

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



PROYECTO PARA OPTAR AL TITULO DE INGENIERO CIVIL  
QUIMICO

**OPTIMIZACION TIEMPOS DE SOPLADO  
CONVERTIDORES PEIRCE SMITH, CODELCO CHILE-  
DIVISIÓN CHUQUICAMATA**

**Natalia Francisca Gaete Rodríguez**

Profesor(es) Guía(s):  
Horacio Aros Meneses  
José Torres Titus

**2014**

# AGRADECIMIENTOS

*"El Secreto está en no tener miedo de equivocarnos y de saber que es necesario ser humilde para aprender "*

*(Anónimo)*

Agradezco...

**A Dios, que pese a todos los obstáculos, me dio la fuerza, el coraje y la perseverancia para seguir adelante.**

**A Mi Familia, A Mi Padre, por ser mi pepe grillo, mi eterno superhéroe.**

**A Mi Madre, por su ejemplo y entrega diaria.**

**A mis hermanos, su apoyo incondicional y su ayuda fraterna.**

**A mi hijo, Sebastián, por darme tus miles de sonrisas, besos y caricias que después de un día agotador, dan las energías para seguir cada día, por ser mi motor.**

**A mi pololo, quien siempre confió en mí.**

**A mis amigos, los hermanos que uno elige en la vida, por sus palabras, por sus consejos, por sus risas, por el día a día.**

**A mis tutores, por dar siempre su ayuda desinteresada y tener siempre la palabra precisa.**

**A los "viejitos", que aportaron con máxima entrega y experiencia.**

**A Maglio, Christian, Rubén, Paul y Rodrigo, colegas y amigos, gracias por todo.**

## RESUMEN

El siguiente proyecto se realizó en la Fundición de Concentrado, División Codelco-Chuquicamata, específicamente en la unidad de conversión de dicha Fundición.

Hoy, debido a la nueva ley de emisiones, Fundición debe hacer grandes cambios a nivel operación, implementando nuevas tecnologías y optimizando las ya existentes.

El primero de los cambios es el potenciamiento de una sola línea de fusión, por esto se necesita evaluar y proyectar la capacidad de convertidores, para procesar todo el material fundido.

Por esto, que en este trabajo se busca validar un modelo matemático ya establecido para matas de 1100 °C a 1400°C (Nagamori y Mackey, Nagamori y Chaubal), que se asemeje al proceso de conversión de Fundición, de esta forma, nos permita simular y obtener parámetros de operación adecuados con el fin de optimizar los tiempos de soplado.

El modelo matemático junto con otras correlaciones, se desarrolló en Microsoft Excel y Visual Basic., siendo el resultado de este, el tiempo efectivo del soplado, como el más relevante.

Las discusiones y conclusiones de este trabajo se basan en la comparación de las variables de salida entregadas por el modelo y los registrados en la operación real, es así, como se valida el modelo, obteniendo una variación de un 4,3%.

Se proponen distintos escenarios de operación en donde ocupar el modelo, y también la incorporación de un cuarto convertidor.

De los distintos tipos de escenarios, se obtienen los parámetros mínimos de operación que cumplen con la producción de solo una línea de fusión, en soplado a eje, debe ser mayor o igual a 670 [Nm<sup>3</sup>/min] con un enriquecimiento de un 22% de oxígeno y en soplado a cobre, debe ser mayor o igual a 750 [Nm<sup>3</sup>/min] con un enriquecimiento de 22% en adelante.

El proyecto de implementación de un cuarto convertidor, es recomendado y evaluado para la modernización de la Fundición de Chuquicamata.

Si bien, el costo de implementación es elevado, permite ampliar la capacidad de conversión de la unidad, esto nos puede llevar a nuevas metas anuales, de modo, que se mire con optimismo el futuro para la Fundición.

# INDICE GENERAL

<b>RESUMEN.....</b>	<b>iii</b>
<b>1 INTRODUCCIÓN.....</b>	<b>1</b>
1.1 OBJETIVOS .....	2
1.1.1 Objetivo General .....	2
1.1.2 Objetivos específicos.....	2
<b>2 ANTECEDENTES DEL PROCESO.....</b>	<b>4</b>
2.1 PROCESOS DE OBTENCIÓN DE COBRE.....	4
2.2 PROCESOS PIROMETALÚRGICOS .....	4
2.3 DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PIROMETALÚRGICO EN LA FUNDICIÓN DE CONCENTRADO DE CHUQUICAMATA. ....	5
2.3.1 Almacenamiento y preparación de carga.....	5
2.3.2 Fusión de Concentrado .....	5
2.3.3 Etapa de conversión.....	7
2.3.4 Refinación y moldeo.....	7
2.3.5 Tratamiento de gases y producción de ácido sulfúrico. ....	8
2.3.6 Plantas productoras de insumos.....	8
2.4 OPERACIÓN DE LOS CONVERTIDORES PEIRCE-SMITH CHUQUICAMATA. ....	10
2.4.1 Esquema operacional.....	11
2.4.2 Procedimiento operacional de CPS.....	12
<b>3 CASO BASE E IDENTIFICACIÓN DE PROBLEMA EN CONVERTIDORES.....</b>	<b>15</b>
3.1 CASO BASE EN CONVERTIDORES PEIRCE - SMITH.....	15
3.2 PROBLEMA A SOLUCIONAR EN CONVERTIDORES PEIRCE- SMITH.....	18
<b>4 MODELO DE BALANCE DE MASA Y ENERGÍA PARA CONVERTIDORES. ....</b>	<b>21</b>
4.1 SUPOSICIONES DEL MODELO.....	21
4.1.1 Grados de libertad del modelo.....	22

4.2	VARIABLES DEL MODELO. ....	22
4.2.1	Variables independientes. ....	22
4.2.2	Variables dependientes. ....	22
4.3	MODELO MATEMATICO PARA CONVERSIÓN. ....	23
4.3.1	Balance de masa. ....	23
4.3.2	Actividades de compuestos. ....	30
4.3.3	Porcentajes de compuestos. ....	34
4.3.4	Pérdidas de cobre en la escoria. ....	36
4.3.5	Balance de energía. ....	38
4.3.6	Calor de reacción. ....	39
4.3.7	Pérdidas de calor por calentamiento de líquidos, sólidos y a través de los gases. 40	
4.3.8	Control de la carga térmica. ....	40
4.3.9	Pérdidas de Calor a través de la Geometría del Convertidor. ....	41
4.3.10	Calor total perdido. ....	43
4.4	DIAGRAMA DE FLUJO DEL MODELO EN EXCEL. ....	43
4.4.1	Input de Excel para el modelo. ....	47
4.4.2	Output de Excel para el modelo. ....	48
4.5	VALIDACIÓN DEL MODELO PARA PROCESO CONVERSIÓN CHUQUICAMATA. ....	50
<b>5</b>	<b>ESCENARIOS DE PRUEBA PARA CONVERTIDORES. ....</b>	<b>54</b>
5.1	DIAGRAMA DE OPERACIONES ....	54
5.2	ESCENARIOS PROPUESTOS. ....	55
5.3	GRÁFICOS DE ESCENARIOS PROPUESTOS. ....	63
<b>6</b>	<b>EVALUACIÓN ECONÓMICA PARA IMPLEMENTACION DE EQUIPO. ....</b>	<b>69</b>
6.1	COSTO TOTAL DEL PROYECTO ....	69
6.2	COSTOS DEL PROYECTO ....	70
6.2.1	Mantenimiento de ladrillos refractarios. ....	70

6.2.2	Consumo de kerosene. ....	71
6.2.3	Consumo de oxígeno. ....	73
6.3	BENEFICIOS DEL PROYECTO .....	74
6.3.1	Eje y/o Metal Blanco convertido.....	74
6.3.2	Ácido sulfúrico producido.....	75
6.4	ANÁLISIS COSTO- BENEFICIO. ....	78
<b>7</b>	<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>80</b>
<b>8</b>	<b>BIBLIOGRAFIA.....</b>	<b>83</b>
<b>A.</b>	<b>ANEXO A: Teoría. ....</b>	<b>88</b>
A.1.	ANTECEDENTES TERMODINÁMICOS. ....	88
A.2	REACCIONES DE CONVERSIÓN. ....	92
A.2.1	Reacciones etapa de soplado a escoria. ....	95
A.2.2	Reacciones etapa de soplado a cobre.....	99
A.2.3	Reacciones en fase homogénea gaseosa. ....	101
A.3	ANÁLISIS DE EQUILIBRIO TERMODINÁMICO. ....	102
A.3.1	Etapla de soplado a Escoria.....	102
A.3.2	Etapla de soplado a Cobre.....	105
A.4	DIAGRAMAS DE FASES DE UTILIDAD EN CONVERSIÓN .....	106
A.4.1	Diagrama de potencial químico para el proceso de conversión. ....	106
A.4.2	Diagrama representativo de soplado a escoria.....	108
A.4.3	Diagrama representativo de soplado a cobre blíster.....	110
A.5	ANÁLISIS CINÉTICO DE LA CONVERSIÓN.....	113
<b>B.</b>	<b>ANEXO B: Algoritmos del modelo en macros. ....</b>	<b>115</b>
<b>C.</b>	<b>ANEXO C: Constantes utilizadas en el modelo. ....</b>	<b>121</b>
<b>D.</b>	<b>ANEXO D: Datos termodinámicos utilizados en el modelo. ....</b>	<b>124</b>
<b>E.</b>	<b>ANEXO E: Dimensiones del Convertidor. ....</b>	<b>127</b>

**F. ANEXO F: Gráficos escenarios propuestos. .... 129**

## INDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 Fundición de concentrado Chuquicamata.....	6
Figura 2.2 Diagrama de flujo de Fundición de concentrado Chuquicamata.....	9
Figura 2.3 Muestra operación de maquina “gaspé” sobre toberas de CPS.....	10
Figura 2.4 Giro de CPS para ser cargado.....	13
Figura 4.1 Entradas y salidas durante el proceso de conversión.....	23
Figura 4.2 Ingresos y egresos de calor durante el proceso de conversión.....	38
Figura 4.3 Perfil de temperaturas en las paredes del convertidor.....	41
Figura 4.4 Diagrama de flujo modelo “Soplado a Eje” .....	45
Figura 4.5 Diagrama de flujo modelo “Soplado a Cobre”.....	46
Figura 4.6 Input planilla Excel “Soplado a Eje”.....	47
Figura 4.7 Input planilla Excel “Soplado a Cobre”.....	48
Figura 4.8 Output planilla Excel “Soplado a Eje”.....	48
Figura 4.9 Output planilla Excel “Soplado a Cobre”.....	49
Figura 4.10 Output planilla Excel “Tiempos”.....	49
Figura 5.1 Diagrama de operación Convertidores.....	54
Figura A.1 Diagrama Ellingham (1944).....	91
Figura A.2 Diagrama de potencial químico en equilibrio isotérmico para sistema Cu-Fe-S-O-SiO <sub>2</sub> .....	107
Figura A.3 Diagrama binario FeO-SiO <sub>2</sub> .....	108
Figura A.4 Diagrama ternario FeO-SiO <sub>2</sub> -Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	109
Figura A.5 Diagrama binario Cu-S.....	111

Figura A.6 Diagrama ternario Cu-S-O.....	112
Figura A.7 Corte transversal convertidor Peirce-Smith.....	113
Figura B.1 Diagrama de flujo modelo.....	115
Figura B.2 Planilla Excel “Actividades” .....	116
Figura B.3 Planilla Excel “Balance Energía”.....	119
Figura E.1 Dimensiones CPS utilizado en el modelo.....	127

## INDICE DE TABLAS

Tabla 4.1 Resultados de pruebas para validar el modelo.....	51
Tabla 5.1 Condiciones 1° escenario.....	59
Tabla 5.2 Condiciones 2° escenario.....	60
Tabla 5.3 Condiciones 3° escenario.....	61
Tabla 5.4 Condiciones 4° escenario.....	62
Tabla 6.1 Costo total del proyecto.....	69
Tabla 6.2 Costo insumo y mano de obra para mantención refractarios.....	70
Tabla 6.3 Costo refractarios mensual y anual.....	71
Tabla 6.4 Costo mantención refractario con un convertidor más.....	71
Tabla 6.5 Tiempos de espera (mayor consumo de kerosene).....	71
Tabla 6.6 Consumo de kerosene.....	72
Tabla 6.7 Costo de kerosene.....	72
Tabla 6.8 Costo de consumo kerosene con un convertidor más.....	72
Tabla 6.9 Consumo promedio de oxígeno.....	73
Tabla 6.10 Costo uso de oxígeno.....	73
Tabla 6.11 Costo promedio uso de oxígeno con un convertidor más.....	73
Tabla 6.12 Conversión promedio en CPS.....	74
Tabla 6.13 Conversión promedio con cambios de operación en CPS.....	74
Tabla 6.14 Conversión promedio con cuatro convertidores en línea.....	75
Tabla 6.15 Gases producidos por conversión y SO <sub>2</sub> presente en ellos.....	75

Tabla 6.16	Ácido sulfúrico producido actualmente.....	76
Tabla 6.17	Gases producidos por conversión con cambios en la operación.....	76
Tabla 6.18	Ácido sulfúrico que puede ser producido con cambios en operación.....	76
Tabla 6.19	Gases producidos con cuatro convertidores en línea.....	77
Tabla 6.20	Ácido sulfúrico producido con cuatro convertidores en línea.....	77
Tabla A.1	Resumen datos energía libre de Gibbs de las reacciones en conversión.....	93
Tabla A.1	Continuación.....	94
Tabla C.1	Parámetros para el cálculo de actividades de FeO para escorias no saturadas en sílice.....	121
Tabla C.2	Parámetros utilizados para el cálculo del porcentaje de magnetita.....	121
Tabla C.3	Parámetros para cálculo de actividad de FeO para escorias saturadas en sílice.....	121
Tabla C.4	Parámetros para cálculo de composiciones de eje y metal blanco.....	122
Tabla D.1	Conductividad térmica.....	124
Tabla D.2	Coeficiente de transferencia de calor.....	124
Tabla D.3	Emisividad.....	124
Tabla D.4	Cps.....	125
Tabla D.5	Calor Latente.....	125

## INDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 3.1 Caso base en CPS.....	16
Gráfico 3.2 Consumo de material frio en caso base.....	17
Gráfico 3.3 Principales causas de demoras en CPS.....	17
Gráfico 4.1 Comparación entre el tiempo efectivo real y el tiempo efectivo calculado por el modelo.....	50
Gráfico 5.1 Ollas procesadas de metal blanco y eje v/s enriquecimiento de oxigeno variando el flujo de aire total, en solpado a eje con una ley de 65%.....	63
Gráfico 5.2 Ollas procesadas de metal blanco y eje v/s enriquecimiento de oxigeno variando el flujo de aire total, en solpado a cobre con una ley de 65% Cu.....	63
Gráfico 5.3 Ollas procesadas de metal blanco v/s enriquecimiento de oxigeno variando el flujo de aire total, en solpado a eje con una ley de 70% Cu.....	64
Gráfico 5.4 Ollas procesadas de metal blanco v/s enriquecimiento de oxigeno variando el flujo de aire total, en solpado a cobre con una ley de 70% Cu.....	64
Gráfico 5.5 Ollas procesadas de metal blanco y eje v/s enriquecimiento de oxigeno variando el flujo de aire total, en solpado a eje con una ley de 65% Cu.....	65
Gráfico 5.6 Ollas procesadas de metal blanco y eje v/s enriquecimiento de oxigeno variando el flujo de aire total, en solpado a cobre con una ley de 65% Cu.....	66
Gráfico 5.7 Ollas procesadas de metal blanco v/s enriquecimiento de oxigeno variando el flujo de aire total, en solpado a eje con una ley de 70% Cu.....	66
Gráfico 5.8 Ollas procesadas de metal blanco v/s enriquecimiento de oxigeno variando el flujo de aire total, en solpado a cobre con una ley de 70% Cu.....	67
Gráfico F.1 Tiempo de soplado total v/s Enriquecimiento de oxigeno variando el flujo de aire total, en el soplado a eje con una ley de 65% Cu.....	129

Gráfico F.2 Tiempo de soplado total v/s Enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en el soplado a cobre con una ley de 65% Cu.....	129
Gráfico F.3 Consumo de Cargas Frías v/s Enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en el soplado a cobre con ley de 65% Cu.....	130
Gráfico F.4 Tiempo de soplado total v/s Enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en el soplado a eje con una ley de 70% Cu.....	130
Gráfico F.5 Tiempo de soplado total v/s Enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en el soplado a cobre con una ley de 70% Cu.....	131
Gráfico F.6 Consumo de Cargas Frías v/s Enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en el soplado a cobre con ley de 70% Cu.....	131

# NOMENCLATURA

SÍMBOLO	DESCRIPCIÓN	DIMENSIÓN
$a_i$	: Actividad	-
$A$	: Área	$L^2$
$C_p$	: Capacidad Calórica	$FLmol^{-1}T^{-1}$
$d$	: Diámetro	$L$
$D$	: Difusividad	$L^2\theta^{-1}$
$e$	: Espesor	$L$
$f_i$	: Fugacidad de un componente	-
$f_i^0$	: Fugacidad de un componente en su estado puro	-
$F$	: Flujo volumétrico	$L^3\theta^{-1}$
$G_i^0$	: Energía libre de Gibbs	$FL$
$h$	: Altura	$L$
$h_c$	: Coeficiente de transferencia de calor	$FLL^{-2}\theta^{-1}K^1$
$H$	: Entalpía	$FLmol^{-1}$
$k$	: Coeficiente de transferencia de masa	$ML^{-1}\theta^{-1}$
$K$	: Constante de equilibrio	
$L$	: Largo del convertidor	$L$
$n$	: moles	$mol$
$p$	: Presión de equilibrio	$FL^{-2}$
$Q$	: Flujo de calor	$FLL^2\theta^{-1}$
$r$	: Radio	$L$
$r'$	: Velocidad de consumo	$mol\theta^{-1}$
$S$	: Entropía	$FL$
$t$	: Tiempo	$\theta$
$T$	: Temperatura absoluta	$T$
$U$	: Energía interna	$FL$
$W$	: Trabajo	$FL$

$x$	: Fracción molar fase líquida	-
$X$	: Fracción volumétrica	-
$y$	: Fracción molar fase gaseosa	-

## LETRAS GRIEGAS Y SÍMBOLOS UTILIZADOS

$\Delta$	: Variación	-
$\zeta$	: Emisividad	-
$\lambda$	: Calor de Fusión	FLmol <sup>-1</sup>
$\gamma$	: Coeficiente de idealidad	-
$\eta$	: Eficiencia de oxígeno	-
[ ]	: Fracción en peso	-

## CONSTANTES

$g$	: Aceleración de gravedad	9.8 $m/s^2$
$R$	: Constante universal de gases	0,082 $atm \cdot m^3 / Kmol \cdot K$

## ABREVIATURAS PROPIAS DE LA FUNDICIÓN DE CONCENTRADO

**HF:** Horno Flash

**CT:** Convertidor Teniente

**CPS:** Convertidor Peirce - Smith

## NOMBRES MINERALÓGICOS DE ESPECIES

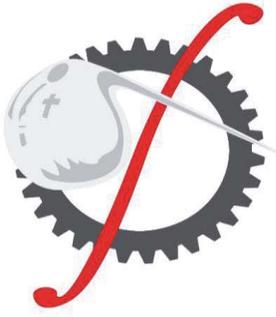
**FeO:** Wüstita

**Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>:** Hematita

**Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>:** Magnetita

**SiO<sub>2</sub>:** Cristobalita, Tridimida

**2FeOSiO<sub>2</sub>:** Fayalita



## CAPÍTULO 1

### INTRODUCCIÓN

# 1 INTRODUCCIÓN

La fundición de concentrado de Codelco Chile- División Codelco Chuquicamata actualmente, funde alrededor de 5000[ton/día] de concentrado, en dos unidades continuas de fusión, Horno Flash y Convertidor Teniente, en donde se obtiene dos tipos de matas ricas en cobre, Eje y Metal blanco, respectivamente, estas matas son enviadas a la unidad de conversión, proceso Batch, donde se consigue un cobre blíster, el cual es procesado en la Unidad de Refino a Fuego, aquí se obtiene un Cobre Anódico de 99.6% de pureza, este es moldeado en forma de ánodos para luego ser refinado en la Refinería Electrolítica.

El paso de un proceso continuo a uno Batch, es la principal problemática que existe en fundición.

Hoy en día, el área de conversión de la fundición opera hasta con tres convertidores en forma simultánea para procesar la totalidad de metal blanco y eje generado en la fusión, teniendo como promedio un tiempo de ciclo total de 8 a 9 horas, con un soplado efectivo de 6 a 7 horas, por lo cual se busca eliminar los tiempos muertos y optimizar los tiempos de soplado efectivo, con esto obtener la continuidad que necesita el proceso para una mejor producción.

La fundición de Chuquicamata tiene, dentro de sus planes de modernización, fundir un concentrado, rico en calcosina y con bajos contenidos de pirita, provenientes de M Hales, Chuquicamata y Radomiro Tomic. Estos serán tratados en un solo horno de fusión, el Horno Flash, que será reacondicionado aumentando su capacidad de fusión de 2500 [ton/ día], a 4500[ton/día].

Por esta razón, es que se necesita evaluar la capacidad de convertidores, para tratar todo el material fundido proveniente de la línea de fusión, que es aproximadamente 62 ollas al día. Y en el mejor de los casos implementar un convertidor más al área. Para esto se dispuso de un modelo matemático que mediante ajustes y correlaciones propias de la operación deberá ser validado para la operación de Convertidores.

## **1.1 OBJETIVOS**

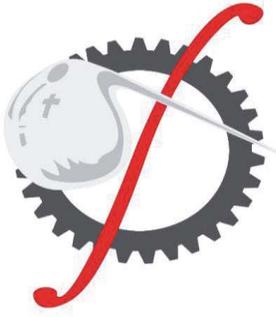
### **1.1.1 Objetivo General**

Validar un modelo que se asemeje al caso base de Convertidores Peirce- Smith en Chuquicamata, que permita obtener los parámetros adecuados de operación, acotando los tiempos de soplado.

Así cubrir la demanda en un escenario con una sola línea de fusión.

### **1.1.2 Objetivos específicos**

- Evaluar caso base actual en Convertidores.
- Determinar principales causas de demoras en los tiempos de soplado en convertidores.
- Validar modelo matemático de acuerdo a la operación de Convertidores.
- Recopilar información que permita comparar los resultados obtenidos a través del modelo con los obtenidos en la operación.
- Evaluar y proponer parámetros operacionales para cubrir el escenario fusión 1,4 Mton/año en HF.
- Analizar y Evaluar la implementación de un convertidor, en el Área.



## CAPÍTULO 2

### ANTECEDENTES DEL PROCESO

## **2 ANTECEDENTES DEL PROCESO**

### **2.1 PROCESOS DE OBTENCIÓN DE COBRE**

Son dos las formas en que se encuentra tradicionalmente el cobre en sus minerales: formando óxidos presentes en terrenos superficiales, o formando sulfuros en zonas más profundas de la Tierra.

Como característica fundamental, los primeros son muy solubles en soluciones ácidas y seguirán de esta manera, un tratamiento vía acuosa según métodos hidrometalúrgicos.

Los minerales sulfurados, termodinámicamente muy estables, son difícilmente solubles en soluciones ácidas, sin embargo pierden su estabilidad y son oxidables a altas temperaturas, su tratamiento se realizará por vía fundida a través de métodos pirometalúrgicos.

### **2.2 PROCESOS PIROMETALÚRGICOS**

Aproximadamente el 90% del cobre primario mundial se extrae desde minerales sulfurados. Los minerales sulfurados provenientes de la mina son chancados, molidos, luego pasa por un proceso de flotación, obteniendo finalmente el concentrado húmedo.

Este concentrado pasa por las siguientes etapas:

- Secado de concentrado
- Fusión
- Conversión
- Pirorefinación
- Tratamiento de gases emitidos a través de plantas de ácido.

## **2.3 DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PIROMETALÚRGICO EN LA FUNDICIÓN DE CONCENTRADO DE CHUQUICAMATA.**

La Fundición de Concentrado de la División Chuquicamata de Codelco (Figura 2.1), tiene una capacidad de 1,2-1,4 millones de toneladas de concentrado por año.

Su objetivo es procesar el concentrado proveniente de la Superintendencia Concentradora, y así, producir Ánodos de Cobre para el posterior proceso de electro refinación.

Para el cumplimiento de dichos objetivos, se tiene un conjunto de etapas metalúrgicas, químicas y físicas que son (Figura 2.2): Almacenamiento y preparación de carga, fusión de concentrado, conversión de eje y metal blanco, piro refinación y moldeo, tratamiento de gases a través de plantas de ácido. (Acevedo, 2000,1)

### **2.3.1 Almacenamiento y preparación de carga**

El concentrado proveniente de la Superintendencia Concentradora tiene como características una ley de Cobre de 30-33% y de azufre 19-20% aproximadamente, posee un porcentaje de humedad de 2%, es almacenado en tolvas, 4 por el lado norte y 4 por lado sur, con una capacidad de 750 toneladas aproximadamente. El secado del concentrado a 0.2% se realiza en dos secadores rotatorios que cuentan con una capacidad de 3200 y 3600 toneladas por día, aproximadamente, para el secador N°4 y N°5 respectivamente.(Figura 2.2)

### **2.3.2 Fusión de Concentrado**

Después de la etapa de almacenamiento y secado, el concentrado seco es alimentado a los hornos de fusión, estos son: un horno Flash Outokumpu y dos Convertidores Teniente (solo uno de ellos opera), obteniéndose una capacidad de fusión de 4000 a 5000 tpd de concentrado fundido.

El horno flash es un reactor de fusión continua con una capacidad de 2500tpd de concentrado, los productos generados son: Eje destinado a convertidores Peirce-Smith con una ley en

cobre que varía entre 60% a 65%, escorias que poseen leyes de 2 a 5% cobre y gases con alto contenido de  $\text{SO}_2$  (18% aproximadamente) que son enviados a planta de ácido sulfúrico.

El Convertidor Teniente (CT) realiza un proceso continuo de fusión, al igual que el horno Flash. Posee una capacidad de fusión de 2500 tpd, entregando como producto final, metal blanco, cuya ley varía entre 70 a 75% de cobre. Este producto se dirige al proceso de conversión. En el CT se generan también escorias que son enviadas a un horno eléctrico de limpieza de escorias para su tratamiento, de este, también se obtiene un metal blanco y una escoria que va directamente a granalla.

Los gases generados por la fusión de concentrado en este equipo son enviados a plantas de ácido para su tratamiento.(Figura 2.2)



Figura 2.1 Fundición de Concentrado Chuquicamata.

### **2.3.3 Etapa de conversión.**

Este proceso se realiza en los Convertidores Peirce-Smith (CPS) siendo una operación batch.

La fundición posee cuatro CPS, dos o tres en línea, uno en espera (si opera con dos) y el cuarto en reparación.

