados y disminuyen significativamente el Rendimiento Metálico. De hecho se puede decir que en lo general los Modelos se desarrollan intencionalmente con la tendencia a producir Coladas con Altas Temperaturas de Fin de Soplo y Bajos Residuales de Carbono.

Por lo que respecta a la Sensibilidad del Modelo se pudo comprobar durante la realización de las pruebas, que éste refleja bien los Efectos que sobre los Resultados Nominales del Modelo tienen las desviaciones en los Valores de los Parámetros tanto Constantes como Variables. En efecto, durante la realización de las 200 Coladas de prueba, los Valores de los Parámetros se desviaron Colada a Colada con respecto a los Valores especificados en las Tablas 5.1. y 5.2.; y el Modelo, como ya se mencionó, predijo correctamente los Pesos de los Insumos en el 85% de las Coladas.

Es conveniente hacer notar aquí que el Modelo no considera los aspectos Cinéticos ni Termodinámicos del Proceso, sin embargo esto no quiere decir que no sean importantes, lo que sucede en la realidad es que tanto la Cinética como la Termodinámica del Proceso quedan determinadas por la Práctica de Soplado y la Práctica de Adición de Fundentes, es decir, que la velocidad y la espontaneidad de las reacciones químicas consideradas en el Balance de Calor y Materiales permanecen invariables y no afectan la capacidad predictiva del Modelo si se mantienen las Prácticas de Soplado y de Adición de Fundentes como se han especificado. Dicho de otra forma, el Modelo basado en un Balance Calor y Materiales, simula adecuadamente el Proceso de Aceración B.O.F., si la Práctica de Soplado y de Adición de Fundentes son adecuadas, ya que las reacciones

químicas del Proceso se desarrollan tal y como fueron planteadas en el desarrollo del Modelo. Aquí quiero mencionar un dicho muy usado en la práctica que dice: "Cuida la Escoria que el Acero se Cuida Solo". Precisamente, la Escoria se cuida y se controla siguiendo las Prácticas de Soplado y de Adición de Fundentes que aquí se han descrito.

Finalmente quisiera mencionar que este Modelo es susceptible de adaptar y mejorar modificando y adecuando sus Parámetros y Supuestos básicos mediante la retroalimentación del Modelo basada en un Análisis Estadístico de los Resultados obtenidos. Este es un trabajo de investigación muy interesante que queda pendiente de realizar.

## Bibliografia

1. AISE Technical Report No. 32, *Design and Maintenance of Basic Oxygen Furnaces*, Pittsburgh, PA, Association of Iron and Steel Engineers, (1996).
2. A. I. Van Horn, J.T. van Konijnenburgh and P.J. Kreijger, *The Role of Slag in Basic Oxygen Steelmaking Process*, ed. W.K. Lu, Ontario, MacMaster University Press, (1976).
3. Alcock. C.B., *Principles of Pyrometallurgy*, Academic Press, New York (1976).
4. A Jackson, *Oxygen Steelmaking for Steelmakers*, 2nd. Ed., George Newnes, Ltd. Londn (1969).
5. A. Masui, K. Yamada, and K. Takahashi, *The Role of Slag in basic Oxygen Steelmaking Proceses*, ed. W.K. Lu, Ontario, MacMaster University Press, (1976).
6. Atkinson, D.A., *Some Aspects of Basic Oxygen Furnace Design*, The Iron and Steel Institute, Publication 136, (1970).
7. Biswas, A.K., *Blast Furnace Ironmaking*, Cootha Publishing House, (1981)
8. Behrens, K., Koenitzer, J., and Kootz, T., *The Effects of Lime Properties on Basic Oxygen Steelmaking*, Journal of Metals, July (1965).
9. Brahma Deo and Rob Boom, *Fundamentals of Steelmaking Metallurgy* (UK: Prentice Hall internacional, (1993).
10. Bremer, G. A., and Beechan C.R., *Refractory Practices in a Three Furnace BOF Shop*, Journal of Metals, July (1968).
11. Chatterjee, C. Manrique, and P.Niles, *Fundamentals of Steelmaking Metallurgy*, Ironmaking and Steelmaking, vol. 11, no. 3, (1984).
12. *Consumo de Refractario y Velocidades de Desgaste*, datos Internos de SICARTSA, Mich., México.
13. Emerick, H.B. *Blast Furnace and Steel Plant*, May, (1959)
14. E.S. Chen et al., *Thermochemical Analysis of a 225 Ton BOF Vessel*, Iron and Steel Engineer 70:11, (1993).
15. E.T. Turkdogan, *Foundry Processes, Their Chemistry and Physics*, ed. S. Katz and C.F. Landefeld, New York, Pelenum Press, (1988).

