

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE VALPARAISO  
FACULTAD DE INGENIERIA  
ESCUELA DE INGENIERIA QUIMICA



PROYECTO PARA OPTAR AL TITULO DE INGENIERO CIVIL  
QUIMICO

**“MEJORAMIENTO PROCESO DE LIMPIEZA  
DE ESCORIA EN FUNDICION DE  
CONCENTRADO CHUQUICAMATA”**

Alumna:  
Alejandra Arancibia Cruz.

Profesores Guías:  
Horacio Aros Meneses.  
Gianni Olguín Contreras.

2008

## Resumen

En el trabajo realizado en la Fundición de Concentrado de Chuquicamata División Codelco Norte, se optimizó el consumo de combustible (Petróleo Enap-6), en los Hornos de Tratamientos de Escoria y se estudió la alternativa más viable de movimiento de escorias.

Para ello se trabajó en el proceso de reducción de magnetita específicamente en el proceso de tratamiento de escoria vía Horno Basculante. En base a un estudio cinético de reducción de magnetita y análisis termodinámico de la razón aire/combustible se determinaron parámetros óptimos de operación en la etapa de reducción.

Como resultados operacionales se trabajará con 700 [lt/h] durante los primeros 30 [min] de reducción, y los restantes 30 [min] se trabajará con 450 [lt/h], con una razón aire/combustible de 3. Con esto se logra optimizar el consumo de petróleo además de asegurar una producción adecuada de agentes reductores de magnetita (C, CO y H<sub>2</sub> principalmente).

Considerando un promedio de 80 ciclos de reducción al mes y el precio de Enap-6 de 0.4 US\$/kg, se obtiene un ahorro aproximado en combustible 30.000 US\$/año por cada horno, al ser 2 hornos el ahorro asciende a 60.000 US\$/año.

Con respecto al movimiento de escorias, lo más rentable sin lugar a dudas es un potenciamiento del HELE, pero ese proyecto se encuentra en etapa de ingeniería básica con una proyección de implementación para el 2011.

Como una solución para el periodo anterior al 2011, mantener los Hornos de Tratamiento de Escoria en su funcionamiento actual complementado con la recuperación de octavos de ollas en botaderos desde las escorias de descarte es lo más viable en cuanto a pérdida metalúrgica se refiere.

Se estima que la implementación de este proyecto, producirá un ahorro global cercano a los 6 MUS\$/año, en comparación al escenario referente de operación (actual).

# Índice

	Pág.
<b>CAPITULO I:</b>	<b>INTRODUCCIÓN</b>
1.1	Antecedentes Generales.....1
1.2	Descripción del problema.....2
1.3	Alcances.....2
1.4	Objetivos.....2
1.4.1	Objetivo general.....2
1.4.2	Objetivos específicos.....2
1.5	Metodología.....3
1.6	Generalidades de la empresa.....3
1.7	Organización general de la empresa.....5
1.8	Información general de la división.....8
1.8.1	Organigrama general Codelco Norte.....10
<b>CAPITULO II:</b>	<b>DESCRIPCION PROCESO PRODUCTIVO FUNDICION DE CONCENTRADO CHUQUICAMATA</b>
2.1	Preparación de carga.....12
2.2	Fusión de concentrado.....13
2.3	Conversión.....16
2.4	Hornos de Tratamiento de escorias.....18
2.5	Horno Eléctrico de Limpieza de escorias.....19
2.6	Flotación de Escorias.....20
2.7	Pirorefinación de Cobre Blister.....21
2.8	Otras Unidades.....23
<b>CAPITULO III:</b>	<b>DESCRIPCION PROCESO DE TRATAMIENTO DE ESCORIAS EN HORNO BASCULANTE</b>
3.1	Descripción general del proceso.....25

3.2	Etapas del proceso de tratamiento de escorias.....	28
3.3	Descripción de variables del proceso de tratamiento de escorias.....	30
3.3.1	Alimentación.....	31
3.3.2	Salidas.....	33

**CAPITULO IV: OPTIMIZACION DEL PROCESO DE LIMPIEZA DE ESCORIA VIA HORNO BASCULANTE**

4.1	Razón aire/combustible.....	37
4.1.1	Combustión.....	37
4.1.2	Razón de combustión.....	39
4.1.3	Estudio termodinámico de razón de combustión en etapa de reducción.....	40
4.2	Atomización de combustible.....	48
4.2.1	Temperatura de precalentamiento de combustible.....	49
4.2.2	Cambio de geometría de boquillas de inyectores de petróleo.....	52
4.3	Cinética de reducción de magnetita.....	58
4.3.1	Pruebas industriales en HTE´s.....	62
4.3.1.a	Resultados.....	63
4.3.1.b	Análisis de resultados.....	78

**CAPITULO V: ANALISIS DE PROCESOS DE LIMPIEZA DE ESCORIA**

5.1	Introducción.....	85
5.2	Presentación de escenarios a analizar.....	88
5.2.1	Escenario 1.....	83
5.2.2	Escenario 2.....	91
5.2.3	Escenario 3.....	92

5.3	Análisis de recuperación de Cobre .....	93
5.3.1	Escenario 1.....	93
5.3.2	Escenario 2.....	95
5.3.3	Escenario 3.....	95
5.4	resumen.....	98
5.5	Análisis de costos involucrados.....	99
5.6	Análisis de resultados.....	101

**CAPITULO VI: CONCLUSION Y RECOMENDACIONES**

6.1	Conclusión y recomendaciones.....	103
-----	-----------------------------------	-----

<b>ANEXO A:</b>	Fundamentos teóricos.....	106
-----------------	---------------------------	-----

<b>ANEXO B:</b>	Fundamentos proceso tratamiento de escoria.....	130
-----------------	---	-----

<b>ANEXO C:</b>	Cálculo de razón aire/combustible teórico.....	144
-----------------	--	-----

<b>ANEXO D:</b>	Cálculo de pérdidas caloríficas en cañería.....	148
-----------------	---	-----

<b>REFERENCIASBIBLIOGRAFICAS.....</b>	<b>149</b>
---------------------------------------	------------

# CAPITULO I

## INTRODUCCION

### 1.1 Antecedentes Generales

La fundición de concentrado de Chuquicamata entró en funcionamiento el año 1952, con el objetivo de procesar concentrado de cobre y generar ánodos de cobre de 98.5% a 99.6% de pureza para su posterior proceso de electrorefinación.

La generación de escorias en los procesos pirometalúrgicos del cobre ha sido y será un tema importante para las fundiciones, ya que se producen pérdidas considerables del metal rojo. Las vías por las que se limpian las escorias en Fundición de Concentrado Chuquicamata son tres:

- Hornos de Tratamiento de Escorias (HTE's).
- Horno Eléctrico de Limpieza de Escorias (HELE).
- Flotación de Escorias.

Los Hornos de Tratamiento de Escorias, cumplen la misión de limpiar escorias provenientes de los hornos de fusión y conversión por lo que su buena operación es muy importante debido a los altos contenidos en Cu en ellas.

El año 2002 entró en funcionamiento el Horno Eléctrico de Limpieza de Escorias (HELE), que actualmente trata el 70% de las escorias provenientes del Convertidor Teniente N°2 (CT-2), su funcionamiento es el adecuado, eliminando escorias en forma de granalla y en casos excepcionales escorias líquidas por medio de canales con contenidos de cobre de un 0.8 a 1.2%. Aunque su operación es la óptima no esta procesando toda la escoria que debería, por lo que un buena performance de las otras alternativas de limpieza es crucial para una adecuada recuperación metalúrgica de la fundición.

Las escorias de descarte de el Horno Flash (HF) y los HTE´s son enviadas a botadero con contenidos de cobre de alrededor del 2% y 4% respectivamente. Estas escorias son procesadas posteriormente en Maquila Cerro Dominador (empresa externa), por medio de flotación. El cobre que se recupera es devuelto como concentrado a la fundición con un contenido de cobre de alrededor de 33%.

## **1.2 Descripción del problema**

En una situación ideal los contenidos de cobre en la escoria de descarte de los HTE´s es de alrededor de un 1%, lo que no esta siendo efectivo. Es por esta razón que se debe optimizar la operación del proceso de limpieza de escoria, para de esta manera cumplir con los estándares de calidad y evitar perdidas metalúrgicas.

## **1.3 Alcances**

Se analizará a fondo la operación de los HTE´s que es el cuello de botella en cuanto a limpieza de escoria se trata. Una vez optimizada la operación se analizará el mejor movimiento de escoria pero sin considerar el HELE, ya que este entrará en potenciamiento el año 2011.

## **1.4 Objetivos**

1.4.1 **Objetivo General:** Analizar alternativas de limpieza de escoria, para determinar parámetros operacionales que permitan mejorar la operación, además de analizar diversas prácticas de movimiento de material para disminuir las pérdidas metalúrgicas.

1.4.2 **Objetivos Específicos:**

Estudiar metalúrgicamente alternativa de limpieza de escorias vía Horno Basculante.

Estudiar económicamente distintos escenarios de movimientos de escorias.

## **1.5 Metodología**

La metodología consiste básicamente hacer en balances de masa para determinar las pérdidas metalúrgicas provocadas por los movimiento de escoria y estudio termodinámico y cinético para el caso de la determinación de variables operacionales en los hornos de tratamiento de escoria.

## **1.6 Generalidades de la empresa**

Codelco es el primer productor de cobre del mundo y posee, además, cerca del veinte por ciento de las reservas mundiales del metal rojo.

El nombre Codelco representa a la Corporación Nacional del Cobre de Chile, una empresa autónoma propiedad del Estado chileno, cuyo negocio principal es la exploración, desarrollo y explotación de recursos mineros de cobre y subproductos, su procesamiento hasta convertirlos en cobre refinado, y su posterior comercialización.

Las operaciones de Codelco se realizan principalmente a través de sus divisiones, y su estrategia corporativa es coordinada desde la Casa Matriz ubicada en Santiago de Chile. Desde los puertos chilenos envía sus productos a unos 250 clientes esparcidos en todo el orbe, en especial el cátodo grado A con una pureza de 99,99 por ciento de cobre.

Codelco cuenta con más de 16.000 trabajadores que hacen posible mantener su posición de liderazgo en la minería del cobre, representado por la producción de más de 1,3 millones de toneladas del metal, equivalentes aproximadamente a 15 por ciento del total mundial. Sus actividades también generan numerosos empleos indirectos.

Codelco también es uno de los principales productores mundiales de molibdeno, que explota como subproducto del cobre con una producción anual de 19.901 toneladas.

## Ficha Técnica

<b>Año 2006</b>			
Producción	940.613 toneladas métricas de cobre fino.		
Costo directo	22,8 c/lb.		
Dotación Propia	8.142 al 31 de diciembre de 2006.		
<b>Producción de cobre y molibdeno</b>			
<b>Cobre</b>		<b>Molibdeno</b>	
<b>2005</b>	<b>2006</b>	<b>2005</b>	<b>2006</b>
964.931	940.613	26.826	17.781

**Tabla 1.1: Ficha Técnica de producción de Codelco periodo 2005-2006**

La promulgación de la reforma constitucional que nacionalizó el cobre en Chile, el 11 de julio de 1971, detonó un proceso que culminó con la creación de una empresa encargada de operar y administrar las pertenencias mineras cedidas al Estado.

El Decreto Ley 1.350 de 1976 creó la Corporación Nacional del Cobre de Chile, Codelco, concebida como una empresa propiedad del Estado chileno, minera, industrial y comercial, con personalidad jurídica y patrimonio propio.

Las operaciones de Codelco se realizan principalmente a través de sus divisiones mineras ubicadas en diversas zonas de Chile: la División Codelco Norte (que agrupa desde agosto de 2002 a las Divisiones Chuquicamata y Radomiro Tomic), la División Salvador, la División Andina y la División El Teniente. También existe la División Talleres, de actividad metalmeccánica.

En Chile, Codelco también es propietario de 49 por ciento de las operaciones la Sociedad Contractual Minera El Abra y de Agua de la Falda S.A.

Además participa tanto en Chile como en el extranjero en asociaciones mineras, no mineras y de negocios orientadas a la exploración geológica, colaboración tecnológica, intercambio de bienes y servicios y servicios portuarios, entre otros. Codelco también cuenta con subsidiarias y una red de agentes de venta que permiten desarrollar la estrategia de comercialización.

## 1.7 Organización general de la empresa

La Corporación es encabezada por un Directorio con siete integrantes, nombrado por la Presidenta de la República de Chile.

El Directorio es liderado por la Ministra de Minería, y lo integran también el Ministro de Hacienda, tres representantes designados por la Presidenta de la República y dos directores representantes de los trabajadores y supervisores.

El Directorio designa al Presidente Ejecutivo de Codelco encargado de dirigir la empresa. Su labor es asistida por vicepresidencias especializadas y gerencias corporativas en la administración superior de Codelco.

	<p><b>PRESIDENTA</b></p> <p>Ministra de Minería          Karen Poniachik Pollak          Periodista, Universidad Católica de Chile.</p>
	<p><b>DIRECTOR</b></p> <p>Ministro de Hacienda          Andrés Velasco Brañes          Economista, Universidad de Columbia, EE.UU.</p>
	<p><b>DIRECTOR</b></p> <p>Representante de S.E.          Presidenta de la Rep.          Jorge Bande Bruck</p>

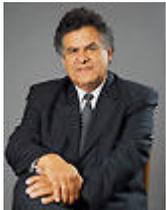
	Economista American University, Washington, Estados Unidos
	<b>DIRECTOR</b> Representante de S.E. Presidenta de la Rep. Nicolás Majluf Sapag Ingeniero Civil Industrial, Universidad Católica de Chile
	<b>DIRECTOR</b> Representante de S.E. Presidente de la Rep. General Inspector de Carabineros Eduardo Gordon Valcárcel Oficial graduado en Ciencias Policiales
	<b>DIRECTOR</b> Representante Asociación Gremial Nacional de Supervisores del Cobre Jorge Candia Díaz Ingeniero Civil Hidráulico, Universidad de Chile
	<b>DIRECTOR</b> Representante de la Federación de Trabajadores del Cobre Raimundo Espinoza Concha Técnico Electricista con estudios de Ingeniería de Minas en la Universidad Técnica de Antofagasta

Tabla 1.2: Directorio Codelco Chile.



Las operaciones que hacen de Codelco el principal productor mundial de cobre son realizadas, principalmente, a través de sus divisiones operativas, encargadas de la explotación de los yacimientos, el procesamiento de los minerales, y la obtención del metal y sus subproductos para el envío a los mercados mundiales.

Son cinco divisiones mineras, donde se trabaja con similares procesos productivos, y una fundición y refinería. Todas están ubicadas en las zonas norte y centro de Chile, ellas son:

- División Codelco Norte
- División Salvador
- División Ventanas
- División Andina
- División El Teniente

## **1.8 Información general de la División**

Codelco Norte fue creado el año 2002 como resultado de la fusión entre las divisiones Chuquicamata y Radomiro Tomic.

El complejo minero de Chuquicamata está ubicado a 1.650 kilómetros al norte de la capital de Chile, a 2.870 metros sobre el nivel del mar. Cuenta con dos minas donde el tipo de explotación es a rajo abierto, "Chuquicamata" y "Mina Sur". Chuquicamata entró en operaciones en 1910, aunque sus propiedades mineras también eran conocidas desde hace siglos por culturas prehispánicas.

Radomiro Tomic está ubicada a 1.670 kilómetros de Santiago, a 3.000 metros sobre el nivel del mar en la cordillera de Los Andes.

Se trata de un yacimiento donde el tipo de explotación es a rajo abierto para la obtención de minerales oxidados. Aunque fue descubierto en la década de 1950, sus operaciones comenzaron en 1995, después de que Codelco actualizó los

estudios sobre la factibilidad de su explotación y contó con la tecnología necesaria para explotarlo de manera económicamente rentable.

La producción de Codelco Norte es de unas 940.613 toneladas de cátodos electrorefinados y electroobtenidos con una pureza de 99,99 por ciento de cobre. También produce unas 17.781 toneladas métricas de contenido fino de molibdeno. Además, se obtienen otros subproductos, como barros anódicos y ácido sulfúrico.

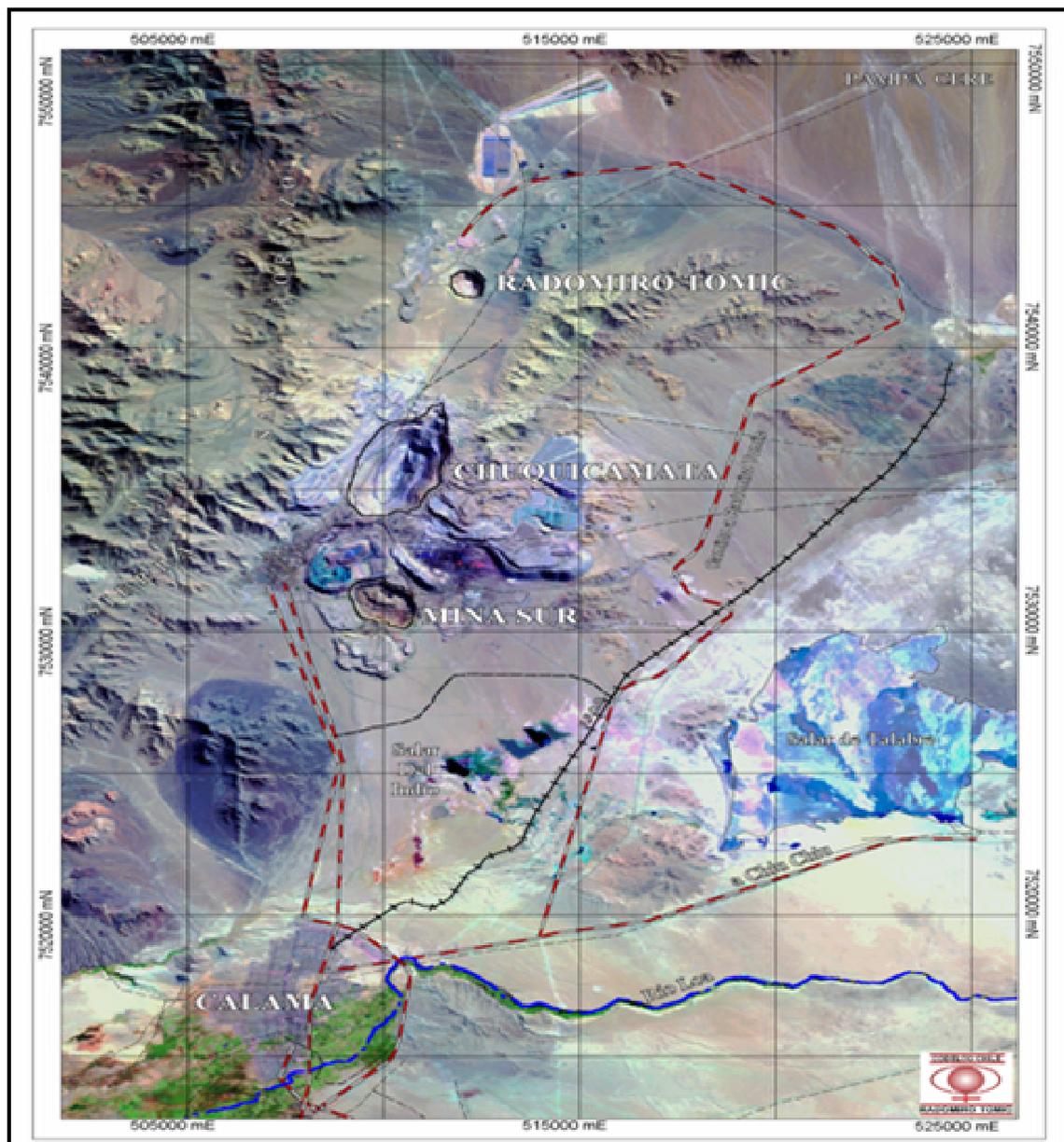


Figura 1.2: Fotografía Complejo Codelco Norte.

## 1.8.1 Organigrama Codelco Norte

Se muestra a continuación la estructura de la organización de la División Codelco Norte.

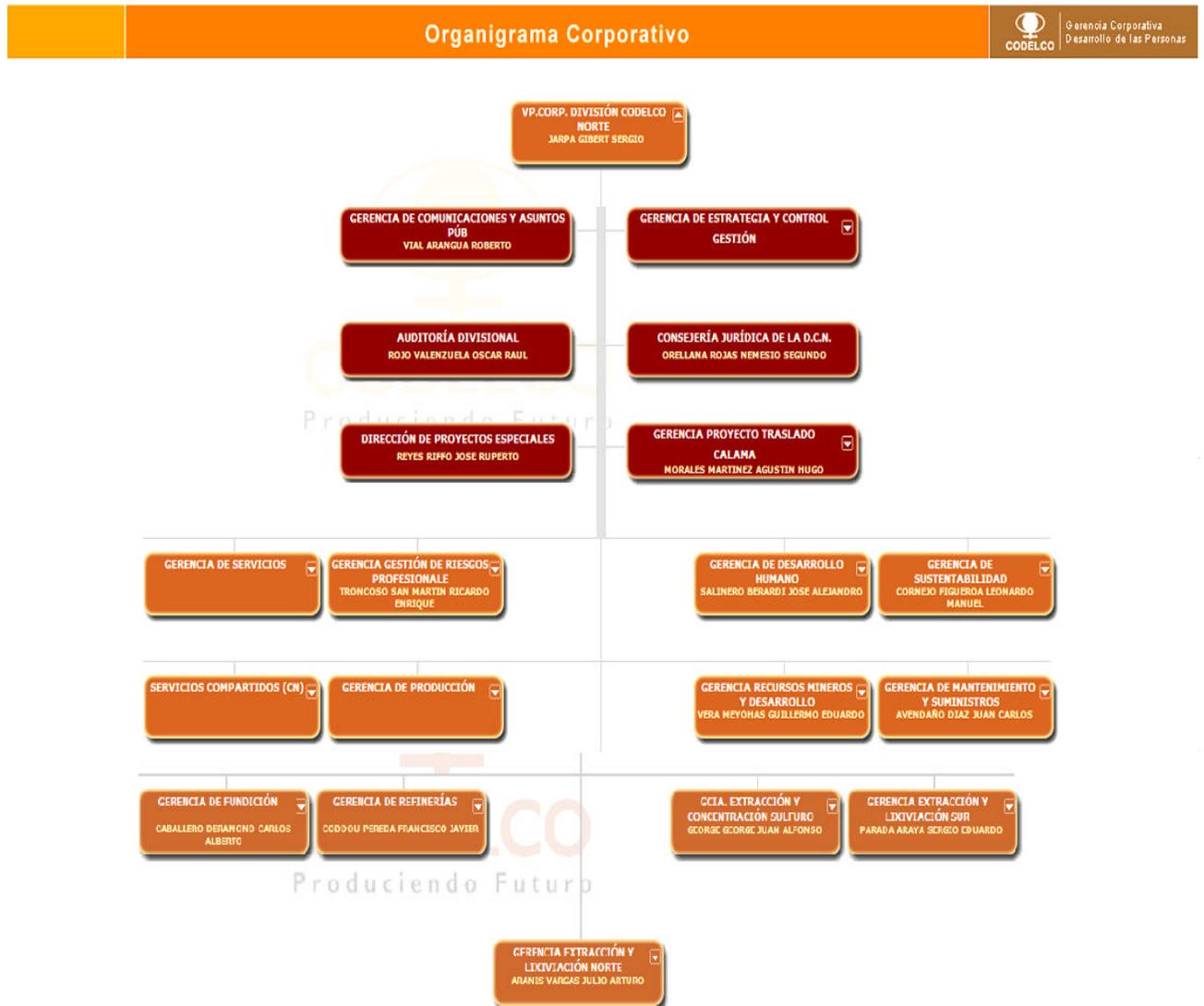


Figura 1.3: Organigrama Codelco Norte.

## CAPITULO II

### DESCRIPCION PROCESO PRODUCTIVO

### FUNDICION DE CONCENTRADO CHUQUICAMATA

La Fundición de Concentrado de Chuquicamata tiene una capacidad tratamiento de 1,6 a 1,7 millones de toneladas de concentrado por año. El concentrado de cobre seco tiene una concentración del 31 % de cobre, y se somete a procesos de pirometalurgia en hornos a grandes temperaturas. En estos hornos el cobre del concentrado es transformado en cobre metálico y se separa de los otros minerales como fierro, azufre, sílice y otros.

El objetivo de la Fundición es producir ánodos de cobre para posteriormente ser enviados a la Planta de Electrorefinación obteniéndose cátodos electrorefinados como producto final.

El proceso productivo consta de 5 etapas metalúrgicas que son:

1. Almacenamiento y preparación de carga:
2. Fusión de Concentrado:
3. Conversión
4. Limpieza de escorias
5. Refinación y moldeo.

La Figura 2.1, muestra el diagrama de flujo de la Fundición de Concentrado Chuquicamata.



## 2.2 Fusión de Concentrado

El objetivo de la etapa de fusión es lograr el cambio de estado que permite que el concentrado pase de sólido a líquido, con esto se consigue que el cobre se separe de los otros elementos que componen el concentrado.

En la fusión el concentrado de cobre es sometido a altas temperaturas (1.200 °C), para lograr el cambio de estado. Al pasar al estado líquido, los elementos que componen los minerales presentes en el concentrado se separan según su peso, quedando los más livianos en la parte superior del fundido, mientras que el cobre, que es más pesado se concentra en la parte baja.

En la Fundición Chuquicamata la fusión de concentrado se hace en dos hornos: a) Horno Flash y b) Convertidor Teniente.

a) Horno Flash: Corresponde a un horno de tecnología Finlandesa Outokumpu de fusión instantánea, donde el concentrado que proviene con un nivel de humedad del 0.2%, se funde mientras está suspendido en el gas que provee el oxígeno necesario para que se produzcan las reacciones.

Al entrar el concentrado al horno se comporta como combustible, debido principalmente a su pequeña granulometría correspondiente a un 80% bajo las 200 mallas y la naturaleza exotérmica de las reacciones de oxidación del hierro y el azufre.

El Horno Flash, es un reactor de fusión continua de capacidad actual de 2.800 [ton] por día de concentrado con dimensiones de 7,6 [m] por 21 [m] de solera. Este horno cuenta con cinco componentes principales:

- Quemadores de concentrado que combinan partículas de concentrado seco con aire precalentado y enriquecido con oxígeno y eventualmente algún combustible fósil (petróleo). El fundente (CaO) y escorificante (SiO<sub>2</sub>) se agregan junto al concentrado.
- Una torre de reacción conocida como flash, donde ocurren las reacciones del oxígeno con el cobre, hierro y azufre alimentados en la carga.

- Crisol de sedimentación donde se produce la colección de las gotas fundidas y la separación de fases (eje y escoria).
- Torre de gases desde los cuales se recupera calor, polvos y  $\text{SO}_2$ .
- Sangrías que permiten la evacuación del eje y la escoria.

El producto obtenido en el Horno Flash es denominado “eje”, con leyes que varían entre 58 y 64 % de cobre aproximadamente, con escorias que bordean leyes del 2 a 3%, obteniéndose recuperaciones metalúrgicas del 92 a 94%.

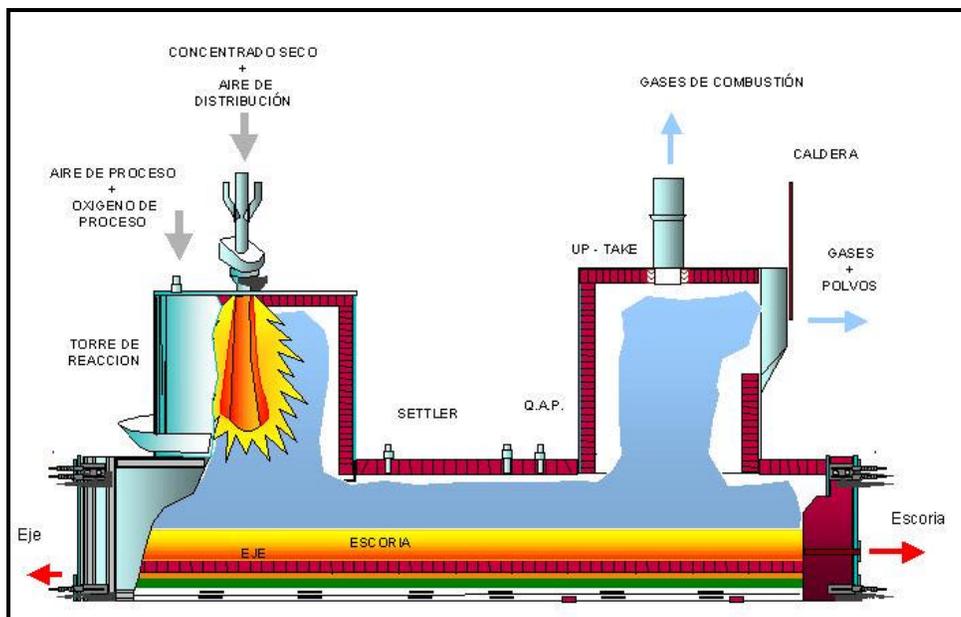


Figura 2.2: Esquema Horno Flash OUTOKUMPU

- b) Convertidor Teniente: Existen dos Convertidores Teniente (CT-1 y CT-2), los que trabajan de forma alternada, siendo mas frecuente el trabajo en el CT-2. Estos hornos son basculantes de capacidad de 2.200 [ton/día], formados por un cilindro metálico de dimensiones de 5 [m] de diámetro y 22 [m] de largo, dispuesto en posición horizontal y revestido por ladrillos refractarios en su interior. Se encuentran montados sobre un sistema de cremalleras que le permite oscilar.

La salida del metal rico en cobre (metal blanco) se realiza en ollas de 50 [ton], las que son cargadas a los Convertidores Peirce Smith. El metal blanco bordea leyes del 72 a 75 % de cobre aproximadamente y además produce escorias con leyes del 6 a 9 %, que son enviadas al Horno Eléctrico con capacidad de 2.500 [ton/día] de lavado de escoria, recuperando el 90 % del cobre ingresado.

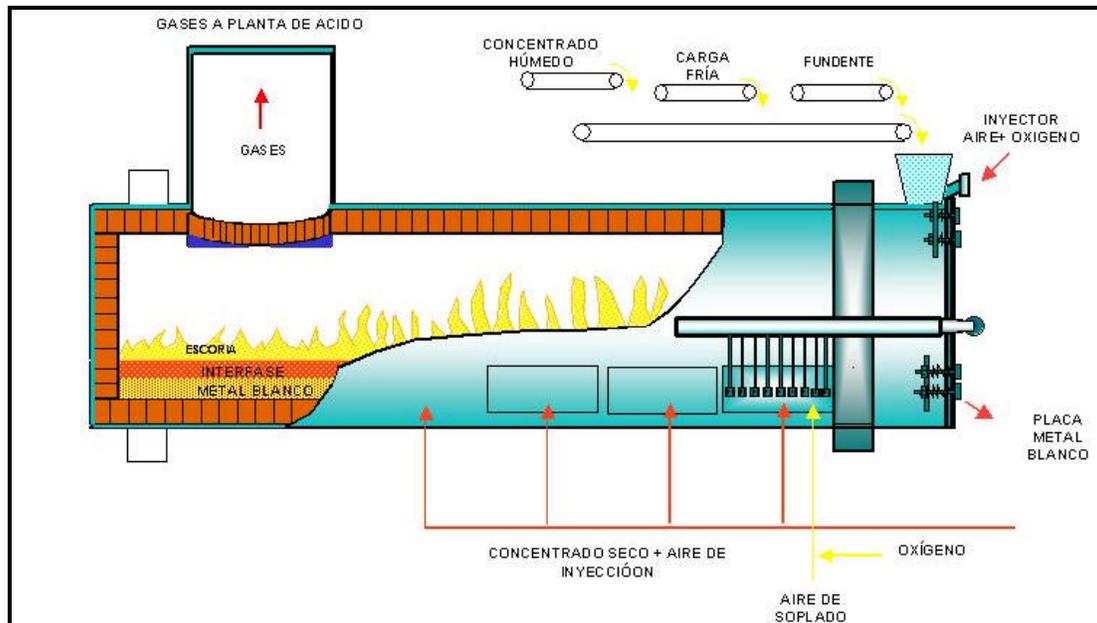


Figura 2.3: Esquema convertidor Teniente

Dentro del reactor se forman tres capas inmiscibles en la fase de metal líquido, la escoria, la interfase y el metal blanco. Para lograr esta separación el metal debe ser fundido y para ello debe ser llevado a una temperatura de 1.250 [°C], la separación se logra retirando la capa superior del líquido, la que corresponde a la escoria que se evacua por un costado del convertidor teniente por sangrado, por el otro costado pero a un nivel inferior está ubicada otra salida la cuál está destinada para retirar el metal blanco, gracias a que la densidad del éste es mayor, y se deposita en el fondo del reactor.