El objetivo de este proceso es tratar el eje flash y el metal blanco para producir cobre blíster que alcanza una ley de 96 a 98,5% de cobre; se genera además escoria de un 5% a 12% de cobre, óxidos y gases que dependiendo de capacidad disponible son llevados a planta de ácido o enviados a chimenea. Los CPS reciben también otros productos secundarios como lo son carga fría que corresponde a derrames o acreciones de ollas, además de restos de ánodos después del proceso de electro refinación y botes de rechazo.

### **2.3.4 Refinación y moldeo.**

El cobre blíster obtenido en los CPS es procesado para la eliminación de impurezas mediante la oxidación del azufre, arsénico, antimonio, luego continúa una etapa de reducción del oxígeno hasta alcanzar una pureza de 99,5% de cobre.

La refinación del cobre blíster se realiza en seis reactores basculantes de distintas capacidades, dos de 350 toneladas y cuatro de 250 toneladas de Cobre, desde los cuales se obtiene ánodos, mediante tres ruedas de moldeo con una capacidad de 50 ton/h cada una, obteniéndose ánodos de 500 kg cada uno aproximadamente, los que posteriormente son enviados a refinería electrolítica.

### **2.3.5 Tratamiento de gases y producción de ácido sulfúrico.**

Los gases generados en los procesos de fusión y conversión son enviados a planta de ácido, las cuales cuentan con módulos de limpieza para reducir la concentración de polvos, torres de enfriamiento y reactores, con el objeto de oxidar el  $\text{SO}_2$  a  $\text{SO}_3$  y torres de absorción para generar  $\text{H}_2\text{SO}_4$ . También cuenta con una planta para eliminar el arsénico presente en los gases.

### **2.3.6 Plantas productoras de insumos.**

Las plantas productoras de insumos corresponden a tres plantas de oxígeno y una planta termoeléctrica.

Las plantas de oxígeno producen 1200 [tpd] de oxígeno de 95% de pureza, el cual es usado intensamente en los procesos de fusión y conversión.

En la planta termoeléctrica, se produce vapor a partir de la recuperación de calor de los gases metalúrgicos del horno flash y de la operación de calderas a petróleo. Este vapor se utiliza para la generación de energía en turbo generadores y suministro de vapor para consumo de la fundición y otras áreas.(Cruz, 1999, 7)



## 2.4 OPERACIÓN DE LOS CONVERTIDORES PEIRCE-SMITH CHUQUICAMATA.

El proceso de conversión, tiene como objetivo, obtener cobre blíster con una pureza del 98 a 99,5% de composición peso.

Se realiza eliminando principalmente fierro y azufre, además de otras impurezas contenidas en las matas de cobre. Las matas de cobre están formadas principalmente por  $\text{Cu}_2\text{S}$  y  $\text{FeS}$ .

El proceso se realiza en dos etapas seguidas y justificadas termodinámicamente. Estas son el llamado soplado a escoria o a metal blanco y el soplado a cobre.

En la Fundición de Concentrado existen cuatro convertidores Peirce-Smith. Estos se identifican como CPS N° 3, 5, 6, 7. Son cilindros basculares que disponen de una boca para la carga y descarga de materiales.

El aire se sopla a través de 55 toberas distribuidas en la zona inferior media del manto en cinco paños de once toberas cada uno. Las toberas se limpian continuamente en forma automática durante el soplado mediante el uso de la máquina "Gaspé" (Figura 2.3). Para realizar tal tarea el convertidor debe ser girado a la posición definida.

Al final del ciclo, cuando ya se ha vaciado el cobre blíster las toberas son limpiadas mediante martillos de repaso. Es necesaria una buena limpieza para asegurar uniformidad y buena distribución del flujo de aire a través de todo el convertidor.



Figura 2.3 Operación de la máquina "gaspé" sobre las toberas del CPS.

El convertidor cuenta con un mecanismo rotatorio, el cual permite su correcta posición para carguío, soplado, vaciado, punzado y repasado.

El sistema de captación de gases de conversión está constituido por una campana captadora, cuatro enfriadores radiantes, tres precipitadores electrostáticos, tres ventiladores de tiro intermedio (VTI) y dos ventiladores de tiro final (VTF). Los ventiladores aportan la energía necesaria al sistema para transportar los gases hacia planta de ácido.

### 2.4.1 Esquema operacional.

Previo a describir la operación de conversión se definen los ingresos y egresos de materiales que se producen durante el desarrollo de la operación.

- **Carguío del convertidor**

*Ollas de eje:* El concentrado fundido en el Horno Flash es transportado hacia los CPS, en ollas, mediante grúas. El peso aproximado de cada olla es de 33 toneladas con un volumen de 11m<sup>3</sup>.

*Ollas Metal blanco:* El producto de la fusión de concentrado, en el Convertidor Teniente, es transportado en ollas cuyo peso aproximado es de 42 toneladas y posee un volumen de 11m<sup>3</sup>.

*Sílice:* Fundente que permite la formación de la escoria fayalítica. Este es cargado a través de buzones que se alimentan por medio de correas.

*Ollas materiales fríos:* cumplen con la función de controlar la temperatura del convertidor (efecto térmico) y recuperar el cobre contenido en ellos. Estos materiales son:

- *Carga fría:* toda clase de material generado durante la operación, como por ejemplo: eje frío, escoria fría rica en cobre, residuos del fondo de las ollas. El peso de este material varía entre 25 a 36 toneladas por olla.
- *Bote de "scrap":* contiene restos de ánodos provenientes de refinería. Su peso se estima en 10 toneladas por olla.
- *Bote de molde:* contiene moldes de ánodos de cobre. Tienen un peso de 10 toneladas aproximadamente cada olla.

- **Flujos suministrados al convertidor**

*Aire y Oxígeno:* estos se alimentan a los convertidores a través de toberas. Son requeridos para el desarrollo de las reacciones químicas de oxidación asociadas a las etapas de soplado a escoria y soplado a cobre.

- **Productos de Conversión**

*Escoria:* material obtenido en la etapa de soplado a escoria. En esta se elimina el fierro y la sílice asociada, además impurezas y cobre presente en estos constituyentes. Las ollas utilizadas para la descarga tienen una capacidad aproximada de 33 toneladas (ollas teniente) y 48 toneladas (ollas kamag).

*Óxidos:* material obtenido antes de finalizar la etapa de soplado a cobre. Es un producto que contiene fierro que no ha sido eliminado de la etapa de soplado a escoria, cobre oxidado, cal en exceso, impurezas como arsénico y otros provenientes de los materiales fríos. Las ollas de óxidos tienen un peso de 27 toneladas aproximadamente.

*Cobre blíster:* Producto final de la conversión con una ley de cobre entre 98 a 99,5 %. El cobre es vaciado del convertidor en ollas cuyo peso es de 50 toneladas.

- **Flujos de salida**

*Gases de conversión:* Son los gases generados por la oxidación de los sulfuros. Estos son enviados a plantas de ácido para su tratamiento.

## **2.4.2 Procedimiento operacional de CPS.**

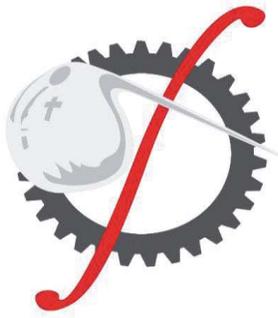
A continuación se señala, en términos generales, el procedimiento de operación establecido para un ciclo de conversión.

- El soplado se inicia con una carga de 4 o 5 ollas de eje.

- El flujo de aire se fija durante el soplado a escoria en  $750 \text{ Nm}^3/\text{min}$  (este oscila teniendo como tope lo mencionado) y muy pocas veces se ocupa en enriquecimiento, pero también se fija, entre 23-24%.
- La sílice agregada depende de la ley de los líquidos en el baño. Esta es agregada en forma parcelada, el 75% al iniciar el soplado y el 25% después de de unos minutos iniciado el soplado.
- Luego, se efectúa el primer escoriado, es recargado el convertidor, con 3 o 4 ollas de eje o metal blanco.
- Se reanuda el soplado, con un flujo de aire similar a lo antes mencionado.
- Es realizado el segundo escoriado, el término de la etapa de soplado a escoria se procede, de acuerdo a la señal indicada por OPC (Optical process control).
- Se da inicio al soplado a cobre blíster.
- El flujo de aire se fija en  $850 \text{ Nm}^3/\text{min}$  (oscila el flujo este es su límite máximo) y el porcentaje de oxígeno en 23-24%.
- Durante esta etapa se recarga el metal blanco y se cargan los materiales fríos que se utilizan para el control de temperatura. El número de ollas de eje y metal blanco establecido a utilizar en un ciclo corresponde a 9.
- El término del ciclo, queda determinado por la señal indicada en OPC.



Figura 2.4 Giro de convertidor para cargar.



## CAPÍTULO 3

# CASO BASE E IDENTIFICACIÓN DE PROBLEMA EN CONVERTIDORES

### **3 CASO BASE E IDENTIFICACIÓN DE PROBLEMA EN CONVERTIDORES**

#### **3.1 CASO BASE EN CONVERTIDORES PEIRCE - SMITH**

Actualmente, el área de conversión de fundición CODELCO Chuquicamata opera hasta con tres convertidores en forma simultánea, manteniendo uno en espera o en mantención, para procesar el metal blanco y eje generado en las unidades de fusión.

Como promedio, cada Convertidor tiene un tiempo de ciclo total de 9 a 10 horas, con un soplado efectivo de 6 a 7,5 horas aproximadamente y un tiempo de uso de oxígeno entre 1 a 2 horas máximo. (Gráfico 3.1)

El consumo de materiales fríos, por cada convertidor, es aproximadamente de 2 a 3 botes de carga fría y / o Scrap, como también, 1 a 2 botes de rechazo y/o limpieza; esto es por cada ciclo de soplado. (Gráfico 3.2)

Cabe mencionar que:

Ciclo total o completo, se refiere a, el tiempo, en minutos, que dura toda la operación, con demoras y esperas.

Soplado efectivo, es el tiempo, en minutos, donde se efectúa el proceso, sin demoras ni esperas.

Tiempo uso de oxígeno, se refiere, al uso de oxígeno que presenta cada convertidor por soplado efectivo en la etapa de soplado a cobre.

Los gráficos que se presentan a continuación fueron obtenidos después de una recolección de reportes de operación, data diciembre 2011 a octubre 2012, corroborado con los datos que entrega el P&D conectado a la Red CODELCO.

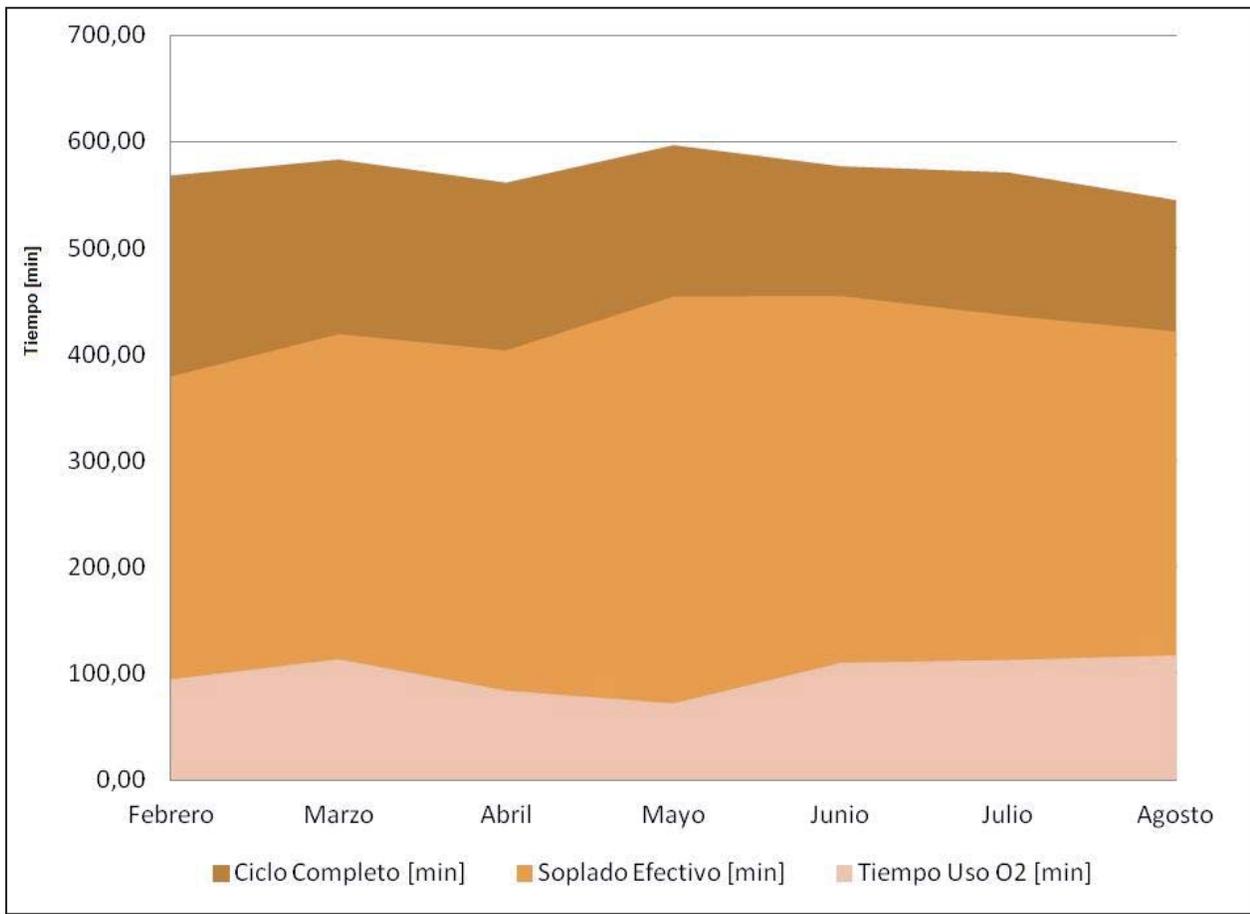


Grafico 3.1 Caso base en CPS.