16. E.T. Turkdogan, *Fundamentals of Steelmaking*, The Institute of Materials, UK, (1996).
17. G. Newton, *Stelco's First BOF*, Journal of Metals, (1972).
18. Gilchrist, J.D., *Extraction Metallurgy*, 3rd. Ed. Pergamon Press, (1989).
19. Gill, C.B., *Nonferrous Extractive Metallurgy*, A Wiley-Interscience Publication (1980).
20. Harhal, J.G., and Dukelow, D.A., *Factors Effecting Sulfur Removal in the Basic Oxygen Process*, Journal of Metals, vol. 18, July (1966).
21. Hubble, D.H. and Karmeyer, K.K., *Slag Erosion Resistance of Various Types of BOF Bricks*, American Ceramic Society, vol. 45, (1966).
22. Iwamura, H., et al. *Improvement of Basic Oxygen L-D Furnace Operation by the Use of Multiple Hole Lance Nozzles*, Tetsu To Hagame vol. 49 (1963).
23. J. Chipman et al., *Trans. AIME* 188 (1950).
24. J. F. Elliot, M. Gleiser, and V. Ramakrishna, *Thermochemistry for Steelmaking*, Reading, MA, Adison Wesley (1963).
25. J. K. Stone, *Iron and Steel Engineer*, March, (1974)
26. J. Szekely, J. W. Evans, and J.K. Brimacombe, *The Mathematical and Physical Modeling of Primary Metals Processing Operations*, New York, Wiley, (1998).
27. J. V. Spruell and J.B. Lewis, *Method for Increasing Vessel Life for Basic Oxygen Furnaces*, U.S. Patent No. 4,373,949, (February 15, 1983).
28. K.H. Hüser, *Planning and Layout of Basic Oxygen Steel Works*, Stahl und Eisen (1964).
29. K.M. Goodson, N. Donaghy, and R.O. Russell, *Furnace Refractory Maintenance and Slag Splashing*, Proceedings of the 78th Steelmaking Conference, Warrendale, PA, Iron and Steel Society, (1995).
30. K. Mizui, *Nippon Kokan's New BOF Gacility and Operation*, AIME (1968).
31. Langmead, E.C., *How to Design Against Operational Problems on Basic Oxygen Vessels*, Iron and Steel Engineer, AISE, September (1971).
32. Leitzke, V.A. and Schroeder, D.L., *A Closed-Loop Control Systems for teh BOF Process*, Iron and Steel Engineer; vol. 44 (1967).

33. Linchevsky B., Sobolevski A., y Kalmenev A. *Metalurgia Ferrosa*, Editorial MIR, Moscú, (1983)
34. Limes, R.W., *Refractoreis for Basic Oxygen Furnaces*, Journal of Metals, July (1966).
35. Limes, R.W., *Refractory Practices in Basic Oxygen Furnaces*, Journal of the Iron and Steel Institute, May (1968).
36. Limes, R.W., Fedock, M.P., and Russell, R.O., *Effect of Slagmaking Practices and Operations on BOF Lining Life*, 54th Basic Oxygen Steel Conference, Pittsburgh, PA, April (1971).
37. M. Kamana, *Pure Oxygen Bottom Blown Converter Steelmaking Process*, Tekko Kai, Japan, (1978).
38. Meyer, H.W., Dukelow, D.A. and Fischer, M.M., *Static and Dynamic Control of the Basic Oxygen Prcess*, Journal of Metals, vol. 16, June (1964)
39. *Modern Refractory Practice*, 5th ed., Pittsburgh, Harbison-Walker Refractories, (1992).
40. Morita, S., *Recent Development in L-D Steelmaking Practice in Japan*, Steel Times, April (1978).
41. R. Durer, et al., *Sthal and Eisen*, vol. 85, (1965).
42. R.D. Pehlke, *Principles of Oxygen Steelmaking*, University of Michigan, (1969).
43. R.D. Pehlke, *Unit Process of Extrative Metallurgy*, Elsevier Publishing Co., New York. (1973).
44. R.D. Pehlke, ed., et. al., *BOF Steelmaking*, ISS-AIME 4, (1977).
45. Rowe, A.D., Joworoski, H.K., and Bassert, B.A., *Waste Gas Cleaning System for Large Capacity Basic Oxygen Furnace Plant*, AISE Annual Convention, June (1978).
46. Ruth, E.R., W. Wallace, and H.C. Willenbrock. *Thermal Conductivity and Thermal Expansion of Basic Oxygen Furnace Refractories*, Amercian Ceramic Society Bulletin, vol. 45, (1966)
47. Stone, J.K. and Prince, E.J., *Survey of Large LD Furnace Configurations*, Iron and Steel Engineer, Feb (1967).

48. Strassburger, Julius E., *Tonnage Oxygen for Increased Iron and Steel Production*, American Iron and Steel Institute, New York, (1948).
49. T.D. Moore, *No. 4 BOF Shop*, Inland Steel Co., AIME (1967)
50. *The Making, Shaping, and Treating of Steel*, 10th ed., AISE, (1985).
51. Th. E. Suess, *Lay-Out of the VÖEST*, VÖEST Yearbook (1951).
52. Wheeler, D.H., *Fume Control in L-D Plants*, Journal of the Air Pollution Association, vol 18, February (1968).
53. W.T.Hogan, *Economic History of the Iron and Steel Industry in United States*, Heat, Lexington, MA, (1971).