Por la parte superior del convertidor teniente se retiran los gases los cuales son conectados a la línea de gases metalúrgicos ricos en arsénico y azufre, los cuales se dirigen hacia la planta de ácido para la producción de ácido sulfúrico.

Las características principales de los Convertidores Teniente son las siguientes:

- Operación de fusión autógena, con concentrado seco inyectado a través de toberas como única alimentación primaria.
- Alto enriquecimiento de aire con oxígeno (34-36%).
- No existe recirculación, evitando volteos frecuentes.
- Tratamiento de escorias en un horno eléctrico de limpieza.
- Uso del Garr-Gun para alimentación de fundente, cargas frías, y escorias solidificadas.

## **2.3 Conversión**

Mediante el proceso de conversión se tratan los productos obtenidos en la fusión, para obtener cobre de alta pureza. Para esto se utilizan hornos, convertidores convencionales, llamados Peirce-Smith.

Estos convertidores son reactores basculantes que operan en forma batch. Cada convertidor tiene una capacidad 2.500 [ton Cu Blister/ciclo], y la planta está equipada con cuatro de ellos.

El convertidor Peirce-Smith consiste en un reactor cilíndrico de 4,5 [m] de diámetro por 11 [m] de largo, aproximadamente, donde se procesan separadamente el eje proveniente del Horno Flash y el Metal Blanco proveniente del Convertidor Teniente.

El proceso de conversión se divide en dos etapas; etapa de soplado a escoria y etapa de soplado a cobre.

En la primera etapa el eje líquido cargado al convertidor es soplado con aire, inyectado por toberas dispuestas en una línea lateral longitudinal del convertidor. La segunda etapa consiste en la eliminación del azufre remanente, con la subsiguiente producción de cobre metálico.

Se les adiciona sílice para disminuir el punto de fusión de la magnetita y formar un complejo en la escoria denominado fayalítica. También reciben carga fría, que corresponde a derrames y material solidificado de las paredes de las ollas, Scrap, restos de ánodos después del proceso de electrorefinación, botes de limpieza y rechazo y cal o caliza para disminuir el arsénico en el cobre Blister. La cal acompleja el arsénico dejándolo en la escoria.

El producto de los CPS, cobre Blister con un 98,5 % de Cu, es transportado en ollas de 50 [ton] a los hornos de Refino a Fuego. La escoria producida es llevada a los hornos de limpieza.

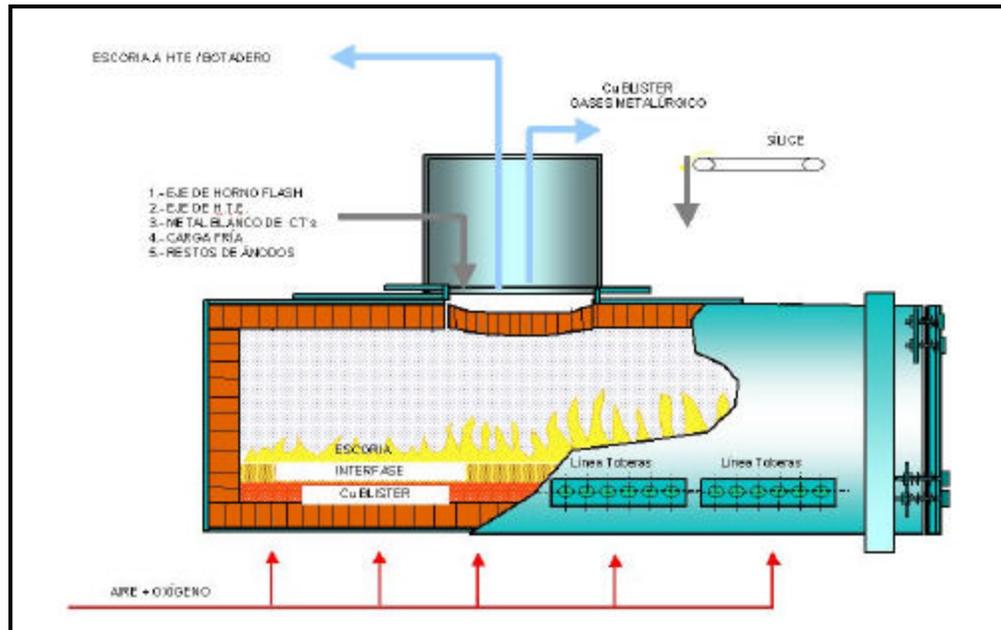
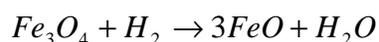
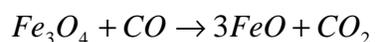


Figura 2.4: Esquema Convertidor Peirce Smith.

## 2.4 Hornos de Tratamiento de Escorias

Existen dos hornos basculantes para el tratamiento de escorias, estos hornos tienen la finalidad de recuperar el cobre atrapado en las escorias, el que se encuentra atrapado principalmente en forma física.

Para recuperar el cobre se necesita reducir la magnetita, la que es la principal causante de las pérdidas de cobre en las escorias ya que aumenta la viscosidad de éstas impidiendo que las gotas de cobre atrapado sedimenten a la fase rica en cobre. La reducción se realiza mediante la inyección de una mezcla aire-combustible, bajo la relación estequiométrica en aire, con la finalidad de producir CO y H<sub>2</sub> quienes son los que reducen la magnetita, lo que acompañado de un tiempo de sedimentación permite la recuperación del cobre. Las reacciones de reducción son las siguientes:



El Horno de Tratamiento de Escoria N°1 (HTE-1), posee tres toberas ubicadas en el manto del horno y tiene una boca que es por donde se carga y descarga la escoria y el producto con contenido de Cu de 45 a 55 %.

El Horno de Tratamiento de Escoria N°2 (HTE-2), posee dos toberas ubicadas en el manto del horno, pero este horno además de contar con una boca de carga, posee una placa de sangramiento ubicada en la culata del horno, que es por donde sangra el producto (eje) con contenido de cobre de 65 a 75 %.

Actualmente las composiciones de entrada dependen de donde provengan las escorias, variando entre 3 y 10% de Cu y el eje recuperado tiene entre 45 y 55% de cobre.

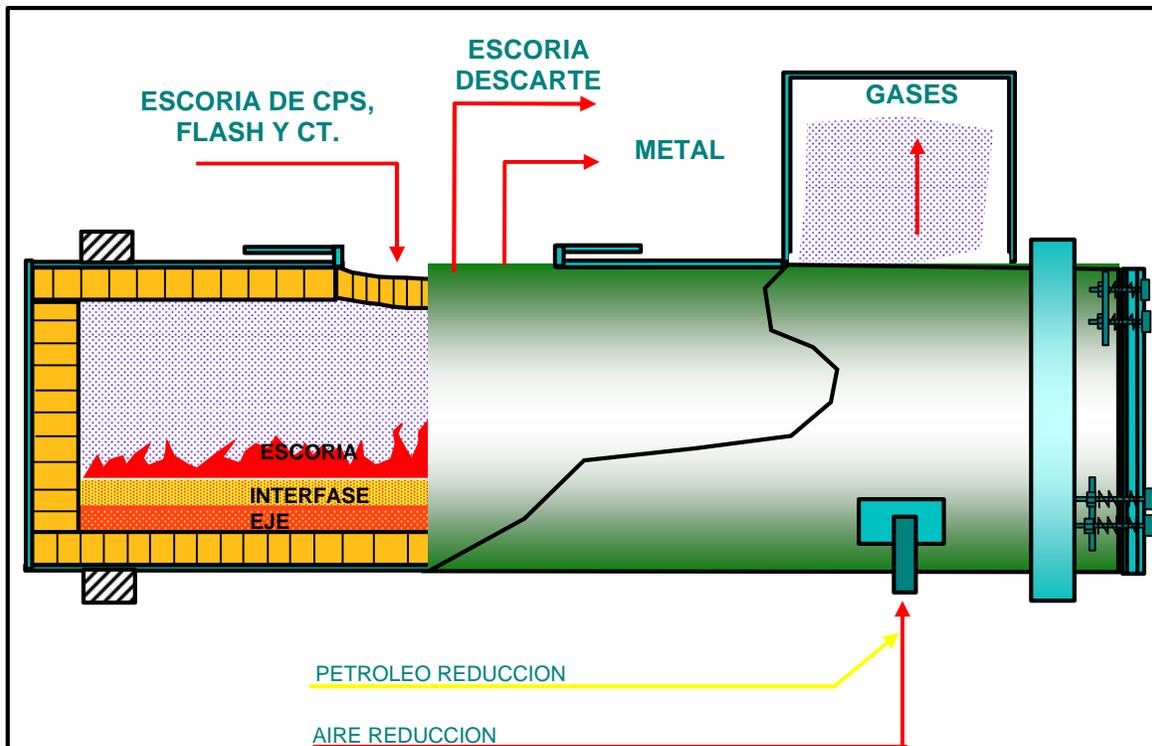


Figura 2.5: Esquema horno de Tratamiento Escoria

## 2.5 Horno Eléctrico de Limpieza de Escoria

Este horno de tecnología alemana es uno de los mejores métodos de tratamiento de escorias que existen hoy en día, el Horno Eléctrico (HELE) trabaja en continuidad con el Convertidor Teniente N° 2. Recibe escorias con un porcentaje de 13 a 16 % en Cu, en caliente y produce una escoria del orden de 0.8 a 1.2 % Cu.

El horno eléctrico está compuesto por tres electrodos de grafito, los cuales se ubican en el baño líquido provocando la reducción de la escoria, principalmente de la magnetita, este es alimentado por corriente eléctrica la cual es ejercida hacia los electrodos, estos electrodos suelen gastarse en tal caso se rellenan con pasta electrolítica, así se asegura de mantener el electrodo siempre operacional, además de la acción del electrodo, se le alimenta carbón y carga fría por tolvas que se ubican sobre el techo del equipo. A continuación se presenta una figura donde se ilustra el HELE.

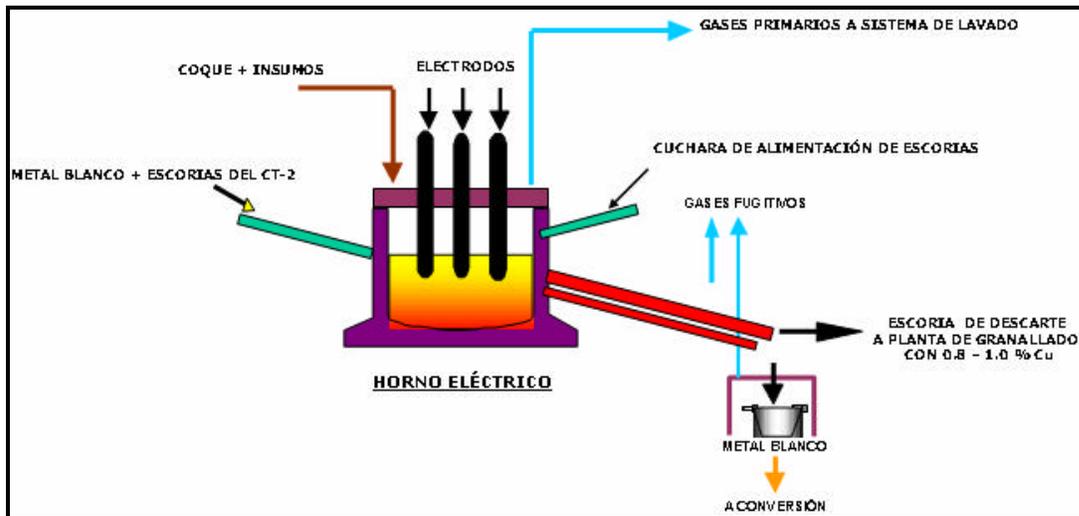


Figura 2.6: Representación esquemática Horno Eléctrico de Limpieza de Escorias.

## 2.6 Flotación de Escorias

La Flotación de escorias es un mecanismo ampliamente utilizado por algunas fundiciones en su operación respecto a la limpieza de escorias, en comparación a los métodos tradicionales de limpieza de escorias como los HTE, genera menos impacto en el medio ambiente, por la generación de grandes volúmenes de gases, principalmente humos negros con alto contenido de CO y parte de C generado por el “cracking” del combustible. La Fundición de Concentrado Chuquicamata no realiza directamente el proceso de Flotación de sus escorias en la División, es mas, solo realiza la flotación de las escorias que se envían a botadero, ya que las escorias aun siguen tratándose en HTE’s principalmente de CPS, por el alto contenido de cobre en ellas. El encargado de tratar estas escorias es Minera Cerro Dominador, por lo tanto cualquier información respecto a este proceso es confidencial.

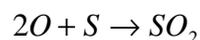
## 2.7 Pirometales de Cobre Blister

La última etapa para obtener el Cobre Anódico de 99,6% aproximado es la pirometales del cobre, esta se realiza en hornos similares a los Peirce-Smith con un número de toberas reducido.

La finalidad de la pirometales es disminuir las impurezas remanentes en el cobre blister, que corresponden a arsénico, azufre, oxígeno y antimonio principalmente. Las impurezas en el cobre blister dependen de cada fundición e incluso varían según cambien las composiciones de los concentrados debido a la explotación de distintos bancos en la mina.

La disminución de estas impurezas se realiza principalmente en tres etapas, oxidación, escoria y reducción.

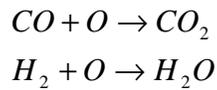
La oxidación es un proceso de remoción selectiva, donde se inyecta aire mediante toberas, el que permite que el azufre reaccione con el oxígeno y sea eliminado en fase gaseosa como  $SO_2$ . La reacción de remoción de azufre es la siguiente.



La etapa siguiente es la escoria, la cual consiste en la inyección de una mezcla de fundentes alcalinos que permiten acomplejar impurezas como el antimonio, arsénico y bismuto, las que emigran a la fase escoria siendo eliminadas. Las reacciones de acomplejamiento (utilizando  $Na_2CO_3$  como fundente) son las siguientes.



La última etapa consiste en reducir el oxígeno disuelto en el baño, esto se realiza mediante una mezcla combustible-aire que permita disminuir los niveles de oxígeno hasta el nivel necesario, mediante las siguientes reacciones.



Actualmente se cuenta con ocho hornos de refino y tres ruedas de moldeo, con dos hornos con una capacidad de 350 toneladas y seis con 250 toneladas, las ruedas de moldeo tienen una capacidad de 50 toneladas de cobre anódico moldeado por hora.

Los insumos para el proceso son suministrados a través de las toberas, donde el horno es girado para que las toberas queden sumergidas en el baño metálico e inyectar aire, fundentes, o reductor, según sea la etapa.

La siguiente figura muestra un horno de refino en la etapa de moldeo, se puede apreciar que el cobre que sale del horno pasa por una tasa, luego a una cuchara de colada y una cuchara intermedia, para finalmente depositarse en los moldes formando ánodos de 460 [kg], estos pasan por un túnel de enfriamiento, seguido son tomados por unas pinzas las que introducen los ánodos en agua, quedando listos para ser enviados a refinería.

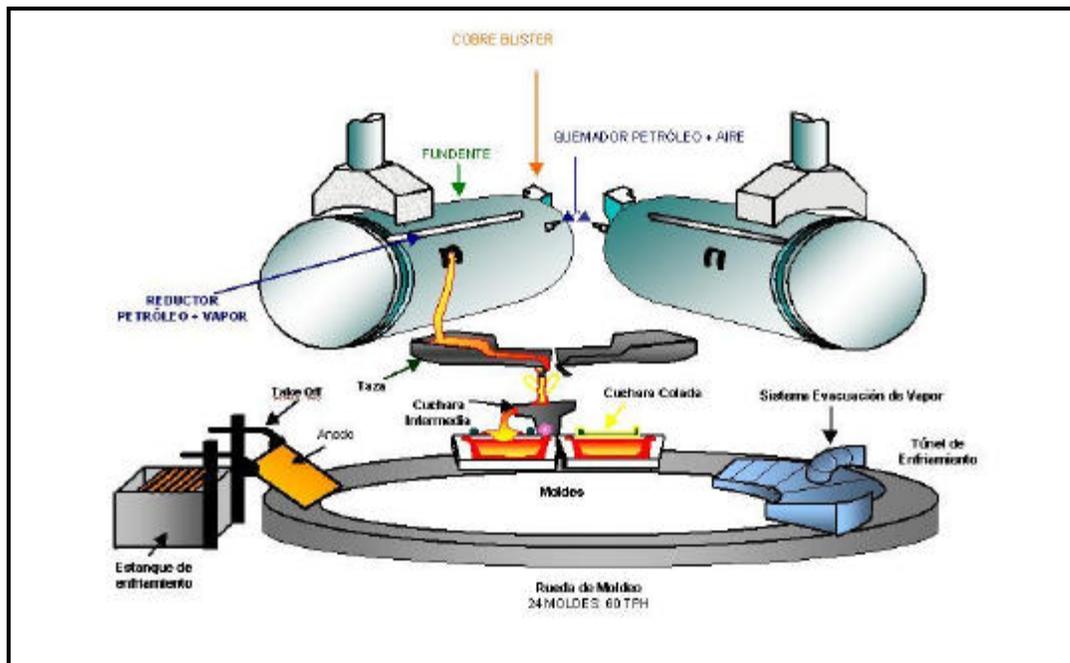


Figura 2.7: Esquema Hornos de Refino y rueda de moldeo

## 2.8 Otras Unidades

La Fundición cuenta además de las unidades descritas con Plantas de Acido Sulfúrico, Caldera recuperadora de calor, Termoeléctrica y Plantas de Oxígeno.

Los gases que se emiten en los hornos de fusión, convertidores y la planta de tostación de molibdeno perteneciente a la Gerencia Concentración pasan por precipitadores electrostáticos y enfriadores radiantes, para luego entrar a las Plantas de Acido. En éstas plantas reciben un tratamiento de enfriamiento y lavado, permitiendo obtener un gas rico en  $\text{SO}_2$  el que pasa al área de conversión donde termina finalmente como ácido sulfúrico al 96%.

Los gases producidos en el Horno Flash van a una Caldera recuperadora de calor, la que utiliza éste para evaporar agua la que es enviada a la Termoeléctrica.

Debido a que algunas unidades deben contar con aire enriquecido se cuenta con tres Plantas de Oxígeno, cada una con una capacidad de 400 [ton/día], las que utilizan aire atmosférico como materia prima.

Los vapores de agua enviados desde la caldera son utilizados en la Termoeléctrica la que destaca por tener 3 turbogeneradores de 7,5 [MW] cada uno; 9 turbosopladores de 2.250 [HP] cada uno (aire de 20 psi); 17 unidades compresoras (aire de 55 y 90 psi); 2 calderas compactas de 30 [ton/h] de vapor y 1 sobrecalentador de vapor saturado.

# CAPITULO III

## DESCRIPCION PROCESO DE TRATAMIENTO DE ESCORIA EN HORNO BASCULANTE

### 3.1 Descripción general del proceso

Uno de los procesos para recuperar el cobre atrapado es el de limpieza o reducción de escorias, en hornos basculantes, el que consiste en tratar la escoria fundida proveniente de Convertidores Peirce-Smith, Horno Flash y ocasionalmente Convertidor Teniente, por medio de inyección al baño de un agente reductor que elimina la magnetita, provocando una disminución de la viscosidad de la escoria, de modo que el metal blanco atrapado decante fácilmente. Como un efecto secundario parte del cobre atrapado químicamente puede ser liberado y pasar a la fase metálica. En el Anexo B se presentan con más detalle los fundamentos del proceso de reducción de escorias.

La Fundición de Concentrado Chuquicamata opera con dos hornos basculantes para tratamiento de escoria HTE-1 y HTE-2. La geometría de ellos es similar, es decir, es un cilindro horizontal que descansa en polines de apoyo sobre los cuales puede girar en torno a su eje longitudinal. En la Tabla 3.1 se muestran las principales características de los equipos.

Ítems	Características	
	HTE-1	HTE-2
Reactor	HTE-1	HTE-2
Longitud exterior del cilindro, [m].	11,69	12,19
Diámetro exterior del cilindro, [m].	4	4
Diámetro nominal de las toberas, [pulg].	2 1/2	2 1/2
Espesor del refractario zona de toberas, [pulg].	21	21
Espesor del refractario en el resto del manto, [pulg].	18	18
Espesor del refractario en el piso, [pulg].	15	15

Tabla 3.1: Características Hornos de tratamiento de Escoria

El producto es descargado por boca al igual que la escoria y es transportado por ollas mediante puente-grúa a los CPS para su transformación a Cobre Blister. La escoria descartada es transportada a botadero por medio de camiones especialmente diseñados para este propósito.

Como agente reductor se utiliza el producto resultante del cracking, o rompimiento del combustible, petróleo Enap-6, con aire a alta temperatura, aproximadamente 100 [°C]. La inyección del reductor se hace por medio de toberas de 2 ½ [pulg] de diámetro nominal como se describió en la Tabla 3.1. Al interior de cada tobera va una cañería de acero especial que termina en un inyector que conduce el reductor hasta la punta de la tobera, donde se mezcla con el aire. La cañería o tubo, va atornillada a la tapa de la tobera. Esta tapa a su vez, va sujeta al cabezal de la tobera por un sistema de anclaje. En las figuras 3.1 y 3.2 muestran la tobera y el inyector de Enap-6 respectivamente.

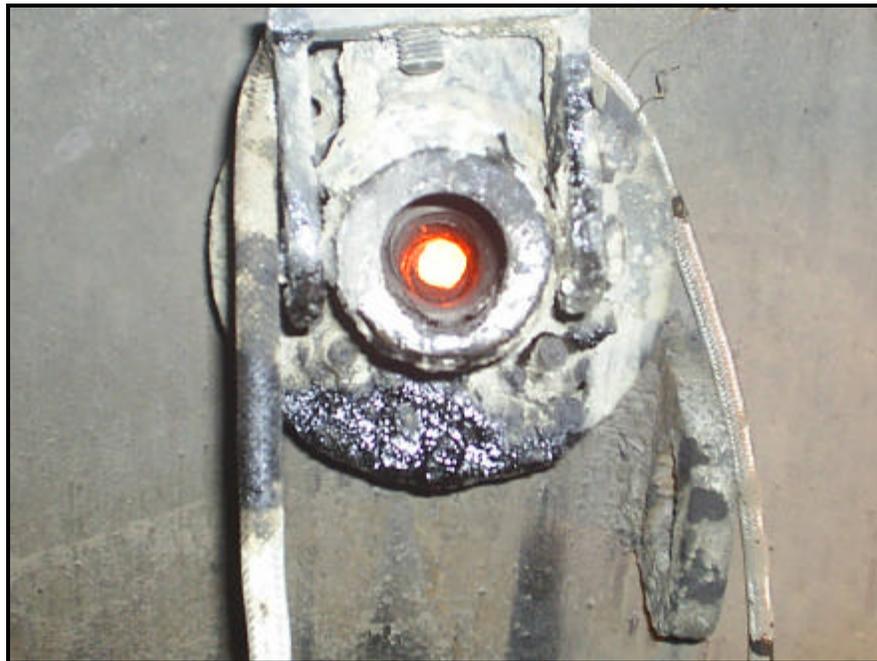


Figura 3.1: Tobera.



Figura 3.2: Inyector de Enap-6.

Los gases de proceso de cada horno son colectados por una campana y enviados a chimenea donde son evacuados al ambiente.

El proceso de limpieza de escoria se puede realizar de dos maneras:

- Proceso Batch (vaciado del horno)
- Proceso Semi-continuo (sangrado por placa)

Actualmente en la Fundición de Concentrado Chuquicamata, se realiza el proceso Batch, con vaciado del horno.

Las figuras 3.3 y 3.4 muestran el diagrama general del proceso de limpieza de escoria y una fotografía del HTE-2 respectivamente.

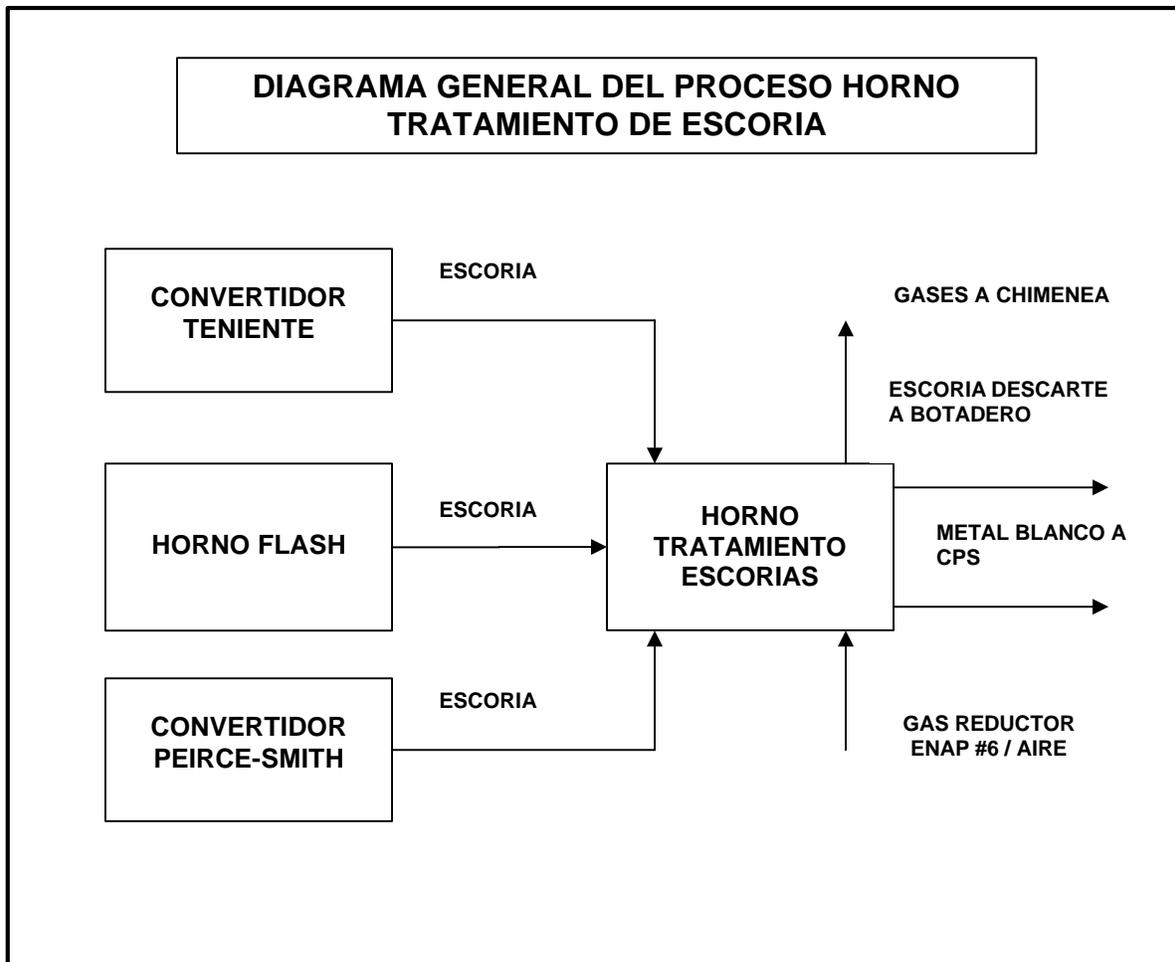


Figura 3.3: Diagrama de flujo del proceso Horno de tratamiento de Escoria



Figura 3.4: Fotografía Horno de Tratamiento de Escoria N°2.

## **3.2 Etapas del proceso de tratamiento de escorias**

El proceso de tratamiento de escorias, por reducción de la magnetita comprende las siguientes etapas:

1. Espera de carga.
2. Carga de escoria.
3. Reducción de la magnetita.
4. Sedimentación de las fases.
5. Vaciado de escoria.
6. Vaciado de metal blanco.

### **Espera de carga.**

En esta etapa los hornos deben mantener calientes los ladrillos refractarios para no provocar insuficiencias térmicas y atrasos en la operación. La temperatura del horno se mantiene a 1200 [°C] por medio de combustión de Enap-6 y aire.

### **Carga de escoria en los hornos.**

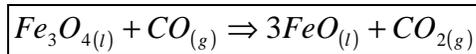
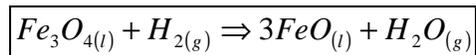
Los hornos de tratamiento reciben la carga de escoria proveniente del Horno Flash, Convertidor Peirce-Smith y Convertidor Teniente, según sea el caso, a través de ollas de 18 [m<sup>3</sup>], por medio de grúas puente, hacia la boca de los hornos que se encuentran en la parte superior de estos.

La carga varía de acuerdo a la capacidad de los hornos, esta cantidad es de 3 a 5 ollas cuando el horno se encuentra vacío.

El principal objetivo de esta etapa es recibir la carga y mantenerla a temperaturas entre 1230 [°C] y 1250 [°C], por medio de calor aportado por la combustión de Enap-6 y aire.

### **Reducción de la magnetita.**

Una vez cargado el horno se inyecta por medio de toberas una mezcla de Enap-6 y aire de manera de producir un ambiente reductor para eliminar la magnetita, lo que permite dar mayor fluidez a la escoria y por ende una mayor recuperación. Por efecto de la alta temperatura en el horno se produce el cracking o rompimiento del Enap-6 que en presencia de aire genera monóxido de carbono e hidrógeno, los que son realmente los agentes reductores de la magnetita. El mecanismo de reducción descrito anteriormente se puede representar por las siguientes reacciones:



Como efecto de la reducción de la magnetita la viscosidad y tensión superficial de la escoria disminuyen, permitiendo una mejor separación de las fases. En esta etapa las toberas están posicionadas de tal manera que tengan contacto con el baño.

El tiempo de reducción depende del contenido inicial y final de magnetita en la escoria, así como del flujo de Enap-6. En promedio el tiempo de reducción es de 60 [min], donde para reducciones con petróleo se alcanza una magnetita en escoria de descarte de alrededor de un 5%.

En el Anexo B se describen en forma mas detallada los fundamentos del proceso de tratamiento de escoria.

### **Sedimentación.**

Esta etapa consiste en la decantación de eje o metal blanco que quedo atrapado en forma de pequeñas gotas, en la escoria. Aquí las toberas se posicionan fuera del baño, con el objeto de mantener la temperatura y que la viscosidad no aumente.

Dependiendo principalmente del tamaño y densidad de las gotas, así como, de la viscosidad, densidad y tensión superficial de la escoria es el tiempo necesario para que la escoria y el metal blanco se separen totalmente. Generalmente el tiempo de sedimentación es de 40 [min], tiempo en el que se asegura una adecuada decantación del metal de la fase de escoria a la fase rica en metal.

### **Vaciado de escoria**

Una vez terminada la etapa de sedimentación, es decir, terminada la separación de fases, se procede a vaciar por la boca del horno la escoria de descarte, que tiene un contenido de cobre menor a 1,5%, a una olla de 18 [m<sup>3</sup>], la que es enviada a botadero por medio de camiones. En el interior permanece el metal blanco y un remanente de escoria que forma una fase de emulsión.

### **Vaciado de metal blanco.**

Para el proceso tipo Batch, la interfase y el metal blanco se vacían por boca dejando el horno disponible para otro ciclo de limpieza. El producto llega a ollas de 11 [m<sup>3</sup>], la que es transportada por medio de grúas puente hacia los CPS.

Los gases metalúrgicos producidos en el proceso, principalmente en la etapa de reducción, se extraen a través de las campanas de gases y para su descarga a la atmósfera cada horno cuenta con una chimenea.

Tanto las campanas como los ductos son metálicos recubiertas interiormente con ladrillos refractarios.

## **3.3 Descripción de variables del proceso de limpieza de escoria.**

La alimentación de los hornos consiste en escoria proveniente de los hornos de fusión y conversión y los insumos Enap-6, aire y en casos especiales carbón Coque.