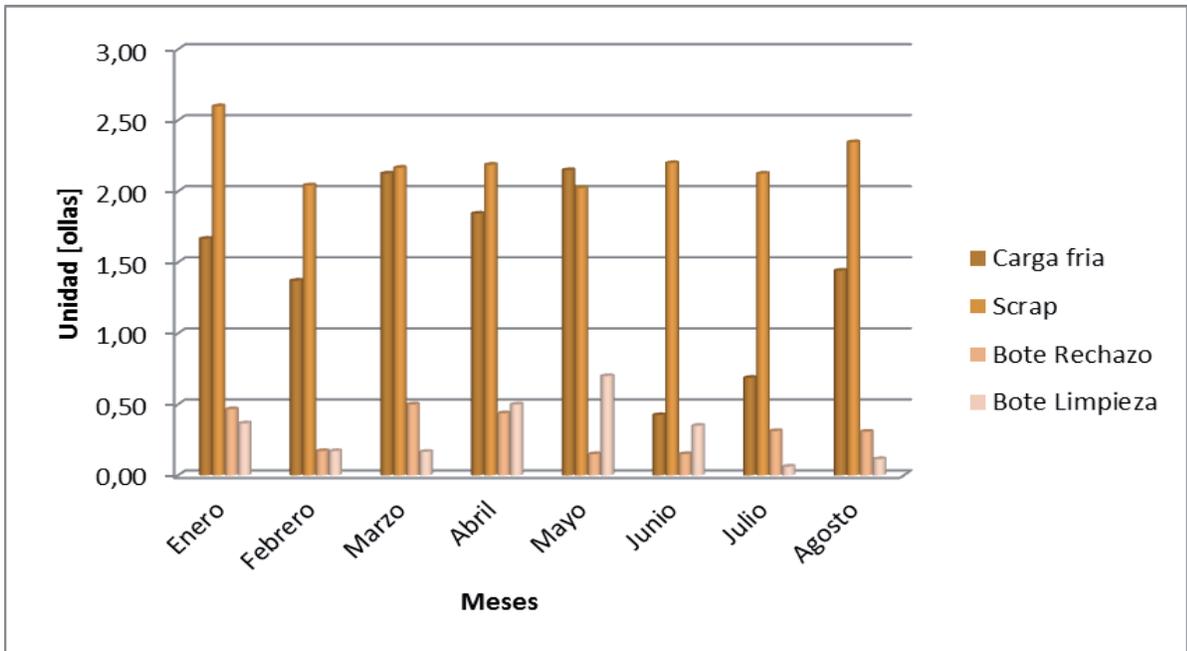


Grafico 3.2 Consumo de materiales fríos promedio.

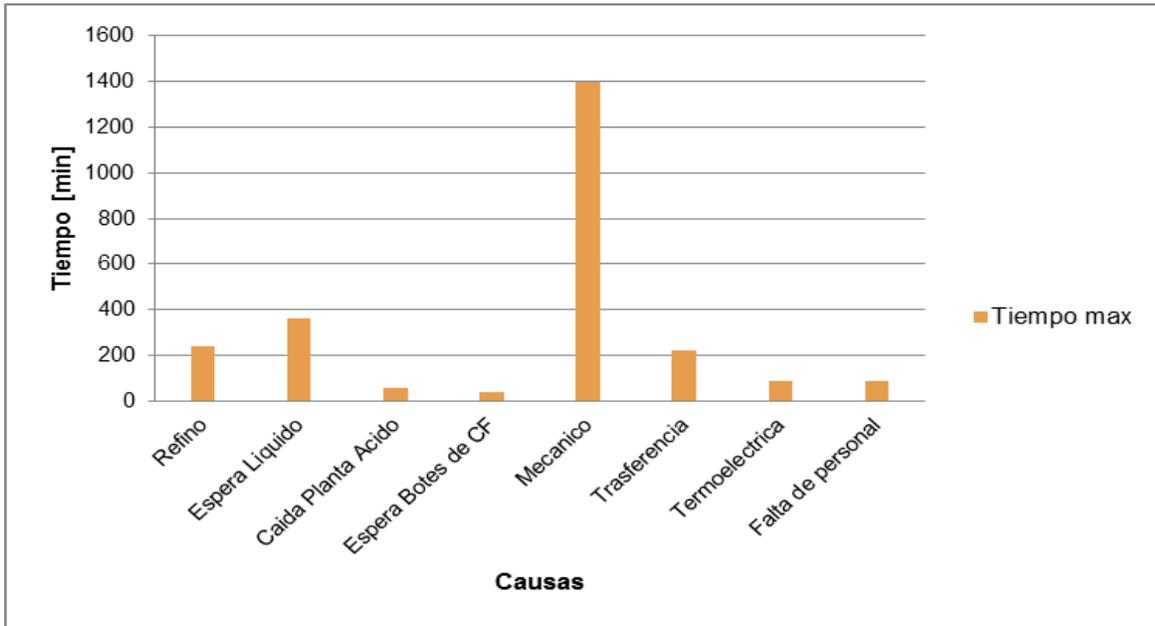


Grafico 3.3 Principales causas de demoras en CPS.

### **3.2 PROBLEMA A SOLUCIONAR EN CONVERTIDORES PEIRCE-SMITH.**

Dentro de los planes de modernización de CODELCO, se encuentra uno de los nuevos yacimientos, M. Hales, con un concentrado rico en calcina y con bajos contenidos de pirita, junto con el concentrado de Chuquicamata y Radomiro Tomic, será fundido en Fundición de Concentrado de Chuquicamata.

Con la nueva ley de emisiones ambientales, se deben hacer grandes cambios en Fundición y una de estas, será la eliminación del Convertidor Teniente, y el potenciamiento de solo una unidad de fusión, Horno Flash. Este potenciamiento comprende en ampliar la capacidad de fusión de, 2500 [ton/día] a 4500 [ton/día], esto es aproximadamente 62 ollas de eje que deberá ser procesado.

El paso de un proceso continuo a un proceso Batch, Fusión a Conversión, siempre ha sido un cuello botella para Fundición.

El proceso de Conversión, Proceso Batch, busca eliminar el hierro, azufre y también otras impurezas. Se realiza en dos etapas químicas y físicamente diferentes cuyo objetivo es producir una fase metálica o cobre blíster, una fase escoria y grandes cantidades de gases los que, debido a su concentración de  $\text{SO}_2$  son adecuados para procesarlos en Plantas de Ácido Sulfúrico. (Luraschi, 1999, 14). El eje líquido proveniente del proceso de fusión es cargado al Convertidor, por boca, y es soplado a través de aire inyectado por toberas (línea lateral longitudinal dispuesta para el soplado homogéneo de aire), dada las condiciones altamente oxidantes, la afinidad del hierro con el oxígeno es inevitable. Es también necesario cargar o agregar un compuesto fundente (sílice) que permite acomplejar el hierro de manera de controlar la formación de una escoria más viscosa, en una mucho más fluida y de fácil retiro del equipo. La fase de escoria, es retirada del convertidor al ver, por medio del OPC, la baja actividad del FeS (esto ocurre cuando la ley de cobre aumenta en la fase metálica) . El convertidor vuelve a ser cargado de eje líquido y vuelve a ocurrir lo antes mencionado. Luego del retiro parcial del hierro, se encuentran en equilibrio dos fases: escoria y metal blanco, y se le da termino a una de las etapas del proceso, Soplado a Escoria.

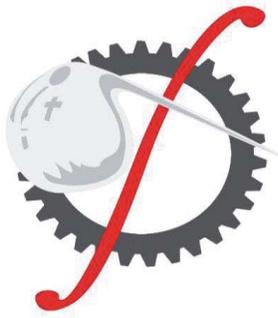
Le sigue la segunda etapa, Soplado a Cobre, en ella se elimina el azufre remanente que va asociado a la fase metálica, es por eso que es necesario un enriquecimiento del oxígeno en el

aire soplado al convertidor, para eliminar parte del hierro remanente de la etapa anterior más el azufre, ya que la afinidad del hierro con el oxígeno esta sobre la afinidad del azufre con este. De esta forma y debido a las reacciones exotérmicas, el convertidor se sobrecalienta y es necesario cargar materiales fríos, ricos en hierro y cobre, esto vuelve a formar una fase de escoria, llamada óxido, que son retiradas del convertidor. Hacia el final de esta etapa, la reacción que prevalece es la de oxidación del cobre, sobre la eliminación de azufre, por lo que, en orden a no sobreoxidar el cobre, el proceso se da por terminado.

En Chuquicamata, el proceso de conversión se lleva a cabo en tres convertidores simultáneamente, uno de ellos esperando ser cargado con eje, otro ya en la etapa de soplado a escoria y el ultimo en soplado a cobre, de esta forma se ha mitigado un poco la problemática del paso de un proceso continuo a Batch, pero aún son muy largos los ciclos completos y muchas veces no da abasto la unidad de conversión, para todo el material fundido.

En busca de mejoras en el área, se aborda el tema de optimizar los tiempos del ciclo completo, donde se analizan las principales causas de demoras en la operación identificando cada una de ellas (Gráfico 3.3), de esto, podemos darle solución solo con una correcta organización entre los trabajadores, a cargo de los jefes de turno, el tema de las caídas de la planta de ácido sulfúrico, se analiza una vez eliminado el Convertidor Teniente, se tendría más holgura. Visualizando el gráfico 3.1, el objetivo estaría apuntando a disminuir el ciclo completo (café), acercándose lo más posible al soplado efectivo (anaranjado), aumentando, el tiempo del uso de oxígeno (rosa) en el proceso (todo esto en base al tiempo), con el fin de dar abasto a todo el eje producido.

Este trabajo de memoria tiene como objetivo optimizar los tiempos de soplado efectivo, validando un modelo matemático, que permita cubrir las condiciones de operación similares a las que existe en Fundición Chuquicamata, de esta forma simular la operación y encontrar parámetros de operación adecuados para disminuir los tiempos de soplado efectivos. Una vez validado, se probará con distintos escenarios de operación, analizando una posible modificación, la incorporación de un cuarto convertidor soplando en forma simultánea, en el escenario de una línea de fusión.



## CAPÍTULO 4

# MODELO DE BALANCE DE MASA Y ENERGÍA PARA CONVERTIDORES

## 4 MODELO DE BALANCE DE MASA Y ENERGÍA PARA CONVERTIDORES.

El modelo está compuesto en casi su totalidad por ecuaciones teóricas, descritas en el Anexo A. Fue dispuesto por CODELCO para ajustarlo a la operación de Convertidores y validarlo para futuras pruebas.

Los únicos parámetros empíricos que se utilizan en el modelo es la eficiencia de oxígeno, más los factores de atrapamiento de cobre en escorias obtenidos de datos de operación de conversión.

Las masas de escorias dependen de la entrada al sistema: composición y número de ollas de eje y metal blanco. Y el escenario propuesto se ha recomendado realizar dos escoriados durante el ciclo.

En la primera parte del modelo, se establece el balance de masa, se determinan las composiciones que describen los equilibrios termodinámicos de eje, metal blanco, escorias y óxidos a través de correlaciones, diagramas de fases y características de material frío.

En la segunda parte de este, se realiza el balance de energía al convertidor utilizando principios de termoquímica y transferencia de calor.

La etapa de soplado a cobre las masas acumuladas (Fe remanente y Cu), más la recarga de metal blanco, determinarán los productos finales del ciclo.

La cantidad de óxido de cobre que se ha de formar quedará determinado acuerdo al tipo de materia fría que se adicione al sistema.

El tiempo queda determinado por el suministro de oxígeno en el flujo de aire y enriquecimiento.

### 4.1 SUPOSICIONES DEL MODELO.

Las suposiciones básicas utilizadas para el planteamiento del modelo son las siguientes:

- El sistema consistente de eje-escoria-gas, se encuentra en equilibrio.
- Para el balance de masa, durante la conversión considera como principales componentes los siguientes elementos:  $Cu, Fe, S, O, SiO_2$ .

### 4.1.1 Grados de libertad del modelo.

La regla de las fases determina los grados de libertad (F), es decir, el número de variables independientes en un sistema en equilibrio de manera que se cumpla la relación: ( $F = C - P + 2$ ).

El sistema básico de la conversión en Convertidores tiene 5 componentes principales, es decir,  $C=5$  (Cu, Fe, S, O, Si) y 3 fases; es decir,  $P= 3$  (Eje, escoria y gas). Entonces:

$$F = 5+2-3=4.$$

Lo que significa que para especificar el equilibrio se debe escoger 4 variables independientes.

## 4.2 VARIABLES DEL MODELO.

### 4.2.1 Variables independientes.

- Cantidad de cargas ingresadas al convertidor, estas corresponden a ollas de eje flash y metal blanco con sus concentraciones de [Cu], [Fe], [S] y  $[Fe_3O_4]$
- Temperatura del baño.
- % Sílice en la Escoria.
- Flujos suministrados al convertidor y enriquecimiento de oxígeno.

### 4.2.2 Variables dependientes.

- Actividad de  $[Fe_3O_4]$ .
- Ton. Sílice agregado.
- Tiempo de soplado.

### 4.3 MODELO MATEMATICO PARA CONVERSIÓN.

#### 4.3.1 Balance de masa.

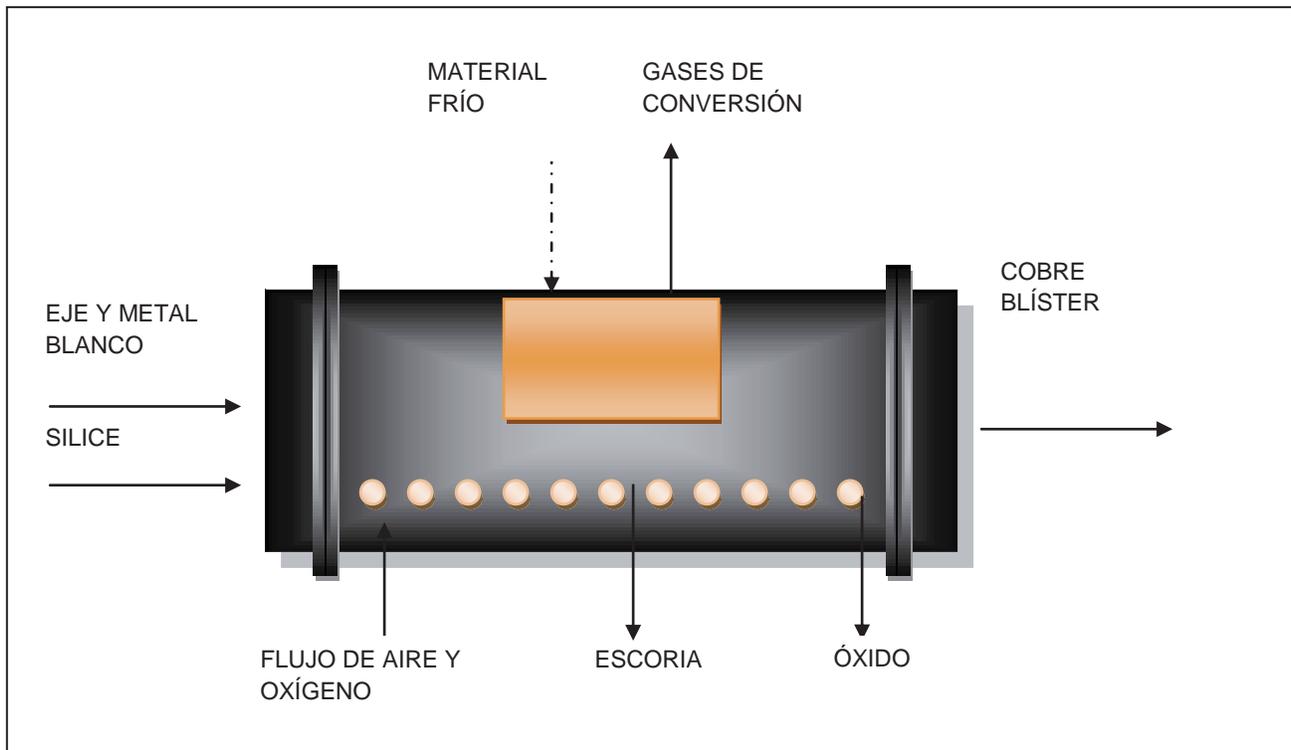


Figura 4.1 Entradas y salidas durante el proceso de conversión.

Una vez ingresada las ollas de eje y/o metal blanco, se determina la densidad del líquido y de acuerdo al volumen utilizado se calcula la masa cargada por olla. (Nagamori y Mackey, 1978, 17) De este modo se tiene:

Densidad para eje flash:

$$\rho_{eje} = 3,49155^{(0,0049\% \text{ LeyEje})} \quad 4.1$$

Las ollas utilizadas en la fundición de concentrado de Chuquicamata tienen un volumen aproximado de  $11\text{m}^3$ , para estas ollas se utiliza un factor empírico de 0,72 para el eje. (Dato

entregado para efectos de cálculo por tutor de empresa, considerando que solo un 72% del líquido que vienen en la olla es ocupado). Luego se tiene:

$$\text{Peso total de material fundido} = \rho_{eje} \cdot 0.72 \cdot 11 \quad 4.2$$

El producto entre la masa de cada olla y la composición de cada compuesto obtenida anteriormente da como resultado la masa de cada compuesto:

$$Cu_2S = [Cu_2S] \cdot \text{Peso olla (i)} \quad 4.3$$

$$FeS = [FeS]_{mi} \cdot \text{Peso olla (i)} \quad 4.4$$

$$FeO = [FeO]_{mi} \cdot \text{Peso olla (i)} \quad 4.5$$

$$Fe_2O_3 = [FeO_{1.5}] \cdot \text{Peso olla (i)} \quad 4.6$$

$$Cu_2S = \sum_i^n Cu_2S \quad 4.7$$

$$FeS = \sum_i^n FeS \quad 4.8$$

$$FeO = \sum_i^n FeO \quad 4.9$$

$$Fe_2O_3 = \sum_i^n Fe_2O_3 \quad 4.10$$

Al obtener las masas de cada compuesto, esto se divide por el peso molecular de cada uno y se obtiene los moles.

Una vez cargado el convertidor es ingresado un flujo de aire a través de toberas, también puede ser ingresado oxígeno para enriquecer la mezcla  $O_2 - N_2$ .

Por cada etapa de conversión se puede variar el flujo y el enriquecimiento de oxígeno.

El flujo de oxígeno ingresado en el aire, es considerado con un 21% (volumétrico):

$$\text{Flujo}O_{2(aire)} = \text{FlujoAire} \cdot 0.21 \quad 4.11$$

El flujo de oxígeno ingresado por el enriquecimiento de la mezcla a un porcentaje X:

$$FlujoO_{2(enriquecimiento)} = \frac{FlujoAire \cdot (0.21 - \frac{X}{100})}{(\frac{X}{100} - 1)} \quad 4.12$$

El flujo total de oxígeno ingresado por etapa:

$$FlujoO_{2(total)} = FlujoO_{2(aire)} + FlujoO_{2(enriquecimiento)} \quad 4.13$$

Considerando que a altas temperaturas (1200°C) y bajas presiones (1 atm) puede utilizarse la ecuación de gases ideales se tiene:

$$\frac{P \cdot FlujoO_{2(total)}}{R \cdot T \cdot 1000} = n_{O_2} \quad 4.14$$

De acuerdo a la reacción del Anexo A (ec. A.12) , con el flujo de aire, el oxígeno de enriquecimiento y la eficiencia del mismo, se obtienen los flujos de las salidas del proceso y sus composiciones.

El flujo de aire contiene un 79% volumétrico de nitrógeno el cual es inerte dentro del baño por lo que su entrada es igual a la salida:

$$FlujoN_{2(entrada)} = FlujoAire \cdot 0.79 \quad 4.15$$

El oxígeno que ingresa no reacciona totalmente, esto estará dado por la eficiencia del mismo en el baño por lo tanto el flujo de salida de  $O_2$  se calcula:

$$FlujoO_{2(salida)} = FlujoO_{2(total)} \cdot (1 - \eta/100) \quad 4.16$$

El flujo de  $SO_2$  que se produce en esta primera etapa se calcula a partir de los coeficientes estequiométricos de la ecuación A.12, el flujo de oxígeno y la eficiencia de oxígeno:

$$FlujoSO_{2(salida)} = \frac{2}{3} FlujoO_{2(total)} \cdot (\eta/100) \quad 4.17$$

Los flujos de anhídrido sulfuroso, nitrógeno y oxígeno no reaccionante en soplado de cobre se calculan de manera análoga a la anterior etapa:

$$FlujoN_{2(entrada)} = FlujoAire \cdot 0.79 \quad 4.18$$

$$FlujoO_{2(salida)} = FlujoO_{2(total)} \cdot (1 - \eta/100) \quad 4.19$$

$$FlujoSO_{2(salida)} = FlujoO_{2(total)} \cdot (\eta/100) \quad 4.20$$

La cantidad de material frío que debe ser cargado al convertidor, para mantener el baño a una temperatura determinada, además aportan con  $Cu, Cu_2O, Cu_2S, FeS, Fe_3O_4, SiO_2, 2FeOSiO_2$ .

La masa por olla se estima en: 25 [ton] para las cargas frías, 10 [ton] para los botes de limpieza y Scrap (resto ánodos y rechazos de refinera.)

El aporte de estos dos últimos materiales fríos es de:

$$Cu_{metálico} = \sum_i^n 0.996 \cdot BoteScrap_i \cdot 10 + \sum_i^n 0.996 \cdot Bote\ lim\ pieza_i \cdot 5 \quad 4.21$$

Aparte de generar escoria, el proceso también genera óxido, este conformado básicamente por material proveniente de la carga fría, los compuestos formados por fierro en el metal blanco recargado, más los remanentes de la etapa anterior y el cobre oxidado para formar una fase soluble y fácil de ser retirada del convertidor.

El  $FeS$  proveniente del metal blanco recargado, de la carga fría o remanente de la etapa anterior se oxida hasta magnetita, por lo tanto la cantidad de  $Fe_3O_4$  formada se calcula de la siguiente manera:

$$\frac{1}{3} \cdot \frac{FeS}{87.8} \cdot 231.4 = Fe_3O_4 \quad 4.22$$

De igual manera el  $FeO$  y  $Fe_2O_3$  se oxidan hasta  $Fe_3O_4$ :

$$\frac{1}{3} \cdot \frac{FeO}{71.8} \cdot 231.4 = Fe_3O_4 \quad 4.23$$

$$1.45 \cdot Fe_2O_3 = Fe_3O_4 \quad 4.24$$

De esta forma se calcula la masa de óxido de Cobre. Por lo tanto la cantidad de cobre perdido es igual a:

$$Cu = Cu_2O \cdot \frac{PM(2Cu)}{PM(Cu_2O)} \quad 4.25$$

La masa de óxido generada entonces como:

$$\text{Óxido} = Cu_2O + Fe_3O_4 + SiO_2 \quad 4.26$$

La masa de cobre blíster se calcula a partir de la oxidación de sulfuro de cobre, más el cobre metálico aportado por los botes de limpieza y Scrap, menos el  $Cu_2S$  atrapado en escoria y el cobre oxidado que se retira en el óxido.

$$Cu = (Cu_2S_{acumulado} + Cu_2S_{recargado} + Cu_2S_{c.fria} - Cu_2S_{atrapadoescoria}) \cdot 0.8 + Cu_{metálicofrio} - Cu_{atrapadooxido} \quad 4.27$$

El tiempo necesario para oxidar los compuestos presentes en el baño, depende del suministro de oxígeno. Para tal efecto, se calcula en base a la estequiometria el consumo de oxígeno necesario para cada etapa.

Soplado a Escoria:

La masa de  $FeS$  escoriada:

$$FeS_{escoriada,2} = FeS_{Reacciona} \quad 4.28$$

Luego los moles de oxígeno estequiométrico (ec.A.12) utilizados:

$$O_{2 (FeS)} = \frac{3}{2} \cdot \frac{FeS_{total}}{PM(FeS)} \quad 4.29$$

El  $O_2$  consumido por la formación de magnetita (ec.A.20):

$$O_{2 (Fe_3O_4)} = \frac{1}{2} \cdot \frac{Fe_3O_{4total}}{PM(Fe_3O_4)} \quad 4.30$$

El oxígeno total estequiométrico consumido antes del primer escoriado es:

$$O_{2(S.Escoria)} = O_{2 (FeS)} + O_{2 (Fe_3O_4)} \quad 4.31$$

Y dejando esto en función del tiempo:

$$\Delta t = \frac{O_{2(S.Escoria)}}{Flujo_{O_2} \cdot \eta} \quad 4.32$$

Donde  $\eta$  es la eficiencia de oxígeno en el proceso y debe ser ingresada.

Soplado a cobre:

Considera la oxidación de sulfuro de cobre principalmente y la formación de óxidos.

La masa de  $Cu_2S$  oxidada da cuenta de la cantidad de oxígeno consumida (ec. A.40) y por lo tanto del tiempo necesario para la oxidación:

$$O_{2(Cu_2S)} = \frac{Cu_2S_{total}}{PM(Cu_2S)} \quad 4.33$$

Para la formación de óxidos se calcula de acuerdo a la estequiometria de ec. A.44 con la masa de  $Cu_2O$  se calcula el oxígeno consumido para este:

$$O_{2(Cu_2O)} = \frac{1}{2} \cdot \frac{Cu_2O_{total}}{PM(Cu_2O)} \quad 4.34$$

El  $FeS$  remanente, más el cargado en el metal blanco o en la carga fría, forma magnetita, por lo que el oxígeno consumido se calcula de la misma manera que en soplado de escoria (Ec. 4.29) y para el efecto de la magnetita, esta se calcula con la concentración de  $FeO$  que aporta el material frío:

$$O_{2(FeO)} = \frac{1}{6} \cdot \frac{FeO}{PM(FeO)} \quad 4.35$$

Por lo tanto el oxígeno consumido en esta etapa es:

$$O_{2(S.Cobre)} = O_{2(Cu_2O)} + O_{2(Cu_2S)} + O_{2(FeO)} \quad 4.36$$

Y en función del tiempo:

$$\Delta t = \frac{O_{2(S.Cobre)}}{Flujo_{O_2} \cdot \eta} \quad 4.37$$

El tiempo efectivo total de ciclo es la suma de los tiempos de las sub-etapas de escoriado y de la etapa de soplado a cobre:

$$\Delta t_{efectivo} = \Delta t_{S.escorial} + \Delta t_{S.escoria2} + \Delta t_{S.Cobre} \quad 4.38$$

### 4.3.2 Actividades de compuestos.

Se definen las actividades de los principales componentes para los siguientes ingresos:

- Eje y metal blanco
- Escoria
- Óxidos

Para material fundido de cobre industriales, se tienen relaciones cuadráticas (Chaubal y Nagamori, 1988, 6). Estas relaciones han sido utilizadas en el modelo y están expresadas en función de la concentración de cobre en el líquido:

$$[Cu_2S]_{eje} = 1.25 \cdot [Cu]_{eje} \quad 4.39$$

$$[FeS]_{eje} = j_0 + j_1 \cdot [Cu]_{eje} + j_2 \cdot [Cu]_{eje}^2 \quad 4.40$$

$$[FeO]_{eje} = k_0 + k_1 \cdot [Cu]_{eje} + k_2 \cdot [Cu]_{eje}^2 \quad 4.41$$

$$[FeO_{1.5}]_{eje} = l_0 + l_1 \cdot [Cu]_{eje} + l_2 \cdot [Cu]_{eje}^2 \quad 4.42$$

$[Cu]_{eje}$  : Porcentaje en peso de Cu en eje y metal blanco.