La salida se divide en producto (metal blanco), escoria de descarte y gases metalúrgicos.

La figura 3.5 muestra el balance de materia general del proceso de limpieza de escoria.

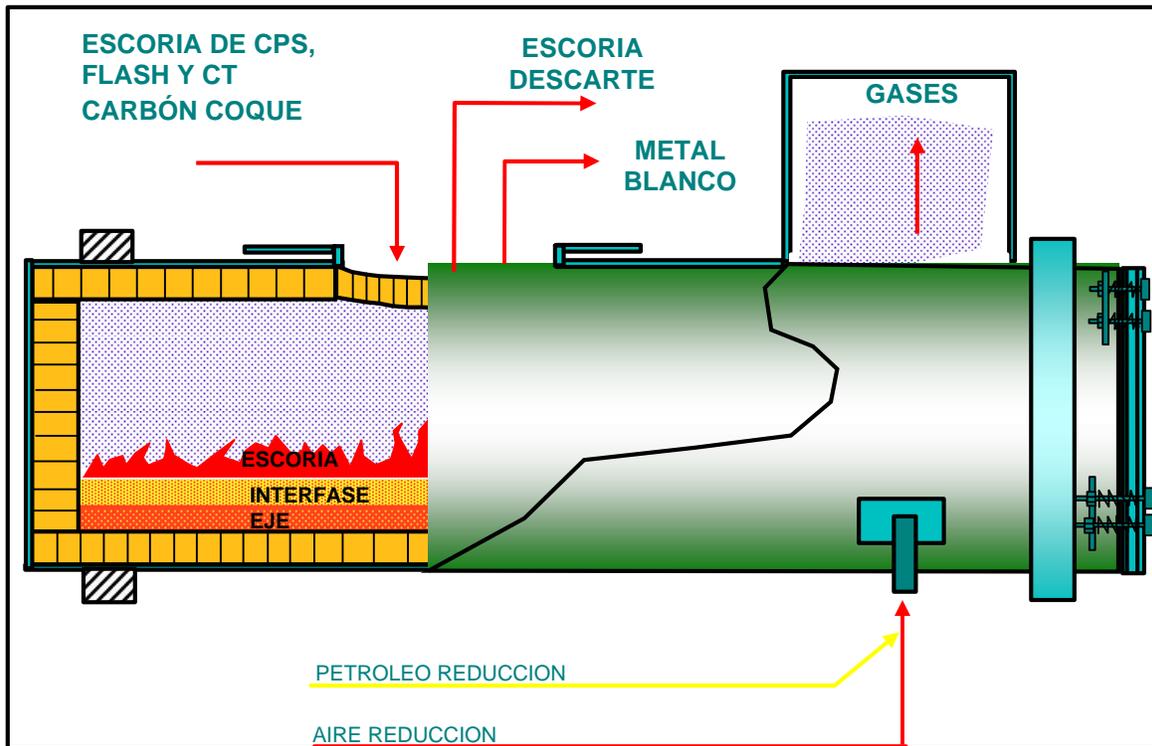


Figura 3.5: Esquema de entrada y salidas Horno de Tratamiento Escoria.

### 3.3.1 Alimentación.

#### Escoria

Como se muestra en la figura 3.5 la carga de un horno de tratamiento de escoria consiste en escorias provenientes del Horno Flash, Convertidor Peirce-Smith y en ocasiones del Convertidor Teniente. Estas escorias se encuentran oxidadas y con contenidos elevados de cobre que deben ser recuperados, además poseen altos contenidos de magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ) y sílice ( $\text{SiO}_2$ ).

En la tabla 3.2 se muestran las composiciones típicas de escorias generadas en los distintos hornos de fusión y conversión<sup>1</sup>.

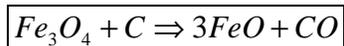
<sup>1</sup> Fuente: Fundición de Concentrado, División Codelco Norte, 2007.

<b>Composición</b>	<b>Escoria CPS</b>	<b>Escoria Flash</b>	<b>Escoria CT</b>
% Cu	12,34	2,9	11,6
% Fe	37,6	43,7	41
% S	2,4	1	2,1
% Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	24,5	17,1	15,9
% SiO <sub>2</sub>	28	29,5	26,5

Tabla 3.2: Composición típica escorias alimentadas a Hornos de Tratamiento de Escoria

### Coque

Cuando la magnetita cargada en el horno alcanza valores sobre el 25% se alimenta una cantidad determinada de carbón Coque, alrededor de 2 [ton]. Con esto se logra mantener un ambiente más reductor en el interior del baño por el aporte de C, lo que ayuda a reducir más magnetita. Este fenómeno se representa por la siguiente reacción:



En la tabla 3.3 se muestra la composición típica de carbón Coque<sup>2</sup>

<b>Composición en peso</b>	<b>Carbón Coque</b>
% C	85
% H	0,8
% S	1
% otros	13,2

Tabla 3.3: Composición típica Carbón Coque.

<sup>2</sup> Fuente: Fundición de Concentrado, División Codelco Norte, 2007.

## Enap-6

Las características principales del Enap-6 se muestran en la Tabla 3.4.

<b>Característica</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidad</b>
Gravedad específica	12,8	API
Gravedad específica relativa	0,980	-
Punto de inflamación mínimo	60	°C
Densidad	0,945	kg/l
Poder calorífico superior	43.961	kJ/kg
Poder calorífico inferior	39.919	kJ/kg
Cantidad de Carbono	86,6	% en peso
Cantidad de hidrógeno	10,6	% en peso
Cantidad de Azufre	2,00	% en peso
Cantidad de Nitrógeno	0,10	% en peso
Cantidad de Oxígeno	0,40	% en peso
Cantidad de cenizas	0,06	% en peso

Tabla 3.4: Características Petróleo Enap #6.

## Aire

Se inyecta aire atmosférico con las características típicas de composición de 21% de O<sub>2</sub> y 79% de N<sub>2</sub>. Se utiliza aire de 20 y 90 [psi].

### 3.3.2 Salidas

## Metal blanco o Producto

El metal se destina a los convertidores Peirce-Smith para su conversión a Cobre Blister y posterior refinación y moldeo. La tabla 3.5 muestra una composición típica de producto del tratamiento de escoria.

<b>Composición</b>	<b>Metal HTE</b>
% Cu	55,5
% Fe	11,8
% S	11,1
% Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	6,7
Otros (Cu <sub>2</sub> S, FeS)	14,9

Tabla 3.5: Composición típica Producto Horno Tratamiento de Escorias.

### Escoria de descarte

Se pretende que la escoria tenga un contenido menor a 1,5% Cu y 5 % de magnetita, cuando cumplen con estos rangos de composiciones se descartan, es decir, ya no se recupera mas cobre por esta vía.

Muchas veces por disposición de equipos o por problemas operacionales los hornos de Tratamiento de Escorias son utilizados solo para sedimentar, por lo tanto las escorias de descarte se subdividen en dos categorías: a) Escoria Reducción y b) Escoria Sedimentación.

Ambas escorias se descartan, pero la escoria reducción lógicamente presenta contenidos de cobre menores a los de la escoria Sedimentación como se muestra en la Tabla 3.6.

Composición	Escoria HTE	
	Sedimentación	Reducción
% Cu	3,2	1,8
% Fe	42,9	44,1
% S	0,4	0,4
% Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	17,8	10,5
% SiO <sub>2</sub>	32,4	32,9

Tabla 3.6: Composición Escorias Reducción y Escorias Sedimentación en Hornos de tratamiento de escorias.

### Gases metalúrgicos

El gas del proceso de limpieza de escoria contiene principalmente CO<sub>2</sub> y N<sub>2</sub>, también estará presente en cantidades menores monóxido de carbono (CO) y vapor de agua (H<sub>2</sub>O). Estos gases se evacúan a través de la boca del reactor y son captados por una campana que se encuentra ubicada inmediatamente sobre la boca (figura 3.6), conduciéndolos a la chimenea para enviarlos a la atmósfera.



Figura

3.5: Campana de captación de gases HTE-2.

# CAPITULO IV

## OPTIMIZACION DEL PROCESO DE LIMPIEZA DE ESCORIAS VIA HORNO BASCULANTE

Actualmente los Hornos de Tratamiento de Escorias (HTE's), son los que aportan la mayor cantidad de cobre fino que tiene como destino el botadero de escoria y posterior tratamiento vía flotación. El cobre fino proveniente de la escoria de descarte de los HTE's corresponde a un 65% aproximadamente del total de escoria depositada en botaderos, el resto proviene mayormente del Horno Flash. Con el afán de evitar este tipo de pérdida es que se ve la necesidad de optimizar el funcionamiento de los hornos de tratamiento como tal. El objetivo principal de esta sección, es obtener una mejora en la recuperación de cobre a un costo de operación más económico.

Las variables a analizar en este estudio son:

- Razón aire /combustible
- Atomización de combustible
- Cinética de reducción de magnetita.

La razón aire/combustible nos da una idea de la cantidad de combustible y aire que se debe inyectar al baño en la etapa de reducción, para determinarla se recurrió a un estudio termodinámico del fenómeno de combustión involucrado (equilibrio químico).

Una buena atomización de combustible asegura que el aire necesario para la combustión pueda rodear rápida y completamente la superficie de las pequeñas gotas de petróleo y obtener una mezcla del aire y combustible más eficiente, y de esta manera obtener un combustible mejor atomizado, para esto se trabajó en la temperatura del petróleo y en la geometría de los inyectores.

Por ultimo, el estudio de la cinética de reducción de magnetita permite predecir el comportamiento de esta en el transcurso del tiempo y calcular la cantidad de combustible teórico necesario.

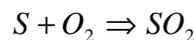
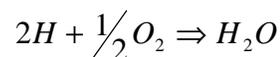
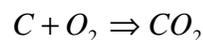
## 4.1 Razón aire/combustible

Para entrar a describir directamente lo que es la razón aire/combustible, se describirán algunos aspectos importantes en la combustión de petróleo y aire.

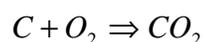
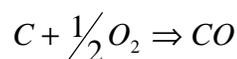
### 4.1.1 Combustión

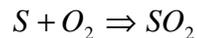
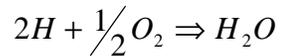
La combustión es una reacción química en la que un elemento combustible se combina con un comburente desprendiendo calor. El comburente más común es el aire. La reacción química entre el combustible y el oxígeno del aire genera productos gaseosos como el  $CO_2$  y  $H_2O$  en su caso mas común, dependiendo de la composición del combustible y si se trata de una reacción completa o incompleta.

- Combustión completa: En este tipo de combustión se hace más eficiente el uso del combustible y por ende es la que entrega mayor calor y las reacciones mas comunes involucradas son:



- Combustión incompleta: En este tipo de combustión se hace menos eficiente el uso de combustible y por ende entrega menos calor y las reacciones mas comunes involucradas son:





Las características principales del Enap-6 se detallan en la tabla 3.4 del Capítulo III, donde se rescata la composición de Carbono correspondiente a un 86,6% en peso.

El oxígeno necesario para la combustión es captado del aire, acompañándole una gran cantidad de nitrógeno. La relación molar entre el nitrógeno y el oxígeno del aire es la misma que su relación volumétrica, debido a que ambos son gases y se encuentran a la misma temperatura, por lo tanto se tendrá:

$$\frac{\text{moles } N_2}{\text{moles } O_2} = \frac{79\%}{21\%} = 3,76$$

Cuando el objetivo de la combustión es entregar calor, este se aprovecha al máximo por lo que la combustión debe ser completa, es decir, el carbono del combustible debe quemarse a CO<sub>2</sub>.

Como se ha descrito en el Capítulo III, el proceso de limpieza de escoria consta de dos etapas principales: reducción y sedimentación.

En la etapa de reducción las toberas se encuentran sumergidas en el baño, por lo tanto se necesita producción de CO principalmente para la reducción de la magnetita. En la práctica se puede apreciar un color de llama anaranjado, esto implica un menor poder calorífico pero un ambiente fuertemente reductor. Las reacciones involucradas son las de una combustión incompleta.

En la etapa de sedimentación en cambio, se requiere de un aporte térmico importante, de tal forma que las propiedades físicas de la escoria no afecten el proceso. Es por esta razón que se necesita de una combustión perfecta para aprovechar al máximo las propiedades térmicas que el Enap-6 es capaz de entregar.

### 4.1.2 Razón de combustión

La razón de combustión que se utiliza comúnmente es aire/combustible y se refiere a la cantidad de aire que se está utilizando por cada litro de combustible.

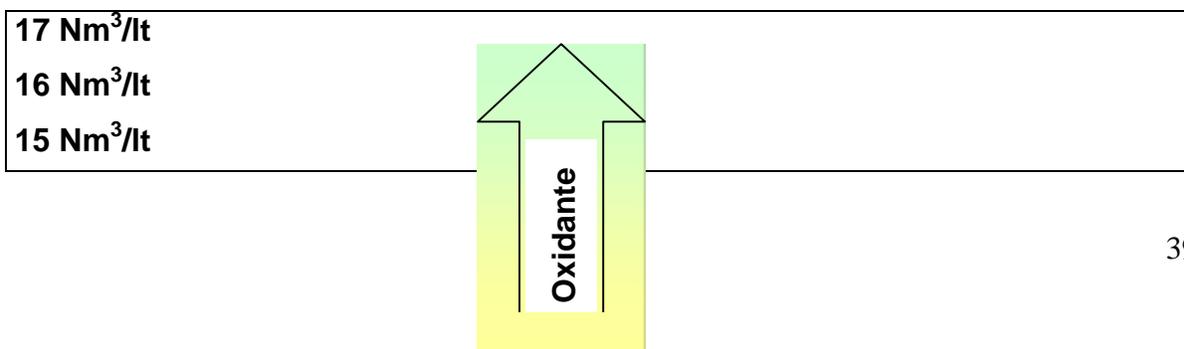
La unidad en la que se expresa esta razón es en metros cúbicos normales ( $\text{Nm}^3$ ), divididos por litros (lt) de combustible.

La cantidad exacta de aire que permite quemar la totalidad del combustible, es de  $10 [\text{Nm}^3/\text{l}]$  y su cálculo se muestra en el Anexo C. Este valor nos da un indicio de que tipo de llama se está utilizando, es decir, que tipo de ambiente ya sea reductor u oxidante se mantiene en el horno. Claramente para la etapa de reducción se requiere de un ambiente reductor, por lo tanto la razón aire/combustible debe ser menor a 10.

La tabla 4.1 muestra una caracterización del tipo de llama y sus componentes y la figura 4.1 muestra las razones de combustión que se obtienen para cada tipo de llama.

Tipo de llama	Características	Componentes
Neutra	Amarilla a blanca	Dióxido de carbono, vapor de agua, dióxido de azufre, oxígeno residual y nitrógeno.
Oxidante	Verdosa	Dióxido de carbono, vapor de agua, dióxido de azufre, oxígeno y nitrógeno.
Reductora	Anaranjada	Dióxido de carbono, vapor de agua, dióxido de azufre, monóxido de carbono, carbono cuando es muy reductora y nitrógeno.

Tabla 4.1: Caracterización del tipo de llama y sus componentes.



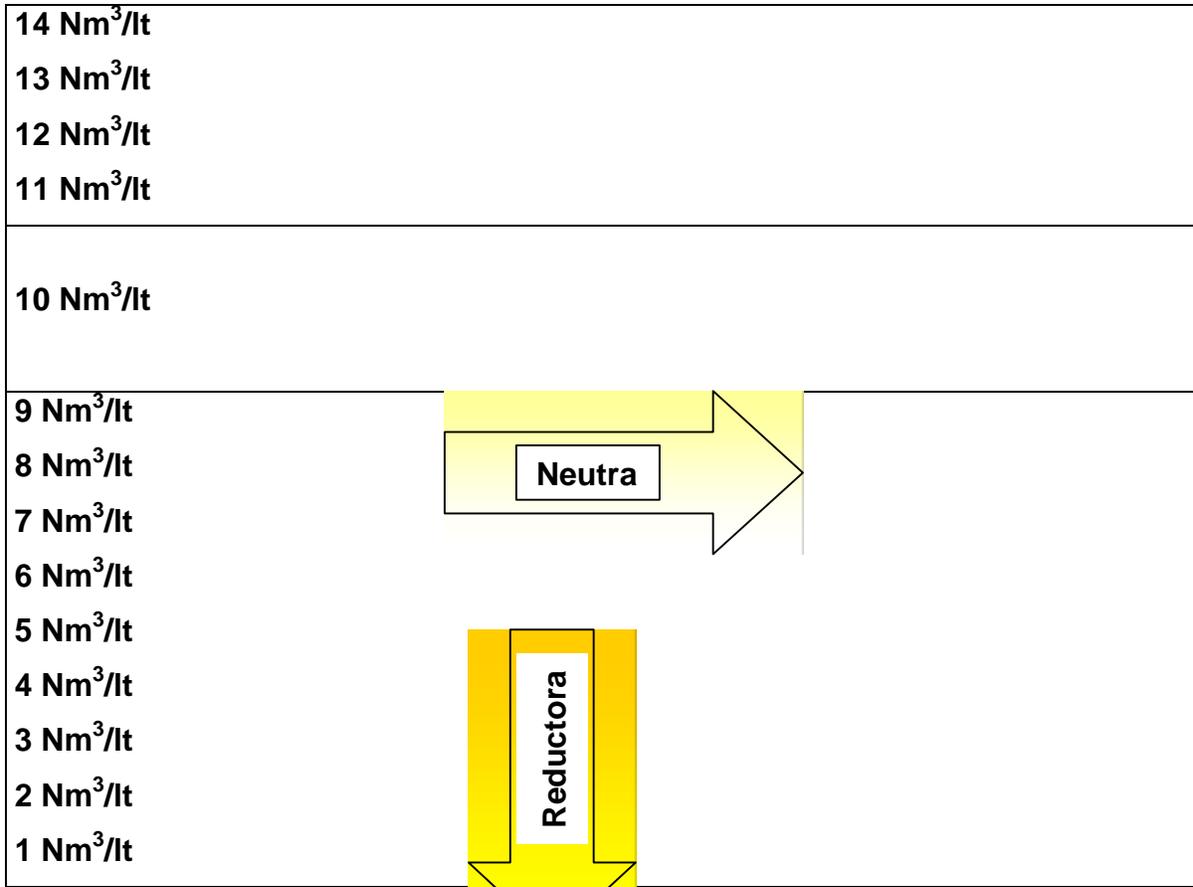
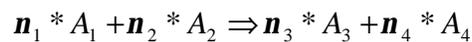


Figura 4.1: Tipo de combustión en función de la razón de combustión

#### 4.1.3 Estudio termodinámico de razón aire/combustible en etapa de reducción

A los HTE's se alimenta aire de 20 [psi] y Enap-6 para generar agentes reductores de magnetita. Es de gran importancia conocer las composiciones en equilibrio de las reacciones de combustión, para poder definir parámetros de operación como la razón aire / combustible.

En general para las reacciones químicas se tiene que:



Donde:

$n$  : Coeficiente estequiométrico.

A: Especie involucrada en la reacción.

Los coeficientes estequiométricos son positivos para los productos y negativos para los reactantes, para los inertes como el nitrógeno es cero.

La coordenada de reacción ( $e$ ) caracteriza el grado al cual ha tenido lugar una reacción.

La relación general entre un cambio diferencial  $dn_i$  en el número de moles de una especie reactiva esta dada por la siguiente relación:

$$dn_i = n_i * de$$

La composición molar de un compuesto se define como:

$$Y_i = \frac{n_i}{n}$$

Donde:

$n_i$  = moles del compuesto

$n$  = moles totales

Por lo tanto aplicando las definiciones anteriores, la composición se define también como:

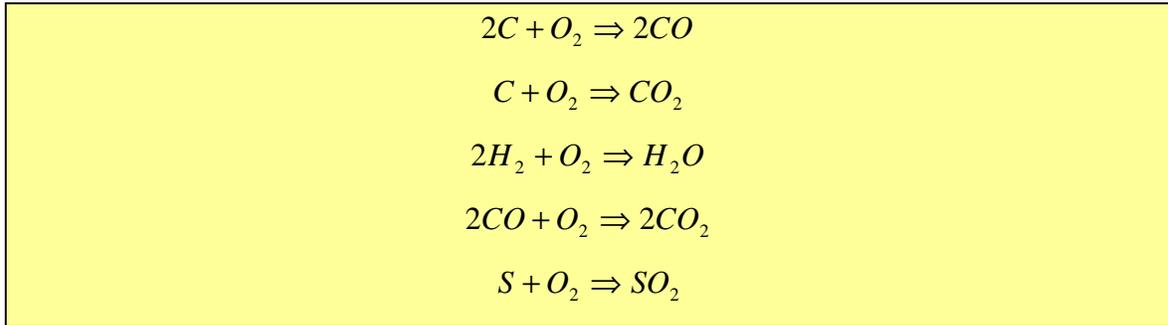
$$Y_i = \frac{n_{i0} + \sum_j n_{i,j} * e_j}{n_0 + \sum_j n_j * e_j}$$

Donde:

$n_{i_o}$  = Moles iniciales del compuesto.

$$n_o = \sum n_{i_o}$$

Las reacciones involucradas en el proceso son:



Podemos apreciar que el carbono reacciona de dos maneras produciendo CO y CO<sub>2</sub>, el problema es que no se sabe cual es la conversión, es decir, cuanto carbono reacciona para formar CO y cuanto para formar CO<sub>2</sub>

Para simplificar el mecanismo se tomarán en cuenta las siguientes reacciones, ordenadas según espontaneidad:

Reacción	K <sub>eq</sub>	$\Delta G^\circ$ [Kcal]
$2C + O_2 \Rightarrow 2CO$	1,8974E+17	-150.664
$2H_2 + O_2 \Rightarrow 2H_2O$	1,0809E+12	-79.431
$2CO + O_2 \Rightarrow 2CO_2$	7,5602E+10	-73.992

Tabla 4.2: Mecanismos de reacciones de combustión, ordenado según espontaneidad a 1200 [°C].

El azufre no se considera en el mecanismo por su baja composición presente en el Enap-6 (aproximadamente 2% en peso).

Como suposiciones se considerara que todo el carbono presente reaccionara para producir CO y que parte del CO se oxida para formar CO<sub>2</sub>.

Los cálculos se realizarán con una razón aire/combustible de 8 a modo de ejemplo, luego se confeccionará una gráfica que indique el comportamiento de los gases de combustión a diferentes razones.

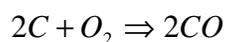
Como primera suposición la reacción 1 corre en un 100%, hasta que se consuma el limitante correspondiente según la razón aire/combustible. Luego se continúa con las reacciones 2 y 3 como sistema de reacciones competitivas ya que sus constantes de equilibrio son más cercanas.

Para una razón aire/combustible de 8 se tiene la siguiente alimentación molar:

- Flujos bases considerados: 5400 [Nm<sup>3</sup>/h] de aire y 680 l/h de Enap-6.

	C	O <sub>2</sub>	H <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	N <sub>2</sub>	Total
Moles iniciales	48,06	50,66	43,09	---	---	---	190,57	332,36
Moles fase gas	---	50,66	43,09				190,57	284,32

Reacción primaria 100% de conversión



Especie	Entra	Reacciona	Se produce	Sale
C	48,06	48,06	---	0
O <sub>2</sub>	50,66	24,03	---	26,63

CO	---	---	48,06	48,06
<b>Total</b>	<b>98,72</b>	<b>79,09</b>	<b>48,06</b>	<b>74,69</b>

Después de la primera reacción la composición de los gases queda:

<b>Especie</b>	<b>Kmol</b>	<b>Composición molar (%)</b>
C	0	0
O <sub>2</sub>	26,63	8,64
H <sub>2</sub>	43,09	13,97
CO	48,06	15,59
CO <sub>2</sub>	0	0
H <sub>2</sub> O	0	0
N <sub>2</sub>	190,57	61,80
<b>Total</b>	<b>308,35</b>	<b>100</b>

Para las reacciones 2 y 3:



Donde:

$\mathbf{e}_2$  : Coordenada de reacción de la ecuación 2.

$\mathbf{e}_3$  : Coordenada de reacción de la ecuación 3.

Cálculo de coeficiente estequiométrico global en fase gaseosa:

Especie	C	O <sub>2</sub>	H <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	N <sub>2</sub>	Suma
Reacción								<b><i>n</i></b>
2	0	-1	-2	0	0	2	0	-1
3	0	-1	0	-2	2	0	0	-1

La siguiente tabla resume la salida de los gases de las reacciones 2 y 3:

Especie	Entra	Reacciona	Se produce	Sale
O <sub>2</sub>	26,63	$e_2 + e_3$	---	$26,63 - e_2 - e_3$
H <sub>2</sub>	43,09	$2e_2$	---	$43,09 - 2e_2$
CO	48,06	$2e_3$	---	$48,06 - 2e_3$
CO <sub>2</sub>	---	---	$2e_3$	$2e_3$
H <sub>2</sub> O	---	---	$2e_2$	$2e_2$
N <sub>2</sub>	190,57	---	---	190,57
<b>Total</b>	<b>308,35</b>			<b><math>308,35 - e_2 - e_3</math></b>

Evaluando los valores en la ecuación de composición se obtiene:

$$Y_{O_2} = \frac{26,3 - e_2 - e_3}{308,35 - e_2 - e_3}$$

$$Y_{H_2} = \frac{43,09 - 2e_2}{308,35 - e_2 - e_3}$$

$$Y_{CO} = \frac{48,06 - 2e_3}{308,35 - e_2 - e_3}$$

$$Y_{CO_2} = \frac{2e_3}{308,35 - e_2 - e_3}$$

$$Y_{H_2O} = \frac{2e_2}{308,35 - e_2 - e_3}$$

$$Y_{N_2} = \frac{190,57}{308,35 - e_2 - e_3}$$

Los valores de K para las reacciones a 1200 °C son:

$$K_2 = 1,0809 * 10^{12}$$

$$K_3 = 7,5652 * 10^{10}$$

Las constantes de equilibrio quedan expresadas de la siguiente manera:

$$K_1 = \frac{Y_{CO}^2}{Y_{O_2}} \quad K_2 = \frac{Y_{H_2O}^2}{Y_{O_2} * Y_{H_2}^2} \quad K_3 = \frac{Y_{CO_2}^2}{Y_{CO}^2 * Y_{O_2}}$$

Reemplazando las expresiones queda:

$$1,0809 * 10^{12} = \frac{2e_2^2 * (308,35 - e_2 - e_3)}{(26,63 + e_2 - e_3)(43,09 - 2e_2)^2}$$

$$7,5652 * 10^{10} = \frac{2e_3^2 * (308,35 - e_2 - e_3)}{(48,06 - 2e_3)^2 * (26,63 - e_2 - e_3)}$$

Luego con los valores de  $e$  , se calculan los valores de Y en equilibrio para cada compuesto.

Los valores de las coordenadas obtenidos son:

$$e_2 = 10,53$$

$$e_3 = 16,09$$

Resolviendo el sistema la composición en equilibrio queda:

Especie	Composición molar (%)
O <sub>2</sub>	0
H <sub>2</sub>	2,48
CO	6,13
CO <sub>2</sub>	4,79
H <sub>2</sub> O	43,30
N <sub>2</sub>	43,30
<b>Total</b>	<b>100</b>

La gráfica 4.1 muestra las composiciones molares de los gases de combustión a distintas razones.

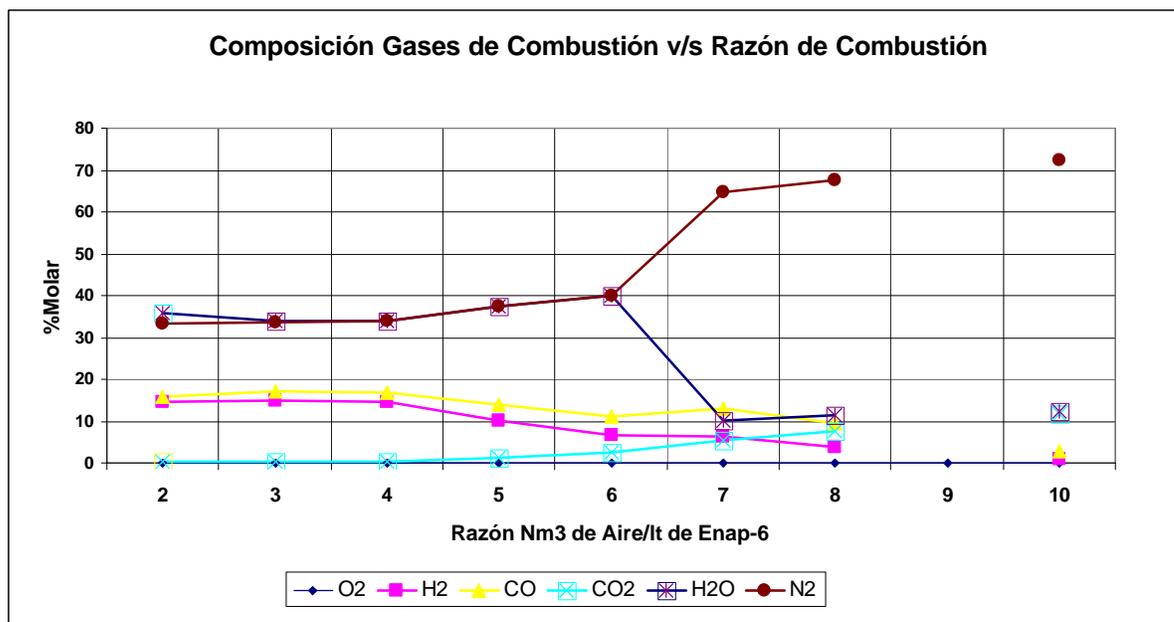


Gráfico 4.1: Composición gases de Combustión v/s Razón de Combustión.

Como conclusión se tiene que una razón aire/combustible óptima para la etapa de reducción es de 2 a 3 [Nm<sup>3</sup>/h], ya que es donde se produce la mayor cantidad de CO y H<sub>2</sub>. Actualmente en la operación de los HTE's se utiliza una razón de 2,85 con valores de flujos de aire y Enap-6 de 2000 [Nm<sup>3</sup>/h] y 700 [l/h] respectivamente.

## **Propuesta:**

Se propone continuar con los flujos de aire y combustible utilizados actualmente, ya que el estudio termodinámico sugiere una razón aire/combustible entre 2 y 3. De todas maneras no conviene mantener una razón menor a 3 ya que podría afectar las propiedades físicas de la escoria por una disminución de la temperatura del baño.

## **4.2 Atomización de Combustible**

Las características esenciales del petróleo son la viscosidad y la atomización. La viscosidad del combustible tiene gran importancia ya que de ello depende en gran parte el buen funcionamiento del quemador. Los petróleos pesados requieren de un calentamiento previo a fin de disminuir su viscosidad.

La temperatura a la que se debe calentar el petróleo depende no sólo del tipo utilizado, sino también del tipo de quemador. En los quemadores mecánicos, por ejemplo, la viscosidad es muy importante, para el buen funcionamiento de éste, en cambio para los quemadores atomizados por vapor, la viscosidad puede ser un poco mayor.

La atomización es definida como el resultado del quebramiento físico o separación de un líquido en pequeñas partículas.

El petróleo debe ser atomizado en un quemador a fin de que el aire teórico necesario para la combustión pueda rodear rápida y completamente la superficie de las pequeñas gotas para producir una mezcla de combustible. En resumen debe pasar por tres etapas para llegar a producir calor:

- Atomización para subdividir el líquido en gotas muy pequeñas tanto como sea posible.
- Gasificación, es la evaporación de estas gotitas para mezclar el combustible.
- Combustión.

En la práctica, para lograr una buena atomización se trabajó en dos aspectos:

1. Temperatura de precalentamiento del combustible.
2. Cambio de geometría de inyectores.

#### 4.2.1 Temperatura de precalentamiento del combustible

La temperatura de precalentamiento del combustible es importante controlarla, ya que con una mayor temperatura de precalentamiento de los suministros se consigue un mayor aporte energético en la combustión, lo que a su vez ayuda a mejorar las propiedades físicas de la escoria (disminución de viscosidad).

La meta en este punto es que el Enap-6 llegue con la mayor temperatura que sea posible a las toberas. Por medio de inspección visual se determinó que las cañerías que transportan el Enap-6 no están adecuadamente revestidas, es decir, no tienen una aislación adecuada.