Estas relaciones son válidas para todo el rango de operación de eje y metal blanco de cobre,  $1100^\circ C \leq T \leq 1400^\circ C$ . Es necesario expresar las relaciones de fases en forma de ecuaciones matemáticas, y además considerar el componente oxígeno, en cuanto, a FeO y Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> disueltos en el eje. Los valores de las constantes utilizadas se detallan en Apéndice C.

La concentración de hierro en el líquido fundido está dada a partir de la siguiente relación (Nagamori y Mackey, 1978, 17):

$$[Fe]_{eje}^s = 47.12 - 0.589 \cdot [Cu]_{eje} \quad 4.43$$

Para líquidos fundidos con altos contenidos de cobre, la actividad del  $Cu_2S$  es considerada como ideal en el sistema  $Cu_2S - FeS - FeO - Fe_2O_3 - SiO_2$  (Krivsky, 1957, 31). Luego, como una aproximación, la actividad del  $Cu_2S$  en líquidos que contienen más de 60% Cu, se calculará como ideal (Sánchez, 1988,24) (Anexo A, Ec. A.69) :

$$a_{Cu_2S} = X_{Cu_2S} \quad 4.44$$

X: Porcentaje en peso de Cu

La actividad del  $FeS$  en líquidos fundidos  $Cu_2S - FeS$  es prácticamente independiente de la temperatura

$$a_{FeS} = 2.36 \cdot x - 6.44 \cdot x^2 + 28.12 \cdot x^3 \quad 4.45$$

$$x = 0.01 \cdot [FeS]_{eje} \quad 4.46$$

$[FeS]_{eje}$  es el porcentaje en peso de  $FeS$  en el eje.

Para obtener finalmente la actividad del FeS, en función del porcentaje de Cu en eje, la ec. 4.40 es reemplazada en la ec. 4.46 y esta, es reemplazada en la ec. 4.45.

A continuación se describirán las ecuaciones generales que permiten expresar el porcentaje de  $Fe_3O_4$  y las actividades de  $FeO$  en la escoria para los casos en que la escoria se encuentre dentro del campo de sílice variable o dentro del cambio de escorias saturadas en sílice (Díaz, 1974, 8; Informe interno, 1980, 10)

La actividad de la magnetita en equilibrio se expresa como esta en el Anexo A (ec. A.67) y la presión de  $SO_2$  queda determinada por la eficiencia de oxígeno y la fracción volumétrica del oxígeno en el aire (ec. A.64)

- **Ecuación General de la actividad del  $FeO$**

Se presentan cuatro casos, definidos para el cálculo de la actividad del  $FeO$ . Estos se han clasificado así:

a. Escorias no-saturadas en sílice

a.1 caso  $aFe_3O_4 < 1$

a.2 caso  $aFe_3O_4 > 1$

b. Escorias saturadas en sílice

b.1 caso  $aFe_3O_4 < 1$

b.2 caso  $aFe_3O_4 > 1$

**a. Escorias no saturadas en sílice**

**a.1 Si  $aFe_3O_4 < 1$**

$$aFeO = (\alpha + \beta \cdot t) + (\gamma + \delta \cdot t) \cdot aFe_3O_4 + (\varepsilon + \psi \cdot t) aFe_3O_4^{1.25} \quad 4.47$$

$$\alpha = a_0 + a_1 \cdot \%SiO_2 + a_2 \cdot \%SiO_2^2 + a_3 \cdot \%SiO_2^3 \quad 4.48$$

$$\beta = b_0 + b_1 \cdot \%SiO_2 + b_2 \cdot \%SiO_2^2 + b_3 \cdot \%SiO_2^3 \quad 4.49$$

$$\gamma = c_0 + c_1 \cdot \%SiO_2 + c_2 \cdot \%SiO_2^2 + c_3 \cdot \%SiO_2^3 \quad 4.50$$

$$\delta = d_0 + d_1 \cdot \%SiO_2 + d_2 \cdot \%SiO_2^2 + d_3 \cdot \%SiO_2^3 \quad 4.51$$

$$\varepsilon = e_0 + e_1 \cdot \%SiO_2 + e_2 \cdot \%SiO_2^2 + e_3 \cdot \%SiO_2^3 \quad 4.52$$

$$\psi = f_0 + f_1 \cdot \%SiO_2 + f_2 \cdot \%SiO_2^2 + f_3 \cdot \%SiO_2^3 \quad 4.53$$

$$\text{Con } t = 0.01(T-1523) \quad T \text{ en } [^\circ K] \quad 4.54$$

**a.2 Si  $aFe_3O_4 > 1$**

Se calcula la actividad del  $FeO$  considerando de forma unitaria la actividad de la magnetita:

$$aFeO = \frac{\Omega_0 + X_0 \cdot t}{aFe_3O_4^{0.3}} \quad 4.55$$

$$\Omega_0 = \alpha + \gamma + \varepsilon \quad 4.56$$

$$\chi_0 = \beta + \delta + \psi \quad 4.57$$

**b. Escorias saturadas en sílice**

**b.1 Si  $aFe_3O_4 < 1$**

$$aFeO = \alpha_2 + \beta_2 aFe_3O_4 + \gamma_2 \cdot aFe_3O_4^{1.2} \quad 4.58$$

$$\alpha_2 = x_0 + x_1 \cdot t \quad 4.59$$

$$\beta_2 = y_0 + y_1 \cdot t \quad 4.60$$

$$\gamma_2 = z_0 + z_1 \cdot t \quad 4.61$$

**b.2 Si  $aFe_3O_4 > 1$**

$$aFeO(d) = \frac{\Omega_1}{aFe_3O_4(d)^{0.2}} \quad 4.62$$

$$\Omega_1 = \alpha_2 + \beta_2 + \gamma_2 \quad 4.63$$

### 4.3.3 Porcentajes de compuestos.

- Ecuación General del Porcentaje de  $Fe_3O_4$  en la Escoria

La actividad determinada anteriormente, define el porcentaje de magnetita para los cuatro casos.

#### a. Caso Escorias no saturadas en sílice

##### a.1 caso $aFe_3O_4 < 1$

$$\% Fe_3O_4 = (\alpha_1 + \beta_1 \cdot t + \varepsilon \cdot t^2) \exp[(\gamma_1 + \delta \cdot t) \cdot aFe_3O_4] \cdot aFe_3O_4^{(\xi_1 + \psi_1 t)} \quad 4.64$$

$$\alpha_1 = A_0 + A_1 \% SiO_2 + A_2 \% SiO_2^2 \quad 4.65$$

$$\beta_1 = B_0 + B_1 \% SiO_2 + B_2 \% SiO_2^2 \quad 4.66$$

$$\varepsilon_1 = C_0 + C_1 \% SiO_2 + C_2 \% SiO_2^2 \quad 4.67$$

$$\gamma_1 = D_0 + D_1 \% SiO_2 + D_2 \% SiO_2^2 \quad 4.68$$

$$\delta_1 = E_0 + E_1 \% SiO_2 + E_2 \% SiO_2^2 \quad 4.69$$

$$\xi_1 = F_0 + F_1 \% SiO_2 + F_2 \% SiO_2^2 \quad 4.70$$

$$\psi_1 = G_0 + G_1 \% SiO_2 + G_2 \% SiO_2^2 \quad 4.71$$

##### a.2 Caso $aFe_3O_4 > 1$

$$\% Fe_3O_4 = (\alpha_1 + \beta_1 \cdot t + \varepsilon \cdot t^2) \exp[(\gamma_1 + \delta \cdot t)] \cdot aFe_3O_4^{(1/2)} \quad 4.72$$

## b. Caso escorias saturadas en sílice

### b.1 Si $aFe_3O_4 < 1$

$$\% Fe_3O_4 = \alpha_3 \exp(\beta_3 aFe_3O_4) \cdot aFe_3O_4^{\gamma_3} \quad 4.73$$

$$\alpha_3 = x_0 + x_1 \cdot t + x_2 \cdot t^2 \quad 4.74$$

$$\beta_3 = y_0 + y_1 \cdot t \quad 4.75$$

$$\gamma_3 = z_0 + z_1 \cdot t \quad 4.76$$

### b.2 Si $aFe_3O_4 > 1$

$$\% Fe_3O_4 = \alpha_3 \exp(\beta_3) aFe_3O_4^{0.5} \quad 4.77$$

- **Determinación del porcentaje de FeO en escorias.**

Con los porcentajes de sílice y magnetita, calculados e ingresados, se determina el porcentaje de wüstita en el ternario presentado en Anexo A , por medio de un balance de masa simple.

$$\% FeO = 100 - \% Fe_3O_4 - \% SiO_2 \quad 4.78$$

Este cálculo completo se realiza dos veces durante el desarrollo del modelo, ya que son dos escoriados.

### 4.3.4 Pérdidas de cobre en la escoria.

#### 4.3.4.1 Pérdida Química.

La solubilidad de cobre en escorias fayalíticas se debe principalmente a dos razones:

- disolución oxídica
- disolución sulfídica

La disolución oxídica medida para el cobre en escorias fayalíticas no-saturadas en  $SiO_2$  se puede expresar como (Nagamori y Mackey, 1978, 17):

$$[Cu]_{sl}^{Ox} = 31 * a_{Cu_2O} \quad 4.79$$

Estas escorias pueden disolver más cobre cuando la escoria está en coexistencia con una fase que contiene importantes cantidades de sulfuro de cobre.

Para un sistema mata-escoria la disolución sulfídica de cobre se establece como (Nagamori y Mackey, 1978, 17):

$$[Cu]_{sl}^S = 0.39[S]_{sl} a_{Cu_2S} \quad 4.80$$

Donde:

$$[S]_{sl} = (2,2 - 3,75 \cdot 10^{-2} \cdot [Cu]_{lje} + 1.25 \cdot 10^{-4} \cdot [Cu]_{lje}^2) \cdot (1,05 + 0,1 \cdot t) \quad 4.81$$

La solubilidad de cobre en escorias fayalíticas saturadas en  $SiO_2$ , para el rango de temperatura entre 1220 y 1400°C, se resume en una expresión independiente de la temperatura., dada por (Ruddle, Taylor y Bates, 1986, 21):

$$[Cu]_{sl}^{Ox} = 35.9 * a_{Cu_2O} \quad 4.82$$

Para este caso, la actividad de  $Cu_2S$  la podemos considerar proporcional a su fracción molar. Con lo cual la actividad del cobre en la mata se puede calcular despejando la ecuación A.79 Y para el cálculo de la actividad de  $Cu_2O$  también despejaremos de la ecuación de equilibrio A.75, reemplazando ambas en función de la otra finalmente, la actividad del  $Cu_2O$  queda expresada y se puede calcular como:

$$a_{Cu_2O} = K \frac{x_{Cu_2S}}{p_{S_2}^{1/4} K} \cdot p_{O_2}^{1/4} \quad 4.83$$

#### 4.3.4.2 Pérdida física.

La pérdida física se produce por el atrapamiento de  $Cu_2S$ , debido a la presencia de magnetita en exceso, o bien, por errores de operación o malas prácticas del operador (dejar el convertidor completamente “limpio de hierro”, inyectando más aire al proceso teniendo la fase escoria saturada en magnetita).

Para los dos escoriados establecidos durante la primera etapa de conversión se obtuvo dos correlaciones empíricas para cada escoriado entre el Cobre y Fierro dada por los análisis químicos de la operación. (Informe interno fundición de concentrado, 1980, 10) y verificando con los valores actuales.

La razón obtenida para ambos escoriados corresponde a:

$$[Cu_2S] = 0,0032 [Fe_3O_4]^2 + 0,017 [Fe_3O_4] + 2,847 \quad 4.84$$

### 4.3.5 Balance de energía.

El balance de energía en el Convertidor Peirce-Smith, se define en las ecuaciones básicas de la termoquímica y las de transferencia de calor para un cilindro horizontal. Se separa en las dos fases características de la conversión, soplado escoria y soplado a cobre.

El siguiente diagrama muestra los ingresos y egresos de calor que se producen durante el proceso de conversión.