Para subir la temperatura del combustible, este se hace pasar por un calentador eléctrico donde aumenta la temperatura de 80 a 100 [°C] aproximadamente. Por disposición espacial el HTE-2 se encuentra a unos 10 [mt] del calentador de petróleo, lo que sin duda alguna hace perder temperatura en el trayecto llegando al horno a unos 70 [°C] aproximadamente.

El circuito consta básicamente de dos cañerías una que transporta el Enap-6 y otra de vapor de agua de 180 [psi], proveniente de Planta Termoeléctrica.

Los sistemas de combustión para combustibles del número 6 se diseñan por lo común bajo la consideración de precalentar el combustible desde 30-50 [°C], con el fin de reducir la viscosidad para facilitar el transporte y calentamiento del combustible desde 70-95 [°C] para reducir todavía más la viscosidad, favoreciendo una atomización adecuada.

La temperatura adecuada para la atomización de este tipo de combustible se encuentra entre un rango de 100-150 [°C]<sup>3</sup>.

#### **Propuesta:**

---

<sup>3</sup> Manual del Ingeniero Químico, Perry. Capítulo 9, pág 9-7.

Frente a la necesidad de atomizar el combustible es que se propone aislar el circuito de cañerías que transporta el Enap-6 hacia los hornos para evitar pérdidas caloríficas que se manifiestan en una disminución de la temperatura del combustible a la entrada de los hornos y por ende un aumento en la viscosidad.

La figura 4.2 muestra las cañerías aisladas. En total se aislaron 18 [m], con Kabul, que se encontraba disponible en la Fundición.





Figura 4.2: Aislación circuito de cañerías de transporte de Enap-6.

En la tabla 4.2, se muestran las pérdidas caloríficas antes y después de la aislación.

<b>Situación</b>	<b>Pérdidas caloríficas</b>	
	<i>BTU/h*pie-lineal</i>	<i>kcal/h*m-lineal</i>
Cañería con aislación	59,22	48,96
Cañería sin aislación	391	323

Tabla 4.2: Comparación pérdidas caloríficas en cañería de transporte de combustible con aislación y sin aislación

El detalle de estos resultados y los cálculos se encuentran en el Anexo D. Como principal conclusión se puede decir que con la aislación térmica implementada, se recupera un 84% de la energía que sin aislación se desprendía al ambiente.

#### 4.2.2 Cambio de geometría de boquillas de inyectores de petróleo

Como se mencionó anteriormente una mejor atomización del combustible tiene como resultado una mejor combustión.

Uno de los principales problemas es que las toberas se obstruyen constantemente, esto se debe a diversas razones siendo las más importantes las que se mencionan a continuación:

- Temperatura baja de combustible
- Presión de aire insuficiente
- Distancia boquilla-boca tobera inadecuada entre otras.

#### **Propuesta:**

En base a estos tres factores es que se propone un nuevo diseño de boquillas, con el objeto de estas no se obstruyan con tanta frecuencia y que aseguren una atomización adecuada. La temperatura del combustible influye directamente en la viscosidad del mismo y la solución propuesta fue descrita en el punto anterior de este capítulo. La presión de aire de inyección es de 20 [psi<sub>g</sub>], y se chequeara si el cambio de geometría influye en la misma. La distancia boquilla-boca tobera debe ser la adecuada de lo contrario el combustible forma acreciones en las paredes de la tobera provocando la obstrucción del paso del aire.

La figura 4.3 muestra la obstrucción que se provoca en la boca de la tobera cuando el inyector esta mal posicionado.

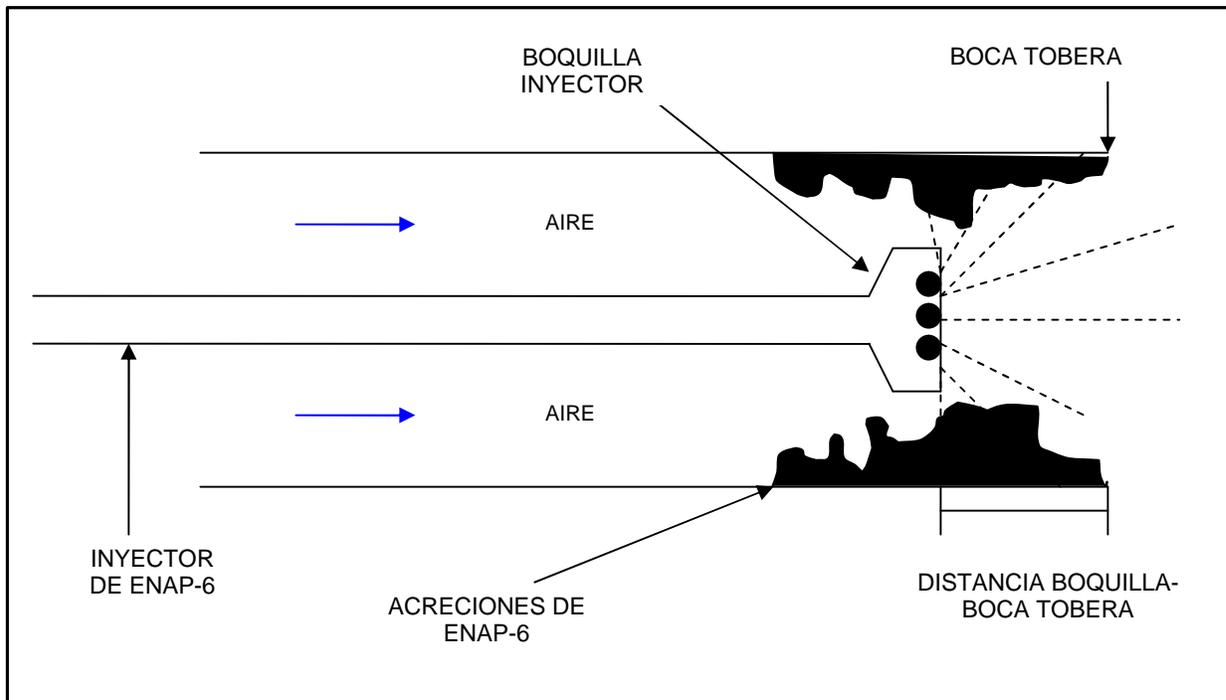


Figura 4.3: Obstrucción en boca de la tobera.

En resumen el cambio de geometría de boquilla permitirá un mejor aprovechamiento del combustible evitando pérdidas, principalmente referidas a la atomización del combustible.

En la figura 4.4 se puede apreciar el cambio de geometría de las boquillas de los inyectores de petróleo, en la parte izquierda se muestra la boquilla antigua y en la derecha la nueva. Uno de los cambios más importante es que la punta de la boquilla no es recta lo que hace que los orificios estén en forma diagonal dando dirección al flujo.



Figura 4.4: Cambio de geometría de boquillas de inyectores de petróleo.

Para determinar si el cambio de geometría afecta a la presión de inyección de aire se recurre al principio de Bernoulli.

La ecuación de Bernoulli describe el comportamiento de un fluido moviéndose a lo largo de una línea de corriente. El principio cita básicamente que en un fluido perfecto (sin viscosidad ni rozamiento) en régimen de circulación por un conducto cerrado, la energía que posee el fluido permanece constante a lo largo de su recorrido. La energía de un fluido en cualquier momento consta de tres componentes:

- Cinético: es la energía debida a la velocidad que posee el fluido.

- Potencial gravitacional: es la energía debido a la altitud que un fluido posea.
- Potencial Presión: es la energía que un fluido contiene debido a la presión que posee.

La ecuación de Bernoulli se expresa de la siguiente forma:

$$\frac{v^2}{2g} + \frac{zg}{g_c} + \frac{p}{r} = \text{constante}$$

Donde:

$v$  = Velocidad del fluido.

$z$  = Altura geométrica en dirección a la gravedad.

$g$  = Constante gravitacional.

$p$  = Presión a lo largo de la línea de corriente.

$r$  = Densidad del fluido.

Para aplicar esta ecuación se deben aplicar los siguientes supuestos:

- Viscosidad (fricción interna) = 0. Es decir que se aplica para un fluido perfecto.
- Caudal constante.
- Fluido incompresible (densidad constante).

La Figura 4.5 esquematiza una tobera y los puntos donde se hará el balance de energía.

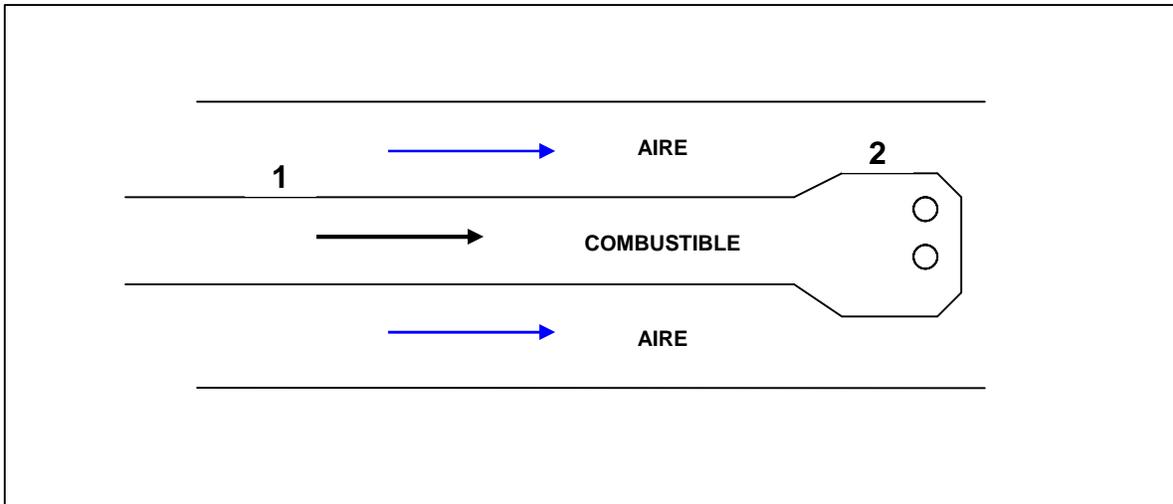


Figura 4.5: Esquema tobera.

Aplicando la ecuación de Bernoulli a los puntos 1 y 2 de la figura

$$\frac{\Delta v^2}{2g_c} + \frac{\Delta z g}{g_c} + \frac{\Delta p}{r} = 0$$

Tendremos como suposición que  $Q_1 \approx Q_2 = Q$  (donde  $Q$  es el caudal de aire) y que las pérdidas por fricción son despreciables.

Es necesario interpretar la ecuación en función de los datos que se manejan, es decir expresar la velocidad en función del área y caudal.

$$v = \frac{Q}{A}$$

Por lo tanto la ecuación de balance queda de la siguiente forma:

$$\frac{Q^2}{A_2^2 * 2g_c} - \frac{Q}{A_1^2 * 2g_c} + \frac{P_2}{r} - \frac{P_1}{r} = 0$$

Datos:

$$r_{\text{aire}} = 1.29 \left[ \frac{\text{kg}}{\text{Nm}^3} \right]$$

$$D_{\text{tobera}} = 2.5[\text{pu l g}]$$

$$D_{\text{inyector}} = 0.5[\text{pu l g}]$$

$$D_{\text{boquilla}} = 0.95[\text{pu l g}]$$

$$P_1 = 20[\text{psi}_g]$$

$$Q = 2000[\text{Nm}^3 / \text{h}]$$

**Cálculos:**

$$A_1 = A_{\text{tobera}} - A_{\text{inyector}}$$

$$A_2 = A_{\text{tobera}} - A_{\text{boquilla}}$$

$$A_{\text{tobera}} = p * r_{\text{tobera}}^2$$

$$A_{\text{inyector}} = p * r_{\text{inyector}}^2$$

$$A_{\text{boquilla}} = p * r_{\text{inyector}}^2$$

$$A_{\text{tobera}} = 4.9[\text{pu l g}^2] \Rightarrow 0.00327[\text{m}^2]$$

$$A_{\text{inyector}} = 0.196[\text{pu l g}^2] \Rightarrow 0.00013[\text{m}^2]$$

$$A_{\text{boquilla}} = 0.708[\text{pu l g}^2] \Rightarrow 0.00047[\text{m}^2]$$

$$A_1 = 0.00327 - 0.00013 = 0.00314[\text{m}^2] \Rightarrow 31.36[\text{cm}^2]$$

$$A_2 = 0.00327 - 0.00047 = 0.0028[\text{m}^2] \Rightarrow 28[\text{cm}^2]$$

$$Q = 0.55 \left[ \frac{\text{Nm}^3}{\text{s}} \right]$$

$$P_1 = 137931[\text{Pa}]$$

Reemplazando en la ecuación:

$$\frac{0.55^2}{0.0028^2 * 2} - \frac{0.55^2}{0.00314^2 * 2} + \frac{P_2}{1.29} - \frac{137931}{1.29} = 0$$

Despejando:

$$P_2 = 137.925[Pa] \Rightarrow 19,9[psi]$$

En conclusión, el cambio de geometría de las boquillas no afecta en la presión de eyección de aire a lo largo de la trayectoria por la tobera. El valor de presión que se maneja es de 20 [psi] y con el cambio de geometría da 19,9 [psi]. Este valor sirve para pronosticar que el paso de aire no se ve mayormente afectado, lo que es importante para que este circuito no se tape y no se tengan que reparar las toberas más de lo normal. Mediante inspección visual, se podía observar por la boca del horno que los quemadores producían una llama en forma normal, es decir que no se veían restos de combustible, lo que hace concluir que el cambio de boquillas permite una buena atomización. Se examinaron por más de un mes las boquillas y no se encontraron deterioradas ni gastadas, lo que en conjunto con el control de la temperatura del combustible permiten que no se obstruyan tan frecuentemente.

### 4.3 Cinética de reducción de Magnetita

El objetivo del estudio de la cinética de reducción de magnetita es calcular el combustible teórico que se necesita para reducir la magnetita presente y poder determinar nuevos parámetros operacionales de suministros de combustible a lo largo del ciclo de reducción, de esta manera se consigue optimizar el consumo de combustible con la consecuente mejora de la variable medioambiental que es la emisión de humos negros.

Los flujos de aire y combustibles utilizados actualmente en la etapa de reducción son 2.000 [Nm<sup>3</sup>/h] y 700[l/h] respectivamente. El problema es que estos flujos son constantes durante la reducción lo que no es necesario, ya que a medida

que transcurre el tiempo la magnetita se va reduciendo y el combustible necesario también disminuye, por lo que un flujo constante solo contribuye a consumir más combustible del necesario.

En general, los procesos de reducción de escorias están controlados por fenómenos de transporte de materia desde la fase gas y la fase escoria fundida. De esta manera se llega a un modelo cinético de primer orden propuesto por Utigard y colaboradores.

$$\frac{d[Fe_3O_4]}{dt} = -k * [Fe_3O_4]$$

La que a su vez se puede expresar de la siguiente manera:

$$(\% Fe_3O_4)_{final} = (\% Fe_3O_4)_{inicial} * \exp(-k * t_{real})$$

Donde:

k= constante cinética de reacción, [ $\text{min}^{-1}$ ]

t= tiempo de reducción, [min]

El valor de la constante cinética es de 0,0195 [ $\text{min}^{-1}$ ], y se obtuvo de datos experimentales de Fundición Caletones<sup>4</sup>.

La variable controladora en el proceso de limpieza de escoria vía inyección de reductor es el contenido de magnetita, ya que el contenido de cobre decrece con la reducción de magnetita en la escoria, es decir, el contenido de magnetita es directamente proporcional al contenido de Cu, por lo tanto es de vital importancia que en el proceso de los HTE's se controle de manera adecuada la magnetita contenida en las escorias, para así determinar los consumos de combustible y suministros en general.

---

<sup>4</sup> Fuente: Informe final "Balance de masa y calor en Hornos de Limpieza de Escoria en Fundición Caletones", CIMM

Los HTE's procesan escorias provenientes de los hornos de fusión y conversión, específicamente de: a) Horno Flash (HF), b) Convertidor Teniente número 2 (CT-2) y c) Convertidores Peirce-Smith (CPS's).

En la Tabla 4.3 se muestran composiciones típicas de magnetita y cobre contenidas en las diversas escorias procesadas en los HTE's.

<b>Composición</b>	<b>Escoria CPS</b>	<b>Escoria Flash</b>	<b>Escoria CT</b>
% Cu	12,34	2,9	11,6
% Fe	37,6	43,7	41
% S	2,4	1	2,1
% Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	24,5	17,1	15,9
% SiO <sub>2</sub>	28	29,5	26,5

Tabla 4.3: Composición típica escorias alimentadas a Hornos de Tratamiento de Escoria.

Como se puede apreciar el contenido de magnetita y cobre, varía según su procedencia. Sobre la base de los datos anteriores y las diferencias en la concentración de magnetita alimentada se simuló el comportamiento dinámico para distintos valores de concentraciones de alimentación.

La gráfica 4.2 de cinética de reducción de magnetita se confeccionó en base a distintas composiciones de magnetita en escoria.

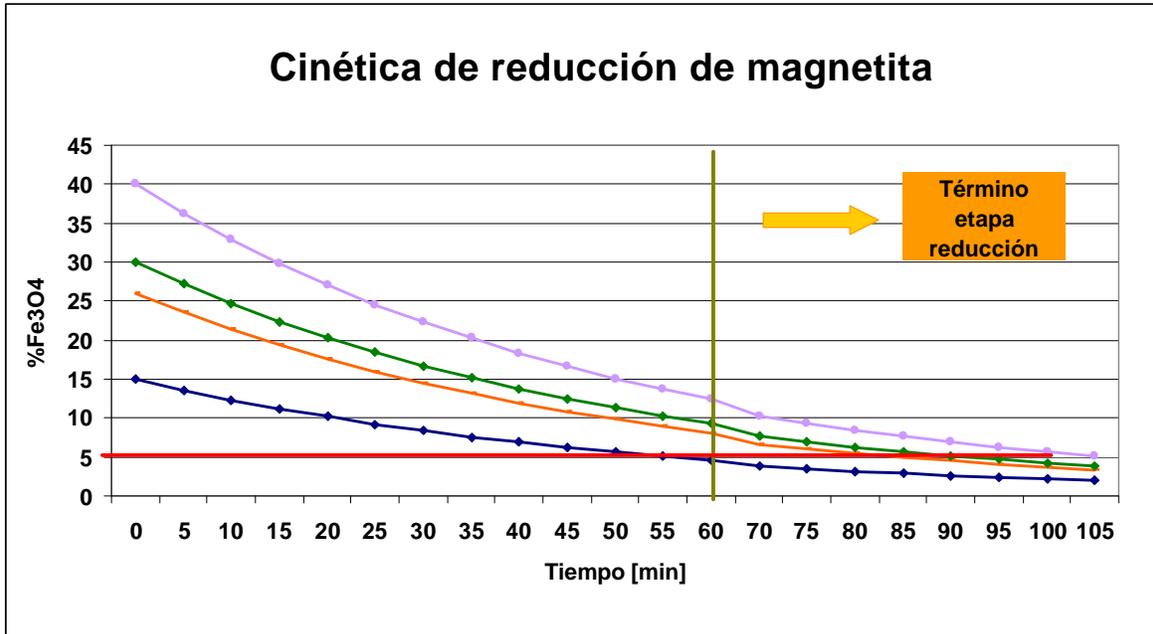


Gráfico 4.2: Cinética de reducción de Magnetita para distintas composiciones.

Para valores de magnetita de alrededor a 5% se asegura un contenido de cobre en escoria de descarte inferior al 2%. Con estos contenidos de magnetita en escoria y un adecuado tiempo de sedimentación (40 [min] aproximadamente), se obtienen escorias de descarte con un contenido de cobre entre 1 y 2%.

El tiempo de reducción actualmente utilizado en los HTE's es de 60 [min], en la gráfica 4.2 se puede apreciar que para contenidos de magnetita de alrededor del 15% a los 60 [min] de reducción se obtienen contenidos de magnetita entre un 4-5%, que es el objetivo a alcanzar, por lo tanto el tiempo de reducción no debe ser inferior a 60 [min]<sup>5</sup>.

**Propuesta:**

En base a los antecedentes operacionales mencionados anteriormente y la simulación del comportamiento cinético de la reducción de magnetita, se propone realizar pruebas a escala industrial de tal manera de determinar un nuevo flujo de combustible según la procedencia de la escoria. En base a la diferencia entre el combustible alimentado y el necesario se ve la

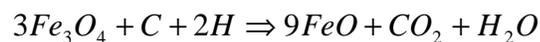
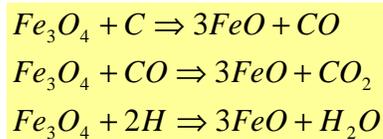
<sup>5</sup> Fuente: Fundición de Concentrado Chuquicamata, División Codelco Norte. 2007.

posibilidad de disminuir el flujo de combustible en una cantidad calculada en base a la metodología que se explica a continuación. Con la composición de magnetita identificada, se simula el comportamiento dinámico de esta en la etapa de reducción. Durante este periodo se sacan muestras de líquido para obtener valores reales de composición de magnetita y cobre, con el afán de comprobar si la curva cinética proyectada teóricamente sirve como pronóstico del comportamiento de la misma

#### 4.3.1 Pruebas Industriales en HTE´s

Las pruebas consisten básicamente en realizar un seguimiento completo del ciclo de limpieza de escoria en todas sus etapas: carguío, reducción, sedimentación y vaciado. En base a los datos recopilados, determinar la cantidad de combustible necesario para reducir de forma eficiente la magnetita presente en el líquido.

La metodología utilizada para el cálculo del combustible teórico se basa en el siguiente mecanismo de reacciones:



Una vez cuantificada la magnetita alimentada, se simula el comportamiento de la composición de esta durante el ciclo de reducción por medio de la ecuación cinética y con estos valores de concentraciones se calcula el combustible teórico por estequiometría en base al mecanismo descrito anteriormente. Con esto se obtiene una curva de consumo teórico de combustible.

Las variables manipuladas son la adición de coque y el flujo de aire y combustible, cuidando siempre de mantener la razón en 3, ya que a medida que la magnetita se va consumiendo el combustible necesario es menor. Las variables

fijas son el tiempo de reducción y sedimentación, las que se mantienen en 60 y 40 [min] respectivamente.

Las variables medidas son la composición de magnetita y cobre en la escoria alimentada y en la escoria de descarte, además de las ollas alimentadas y extraídas del horno. El análisis químico se hace en Laboratorio Metalúrgico a cargo de personal especializado.

Para determinar en cuanto se debe disminuir el flujo de Enap-6 se calculó el combustible teórico para cada caso, es decir, para cada composición de magnetita alimentada.

En resumen la idea principal es economizar combustible en la etapa de reducción, sin alterar el contenido de Cu en la escoria de descarte, es decir que la ley este entre 1-2%.

#### 4.3.1. a Resultados

Alcance: Todos los gráficos reportados en este punto son de las pruebas realizadas con la situación propuesta de flujo variable de combustible en la etapa de reducción.

##### **Prueba1**

Equipo	HTE-2
Fecha	27/11/2007
Tiempo de reducción	45 [min]
Tiempo de sedimentación	40 [min]
Flujo Enap-6 inicial	700 [l/h]
Flujo aire inicial	2000 [Nm <sup>3</sup> /h]
Razón aire/combustible	2,85
Adición de coque	No

Los datos registrados en la prueba 1 se detallan a continuación:

<b>ALIMENTACION</b>			
<b>Procedencia</b>	<b>Nº ollas</b>	<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub></b>	<b>%Cu</b>
HF	1	10	1,93
HF	0,5	11,7	1,49
CPS-6	0,5	16,5	2,52
CPS-6	0,5	17,5	1,91
<b>Total</b>	<b>2,5</b>	<b>13,1</b>	<b>1,96</b>

<b>ESCORIA DESCARTE</b>		
<b>Nº ollas</b>	<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub></b>	<b>%Cu</b>
0,75	9,8	1,66
0,5	9,9	1,43
0,5	9,9	1,33
<b>1,75</b>	<b>9,9</b>	<b>1,47</b>

La carga del horno contiene escoria con 13,1% de Magnetita y 1,96% de Cobre. Después de 45 [min] de reducción se obtiene escoria de descarte de 9,9% de magnetita y 1,47% de Cu. En esta prueba no se respetó el tiempo de reducción habitual por problemas de disposición de equipos. No se adicionó coque ya que la magnetita cargada es baja.

La gráfica 4.3 muestra una comparación del comportamiento cinético de magnetita a partir de la simulación y de las muestras tomadas.

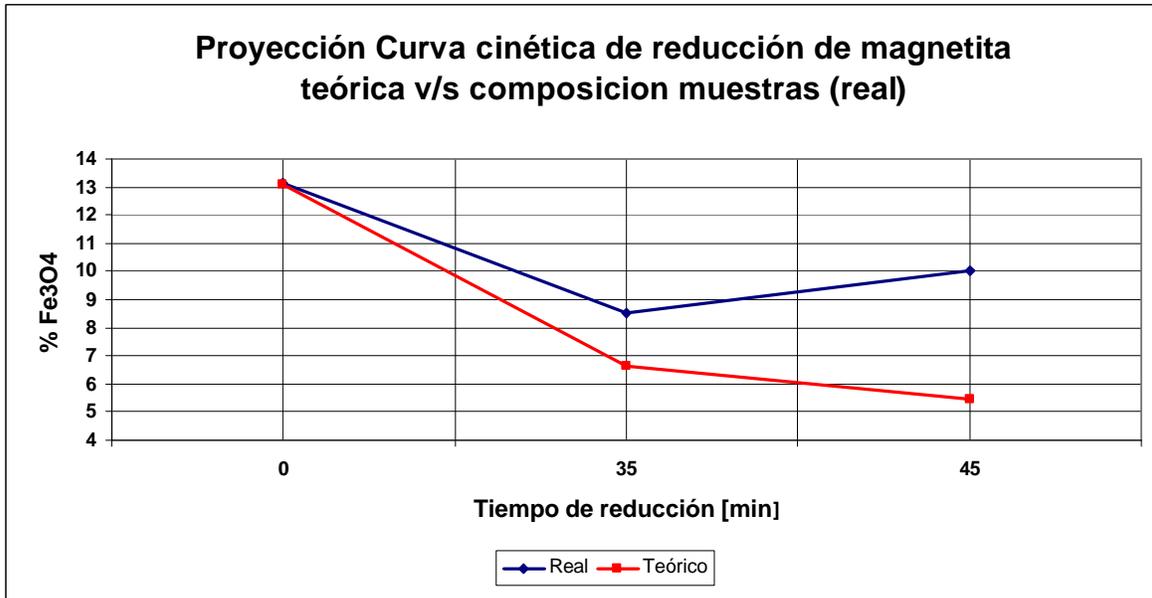


Gráfico 4.3: Comparación curva cinética de reducción de magnetita v/s composición de muestras Prueba 1.

La curva azul denota un aumento de la concentración de magnetita, esto de debe principalmente a la agitación del líquido, es decir, que al momento de tomar las muestras las fases de eje y escoria de descarte se encuentran mezcladas.

La grafica 4.4 muestra el seguimiento de composición de magnetita y cobre, la línea azul delimita el paso de la etapa de reducción a la de sedimentación.

Se puede apreciar que la curva de composición de cobre tiende al descenso, que es lo que se busca, contenidos de cobre en escoria de descarte bajos el 2%. Al final del ciclo se obtiene una escoria de descarte con 1,47 % de Cobre y 9,9% de Magnetita.

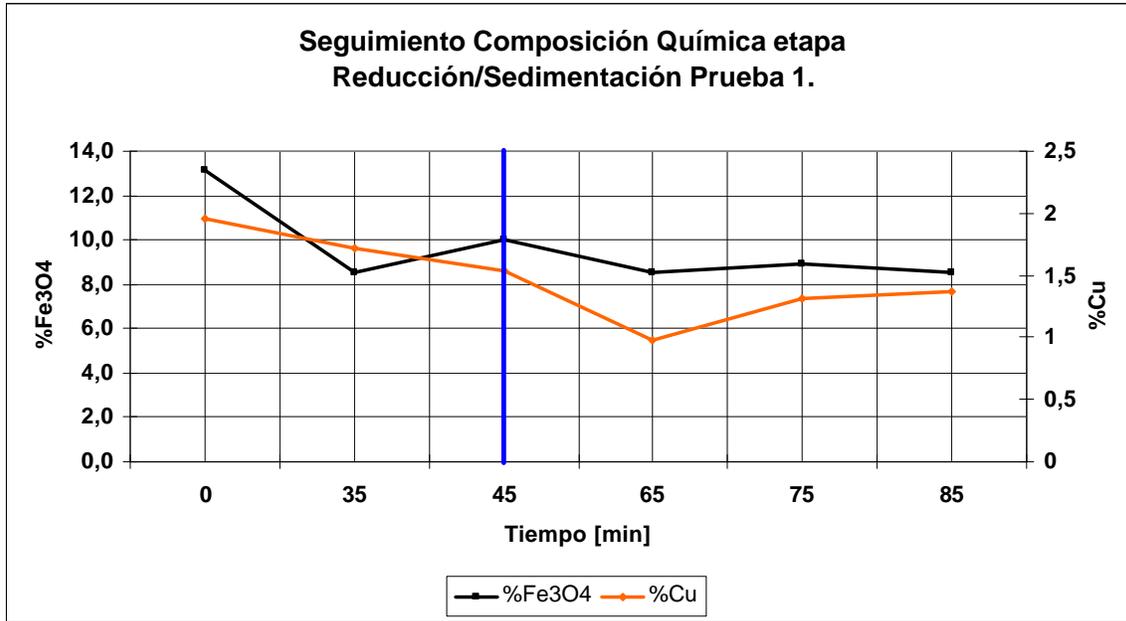


Gráfico 4.4: Seguimiento Composición Química Etapa Reducción y Sedimentación Prueba 1.

El gráfico 4.5 muestra el combustible total alimentado en etapa de reducción (Lt) y el necesario según el contenido de magnetita (teórico determinado en base a cálculos estequiométrico), se aprecia claramente que al comienzo de la reducción, pasados los primeros 20 [min] el volumen total de combustible alimentado (a flujo constante de 700 [l/h]), es muy similar al combustible estequiométrico. Pasados los 25 [min] la diferencias se acentúa, lo que hace concluir que se esta inyectando combustible en exceso.

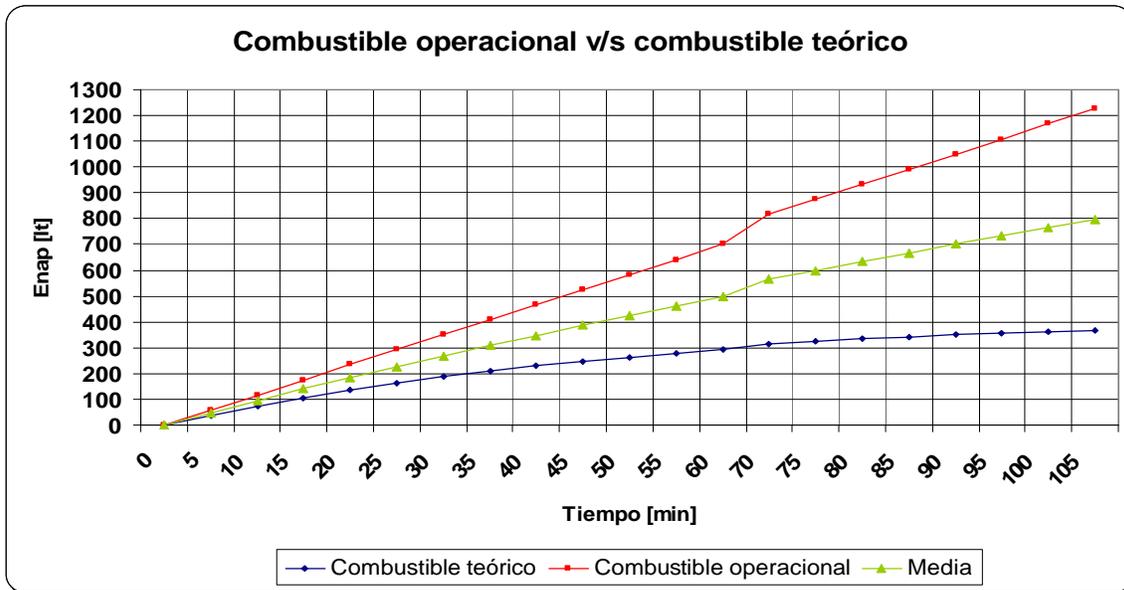


Gráfico 4.5: Comparación de volumen total de Enap-6 alimentado y teórico Prueba 1.

Como se dispone de una planilla de cálculos con la simulación del comportamiento dinámico de la magnetita el gráfico 4.5 se obtiene para cada alimentación de magnetita, por lo que la decisión del cambio del flujo de combustible y aire se toma en la misma prueba.

En este caso se decide que a los 30 [min] de reducción se baje el flujo de combustible alimentado de 700 [l/h] a 500 [l/h] que representa la media entre el combustible teórico y el real alimentado a los 30 [min] de comenzada la reducción.

Como se ha explicado con anterioridad se debe mantener la razón aire/combustible en 3. Por lo tanto las nuevas condiciones de operación con respecto a los flujos de reductores se describen en la siguiente tabla:

REDUCCIÓN		
Inicio	10:30	am
Término	11:15	am
Tiempo Total Reducción	45	min
Flujo Enap-6 0-30 min	700	l/h
Flujo Aire 0-30 min	2000	Nm <sup>3</sup> /h
Razón A/C 0-30 min	2,86	
Flujo Enap 30-45 min	495	l/h
Flujo Aire 30-45 min	1700	Nm <sup>3</sup> /h

Razón 0-45 min	3,43	
----------------	------	--

## Prueba 2

Equipo	HTE-2
Fecha	29/11/2007
Tiempo de reducción	60 [min]
Tiempo de sedimentación	58 [min]
Flujo Enap-6 inicial	700 [l/h]
Flujo aire inicial	2000 [Nm <sup>3</sup> /h]
Razón aire/combustible	2,85
Adición de coque	No

Los datos registrados en la prueba 2 se detallan a continuación:

<b>ALIMENTACION</b>			
<b>Procedencia</b>	<b>Nº ollas</b>	<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub></b>	<b>%Cu</b>
CPS-6	1	10,5	3,64
CPS-6	1	23,5	6,83
HF	1	19,2	3,52
HTE-1	1	21	3,39
<b>Total</b>	<b>4</b>	<b>18,6</b>	<b>4,35</b>

<b>ESCORIA DESCARTE</b>		
<b>Nº ollas</b>	<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub></b>	<b>%Cu</b>
1	13,2	1,76
1	17	3,84
<b>2</b>	<b>15,12</b>	<b>2,8</b>

La carga del horno contiene escoria con 18,6% de Magnetita y 4,35% de Cobre. El tiempo de reducción se respeta sin embargo no se agrega coque.

Al igual que la Prueba 1 se simula el comportamiento cinético de la magnetita que se muestra en la gráfica 4.6

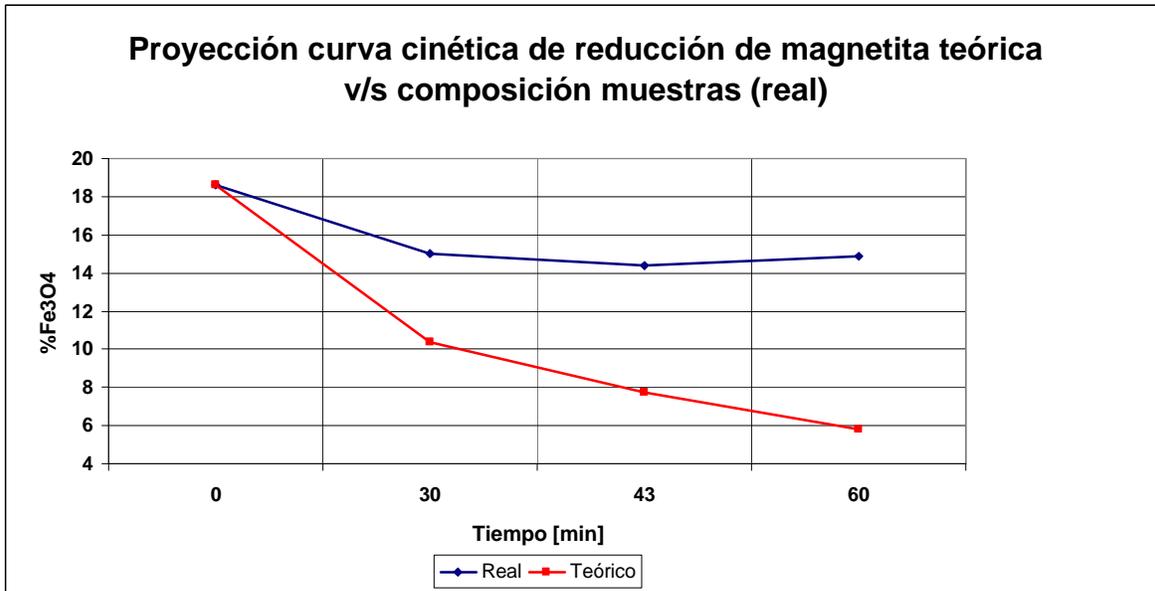


Gráfico 4.6: Comparación curva cinética de reducción de magnetita v/s composición de muestras Prueba 2.

En este caso se manifiesta una diferencia sustancial entre la curva teórica y la real. Esta diferencia se debe principalmente a que en este caso en particular al momento de cargar el horno se encontraba con producto (eje), el cual no puede ser cuantificado. Esta diferencia se toma como acumulación con contenidos de cobre y magnetita desconocidos.

La grafica 4.7 muestra el seguimiento de composición de magnetita y cobre durante la reducción y sedimentación, la línea azul delimita el paso de la etapa de reducción a la de sedimentación.

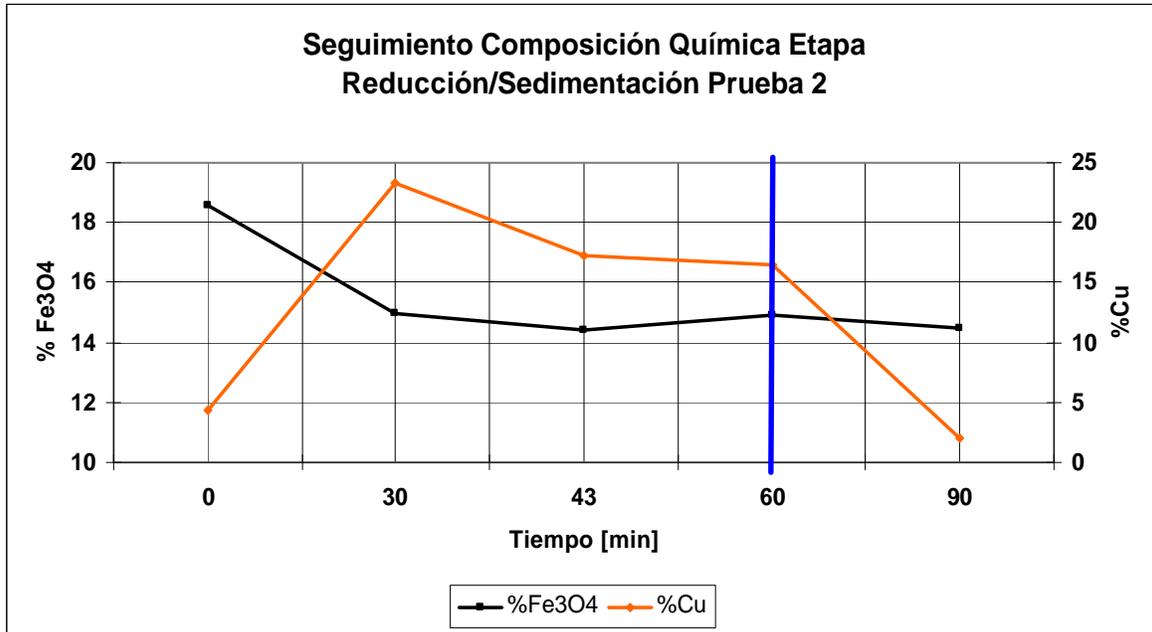


Gráfico 4.7: Seguimiento Composición Química Etapa Reducción y Sedimentación Prueba 2.

La curva de composición de cobre tiene un comportamiento bastante particular, si bien es cierto se comienza con un 4,35 % a los 30 [min] de comenzada la reducción el porcentaje se eleva a 23,7%, este fenómeno se explica de la misma manera que el aumento del contenido de magnetita, es decir, por la acumulación de producto presente, además de la agitación presente por la inyección de los agentes reductores.

El gráfico 4.9 muestra el combustible alimentado en etapa de reducción y el teórico, se aprecia claramente que al comienzo de la reducción, pasados los primeros 35 [min] el combustible alimentado es muy similar al combustible estequiométrico. Pasados los 35 [min] la diferencias se acentúa, lo que hace concluir que se esta inyectando combustible en exceso.

La variación el flujo de combustible se hace 10 [min] después de la Prueba 1, esto es por el mayor contenido de magnetita inicial en la Prueba 2.

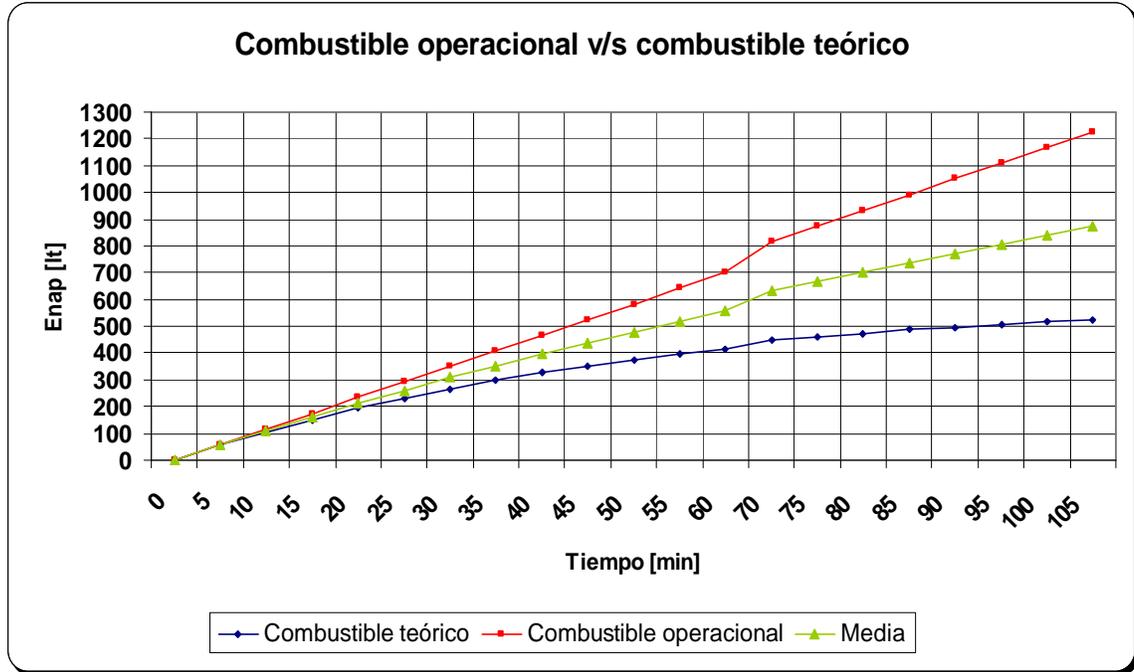


Gráfico 4.8: Comparación volumen de Enap-6 alimentado y teórico Prueba 2.

Se determina que a los 35 [min] de reducción se baje el flujo de combustible alimentado de 700 [l/h] a 430 [l/h] que representa la media entre el combustible teórico y el real alimentado a los 35 [min] de comenzada la reducción.

Las nuevas condiciones de operación con respecto a los flujos de reductores se describen en la siguiente tabla:

REDUCCIÓN		
Inicio	14:05	pm
Término	15:05	pm
Tiempo Total	60	min
Flujo Enap-6 0-35 min	698	l/hr
Flujo Aire 0-35 min	1640	Nm3/hr
Razón 0-30 min	2,35	
Flujo Enap 35-60 min	469	l/hr
Flujo Aire 35-60 min	1503	Nm3/hr
Razón 0-45 min	3,20	

### Prueba 3

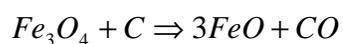
Equipo	HTE-2
Fecha	6/12/2007
Tiempo de reducción	60 [min]
Tiempo de sedimentación	40 [min]
Flujo Enap-6 inicial	700 [l/h]
Flujo aire inicial	2000 [Nm <sup>3</sup> /h]
Razón aire/combustible	2,85
Adición de coque	500 [kg]

Los datos registrados en la prueba 3 se detallan a continuación:

<b>ALIMENTACION</b>			
<b>Procedencia</b>	<b>Nº ollas</b>	<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub></b>	<b>%Cu</b>
HF	1	10,95	1,92
HF	1	7,7	1,82
CPS-7	1	22,2	8,43
<b>Total</b>	<b>3</b>	<b>13,3</b>	<b>4,06</b>

<b>ESCORIA DESCARTE</b>		
<b>Nº ollas</b>	<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub></b>	<b>%Cu</b>
0,75	3,6	2,1
0,75	3,9	1,61
<b>1,5</b>	<b>3,8</b>	<b>1,86</b>

La adición de carbón tiene la ventaja de que reduce directamente más magnetita según la siguiente reacción:



La adición de coque se hace en recipientes por la boca del horno, aproximadamente se alimenta  $\frac{1}{4}$  de bote. Se estimó que el bote que se utiliza para cargar coque tiene un volumen aproximado de  $4,4 \text{ [m}^3\text{]}$ . Se sabe que el peso específico del carbón coque es  $0,45 \text{ [ton/m}^3\text{]}$ , por lo tanto se estima que  $\frac{1}{4}$  de bote corresponde a  $500 \text{ [kg]}$  de carbón.

Por estequiometría se tiene que  $1 \text{ [kg]}$  de coque reduce  $18 \text{ [kg]}$  de  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , por lo tanto como no todo el coque se consume por su granulometría, se supone una eficiencia de  $70\%$  de reducción. Entonces para una carga de  $500 \text{ [kg]}$  de coque se reducen adicional a la reacción con petróleo  $6 \text{ [ton]}$  de  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ .

La carga del horno además de carbón contiene escoria con  $13,3\%$  de magnetita y  $4,06\%$  de cobre. Al igual que la Prueba 1 y 2 se simula el comportamiento cinético de la magnetita que se muestra en la gráfica 4.9.

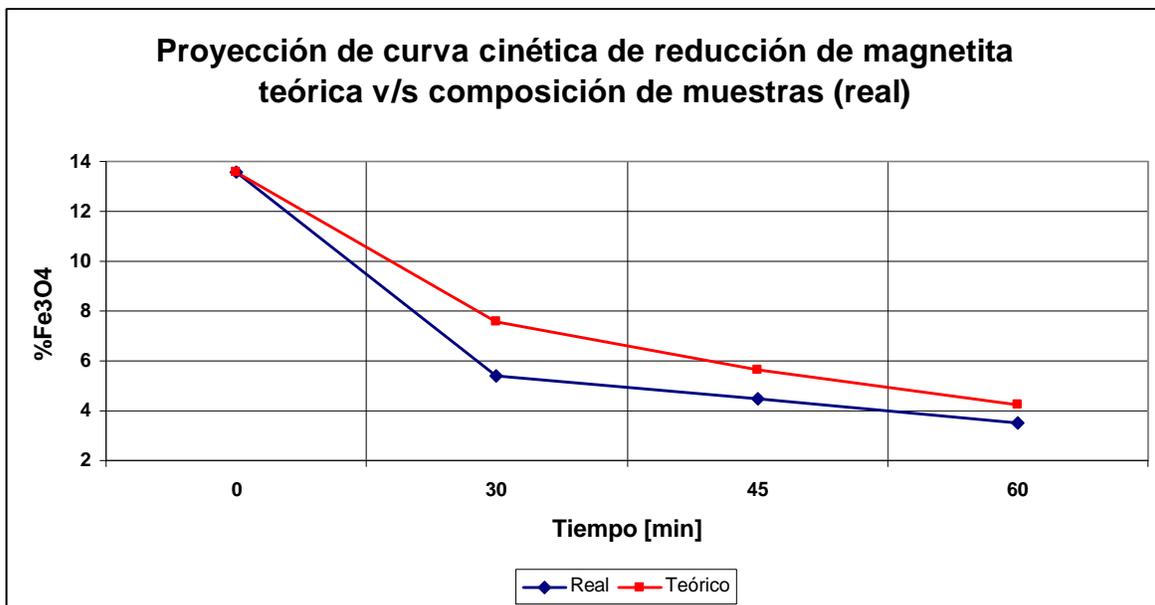


Gráfico 4.9: Comparación curva cinética de reducción de magnetita v/s composición de muestras Prueba 3.

En este caso la curva teórica presenta valores de composición de magnetita mayores a los registrados esto se debe a la adición de coque, es decir, la curva solo predice la reducción con inyección de petróleo no considera la adición de carbón, esto avala lo descrito anteriormente.

La grafica 4.10 muestra el seguimiento de composición de magnetita y cobre durante las etapas de reducción y sedimentación.

La línea azul delimita el paso de la etapa de reducción a la de sedimentación.

La curva de composición de cobre tiene un comportamiento bastante particular, si bien es cierto se comienza con un 4,06 % a los 30 [min] de comenzada la reducción el porcentaje se eleva a 15,43%, este fenómeno se explica de la misma manera que el aumento del contenido de magnetita, es decir, por la acumulación de producto presente, además de la agitación presente por la inyección de los agentes reductores. Al comenzar la sedimentación el contenido de cobre desciende fuertemente hasta llegar a 1,61%.

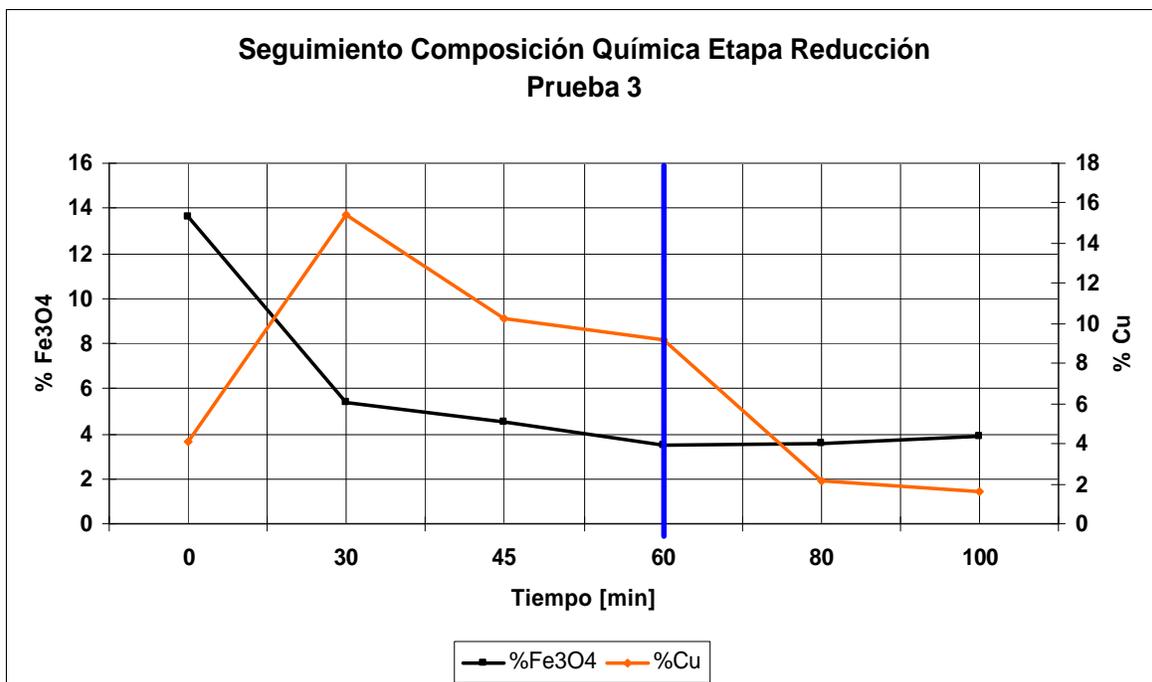


Gráfico 4.10: Seguimiento Composición Química Etapa Reducción y Sedimentación Prueba 3.

El gráfico 4.11 muestra el combustible alimentado en etapa de reducción y el teórico, se aprecia claramente que al comienzo de la reducción, pasados los primeros 20 [min] el combustible alimentado, es muy similar al combustible estequiométrico. Pasados los 35 [min] la diferencias se acentúa, lo que hace

concluir que se esta inyectando combustible en exceso. Como se agregó a la alimentación carbón, el flujo de combustible se ajusto a un valor cercano al estequiométrico por todo el ciclo de reducción.

El valor de flujo estimado es de 470 [l/h] el que se mantuvo constante durante todo el ciclo de reducción.

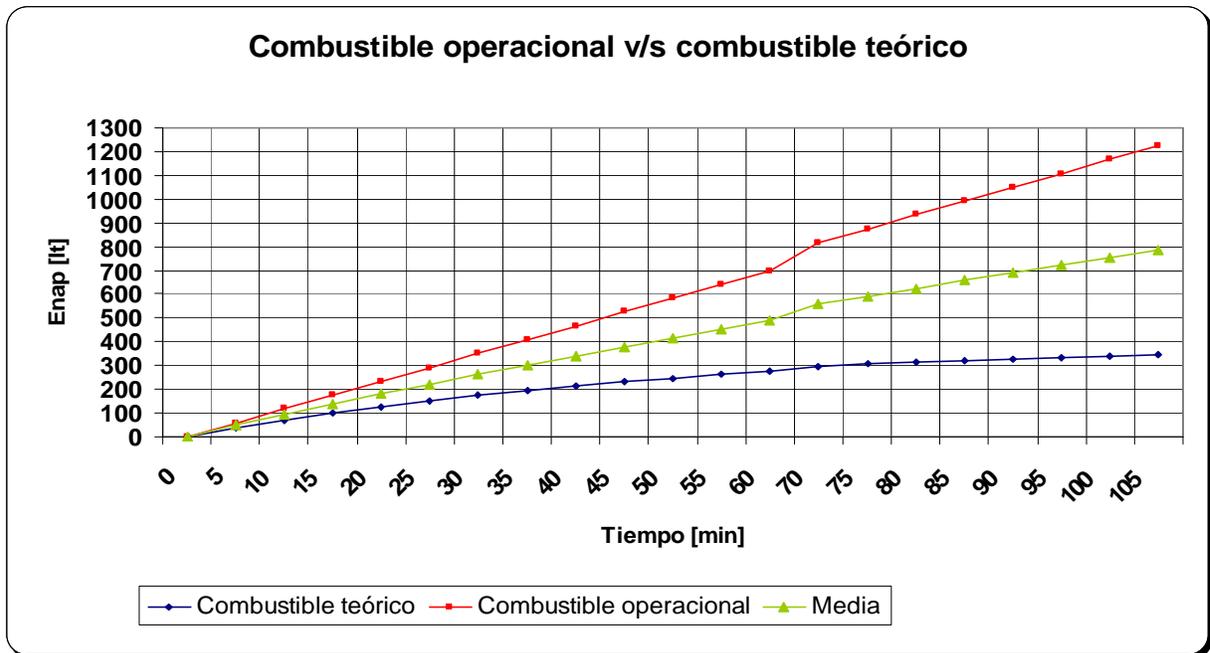


Gráfico 4.11: Comparación volumen de Enap-6 alimentado y teórico Prueba 3.

Las nuevas condiciones de operación con respecto a los flujos de reductores se describen en la siguiente tabla:

REDUCCIÓN		
Inicio	9:05	am
Término	10:05	am
Tiempo Total	60	min
Flujo Enap-6 0-60 min	468	l/h
Flujo Aire 0-60 min	1236	Nm <sup>3</sup> /h
Razón A/C 0-60 min	2,64	

## Prueba 4

Equipo	HTE-2
Fecha	6/12/2007
Tiempo de reducción	60 [min]
Tiempo de sedimentación	35 [min]
Flujo Enap-6 inicial	700 [l/h]
Flujo aire inicial	2000 [Nm <sup>3</sup> /h]
Razón aire/combustible	2,85
Adición de coque	500 [kg]

Los datos registrados en la prueba 4 se detallan a continuación:

<b>ALIMENTACION</b>			
<b>Procedencia</b>	<b>Nº ollas</b>	<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub></b>	<b>%Cu</b>
CPS-5	1	13,5	2,84
CPS-3	0,5	6,1	4,84
HF	1	8,5	2,36
CPS-6	1	15,5	4,27
<b>Total</b>	<b>3,5</b>	<b>11,6</b>	<b>3,58</b>

<b>ESCORIA DESCARTE</b>		
<b>Nº ollas</b>	<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub></b>	<b>%Cu</b>
1	8,1	2,08
1	7,2	1,23
1	7,9	1,88
<b>3</b>	<b>7,7</b>	<b>1,73</b>

En esta prueba no se tomaron muestras especiales destinadas al seguimiento dinámico de la composición de magnetita. La tabla 4.7 muestra un resumen de las composiciones de magnetita y cobre obtenidas al inicio y final obtenidas de forma teórica y mediante análisis químico, es decir la real.

Teórico	
<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> inicial</b>	<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> final</b>
11,6	3,6
Real	
<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> inicial</b>	<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> final</b>
11,6	7,7
<b>%Cu inicial</b>	<b>%Cu final</b>
3,58	1,73

Tabla 4.7: Comparación composición teórica y real de magnetita Prueba 4.

A diferencia de la Prueba 3, la composición final de magnetita real es mayor que la teórica, aun alimentando carbón. Esto se debe principalmente a que el horno se encontraba con producto al momento de la carga, esto interfiere directamente en las composiciones incrementándolas, lamentablemente como se ha mencionado anteriormente el producto almacenado no se puede cuantificar. Aun así el contenido de cobre en la escoria de descarte arroja composiciones bajo el 2%, lo que esta considerado dentro de los valores promedio esperado.

El gráfico 4.12 muestra el combustible alimentado en etapa de reducción y el teórico, se aprecia claramente que al comienzo de la reducción, pasados los primeros 20 [min] el combustible alimentado, es muy similar al combustible estequiométrico. Pasados los 35 [min] la diferencias se acentúa, lo que hace concluir que se esta inyectando combustible en exceso.

Como se agregó a la alimentación  $\frac{1}{4}$  de bote de coque (500 kg), el flujo de combustible se ajusto a un valor cercano al estequiométrico por todo el ciclo de reducción.

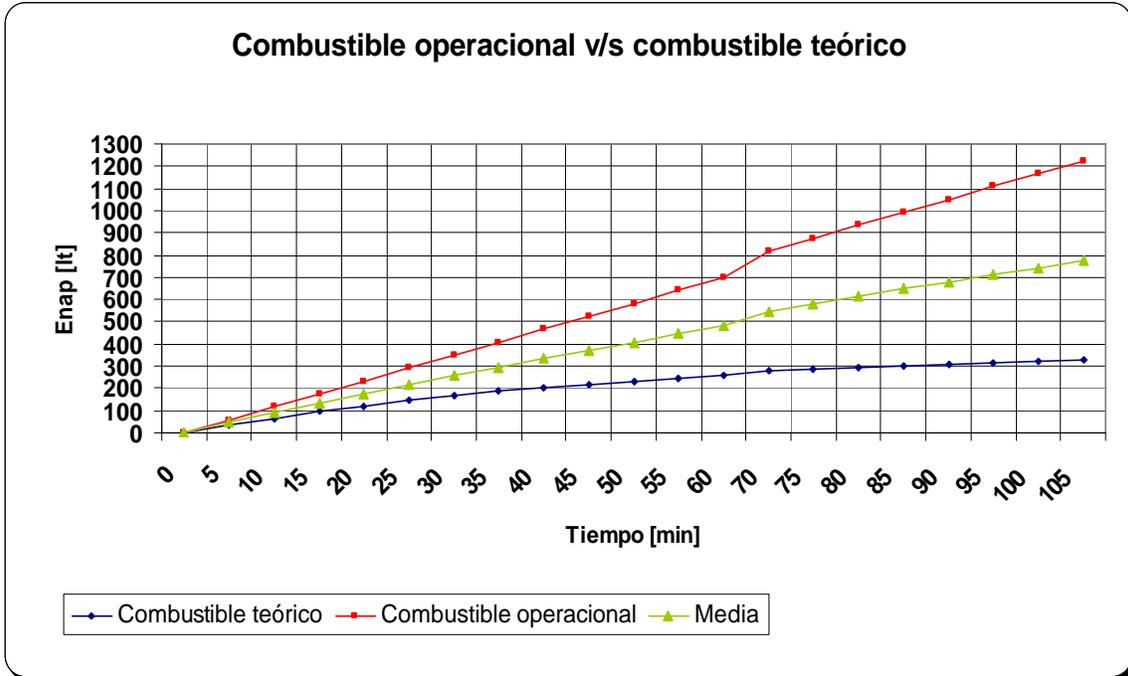


Gráfico 4.12: Comparación Flujo de Enap-6 Alimentado y Teórico Prueba 4.

Las nuevas condiciones de operación con respecto a los flujos de reductores se describen en la siguiente tabla:

REDUCCIÓN		
Inicio	4:20	pm
Término	5:20	pm
Tiempo total	60	min
Flujo Enap-6 0-35 min	698	l/h
Flujo Aire 0-35 min	1.845	Nm <sup>3</sup> /h
Razón 0-35 min	2,64	
Flujo Enap 35-60 min	451	l/h
Flujo Aire 35-60 min	1.500	Nm <sup>3</sup> /h
Razón 35-60 min	3,33	

#### 4.3.1.b Análisis de resultados

Las siguientes graficas muestran, de manera comparativa, las composiciones de Cu y Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> obtenidas en las 4 pruebas realizadas en el HTE-2.

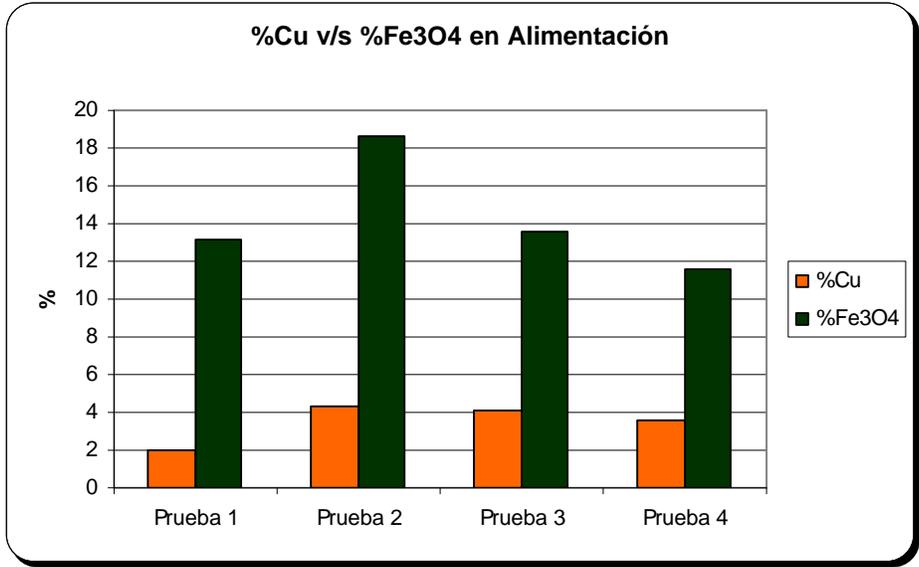


Gráfico 4.13: %Cu v/s %Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> en Alimentación HTE-2.