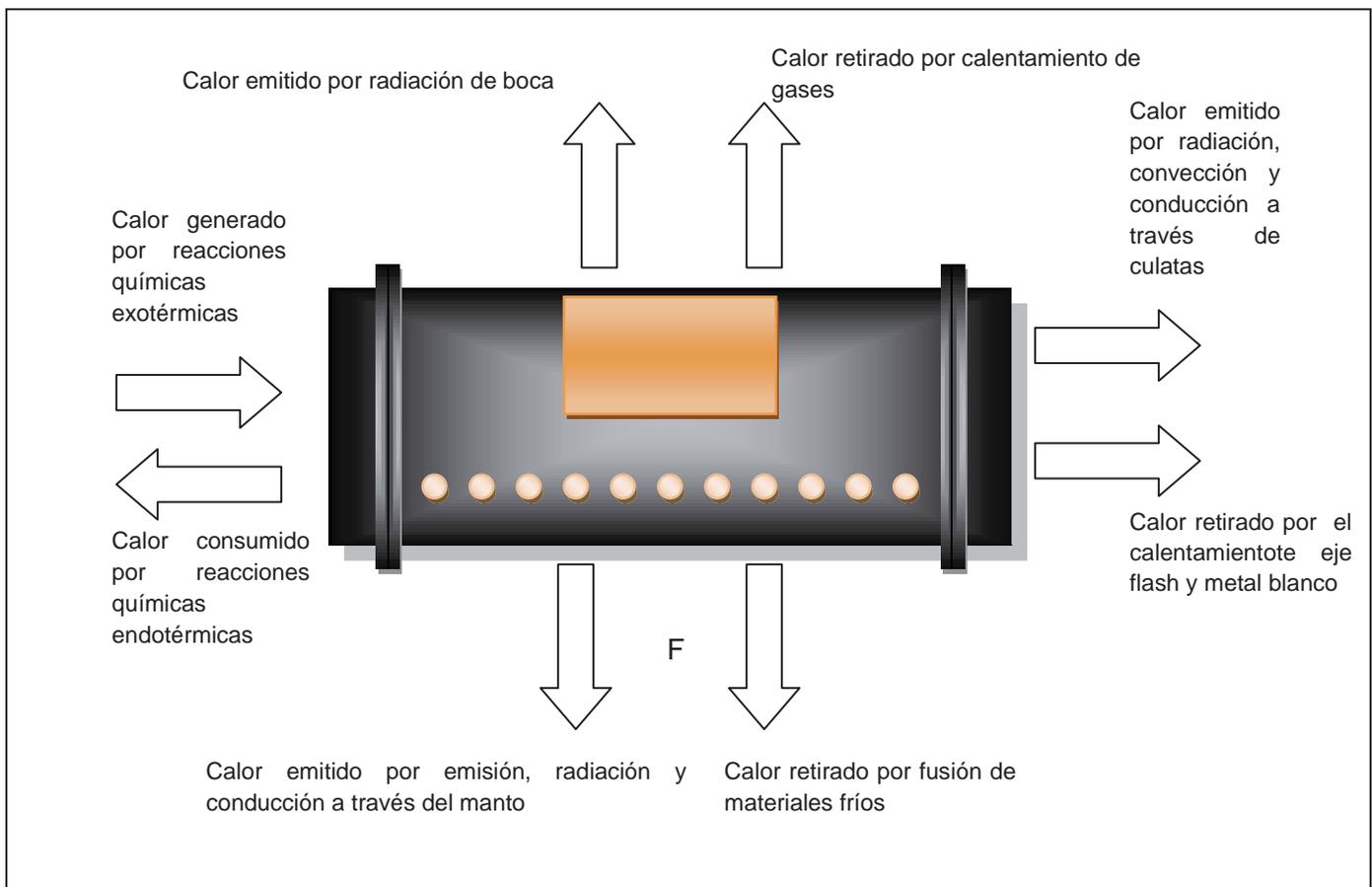


Figura 4.2 Ingresos y egresos de calor durante el proceso de conversión.

### 4.3.6 Calor de reacción.

Durante el proceso de conversión se generan reacciones tanto exotérmicas como endotérmicas, la cantidad de energía generada o consumida dependerá de la presencia de cada componente (Smith, Van Ness, 1997, 29)

$$Q_{reaccion} = \sum w\Delta H^0 \quad 4.85$$

Donde,  $w$  son los moles que reaccionan de cada una de las especies y  $\Delta H^0$  es la entalpía de reacción, en [cal/ton-mol].

Las reacciones consideradas para el desarrollo del proceso, son las descritas en el anexo A.

Para soplado escoria, (ec. A.12, A.20, A.16) las  $\Delta H^0$  de las reacciones son respectivamente (HSC, 20):

$$\Delta H_{rxn} = -112983 - 0,4 * T + 0,19 * 10^{-3} * T^2 + 1,24 * 10^5 * T^{-1} \quad [\text{cal/ton-mol FeS}] \quad 4.86$$

$$\Delta H_{rxn} = -85194 - 4,48 * T - 0,25 * 10^{-3} * T^2 - 0,2 * 10^5 * T^{-1} \quad [\text{cal/ton-mol Fe}_3\text{O}_4] \quad 4.87$$

$$\Delta H_{rxn} = -14695 + 10,49 * T - 0,97 * 10^{-3} * T^2 \quad [\text{cal/ton-mol SiO}_2] \quad 4.88$$

Y para soplado a cobre, (ec, A.12, A.20, A.40, A.44), las dos primeras reacciones vuelven a ser consideradas por el aporte de energía que se entrega al sistema y siendo esta la etapa donde más se ocupa materiales fríos, las  $\Delta H^0$  de las reacciones siguientes son respectivamente (HSC, 20):

$$\Delta H_{rxn} = -9,805 * T - 39523 \quad [\text{cal/ton-mol Cu}_2\text{S}] \quad 4.89$$

$$\Delta H_{rxn} = -1 * 10^{-7} * T^2 + 0,0022 * T - 17,529 \quad [\text{cal/ton-mol Cu}_2\text{O}]$$

4.90

Las entalpías de cada reacción, son evaluadas a la temperatura del baño (1250 °C), para cada etapa de conversión.

### 4.3.7 Pérdidas de calor por calentamiento de líquidos, sólidos y a través de los gases.

El eje y metal blanco son ingresados a una temperatura inferior a la temperatura que se encuentra el convertidor, al igual que la sílice, por lo que existe un calor de calentamiento de estos líquidos y del sólido, así también el calor generado producto de las reacciones, es retirado, en gran parte, por los gases de conversión, este calor sensible tiene como ecuación (Smith, Van Ness, 1997, 29):

$$Q_{sensible} = \int_{TR}^T w \cdot Cp(T) \cdot dT \quad 4.90$$

W son los [Ton-mol] ingresados.

Los Cp en [Cal/Ton-mol], están especificados en Anexo D.

### 4.3.8 Control de la carga térmica.

El exceso de temperatura en el CPS debe ser controlado por la adición de material frío. El material frío es calentado y fundido en el baño (calor latente), la expresión que da cuenta de este calor es la siguiente (Smith, Van Ness, 1997,29):

$$Q_{cambiodefase} = \int_{TR}^T w \cdot Cp(T) \cdot dT + w \cdot \lambda \quad 4.91$$

Dónde:  $\lambda$  es el calor latente de fusión.[Cal/ton mol],( especificados en Anexo D) y w son los [ton-mol] ingresados de carga fría.

Cps en [Cal/Ton-mol] especificados en Anexo D.

### 4.3.9 Pérdidas de Calor a través de la Geometría del Convertidor.

- **Conducción y Convección de Cabezales (Kern, 2001, 30)**

$$Q_1 = \frac{(T - T_{amb})}{(R_1 + R_2 + R_3 + R_4)} \quad 4.92$$

Donde,  $R_i$  ( $i = 1$  a  $3$ ): es la resistencia térmica de cada una de las capas que conforman la pared del convertidor.

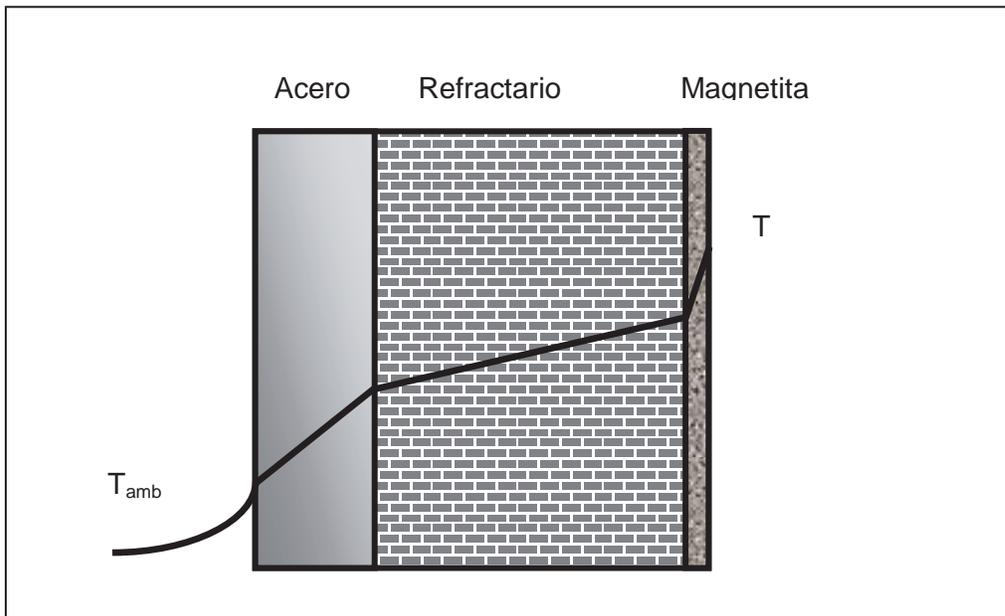


Figura 4.3 Perfil de temperaturas en las paredes del convertidor.

$$R_i = \frac{e_i}{k_i \cdot A_c} \quad 4.93$$

$e_i$  = Espesor de cada capa que conforma el convertidor

$k_i$  = Conductividad térmica de cada capa del convertidor

$A_c$  = Área del cabezal

$R_4$  = Resistencia a la convección natural, calculándose de la siguiente manera:

$$R_4 = \frac{1}{h} \quad 4.94$$

$h$  = Coeficiente de transferencia de calor convectivo. (Anexo D)

- **Conducción y convección por el Manto (Kern, 2001, 30):**

A través del manto del convertidor el calor se transfiere por conducción, radiación y convección.

$$Q_2 = \frac{(T - T_{amb})}{(R_1 + R_2 + R_3)} \quad 4.95$$

$$R_i = \frac{e_i}{(k_i \cdot 2\pi L \cdot r_{m,i})} \quad 4.96$$

Donde  $r_{m,i}$  = Radio medio logarítmico aplicable a cada capa, calculándose de la siguiente manera,

$$r_{m,i} = \frac{(r_{i+1} - r_i)}{[\ln(r_{i+1} / r_i)]} \quad 4.97$$

$r_i$  = Radio interior de cada capa.

- **Radiación por Manto y Cabezales (Kern, 2001, 30):**

$$Q_3 = 4,92 \cdot A_3 \cdot \varepsilon \cdot [(T_1/100)^4 - (T_{amb}/100)^4] \quad 4.98$$

Donde:

$A_3, \varepsilon$  y  $T_1$  = área, emisividad y temperatura de la superficie radiante, respectivamente.

- **Radiación por Boca del Convertidor (Kern, 2001, 30):**

$$Q_4 = 4,92 \cdot A_5 \cdot \varepsilon \cdot \left[ (T_1 / 100)^4 - (T_{amb} / 100)^4 \right] \quad 4.99$$

Donde:

$A_5, \varepsilon, T_2$  = área, emisividad y temperatura de la superficie radiante, respectivamente.

#### **4.3.10 Calor total perdido.**

La sumatoria de todos los calores anteriores, da como resultado el calor perdido, emitido:

$$Q_{PERD} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 \quad 4.10$$

### **4.4 DIAGRAMA DE FLUJO DEL MODELO EN EXCEL.**

El modelo matemático se desarrolló en Microsoft Excel, tanto como en planillas, como también con ayuda de Visual Basic.

Se dividió en dos partes, al igual que el proceso de conversión, la primera, es el Soplado a Eje (Figura 4.4), en esta son ingresadas a la planilla, las ollas de eje y/o metal blanco junto con sus composiciones, el tipo de escoria (Saturada y no saturada), temperatura del proceso, eficiencia de oxidación, porcentaje de sílice, ley de cobre en alcanzado antes del primer escoriado, flujo de aire y enriquecimiento de este.

Ingresando estos datos, se calcula la actividad de la magnetita para el primer escoriado, esta operación se hace mediante un botón (Actividad 1) el cual inicia la subrutina especificada en el anexo B. Luego la planilla Excel hace la selección de datos (saturada o no saturada) obteniendo aparte de lo antes mencionado, el tiempo necesario para el primer escoriado y la sílice que debe ser agregada.

Se inicia la preparación para el segundo escoriado, se ingresa las ollas que son recargadas, metal blanco y/o óxidos y la ley de cobre que es alcanzado antes del segundo escoriado. Teniendo estos datos en planilla, se calcula la actividad de la magnetita para el segundo escoriado, la subrutina se inicia con un botón (Actividad 2).

De estos datos, se obtiene, la actividad de la magnetita para el segundo escoriado, el tiempo necesario para el segundo escoriado y la sílice que debe ser cargada.

La segunda etapa, es Soplado a Cobre, en ella está la acumulación de  $\text{Cu}_2\text{S}$  y  $\text{FeS}$  de la etapa anterior y son ingresadas las ollas de metal blanco, como también, la temperatura del proceso, los flujos de aire y enriquecimiento.

Mediante al balance de energía se calcula la masa de carga fría que debe ser ingresada al proceso, para ello, esta el botón de “Carga Fría”. Esta es calculada mediante solver, explicado en Anexo B. Luego se obtiene, el tiempo necesario para el soplado a cobre (Figura 4.5).