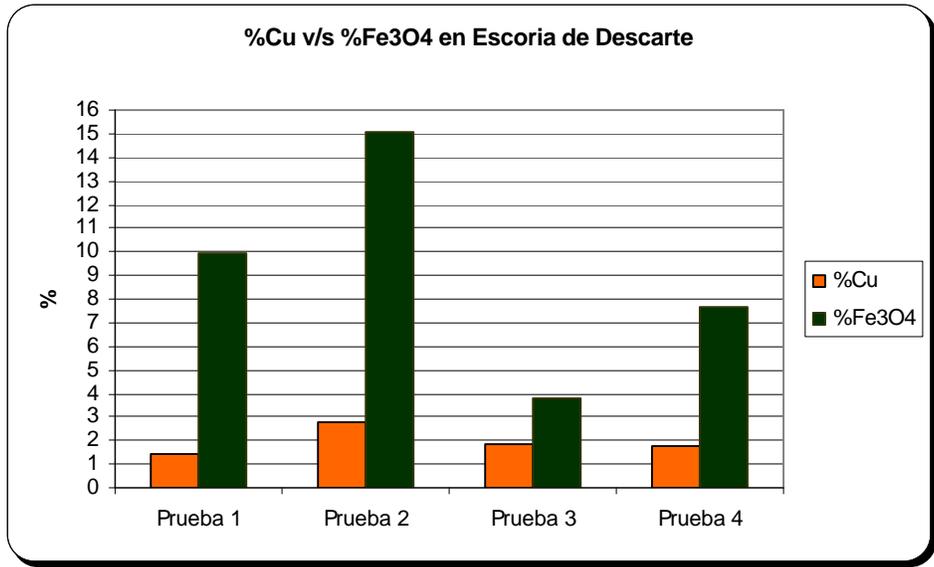


Gráfico 4.14: %Cu v/s %Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> en Escoria de Descarte HTE-2.

Con esto queda demostrado que la composición de magnetita alimentada a los hornos de tratamiento de escoria es muy variado. Las pruebas solamente se realizaron en el HTE-2, debido a problemas operacionales propios de la fundición, ya que en ese momento el HTE-1 estaba utilizando como estanque pulmón, es

decir, de almacenamiento de eje y metal blanco provenientes de Horno Flash y CT-2 respectivamente.

Una ventaja que tiene el HTE-1 sobre el HTE-2 es que posee tres toberas para la inyección de reductores a diferencia del HTE-2 que posee dos. Esta diferencia se puede manifestar en una mejor distribución de los agentes reductores en el baño.

Las pruebas 1 y 2 se realizaron sin adición de coque, lo que influye directamente en la reducción de magnetita y por ende en la recuperación de cobre. Aunque siempre se debe adicionar coque, en la mayoría de los ciclos no se hace, ya sea por problemas de disposición de grúas u otros motivos operacionales ajenos a la producción.

El gráfico 4.15 muestra el porcentaje de magnetita reducida y el porcentaje de cobre recuperado en cada prueba realizada. Como principal observación se tiene que la Prueba 3 fue la más exitosa en cuanto a magnetita reducida y cobre recuperado se refiere

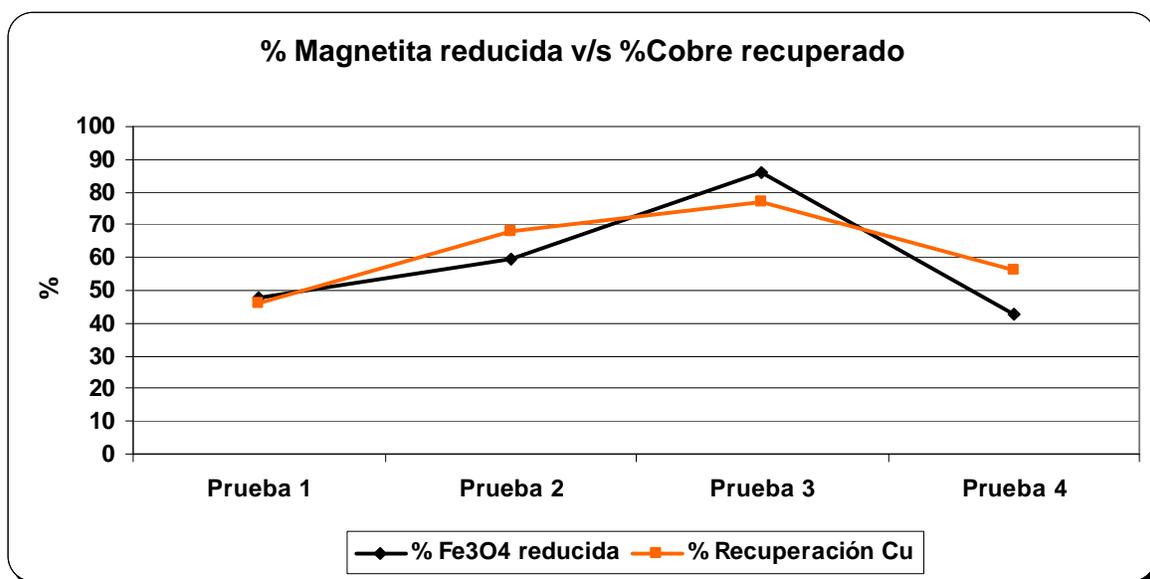


Gráfico 4.15: %Magnetita reducida v/s %Cobre recuperado Pruebas en HTE-2.

Lógicamente la adición de coque ayuda considerablemente en la reducción de magnetita, lo que se refleja en la prueba 3. La prueba 4, aún adicionando coque, no arrojo resultados similares a la prueba 3, esto se debe principalmente a que el

horno se encontraba con producto almacenado, aun así los valores de cobre en escoria de descarte son bajo el 2%.

Los valores de composición de cobre en escorias de descarte son de un rango de valores bajo el 2%, excepto en la prueba 2, donde se obtuvo un valor de 2,8%. A esta prueba además de no adicionarle coque tenia producto almacenado, por lo tanto aun con un tiempo de sedimentación prolongado (58 min) la recuperación fue baja.

Con respecto al combustible, es posible implementar un sistema de flujo variable en la etapa de reducción, ya que los porcentajes de cobre en las escorias de descarte se mantienen en los mismos rangos obtenidos actualmente. La tabla muestra 4 seguimientos realizado al HTE-2 en el mes de Agosto del 2007, donde se rescatan los contenidos de Cu en la escoria de descarte.

Seguimiento	Alimentación		Escoria Descarte	
	% Cu	% Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	% Cu	% Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>
1	5,67	16,2	2,36	7,65
2	5,32	8,74	1,69	9,3
3	4,31	13,6	2,38	10,1
4	8,33	16,1	1,98	7,6

Tabla : Seguimientos composición alimentación y escoria de descarte en HTE-2.

Para que la conclusión de trabajar con flujo de petróleo variable se a mas robusta el grafico 4.16 muestra un contraste de los porcentajes de cobre remanente en la escoria con y sin flujo de combustible variable.

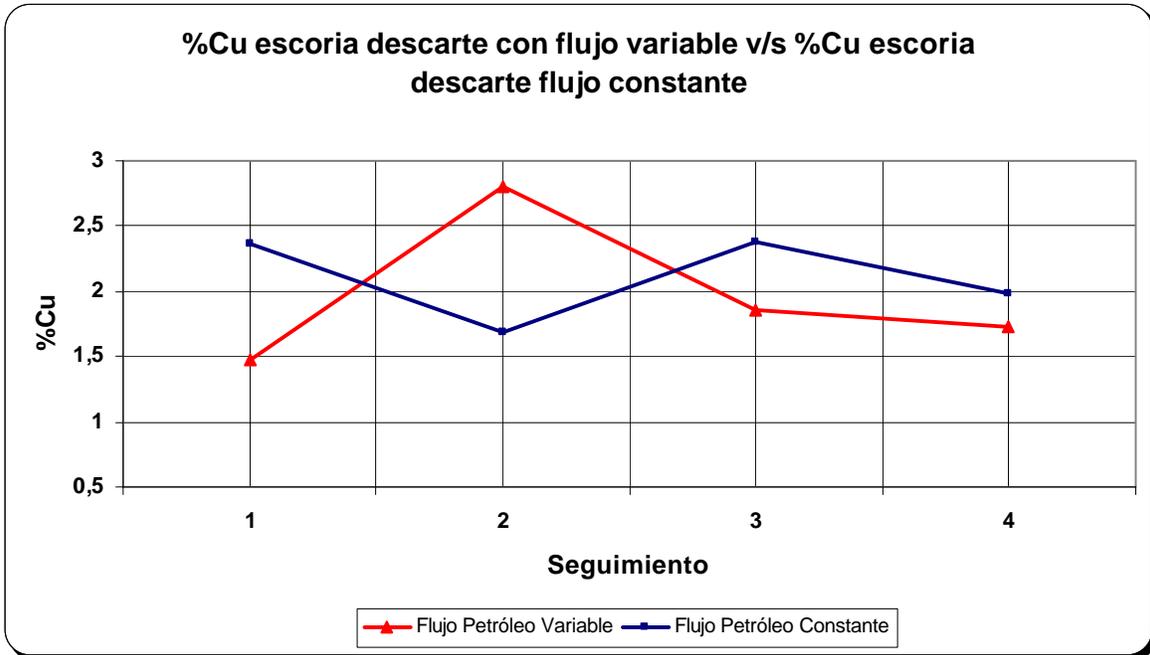


Gráfico 4.16: %Magnetita reducida v/s %Cobre recuperado Pruebas en HTE-2.

La variación del flujo de aire y combustible no afecta al objetivo principal del tratamiento de escorias que es mantener los niveles de cobre en las escorias de descarte bajo el 2% y en el mejor de los casos bajo 1%. En todas las pruebas los valores de combustibles comenzaron con 700 [l/h] y se bajaron a 450 [l/h] en promedio. Por lo tanto para redondear valores y que la implementación de este sistema no fuese tan engorrosa en terreno se designaron las siguientes variables ilustradas en la tabla 4.4

<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> inicial</b>	<b>Enap-6 [l/h]</b>	<b>Aire [Nm<sup>3</sup>/h]</b>
< 20%	0-30 [min]: 700	0-30 [min]: 2000
	30-60[min]:450	30-60[min]:1350
>20%	0-60 [min]: 700 [l/h]	0-60 [min]: 2000

Tabla 4.4: Flujos y tiempos operacionales de Enap-6 y Aire recomendados para distintas composición de escorias alimentadas a Hornos de Tratamiento de Escoria.

## Influencia en gases residuales

Como se ha mencionado anteriormente un beneficio adicional por la variación del flujo de combustible es la disminución de emisión de humos negros a la atmósfera. En la figura 4.4 se muestran dos fotografías capturadas a la chimenea del HTE-2. En la fotografía de la izquierda el humo emitido a la atmósfera es de color negro intenso donde los flujos de petróleo y aire son de 700 [l/h] y 2000 [Nm<sup>3</sup>/h] respectivamente pasados 30 [min] de reducción. En la fotografía de la derecha se muestra la misma chimenea con flujos de 450 [l/h] y 1350 [Nm<sup>3</sup>/h] de combustible y aire respectivamente, pasados 30 minutos de reducción.

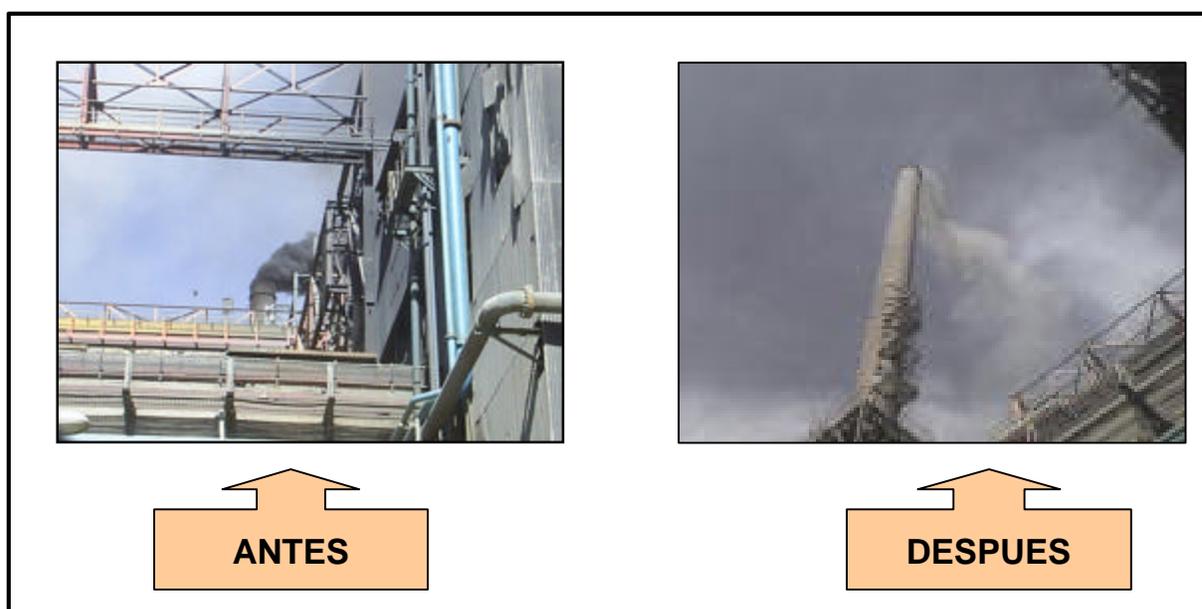


Figura 4.4: Chimenea HTE-2 en Etapa de Reducción con y sin Disminución de Flujo de Enap-6.

El cambio de color del humo (negro a gris) denota de manera directa que la emisión de hollín a la atmósfera disminuye, ya que el carbón obtenido del cracking térmico que no es capturado por la magnetita disminuye.

El anexo B contiene más información con respecto al cracking térmico del combustible y las reacciones involucradas con el proceso de reducción de magnetita.

# CAPITULO V

## ANALISIS DE PROCESOS DE LIMPIEZA DE ESCORIAS

### 5.1 Introducción

La Fundición de Concentrado de Chuquicamata con el afán de disminuir las pérdidas de cobre en las escorias generadas en los procesos de fusión y conversión, se ha visto en la posición de implementar algún tipo de mejoramiento continuo en lo que respecta a la limpieza de escorias. Existen tres vías que utiliza la fundición para la limpieza de escoria:

- Horno Basculante de Limpieza de Escoria (HTE)
- Horno Eléctrico de Limpieza de escoria (HELE)
- Flotación de escoria

Las dos primeras alternativas de limpieza se encuentran físicamente en la fundición, en cambio el proceso de flotación se realiza por medio de una empresa externa.

Como primera medida se estudió la alternativa de optimizar los Hornos de Limpieza de Escoria (HTE's), obteniéndose como resultados la disminución del consumo de combustible en la etapa de reducción en un 12% y contenidos de Cu entre un 2 y 3%.

Se analizó la alternativa de dejar fuera de servicio los HTE's y mantenerlos sólo como estanques de almacenamiento, ya que no están cumpliendo con el objetivo de generar escorias descartables, es decir, escorias con contenidos bajo el 1% de Cu. Frente a la situación actual de ineficiencia operacional de los HTE's y valiéndose de los contenidos de cobre en escorias descartables, en algunos casos por sobre el 3%, es que se recurre a la alternativa de flotar, recuperando el Cu enviado en forma de concentrado con una ley de 30% aproximadamente y devuelto

al proceso de fusión-conversión y refinación. Cuando la escoria descartable sale alta en Cu es enviada a botaderos designados según disponibilidad y enviada a las dependencias externas antes mencionada (flotación).

En la figura 5.1 se muestra el botadero destinado a almacenar escorias provenientes de los hornos de fusión, conversión y escorias de descarte de HTE's principalmente.



Figura 5.1: Fotografía botadero de escorias dispuesto en Fundición Chuquicamata.

Además de los botaderos de escoria habituales se dispone de canchas auxiliares llamadas “pozos chinos”, en las que se almacena parte de la escoria descartable, generalmente 1/8 de olla proveniente de los HTE's. Se esta evaluando hacer de esto una práctica constante para que la ley de Cu en botaderos disminuya.

Lo que se busca es estimar mediante el análisis comparativo de distintos escenarios de movimiento de escorias la alternativa mas viable en cuanto a perdidas de cobre se refiere. En otras palabras se busca conseguir la manera de perder la menor cantidad de cobre del material circulante que se produce.

La metodología a utilizar es básicamente comparar distintos escenarios de movimientos de escorias ya sea actual o proyectados, por medio de balances de masa y costos operacionales involucrados. La alternativa que arroje menores pérdidas metalúrgicas se tomara como la más viable.

El análisis se realizó en base a datos oficiales de balances metalúrgicos disponibles en Gerencia Fundición. Los escenarios a evaluar son los siguientes:

1. Movimiento actual de escoria.
2. Hornos de tratamiento de escoria fuera de servicio (se usaría como estanque de almacenamiento de líquidos).
3. Hornos de tratamiento de escoria como sedimentador de escoria, con recuperación de cobre en botaderos (pozos chinos).

Si bien es cierto, podrían existir otros movimientos, se escogieron estas tres alternativas por ser las que tienen una implementación inmediata y acorde a los requerimientos de la fundición.

Los denominados “Pozos Chinos”, son botaderos especiales donde se almacenan circulantes con altas leyes de Cu como escorias de descarte, escorias de CT o de CPS, las que son enviadas nuevamente a la nave como carga fría.

La principal diferencia que presentan estos tres escenarios es la cantidad de cobre que se envía a botadero y por ende a flotación, además dependiendo de la ley enviada se determina la recuperación establecida según contrato con la empresa externa de tratamiento de escoria. En la tabla 5.1 se detalla la recuperación de cobre que ofrece la alternativa de flotación de escoria, según leyes de cobre enviada.

<b>Ley Cu (%)</b>	<b>% Recuperación Cu</b>
2,0	67
2,5	70
3,0	72
3,5	75
4,0	77
4,5	79
5,0	80
5,5	82
6,0	83,5

6,5	85
7,0	85,8
7,5	86,6
8,0	87,4
8,5	88,9
9,0	89,0

Tabla 5.1: Porcentajes de Recuperación de cobre desde proceso de flotación de escorias.

## 5.2 Presentación de escenarios a analizar

A continuación se presentan las distintas alternativas de movimiento de escoria a analizar con un diagrama de flujo referente al movimiento de escoria correspondiente.

### 5.2.1 Escenario 1

Este escenario es el correspondiente al movimiento de escoria acumulado del primer semestre del año 2007. La Figura 5.1 muestra el diagrama de flujo.

Los distintos colores utilizados para las líneas son para diferenciar la procedencia de las escorias, por ejemplo el color negro corresponde a escorias generadas por el HELE. Las líneas punteadas indican escorias a botadero y las líneas continuas las escorias que vuelven a ser procesadas.

Como se ha mencionado anteriormente las unidades que generan escorias son:

- Horno Flash (HF)
- Convertidores Peirce-Smith (CPS's)
- Convertidor Teniente (CT-2)
- Hornos de Tratamiento de Escorias
- Horno eléctrico (HELE)

De todas la unidades mencionadas las cuatro primeras envían sus escorias a los botaderos destinados para este propósito, en cambio el Horno Eléctrico envía su escoria a la planta de granallado y posteriormente al botadero de granalla. La

escoria en forma de granalla mantiene sus contenidos de cobre bajo el 1%, lo que se considera escoria descartable.

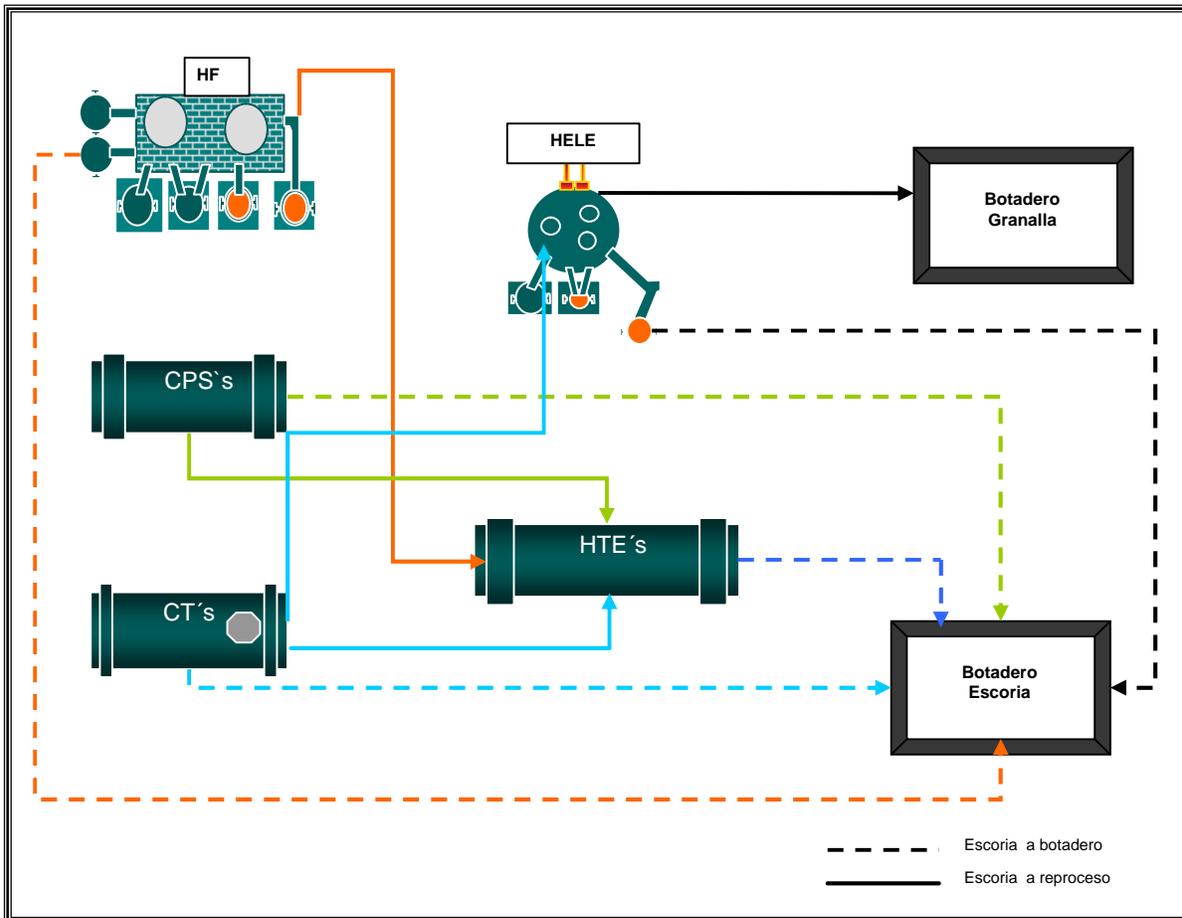


Figura 5.1: Escenario 1 (Movimiento Actual de escoria en Fundición de Concentrado Chuquicamata).

Un detalle importante a considerar para el balance de masa es tener claro si el análisis químico está hecho en frío o caliente.

Cuando la muestra se saca en caliente (directamente del horno) arroja valores de composición menores a las muestras extraídas en frío (botadero). Es por esta razón que la fundición, para escalar estas diferencias, utiliza factores de corrección.

Por ejemplo para el Horno Flash el factor es 1,09. Esto quiere decir que si necesito saber cómo esta escoria impactaría en la escoria a botadero debo multiplicar la ley que entrega el análisis químico (escoria en caliente) por 1,09.

A continuación se presenta el balance de escoria para todos los hornos.

<b>Escoria HF</b>					
Factor	1,09				
Destino	ton	%Cu	ton Cu	Ley c/factor	ton Cu c/factor
Botadero	67.338	1,87	1.260	2,04	1.373
HTE	27.151	2,18	591	---	---
<b>Total</b>	<b>94.489</b>	<b>1,96</b>	<b>1.851</b>	<b>---</b>	<b>---</b>

<b>Escoria CT</b>					
Factor	1				
Destino	ton	%Cu	ton Cu	Ley c/factor	ton Cu c/factor
Botadero	1.342	4,77	64	4,77	64
HTE	97.313	8,05	7.836	---	---
HELE	177.602	13,40	23.793	---	---
<b>Total</b>	<b>276.257</b>	<b>11,47</b>	<b>31.693</b>	<b>---</b>	<b>---</b>

<b>Escoria CPS</b>					
Factor	1,42				
Destino	ton	%Cu	ton Cu	Ley c/factor	ton Cu c/factor
Botadero	1.841	6,36	117	9,02	166
HTE	55.603	5,29	2.943	---	---
<b>Total</b>	<b>57.444</b>	<b>5,33</b>	<b>3.060</b>	<b>---</b>	<b>---</b>

<b>Escoria HELE</b>					
Factor	1,36				
Destino	ton	%Cu	ton Cu	Ley c/factor	ton Cu c/factor
Botadero	46.014	3,29	1.515	4,48	2.060
Granalla	112.947	1,00	1.128	---	---
<b>Total</b>	<b>158.961</b>	<b>1,66</b>	<b>2.643</b>	<b>---</b>	<b>---</b>

<b>Escoria HTE</b>					
Factor	1,29				
Destino	ton	%Cu	ton Cu	Ley c/factor	ton Cu c/factor
Botadero	140492	3,36	4720	3,66	5145
HELE	13579	2,08	282	---	---
<b>Total</b>	<b>154071</b>	<b>3,25</b>	<b>5002</b>	<b>---</b>	<b>---</b>

Tabla 5.2: Balance escoria.

## 5.2.2 Escenario 2

Este escenario se basa en la suposición de que los HTE's se mantienen como estanque pulmón, es decir, sólo para almacenamiento de líquidos (eje y metal blanco) que se encuentren en espera para ser tratados.

El movimiento global de escoria queda representado según la figura 5.2. Como una primera aproximación, es de esperar que la ley de Cu en botadero aumente. Con esto se mandaría más Cu a flotación.

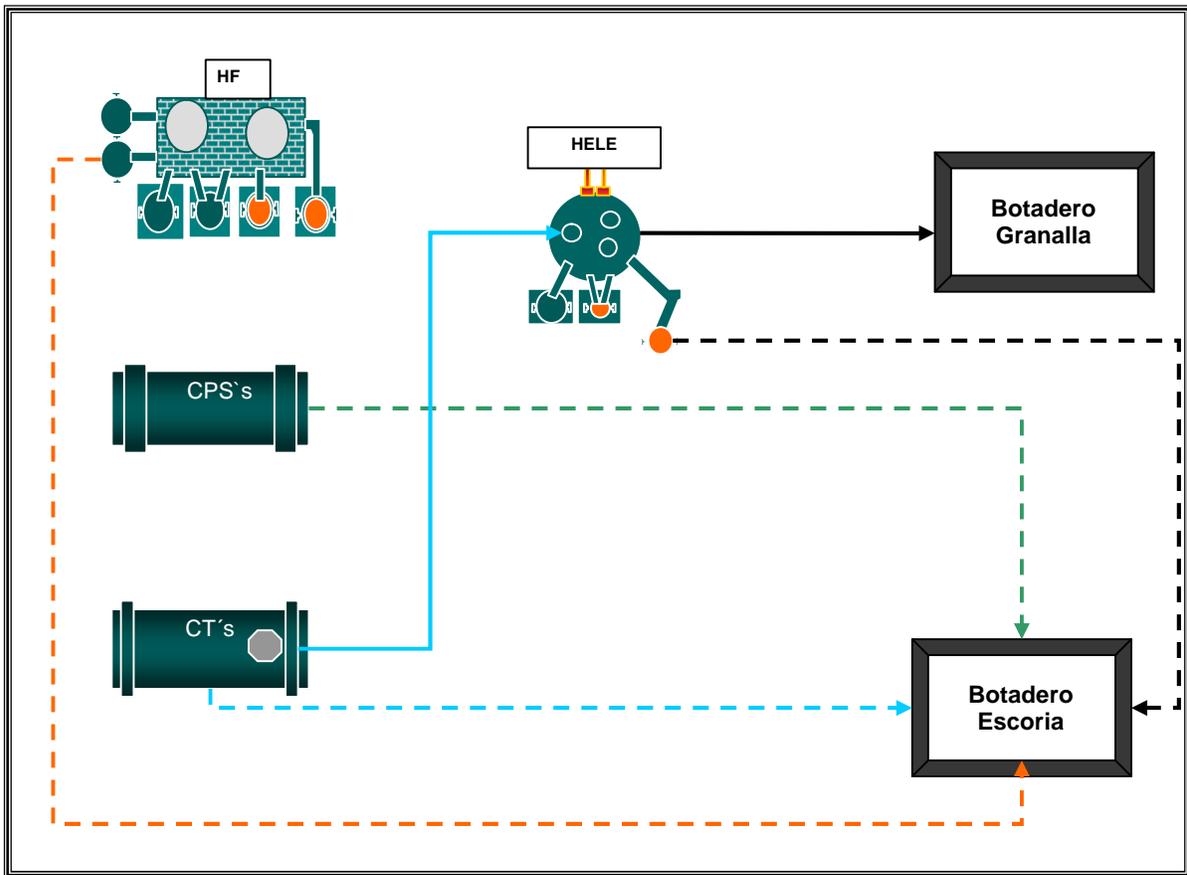


Figura 5.2: Escenario 2(Movimiento de escoria con HTE's como estanque pulmón).

Frente a estos antecedentes es importante tener en cuenta que la escoria proveniente del CT-2 que no se puede procesar en el HELE tiene una gran incidencia en la cantidad de Cu fino que se envía a venta, por el alto contenido en Cu, al igual que el producto de los HTE's.

### 5.2.3 Escenario 3

Al igual que el escenario 2, la base de este es la operación actual. La gran diferencia con el escenario 1 es que la escoria enviada a botadero se deja sedimentar en las ollas que las trasportan. El propósito principal es evitar el envío de más Cu a flotación, lo que se traduce en una menor pérdida metalúrgica dentro de la fundición.

El tiempo de sedimentación se logra mientras los camiones llevan las ollas hasta los botaderos

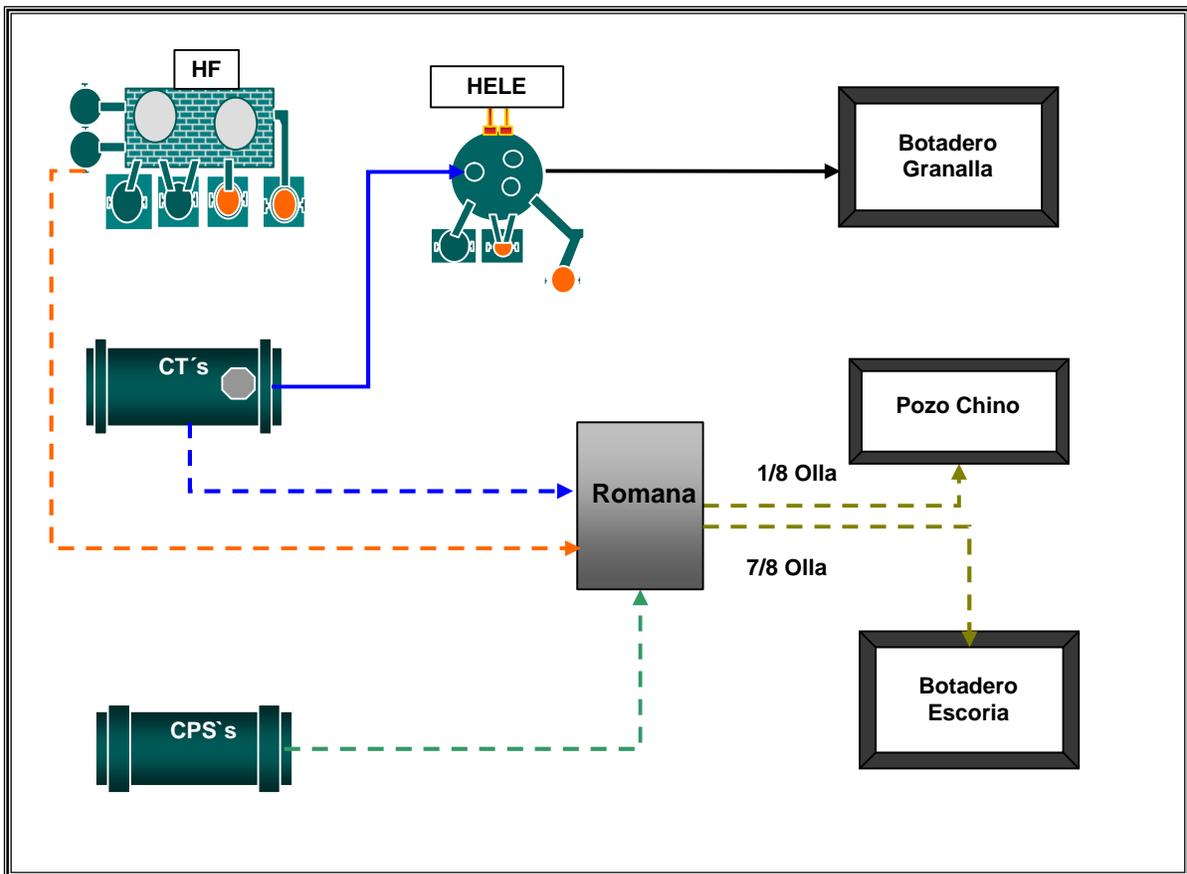


Figura 5.3: Escenario 3 (Movimiento de escoria con HTE's como estanque pulmón), con recuperación de Cu.

Como primera aproximación se espera que el Cu enviado a flotación disminuya en comparación con el escenario 1 y 2, de lo contrario no sería necesaria esta sedimentación adicional.

### 5.3 Análisis de recuperación de Cu.

Según la metodología descrita en la introducción de este capítulo se utilizara como herramienta principal el balance másico total y de cobre referente a escorias producidas en la Fundición Chuquicamata.

### 5.3.1 – Escenario 1

Solamente el escenario 1, que es el que se utiliza en la actualidad, denota un carácter real, ya que se utilizaron estadísticas generadas en la Fundición para el primer semestre del 2007. En base a este escenario es que se van construyendo los otros dos.

Al dejar fuera de servicio a los HTE's, es de esperar que la ley de Cu enviada a flotación aumente, ese aumento es lo que determina las perdidas metalúrgicas y por ende si la alternativa es viable desde ese punto de vista.

El aumento de escoria enviada a flotación se debe principalmente al producto que se saca de los HTE's, entre otros, es por esta razón que se deben tener datos claros de la cantidad de eje que están produciendo los hornos de tratamiento de escoria. A continuación se presenta el balance másico de los HTE's, estos datos fueron obtenidos de balances metalúrgicos de Gerencia Fundición.

Mes	Alimentación		
	Masa Escoria ( ton)	Ley Cu (%)	Cu fino (ton)
Enero	25.395	7,57	1.922
Febrero	25.459	5,94	1.512
Marzo	30.220	5,12	1.547
Abril	27.771	5,27	1.464
Mayo	39.407	6,09	2.400
Junio	31.814	7,94	2.526
<b>Total</b>	<b>180.066</b>	<b>6,32</b>	<b>11.371</b>

Tabla 5.1: Alimentación HTE's periodo Enero-Junio 2007.

Mes	Producto			Recuperación (%)
	Masa Eje+Interfase (ton)	Ley Cu (%)	Cu Fino (ton)	
Enero	2.372	54,16	1.285	67

Febrero	1.324	54,16	717	47
Marzo	768	54,16	416	27
Abril	1.303	54,16	706	48
Mayo	2.362	54,16	1.279	53
Junio	3.627	54,16	1.964	78
<b>Total</b>	<b>11.756</b>	<b>54,16</b>	<b>6.367</b>	<b>56</b>

Tabla 5.2: Producto HTE's periodo Enero-Junio 2007.

También es indispensable conocer la cantidad de escoria enviada a botaderos y a su próximo destino que es flotación. Este balance se detalla en las siguientes tablas:

Mes	Escoria Enviada a flotación		
	Masa Escoria (ton)	Ley Cu (%)	Cu Escoria (ton)
Enero	38.785	5,49	2.131
Febrero	41.649	6,76	2.816
Marzo	46.210	6,23	2.878
Abril	45.424	5,74	2.607
Mayo	43.919	5,89	2.588
Junio	38.062	4,60	1.751
<b>Total</b>	<b>254.049</b>	<b>5,79</b>	<b>14.771</b>

Tabla 5.3: Escoria enviada a flotación periodo Enero-Junio 2007.

Mes	Concentrado recibido de flotación		
	Concentrado (ton)	Ley Cu (%)	Cu fino (ton)
Enero	4.027	33,6	1.353
Febrero	3.144	36,6	1.151
Marzo	4.514	35,2	1.589
Abril	4.991	37,1	1.852
Mayo	5.000	36,1	1.805
Junio	4.030	36,3	1.461
<b>Total</b>	<b>25.706</b>	<b>35,83</b>	<b>9.210</b>

Tabla 5.4: Concentrado recibido de flotación periodo Enero-Junio 2007.

En resumen esta es la operación actual de movimiento de escoria, lo que se denomina para casos prácticos el Escenario 1.

### 5.3.2 – Escenario 2

Primero se tiene que calcular cuanta escoria y Cu se enviará en total a flotación al dejar los HTE´s solo para almacenar líquidos.

$$\text{Escoria a flotación} = \text{Escoria a flotación escenario 1} + \text{Producto HTE's}$$

Por lo tanto:

- Escoria a flotación =  $254.049 + 11.756 = 265.805$  [ton]

$$\text{Cu a flotación} = \text{Cu a flotación escenario 1} + \text{Cu producto HTE's.}$$

Por lo tanto:

- Cu a flotación =  $14.771 + 6.367 = 21.138$  [ton]

Con esto debemos calcular en cuanto aumenta la ley de Cu enviada flotación

$$\text{Incremento ley Cu a botadero} = \text{Cu total} / \text{masa total}$$

Por lo tanto

- Incremento ley a botadero =  $21.138 / 265.805 = 7,95\%$

### 5.3.3 – Escenario 3

Debido a las altas leyes de Cu enviadas a flotación, es que se ha puesto en marcha a partir de Junio del 2007 un nuevo movimiento de escorias hacia botaderos pertenecientes a la Unidad de Preparación de Carga (UPC)

El objetivo principal es recuperar Cu desde las escorias enviadas botaderos en pozos destinados exclusivamente para ello.

Los denominados Pozos Chinos son los encargados de almacenar el cobre recuperado de las ollas con escoria.

Aproximadamente se recupera 1/8 de olla con un contenido de cobre entre 10-12%. En la figura 5.4 se ilustra el movimiento de materiales desde la Fundición y hacia los botaderos y pozos chinos.

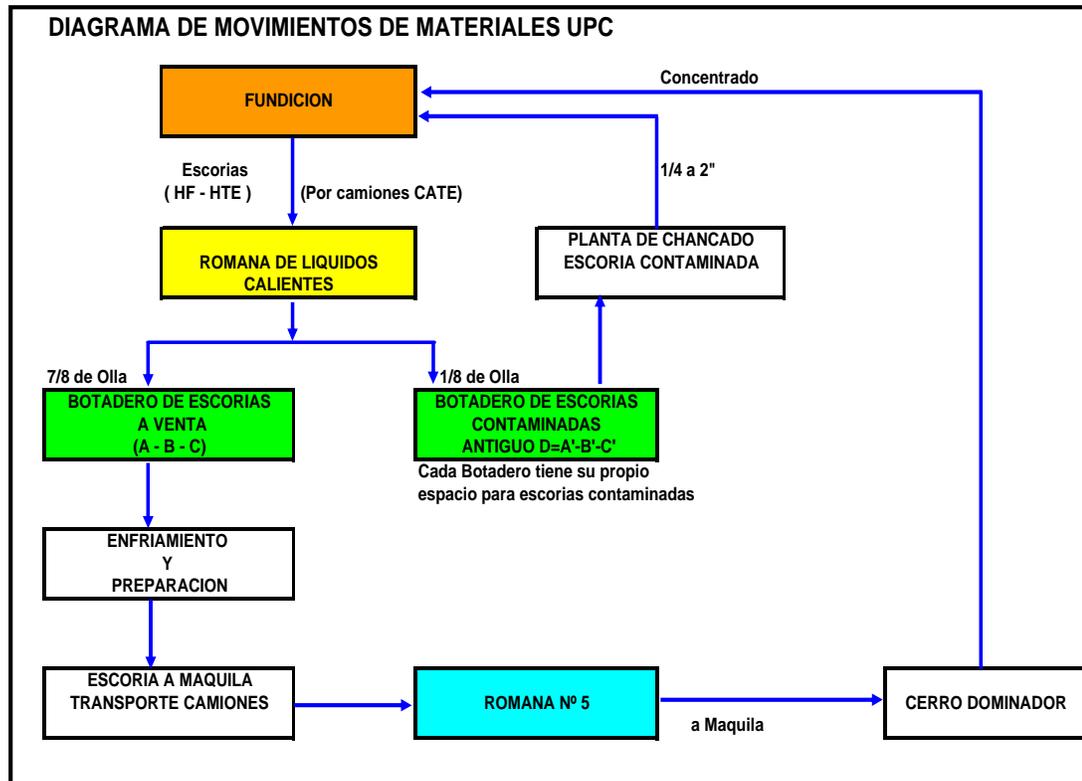


Figura 5.4: Diagrama de Movimiento de Materiales en UPC.

A raíz de este nuevo movimiento en UPC, El contenido de Cu enviado a flotación disminuye, tal como se muestra en la siguiente gráfica.

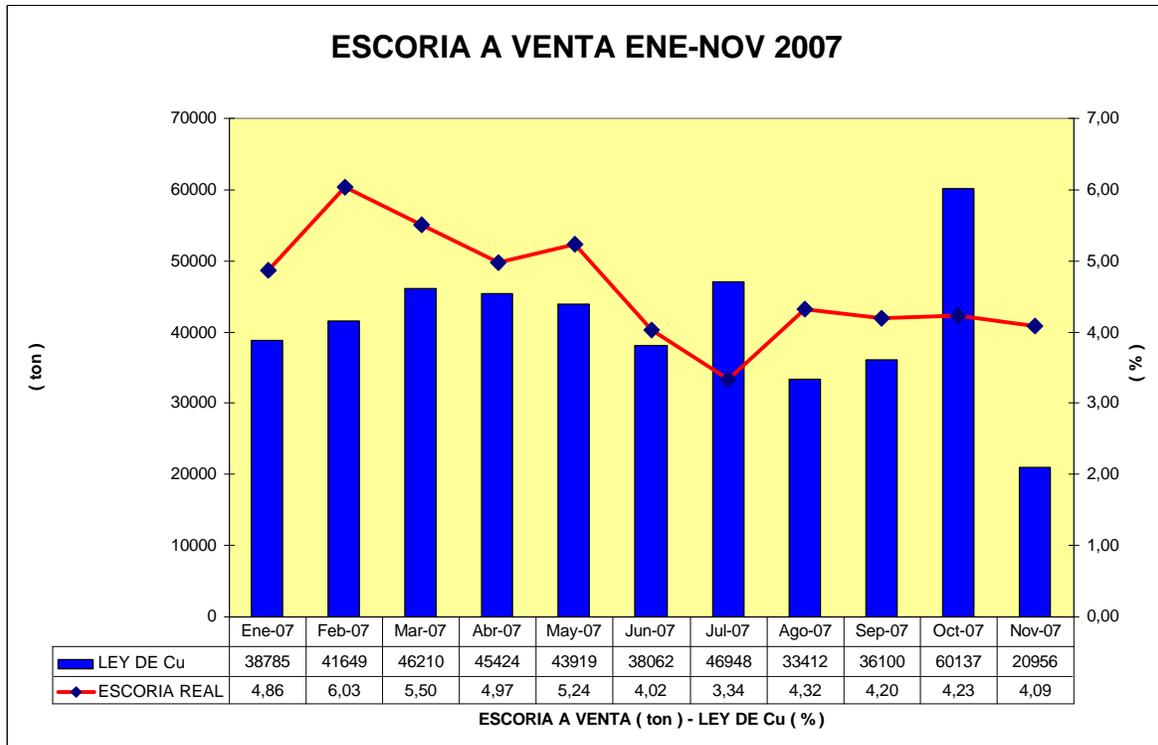


Grafico 5.1: Ley de Cu en escoria a venta Enero-Noviembre 2007.

Se aprecia que el contenido de Cu tiende a la baja, registrándose un mínimo de 3,34% en Julio.

A continuación se analizará de la misma manera utilizada anteriormente, el Escenario 2 (HTE´s como estanque pulmón), recuperando los octavos de las ollas de escorias de descarte.

Bajo la suposición de que las ollas a botadero son de 40 [ton], se deduce que los octavos recuperados por olla equivalen a 5 [ton] de escorias con una ley de Cu aproximada de 11-12% según datos otorgados en Fundición.

<b>Se saca 1/8 de olla a pozo chino</b>		
1 olla	40	ton
1/8 olla	5	ton

La producción de escorias es la misma que la utilizada en todos los escenarios analizados anteriormente.

Bajo la suposición de que a todas las ollas que son enviadas a botadero se les extrae 1/8 de la masa total se tienen los siguientes resultados:

Escoria enviada a flotación [ton]	265.805
Ley Cu [%}	8,0
Cu fino enviado a flotación [ton]	21.138
Nº ollas enviadas a flotación	6.645
Ley Cu por cada octavo de olla recuperado [%]	12
Cu recuperado por olla [ton]	0,6
Masa total recuperada en octavos [ton]	33.226
Cu recuperado en octavos [ton]	3.987
Cu enviado a flotación [ton]	17.151
Escoria enviada a flotación [ton]	232.580
Ley Cu [%]	7,37

## 5.4 Resumen

A continuación se presenta una tabla resumen con los principales índices analizados:

Escenario	Masa escoria [ton]	% Cu	Masa Cu [ton]	Recuperación [%]	Pérdida Cu [ton]
1	254.049	5,79	14.771	83,5	2.437
2	265.805	7,95	21.138	87,4	2.663
3	232.508	7,37	17.151	86,6	2.296

Tabla 5.5: Resumen análisis de escenarios.

Los ítems masa escoria, %Cu y masa de Cu se refieren a lo que llega al botadero y por ende es enviado a flotación, mientras que los ítems de recuperación

y pérdida de Cu tienen directa relación con el proceso de flotación. Las recuperaciones fueron extraídas de la tabla 5.1.

El escenario 2 es el que presenta una mayor pérdida de Cu por concepto de envío de escoria a flotación, si bien la recuperación ofrecida es la mayor entre las tres alternativas, el Cu perdido es mayor ya que se envía mas escoria.

Desde el punto de vista de la pérdidas de Cu el escenario más favorable es el 2.

## 5.5 Análisis de costos involucrados para los distintos escenarios.

Este análisis considera los costos operacionales involucrados en los distintos escenarios planteados. Para cada escenario se plantea un costo total distinto, dependiendo netamente de que alternativa de limpieza se esta utilizando. Los costos totales involucrados para cada escenario se detalla según las siguientes formulas:

$$Costo_{Total} 1 = C_{HTE} + C_{flotación}$$

$$Costo_{Total} 2 = C_{HTE}^{Fijo} + C_{flotación}$$

$$Costo_{Total} 3 = C_{HTE}^{fijo} + C_{flotación}$$

Los costos referidos a los HTE's se dividen en costos fijos y variables. El costo fijo contempla lo referente a gastos por dotación, apoyo a la producción, administración, staff y mantención, mientras que el costo variable esta representado por gastos por uso de combustible y agua. Además al costo variable se le adicionara la reducción en el consumo de combustible descrito en el capítulo IV.

Para el caso de flotación el costo esta representado por la cantidad de escoria tratada, es decir, el precio por la venta de escoria a la empresa externa encargada del proceso.

Costo fijo HTE´s [US\$/año]	+2.013.487
Costo Fuel-Oil [US\$/año]	+3.154.140
Costo Agua Proceso [US\$/año]	+100.906
Reducción costo por optimización de combustible [US\$/año]	-61.400
Costo variable HTE final [US\$/año]	+3.193.646
Costo flotación [US\$/ton]	+21

- Cálculo de Costo escenario 1:

Masa enviada a flotación = 254.049 [ton]

$$Costo_{Total} 1 = C_{HTE} + C_{flotación}$$

$$Costo_{Total} 1 = 2.013.487 + 3.193.646 + 21 * 254.049 * 2$$

$$Costo_{Total} 1 = 15.877.191 [US\$ / año]$$

- Cálculo de Costo escenario 2:

Masa enviada a flotación = 265.805 [ton]

$$Costo_{Total} 2 = C_{HTE}^{Fijo} + C_{flotación}$$

$$Costo_{Total} 2 = 2.013.487 + 21 * 265.805 * 2$$

$$Costo_{Total} 2 = 11.163.810[US\$ / año]$$

- Cálculo de Costo 3:

Masa enviada a flotación = 232.580 [ton]

$$Costo_{Total} 3 = C_{HTE}^{fijo} + C_{flotación}$$

$$Costo_{Total} 3 = 2.013.487 + 21 * 232.580 * 2$$

$$Costo_{Total} 3 = 9.768.360[US\$ / año]$$

Desde el punto de vista de costos operacionales, claramente la alternativa 3 es la menos costosa, registrando una diferencia de mas de 5 [MUS\$] con la operación actual.

## 5.6 Análisis de resultados

Las pérdidas de Cu son las que delimitan si un movimiento de escoria es rentable o no.

Claramente el escenario 2 es el que presenta la mayor cantidad de pérdidas metalúrgicas, ya que se envía mas cobre a flotación. En la actualidad es el escenario que se esta cumpliendo, ya que los HTE's acusan porcentajes de reducción inferior al 30%, es decir, solo reducen el 30% de la escoria alimentada, el resto se sedimenta, lo que es insuficiente para una adecuada recuperación.

En cuanto a los costos operacionales involucrados, la alternativa 3 es la mas económica, manifestando diferencias entre 3 a 5 [MUS\$] con la alternativa 1.

En base a estos antecedentes la alternativa de movimiento de escorias numero tres, es la mas viable de realizar por el momento, antes de que entre en potenciamiento del horno eléctrico de limpieza de escoria.

Se recomienda mantener la operación actual de HTE´s, como reductor de magnetita, estanque de almacenamiento, de escorias, Eje y MB pero enviando los octavos de escoria a Pozo Chino.

También se recomienda proyectar un escenario futuro como el potenciamiento del HELE, evitando de esta manera pérdidas metalúrgicas provocadas por el envío de escoria a flotación y de esta manera evitar sacar material de la Fundición.

# CAPITULO VI

## CONCLUSION Y RECOMENDACIONES

### 1.6 Conclusión y recomendaciones

Las pruebas industriales en los Hornos de Tratamiento de Escoria (HTE's) tienen por objetivo optimizar el uso de combustible para la etapa de reducción.

En base a un estudio cinético de reducción de magnetita, se determinaron valores estequiométricos de consumo de combustible a lo largo de la etapa de reducción.

Como principal resultado se logro implementar una disminución en el consumo de Enap-6 .En la Tabla 6.1 se describen los parámetros recomendados a utilizar para distintas alimentaciones de magnetita.

<b>%Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> inicial</b>	<b>Enap-6 [l/h]</b>	<b>Aire [Nm<sup>3</sup>/h]</b>
< 20%	0-30 [min]: 700	0-30 [min]: 2000
	30-60[min]:450	30-60[min]:1350
>20%	0-60 [min]: 700 [l/h]	0-60 [min]: 2000

Tabla 6.1: Flujos operacionales de Enap-6 y Aire recomendados para distintas composición de escorias alimentadas a Hornos de Tratamiento de Escoria.

Del análisis de las pruebas realizadas en el Horno de Tratamiento de Escoria N°2, se puede concluir que el uso eficiente del Enap-6 es posible implementarlo en la etapa de reducción de manera controlada.

Uno de los principales beneficios que se puede observar a simple vista es la mitigación de humos negros, pasando a gris y en el mejor de los casos humo blanco tal como se muestra en la Figura 6.1.



Figura 6.1: Chimenea HTE-2 en Etapa de Reducción.

Este cambio representa un antes y un después en la operación de los HTE's, optimizando de manera adecuada el uso de combustible y disminuyendo las emisiones de hollín a la atmósfera.

En promedio por cada ciclo se ahorra 80 kg de combustible.

Considerando un promedio de 80 ciclos de reducción al mes y el precio de Enap-6 de 0.4 US\$/kg, se obtiene un ahorro en combustible de aproximadamente 30.000 US\$/año por HTE, lo que bajo la suposición que los dos hornos operan bajo las mismas condiciones se espera un ahorro de 60.000 [US\$/año].

Además de la optimización del consumo de combustible se analizó la razón aire-combustible utilizada en la reducción en los HTE's, obteniéndose como principal resultado que la razón adecuada es 3, con lo que se logra una mayor producción de CO y H<sub>2</sub>, que son los agentes reductores de la magnetita presente

en la escoria. Para complementar este análisis se estudio la mejor manera de alimentar el combustible por las toberas con los recursos disponibles. Se cambio la geometría de la boquilla del quemador con lo que se logra una mejor atomización del combustible y por ende un mayor aprovechamiento del mismo.

Las pérdidas de Cu y el costo asociado a la operación son las variables que determinan si un movimiento de escoria es rentable o no.

En base a al análisis de distintos escenarios de movimiento de escoria se ha llegado a la conclusión que la alternativa mas viable en cuanto a pérdida metalúrgica por concepto de envío de escoria a flotación y costo operacional es mantener los HTE's como estanques de almacenamiento de líquido con recuperación de Cu en botaderos.

Se recomienda mantener la operación actual de HTE's, como reductor de magnetita, estanque de almacenamiento, de escorias, Eje y Metal Blanco pero enviando los octavos de escoria a Pozo Chino.

Se estima que la implementación de este proyecto, producirá un ahorro global cercano a los 6 MUS\$/año

También se recomienda proyectar un escenario futuro como el potenciamiento del HELE, evitando de esta manera pérdidas metalúrgicas por concepto de envío de escoria a flotación.

Todas estas conclusiones hacen en conjunto que la operación y manejo de escorias se acoja al lema de "mejoramiento continuo" buscado por la empresa.

# Anexo B: Fundamentos Proceso Tratamiento de Escorias

## B.1 Generalidades

En cualquier proceso pirometalúrgico cierto porcentaje de cobre queda atrapado en las escorias, por lo tanto etapas de limpieza y recuperación son necesarias. El objetivo principal es que la escoria de descarte posea la menor cantidad de cobre posible.

En el horno de tratamiento de escoria (HTE), ésta se trata con un agente reductor con lo que se logra transformar la magnetita ( $Fe_3O_4$ ) en FeO para luego escorificarla. De esa forma se logra una mejor decantación de los sulfuros y metales, además se evita la oxidación de cobre.

Como agentes reductores se prefieren el hidrógeno y el monóxido de carbono por su alta reactividad y por eliminar como subproductos solo vapor de  $H_2O$  y  $CO_2$ .

A tan elevadas temperaturas, la velocidad con que reaccionan los gases reductores es muy rápida en los inicios, cuando la concentración de magnetita es alta. En esta parte la reacción esta controlada por la velocidad de inyección de gas en el baño. Cuando la concentración disminuye, el mecanismo esta controlado por la reacción, aunque sigue siendo muy rápido gracias a la temperatura de operación (1200 °C).

La figura B.1 muestra el mecanismo de reducción con inyección de combustible.

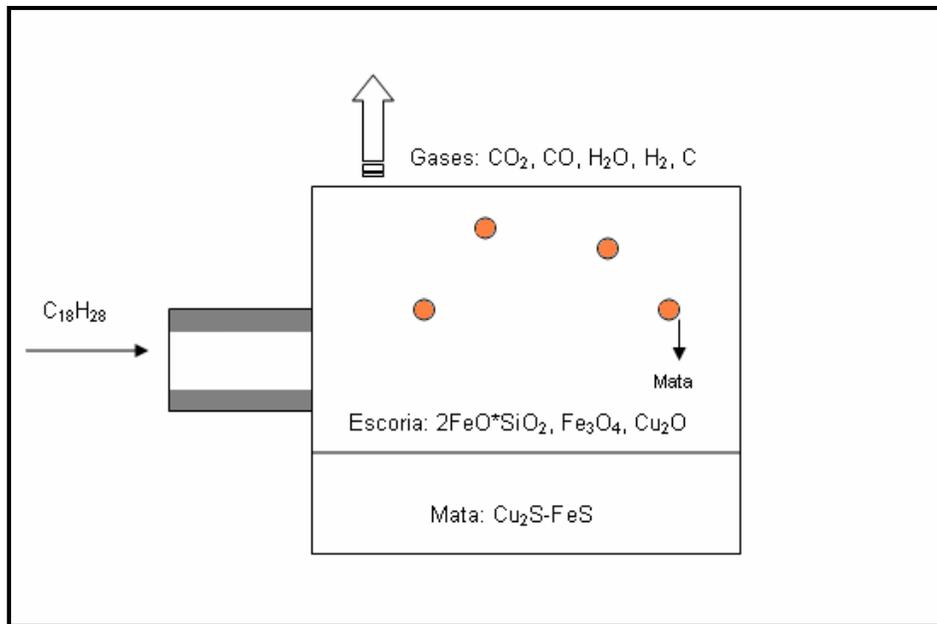


Figura B.1: Mecanismo de Reducción de Magnetita con Inyección de Petróleo

## B.2 Causas fundamentales que originan la presencia de cobre en las escorias.

Son dos las principales causas que originan la pérdida de cobre en las escorias y se analizan a continuación.

### B.2.1 Atrapamiento Físico

Depende fuertemente de las condiciones de operación de los equipos, por consiguiente es muy variable.

La principal causa que origina este tipo de atrapamiento se debe a que el soplado por toberas causa la disgregación del Metal Blanco en pequeñas gotas las que por la propia agitación del baño son atrapadas por la escoria.

La composición y temperatura de la escoria inciden fuertemente en su viscosidad y tensión y por lo tanto, en el atrapamiento físico.

En cuanto a la temperatura se tiene que la viscosidad de la escoria aumenta cuando disminuye la temperatura, por lo tanto, una escoria fría tiene un mayor atrapamiento físico que una escoria caliente.

En cuanto a la composición de la escoria, se tiene que un alto contenido de magnetita así como un alto contenido de sílice libre generan escorias viscosas, es decir, que este tipo de escorias también tendrán un alto atrapamiento físico.

Por su parte, los óxidos alcalinos, alcalino térreos y óxidos de cobre disminuyen la viscosidad de la escoria.

### **B.2.2 Atrapamiento Químico**

La pérdida química de cobre se debe principalmente a la formación de óxidos de cobre que son muy reactivos y se combinan fácilmente con la magnetita para formar ya sea ferrita de cobre,  $(\text{Cu}_2\text{O}\cdot\text{Fe}_3\text{O}_4)$  o magnetita de cobre  $(\text{CuFe}_2\text{O}_4)$ , también se combinan fácilmente con la sílice formando silicato de cobre. El único modo de recuperar este cobre es por destrucción de estos compuestos por reducción de magnetita, pero ello requiere llevar el contenido de magnetita a valores inferiores al 1%, lo que hace antieconómico su recuperación.

Los óxidos de cobre libres que pueda contener la escoria son fácilmente reducidos y pueden ser recuperados.

Para disminuir la pérdida química de cobre hay que minimizar la formación de óxidos de cobre.

### **B.3 Etapas del proceso de Limpieza de Escoria**

Los procesos pirometalúrgicos de limpieza de escorias constan básicamente de dos etapas:

- a) Etapa de reducción: El objetivo principal de esta etapa es el rompimiento de la magnetita  $(\text{Fe}_3\text{O}_4)$ , con el fin de liberar los sulfuros de cobre que esta atrapa. Esto se logra porque a medida que la magnetita se reduce disminuye la viscosidad del baño.

- b) Etapa de sedimentación: Una vez reducida la magnetita se mantiene el baño bajo condiciones quietas para permitir la sedimentación de gotas de eje atrapados en la escoria, formándose una capa de eje debajo de la capa de escoria.

Un ciclo normal de limpieza de escoria consta de estas dos etapas principales, sin embargo muchas veces las escorias no son reducidas, dejándolas solo sedimentar lo que disminuye la recuperación de cobre.

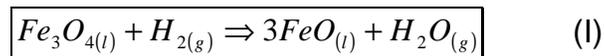
### B.3.1 Fenomenología del proceso de reducción

El objetivo principal del tratamiento de las escorias con gases provenientes del cracking con aire, es la reducción de la magnetita ( $Fe_3O_4$ ) contenida en la escoria, por medio del monóxido de carbono e hidrogeno contenidos en los gases de cracking.

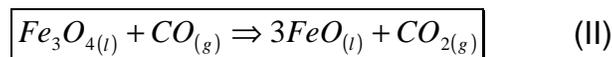
El proceso global es levemente endotérmico, por lo que se requiere de aporte externo, el que puede provenir por quema de combustible adicional, o por combustión del propio gas reductor.

Una vez que los gases de combustión salen de las toberas, entran en contacto directo al baño líquido. Por lo tanto los gases de combustión generados, CO y  $H_2$ , son los que reaccionan con la magnetita y la reducen según las siguientes reacciones químicas:

- Reducción con Hidrógeno:



- Reducción con Monóxido de Carbono:



En el Horno de Tratamiento de escoria se procesa escorias provenientes de hornos de Fusión y Conversión. La Figura B.1 muestran las especificaciones técnicas de los Hornos disponibles en la Fundición de Concentrado Chuquicamata.

Se utiliza como combustible Enap-6 y como comburente aire de 20 [psi]. Al momento de comenzar la etapa de reducción las toberas se sumergen en el baño, por lo tanto los productos de combustión quedan en contacto directo con el baño. Como se ha descrito anteriormente los gases de combustión son utilizados para reducir magnetita de la escoria y de esta manera permitir que el cobre liberado decante.

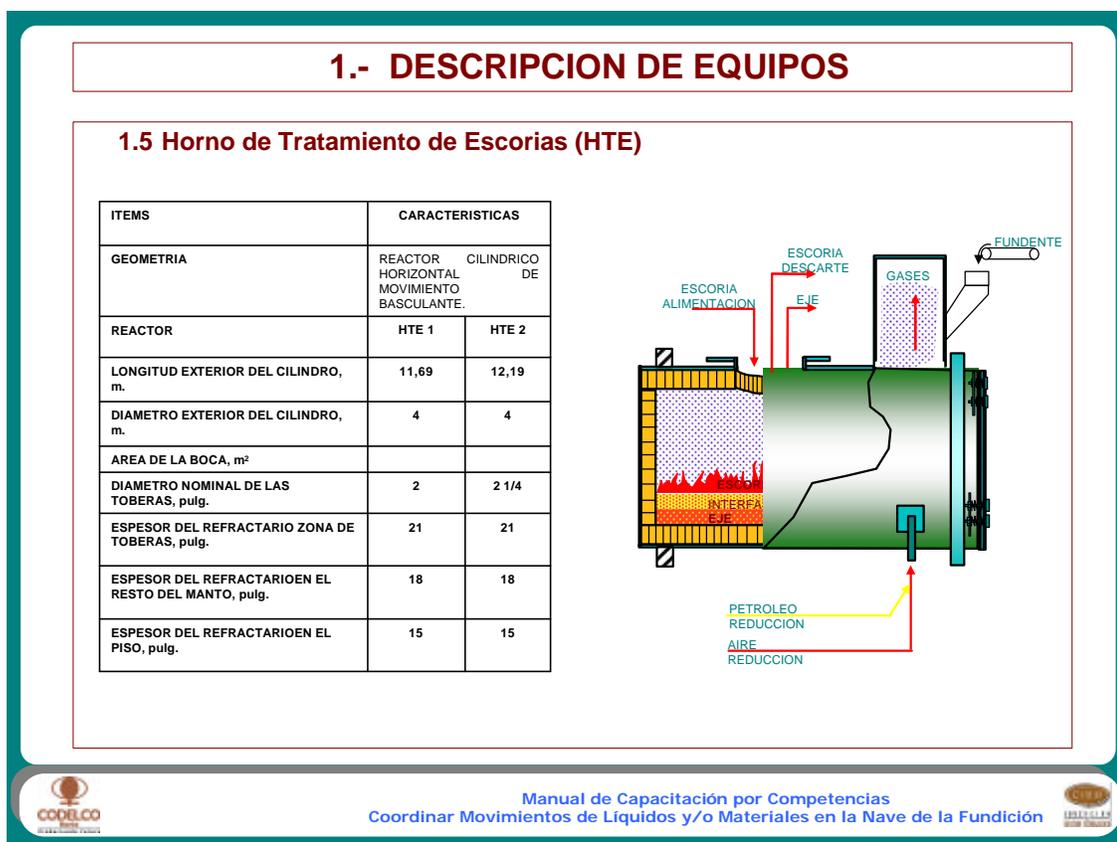
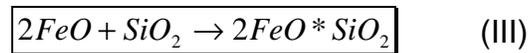


Figura B.1: Ficha Dimensional HTE 1 y HTE 2.

Usando mezcla Enap-6/aire como reductor se desprende que en el proceso ocurren las siguientes etapas:

1. Alimentación de la mezcla Enap-6 / aire al HTE.

2. Transformación de la mezcla Enap-6 / aire en una mezcla de H<sub>2</sub> y CO junto al N<sub>2</sub> del aire.
3. Transferencia del H<sub>2</sub> y CO desde la fase gaseosa a la fase líquida escoria.
4. Transporte o flujo por difusión del H<sub>2</sub> y CO desde la interfase hasta la zona de reacción en la fase escoria.
5. Transporte o flujo por difusión, molecular y turbulenta, del Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> disuelto en la escoria, desde el interior de la masa de escoria hasta la zona de reacción.
6. Transformación química, en la zona de reacción, del Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> en FeO por reacción con el H<sub>2</sub> y el CO, de acuerdo a las reacciones I y II
  
7. Transformación química del FeO en fayalita por reacción con el SiO<sub>2</sub> disuelto en la escoria, de acuerdo a:



Las etapas 1,2, y 3 ocurren en serie y las etapas 4, 5 y 6 forman un conjunto serie paralelo entre ellas, y su resultante en serie con las anteriores y con la etapa 7. La Figura B.2 muestra la velocidad de reducción de magnetita en forma cualitativa.

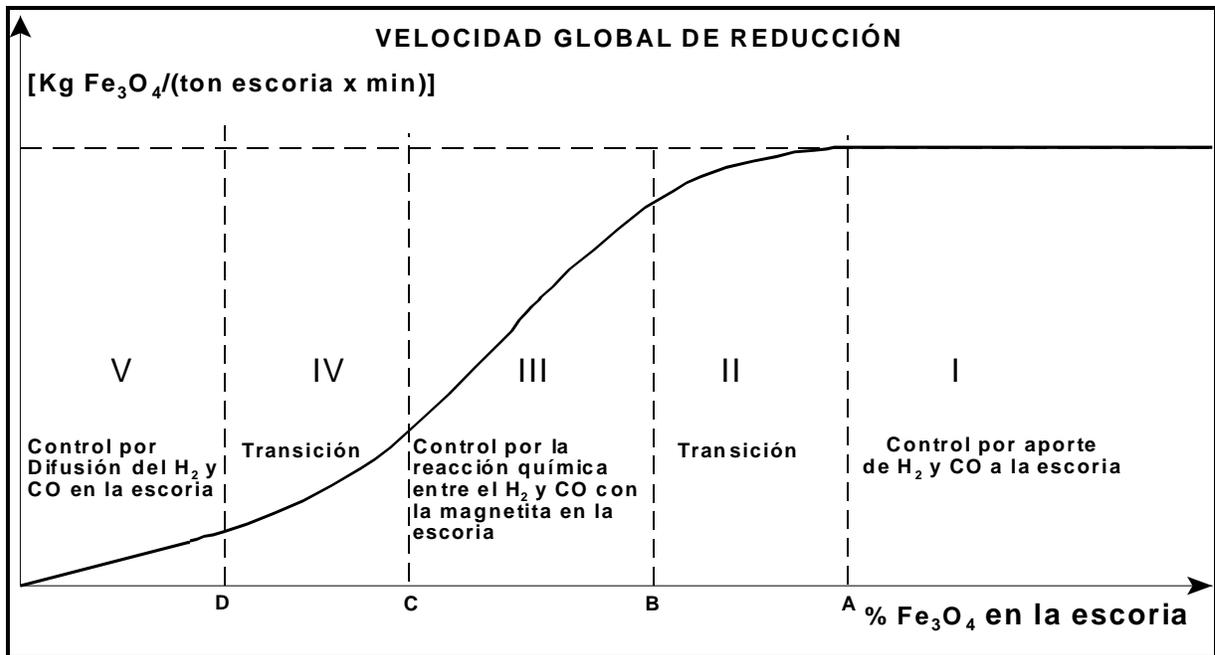


Figura B.2: Representación cualitativa del comportamiento de la velocidad global de transformación dada como [kg Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>/(ton escoria x minuto)] en función del contenido de Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> en la escoria.

La velocidad resultante del proceso de reducción de escoria es función de cada una de las etapas mencionadas, siendo la etapa mas lenta la que controla el proceso global y la que fija la velocidad de transformación global.

Según se observa de los diferentes antecedentes operacionales, al inicio del proceso cuando la concentración de Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> es alta y la velocidad resultante de las etapas combinadas (4,5,6) es "alta", la velocidad global de transformación esta regulada por el aporte de reductor al baño de escoria, es decir por las etapas en serie 1, 2 y 3, siendo entonces, la etapa mas lenta de estas tres la que fija la velocidad de reducción del proceso.(Zona I de la figura).

A medida que transcurre la reacción y la concentración de Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, en la fase de escoria disminuye, también la velocidad resultante de las etapas combinadas (4, 5,6), disminuye, llegando a ser del mismo orden de magnitud que la mas lenta de las etapas anteriores, en este momento la velocidad global del proceso esta dada por una combinación de las velocidades de las etapas. Esto se manifiesta en la

curvatura que presentan las curvas de velocidad de reducción v/s tiempo. (Zona II de la figura).

Cuando la concentración de  $Fe_3O_4$ , disminuye aun mas, la velocidad resultante de (4, 5,6) es mucho menor que las velocidades de las etapas anteriores pasando a ser “la etapa” controlante.

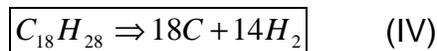
De las etapas 4, 5,6, en un comienzo la etapa 6 es la mas lenta y por lo tanto, la controlante de la combinación,(Zona III de la figura), pero a medida que el  $Fe_3O_4$  disminuye, este y el CO deben difundir hasta la zona de reacción en el interior de la escoria, (Zona IV de la figura), y para contenidos de  $Fe_3O_4$ , aun menores la etapa 4 pasa a ser la controlante. (Zona V de la figura).

La transición del control de una etapa a otra es función del contenido de  $Fe_3O_4$ , de la escoria, el valor absoluto en el cual ocurre la transición depende de varios parámetros operacionales por lo que no se puede entregar un valor único sino que un rango de valores para cada transición.

### B.3.1.a Reacciones involucradas

Hay distintos tipos de reacciones que ocurren en la reducción de magnetita, primero las de combustión y craqueo de Enap-6 con aire y luego las de reducción de magnetita.

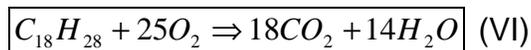
- **Reacciones de combustión:** El combustible Enap-6 según su composición tiene la siguiente nomenclatura aproximada  $C_{18}H_{28}$ . Por efecto de altas temperaturas en el horno se produce el rompimiento o craqueo del hidrocarburo según la siguiente fórmula:



En presencia de aire se tiene la siguiente reacción:



Esta reacción corresponde a la combustión incompleta del Enap-6. La reacción de combustión completa es:



- **Reacciones de reducción de magnetita:** Los principales agentes reductores que rompen la magnetita son el H<sub>2</sub> y el CO, producto de la combustión incompleta del Enap-6 y el craqueo.



El Gráfico B.1 muestra la espontaneidad de las reacciones de reducción de magnetita en los Hornos de Tratamiento de Escoria. Podemos observar que la primera reacción en ocurrir es la oxidación del CO (ecuación VII).

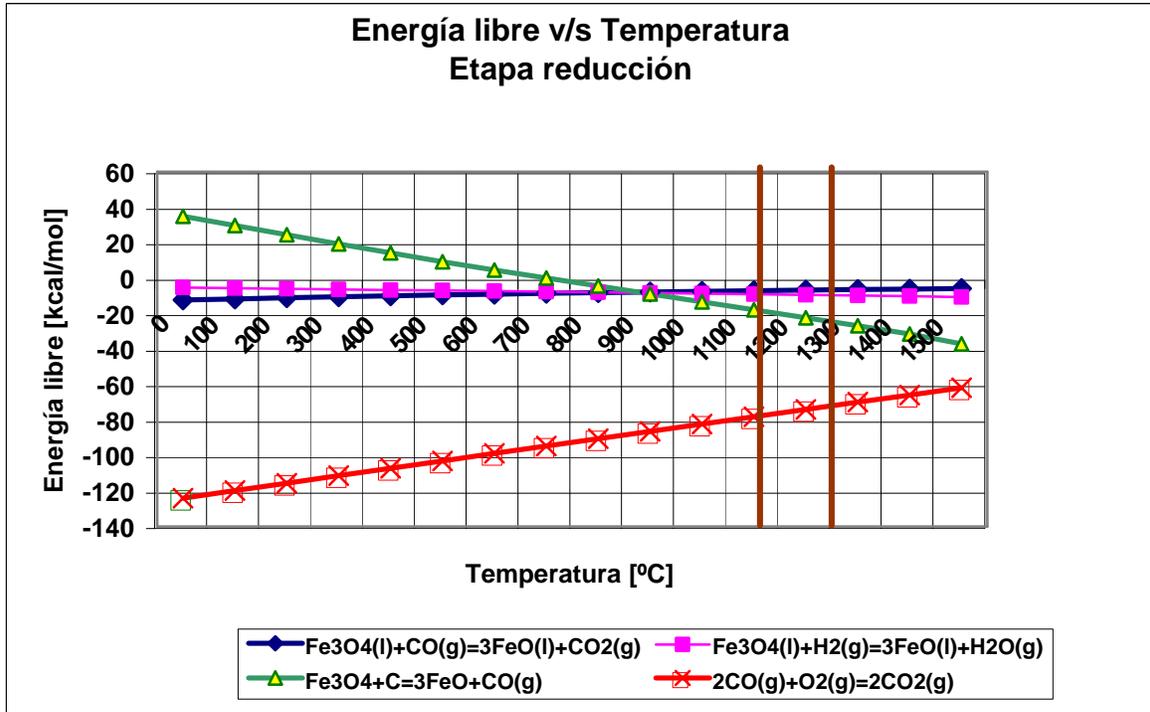


Gráfico B.1 : Espontaneidad reacciones de reducción de magnetita con Enap-6.

### B.3.1.b Cracking a alta temperatura

Se entiende por cracking de hidrocarburos a la ruptura de moléculas de hidrocarburos para formar compuestos más pequeños, es decir, más livianos.

El cracking puede ser térmico o por medio de un agente de cracking, en el primer caso el hidrocarburo es fragmentado solo por acción del calor, y en el segundo el agente reacciona con el hidrocarburo rompiendo la molécula. En ambos casos, el cracking puede realizarse en presencia de un catalizador específico, que orienta la reacción para obtener preferencialmente moléculas de un determinado tamaño.

En el caso específico del cracking con aire o vapor de agua, el objetivo primordial es generar monóxido de carbono (CO) e hidrógeno (H<sub>2</sub>), los que pueden ser usados para síntesis de nuevos compuestos, como gases combustibles o como agentes reductores.

Los gases producidos en el cracking con aire son altamente tóxicos, por su contenido de monóxido de carbono y altamente explosivos por el hidrogeno contenido.

### **B.3.2 Sedimentación**

Las partículas de fase metálica que se encuentran suspendidas en la escoria están sometidas a las siguientes fuerzas:

- **Fuerza de gravedad:** Es la fuerza con que la partícula es atraída por la tierra, depende del volumen de la partícula y su densidad. Esta fuerza aumenta al aumentar el tamaño y la densidad de la partícula.
- **Fuerza de empuje:** Es la fuerza que la escoria ejerce sobre la partícula, induciéndola a flotar, esta fuerza depende de la densidad de la escoria, mientras mas densa la escoria mayor es la fuerza de empuje la que se contrapone a la fuerza de gravedad.
- **Fuerza de roce:** Es la fuerza que se genera por el roce que genera el movimiento relativo de la partícula que cae dentro de la escoria, esta fuerza depende de la velocidad de caída, a mayor velocidad, mayor fuerza la que aumenta con la viscosidad de la escoria y el tamaño de la partícula.

La primera fuerza hace que la partícula descienda y las dos ultimas se oponen al movimiento, al inicio la primera es mayor que las otras dos sumadas por lo que la velocidad de caída de la partícula aumenta, pero también aumenta la tercera fuerza, llegando a un momento en que las tres fuerzas se anulan, haciendo que la partícula decante a una velocidad constante la que se llama velocidad terminal de la partícula en la escoria.

La práctica indica que el tiempo necesario para la decantación es inversamente proporcional a la velocidad terminal y directamente proporcional al espesor de la capa de escoria.

Por su parte la velocidad terminal depende de los siguientes parámetros operacionales:

- **Temperatura:** A mayor temperatura de trabajo, la velocidad terminal aumenta ya que disminuye la viscosidad y densidad de la escoria factores que se oponen a la decantación.
- **Contenido de magnetita:** A mayor contenido de magnetita en la escoria la densidad y viscosidad de la escoria aumentan, por lo tanto, mientras mas alto sea el porcentaje de magnetita en la escoria, mas lenta será la velocidad terminal, lo que redundará en un mayor tiempo de decantación.
- **Densidad de la fase metálica:** A mayor diámetro de las partículas, mayor masa y en consecuencia mayor velocidad terminal.
- **Tensión superficial:** Mientras menor sea la tensión superficial mayor tendencia a que las partículas metálicas se fusionen entre si formando partículas de mayor tamaño, aumentando entonces su velocidad terminal.

A medida que el contenido de magnetita es reducido mediante la adición de petróleo, las microgotas de eje e inclusiones metálicas se liberan. Luego estas microgotas comienzan su caída a través de la masa de escoria fundida hasta llegar a la interfase y posteriormente a la mata.

Este fenómeno se lleva a cabo mediante una velocidad terminal de caída de las microgotas. Esta velocidad está dada por la resultante entre las fuerzas de gravedad (peso de las microgotas) y el empuje que ejerce la escoria fundida. Si el régimen de movimiento de la escoria fundida está dentro del rango de Stokes, es decir, cuando el *Reinolds* es mucho menor que 0.1, entonces es posible determinar la velocidad de sedimentación de las microgotas mediante la ley de Stokes

En una escoria fayalítica también es posible aplicar la Ley de Stokes para predecir el tamaño de gotas de eje que permita minimizar el atrapamiento de cobre en tal escoria de acuerdo con la viscosidad de la misma, función de su composición y temperatura. Para ello es útil la siguiente expresión:

$$v = \frac{d_p^2 (\rho_{eje} - \rho_{escoria}) g}{18 m_{escoria}} \quad (XI)$$

Donde:

$v$  : Velocidad terminal de caída de una partícula o gota en un medio viscoso, [m/s]

$d_p$  : Diámetro de la partícula o gota, [m]

$\rho_{eje}$  : Densidad de la gota de eje, [kg/m<sup>3</sup>]

$\rho_{escoria}$  : Densidad de la escoria, [Kg/m<sup>3</sup>]

$g$  : Constante gravitacional, [m/s<sup>2</sup>]

$m_{escoria}$  : Viscosidad de la escoria, [Poise]

La viscosidad es una de las propiedades más importante de las escorias. En óxidos fundidos a altas temperaturas (escorias), se han reportado correlaciones que determinan sus propiedades. A continuación se muestra la relación dada por Utigard y Warczok para la viscosidad de ejes de fusión y conversión.

$$VR = \frac{A}{B}$$

$$A = \%SiO_2 + 1.5 * \%Cr_2O_3 + 1.2 * \%ZrO_2 + 1.8 * \%Al_2O_3$$

$$B = 1.2 * \%FeO + .5 * (\%Fe_2O_3 + PbO) + .8 * \%MgO + 0.7 * CaO + 2.3 * (\%Na_2O + \%K_2O) + 0.7 * \%Cu_2O + 1.6 * \%CaF_2$$

El efecto de la temperatura sobre las escorias fayalíticas es un factor importante a considerar. A medida que la temperatura aumenta la viscosidad de la escoria disminuye notablemente tal como lo muestra la siguiente ecuación:

$$m[poise] = \exp\left(-6.5604704 + \frac{10172.282}{T[K]}\right)$$

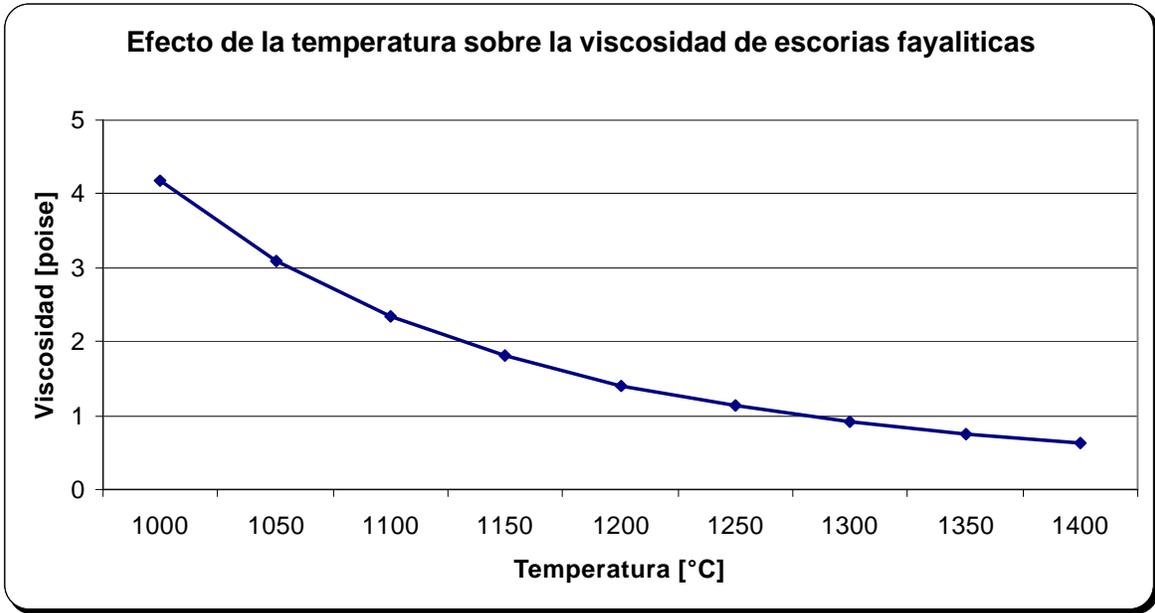
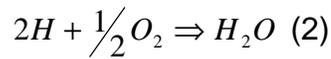


Gráfico B.1: Efecto de la temperatura sobre la viscosidad de escorias fayalíticas.

## ANEXO C: CALCULO RAZON AIRE/COMBUSTIBLE TEORICO

Las reacciones principales que se toman en cuenta para este cálculo son las siguientes:



Se considera que el Enap-6 tiene la siguiente composición en peso:

Elemento	Composición en peso (%)	Peso Atómico
C	87.26	12
H	10.49	1
S	2.25	32

Para una base de 1 [Kg] de Enap-6 se tiene que:

- Moles de Carbono:

$$n_C = \frac{0.8726 * 1}{12} * 1000 = 72.72 [g - mol]$$

- Moles de Hidrógeno:

$$n_{H_2} = \frac{0.1049 * 1}{2} * 1000 = 54.45 [g - mol]$$

- Moles de Azufre:

$$n_s = \frac{0.0225 * 1}{32} * 1000 = 0.703 [g - mol]$$

Lo que hace un total de:

$$n_i = 125.87 [g - mol] \text{ de Enap-6.}$$

Para la reacción (1):

Compuesto	Entra	Reacciona	Se produce	Sale
C	72.72	72.72	-----	-----
O <sub>2</sub>	72.72	72.72	-----	-----
CO <sub>2</sub>	-----	-----	72.72	72.72

Para la reacción (2):

Compuesto	Entra	Reacciona	Se produce	Sale
H	52.45	52.45	-----	-----
O <sub>2</sub>	26.22	26.22	-----	-----
H <sub>2</sub> O	-----	-----	52.45	52.45

Para la reacción (3):

Compuesto	Entra	Reacciona	Se produce	Sale
S	0.703	0.703	-----	-----
O <sub>2</sub>	0.703	0.703	-----	-----
SO <sub>2</sub>	-----	-----	0.703	0.703

Por lo tanto O<sub>2</sub> estequiométrico necesario:

$$O_2^{est} = 99.64[g - mol]$$

Para determinar el volumen de oxígeno, a condiciones normales de presión y temperatura<sup>6</sup>, se tiene la siguiente relación:

$$V = \frac{n * R * T}{P}$$

Donde:

V: Volumen de gas [Nm<sup>3</sup>].

n: Moles de gas [g - mol].

R: Constante de los gases,  $0.082 \left[ \frac{atm * lt}{mol * K} \right]$

T: Temperatura gas, 273 [K]

P: Presión gas [atm]

Por lo tanto el volumen de aire estequiométrico es:

---

<sup>6</sup> CNPT: 1 atm y 0°C.

$$V = \frac{99.64 * 0.082 * 273}{1} = 2230.5[lit] = 2.23[Nm^3]$$

Composición de aire:

21% O<sub>2</sub>

79% N<sub>2</sub>

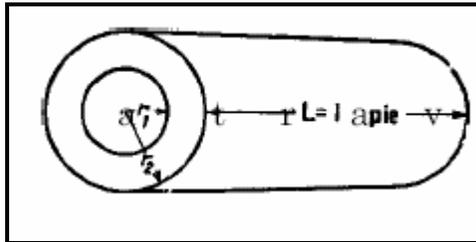
Por lo tanto:

$$V_{aire} = \frac{2.23}{0.21} = 10.6Nm^3$$

## ANEXO D: CALCULO DE PERDIDAS CALORIFICAS EN CAÑERIAS

El punto crítico es donde la cañería de Enap-6 deja el circuito de calentamiento con vapor y por un trayecto de 18 [m] aproximadamente hace su recorrido hacia el HTE-2 sin aislación.

Las pérdidas caloríficas para una tubería están dadas según la siguiente ecuación



$$q = \frac{2 * p * k * (t_i - t_o)}{2.3 * \log\left(\frac{D_o}{D_i}\right)}$$

Donde:

k: Conductividad térmica del acero.

t<sub>i</sub>: Temperatura interior cañería.

T<sub>o</sub>: temperatura exterior cañería.

D<sub>i</sub>: Diámetro interno cañería.

D<sub>o</sub>: Diámetro externo cañería.

Para la línea de petróleo se tienen los siguientes datos:

Diámetro nominal cañería: 2 [pulg]

D<sub>o</sub>: 2,38 [pulg]

D<sub>i</sub>: 2,067 [pulg]

$$K_{\text{acero}}: 26 \left[ \frac{BTU}{h * pie^2 * \left[ \frac{^{\circ}F}{pie} \right]} \right]$$

$T_i: 212 [^{\circ}F]$

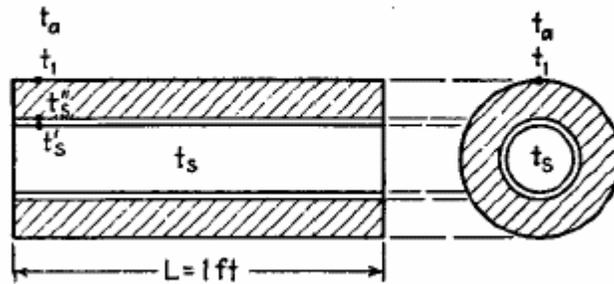
$T_0: 122 [^{\circ}F]$

Aplicando la ecuación se tiene que:

$$q = \frac{2 * p * 26(212 - 122)}{2.3 * \log\left(\frac{2.38}{2.067}\right)} = 391 \left[ \frac{BTU}{h * pie - lineal} \right]$$

Este valor quiere decir en un trayecto de 18 [m] (59 [pie]) las pérdidas caloríficas serán de 23.084 BTU/h lo que equivalen a 5817 Kcal/h.

Con aislación las pérdidas caloríficas disminuyen considerablemente, se revistieron las cañerías con aislante Kabul de 1 pulg. de espesor. La figura muestra un esquema de cañería con aislación



Las pérdidas caloríficas para este sistema se pueden calcular según la siguiente ecuación:

$$q = \frac{p(t_s - t_a)}{\frac{2.3}{2 * k_c} * \log \frac{D_1}{D_s} + \frac{1}{h_a * D_1}}$$

Donde:

$t_s$ : Temperatura interior de la cañería

$t_a$ : Temperatura ambiente.

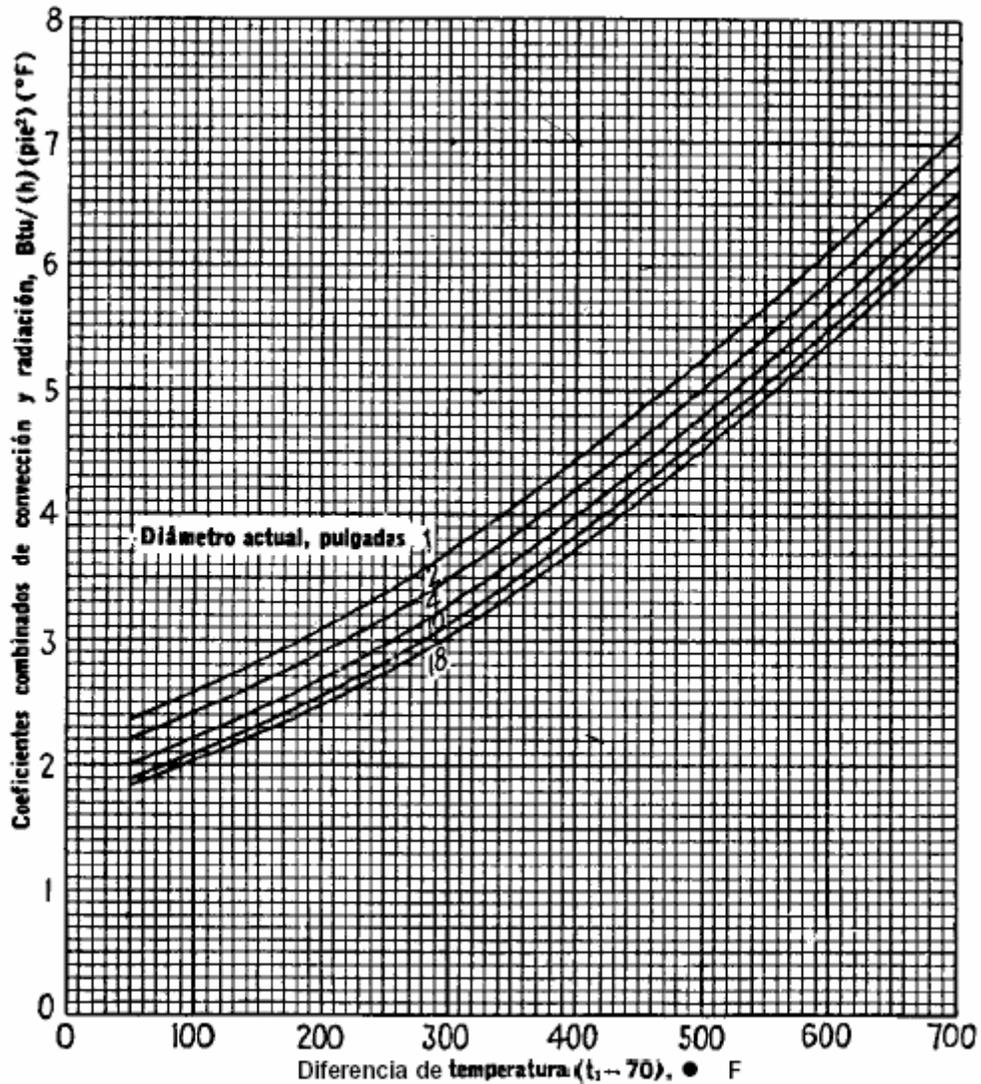
$k_c$ : Conductividad térmica aislante.

$h_a$ : Coeficiente combinado de convección y radiación.

$D_1$ : Diámetro externo del sistema.

$D_s$ : Diámetro externo cañería.

En la figura se han graficado los coeficientes superficiales de transferencia para tubos de diferentes diámetros y temperaturas de superficie hacia aire ambiente a 70 °F.



Los cálculos de pérdidas caloríficas con aislación quedan de la siguiente forma:

Suposiciones:

- Temperatura combustible en la cañería 212 °F [100°C].
- Temperatura ambiente 70 °F [21 °C].

- Aislante Kabul tiene la misma conductividad térmica que la lana mineral.

Datos:

- Diámetro nominal cañería 2 [pulg].

- Conductividad térmica aislante  $0.033 \left[ \frac{BTU}{h * pie^2 * \left[ \frac{°F}{pie} \right]} \right]$

El cálculo se debe hacer por prueba y error, ya que el coeficiente combinado de convección y radiación depende de  $T_1$ .

Suposición:

$$t_1 = 150 \text{ °F}$$

$$t_1 - 70 = 80 \text{ °F}$$

$$\text{de grafica: } h_a = 2.23 \left[ \frac{BTU}{h * pie^2 * °F} \right]$$

$$D_1 = 3.38 \text{ [pulg]}$$

$$D_s = 2.38 \text{ [pulg]}$$

Reemplazando en la fórmula:

$$q = \frac{3.14 * (212 - 70)}{\frac{2.3}{2 * 0.03} * \log\left(\frac{3.38}{2.38}\right) + \frac{1}{2.23 * \frac{3.38}{12}}} = 60 \left[ \frac{BTU}{h * pie - lineal} \right]$$

Chequeo de  $t_1$ :

El chequeo de la temperatura supuesta se hace con la siguiente ecuación

$$q = \frac{2 * p * k_c * (t_s - t_1)}{2.3 * \log\left(\frac{D_1}{D_s}\right)}$$

Reemplazando en la ecuación se obtiene:

$$60 = \frac{2 * p * 0.033 * (212 - t_1)}{2.3 * \log\left(\frac{3.38}{2.38}\right)}$$

Despejando  $t_1$ :

$$t_1 = 110.6 [^{\circ}\text{F}] \neq 150 [^{\circ}\text{F}]$$

Nueva suposición:

$$t_1 = 110 \text{ } ^{\circ}\text{F}$$

$$t_1 - 70 = 40 \text{ } ^{\circ}\text{F}$$

de grafica:  $h_a = 2.1 \left[ \frac{\text{BTU}}{\text{h} * \text{pie}^2 * ^{\circ}\text{F}} \right]$

Reemplazando en la fórmula:

$$q = \frac{3.14 * (212 - 70)}{\frac{2.3}{2 * 0.03} * \log\left(\frac{3.38}{2.38}\right) + \frac{1}{2.1 * \frac{3.38}{12}}} = 59.22 \left[ \frac{\text{BTU}}{\text{h} * \text{pie} - \text{lineal}} \right]$$

Chequeo de  $t_1$ :

$$59.22 = \frac{2 * p * 0.033 * (212 - t_1)}{2.3 * \log\left(\frac{3.38}{2.38}\right)}$$

Despejando  $t_1$ :

$$t_1 = 111.87 [^{\circ}\text{F}] \approx 110 [^{\circ}\text{F}]$$

Se puede apreciar que para distintos valores de  $t_1$ , la pérdida calorífica no varía significativamente, esto nos indica que el aislante actúa de manera eficiente.

### Pérdidas caloríficas

Situación	$\frac{\text{BTU}}{\text{h} * \text{pie} - \text{lineal}}$	$\frac{\text{kcal}}{\text{h} * \text{m} - \text{lineal}}$
Cañería con aislación	391	323
Cañería sin aislación	59.22	48.96

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Sánchez, M., Pirometalurgia del Cobre y Sistemas Fundidos, Curso panamericano de Metalurgia extractiva, Universidad de Concepción, pág 10-44, Concepción, Chile., (1996).
- Krassa, P., Combustión y Combustibles, pág. 159-191, 382-383, Editorial Zig-Zag, Santiago, Chile, (1939).
- Smith, Van Ness, Abbott, Introducción a la Termodinámica en Ingeniería Química, pág 639-680, Editorial McGraw-Hill, México, (1996).
- Biswas, Davenport., El cobre Metalurgia Extractiva, pág 225-263, Editorial Limusa.
- Chilton, C.H., Perry, R.H., Chemical Engineer's Handbook, 5ta. Edición, pág. 3.146, Editorial McGraw-Hill Kogakusha Ltd., Tokyo, Japón, (1973).
- Informe final "Balance de masa y calor en Hornos de Limpieza de Escoria en Fundición Caletones", CIMM, Santiago, (1998).
- [http://www.codelco.com/la\\_corporacion/fr\\_organizacion.html](http://www.codelco.com/la_corporacion/fr_organizacion.html)