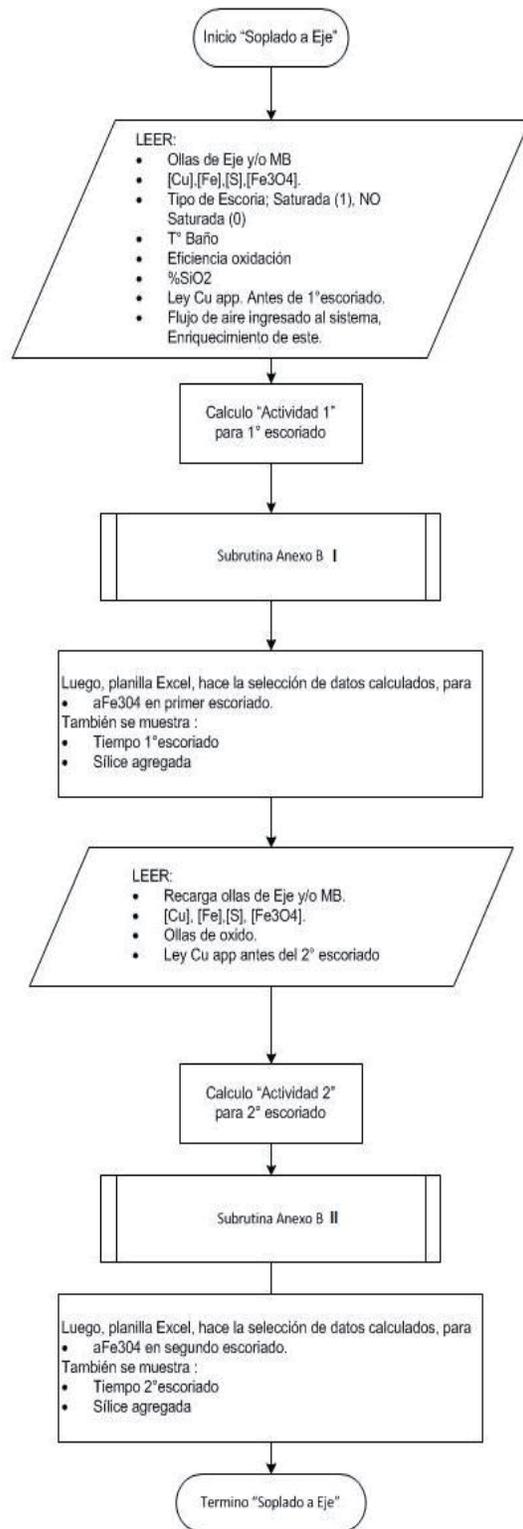


Figura 4.4 Diagrama de flujo modelo "Soplado a Eje".

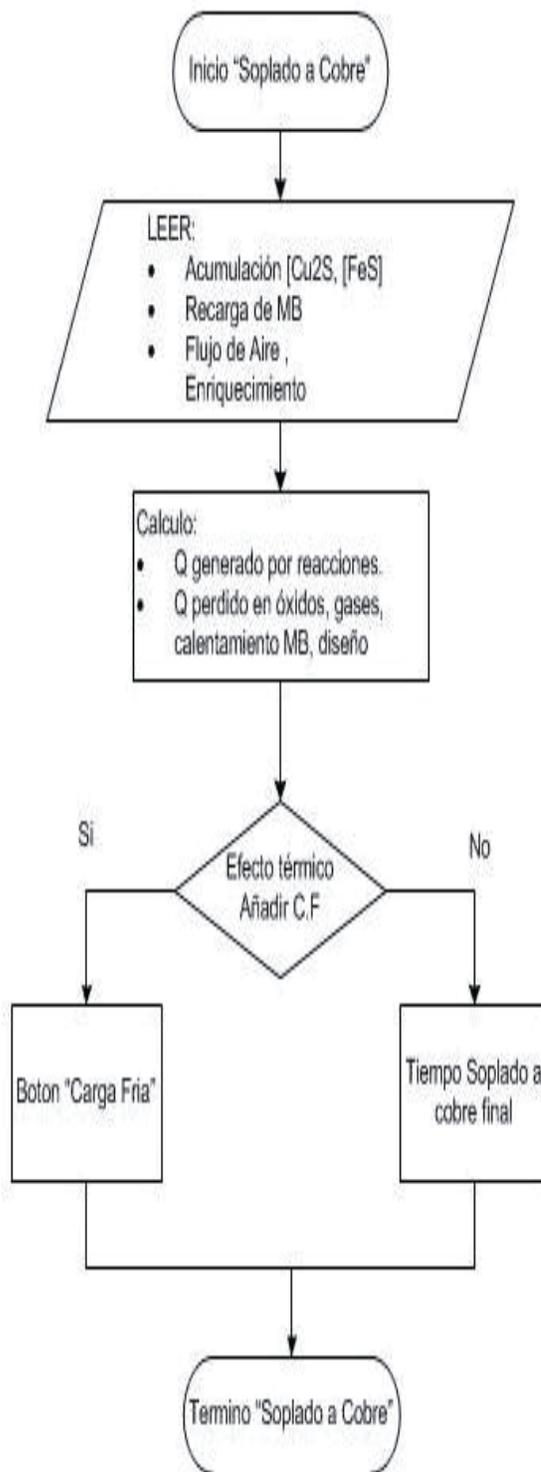


Figura 4.5 Diagrama de flujo modelo "Soplado de Cobre".

### 4.4.1 Input de Excel para el modelo.

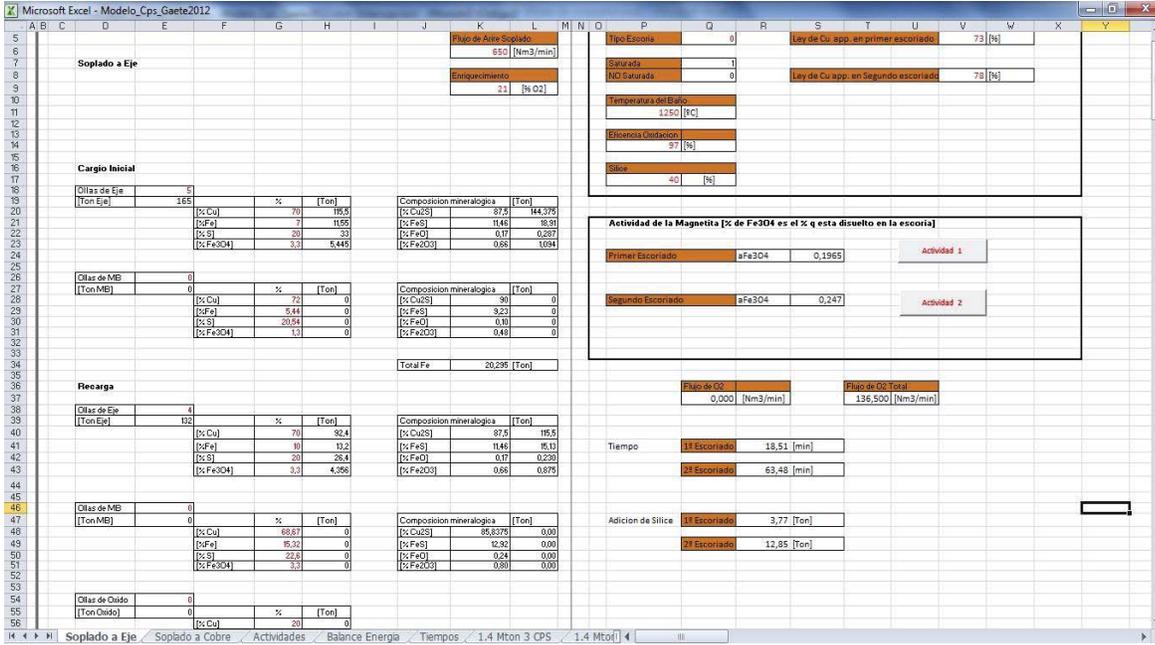


Figura 4.6 Input planilla Excel “Soplado a Eje”.

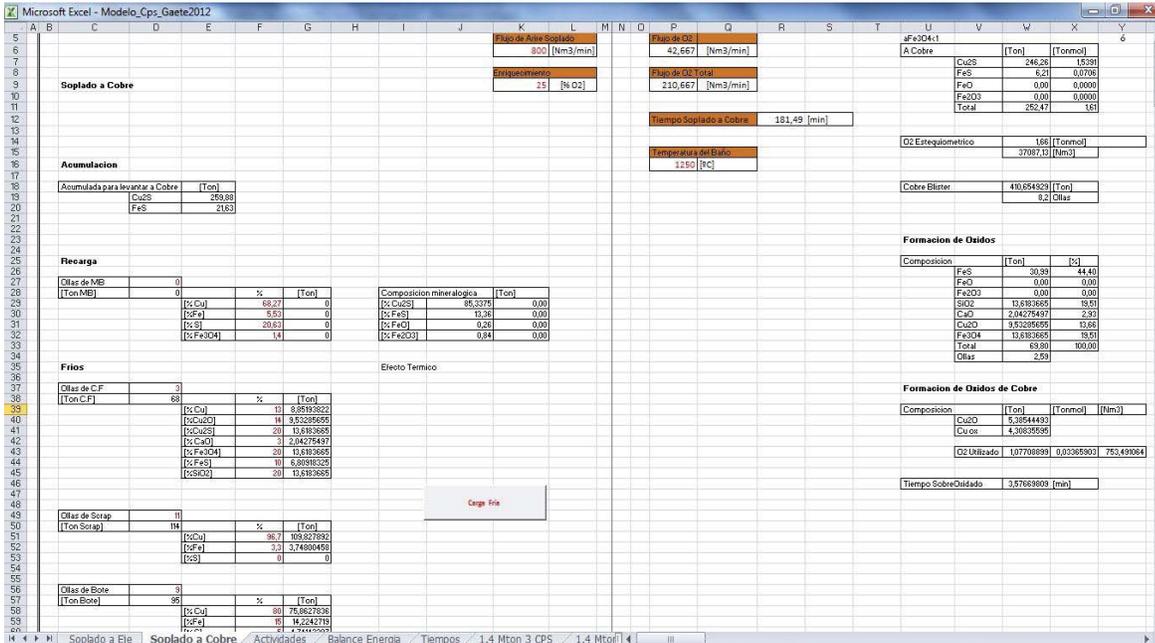


Figura 4.7 Input planilla Excel “Soplado a Cobre”.

En las figuras 4.6 se observan números de color rojo, esos son los datos que deben ser ingresados en la planilla “Soplado a Eje” para la ejecución del modelo y para que se lleve a cabo la macros. Los respectivos botones “Actividad 1” y “Actividad 2” son para la ejecución de esta, la cual calcula las actividades de la magnetita.

En la figura 4.7 se observan también datos de color rojo, aquellos son los ingresados por el usuario, para el cálculo de calor y tiempo de soplado total en la etapa de soplado a cobre. El botón se ocupa para el efecto térmico que tiene el agregar la carga fría en esta etapa.

### 4.4.2 Output de Excel para el modelo.

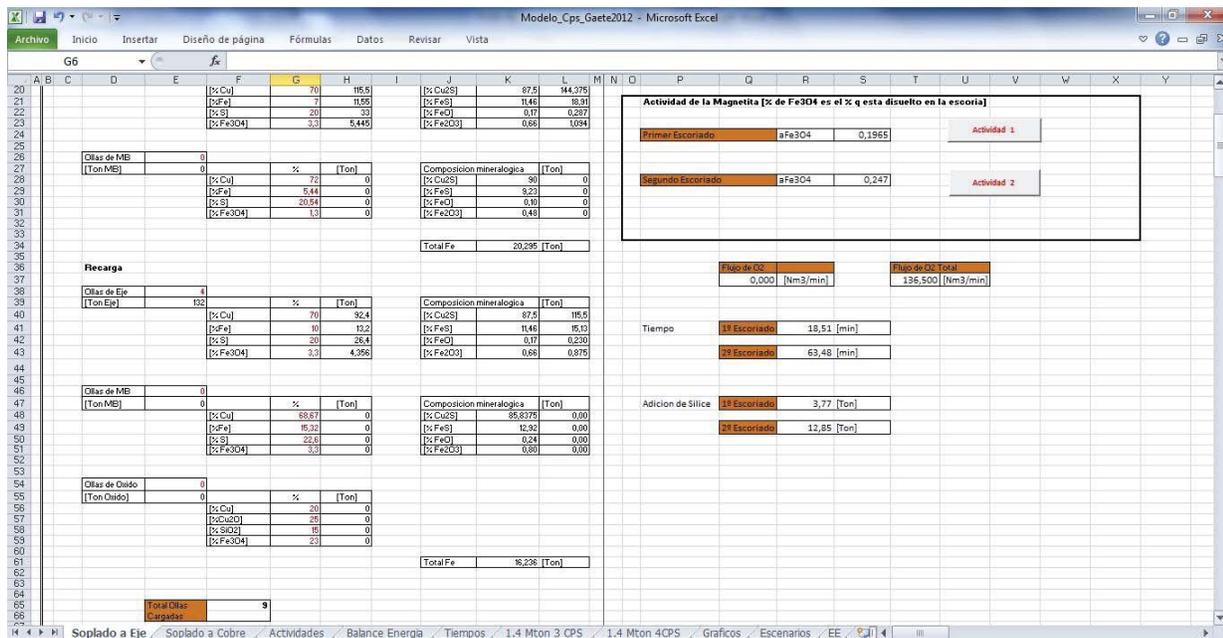


Figura 4.8 Output planilla Excel “Soplado a Eje”

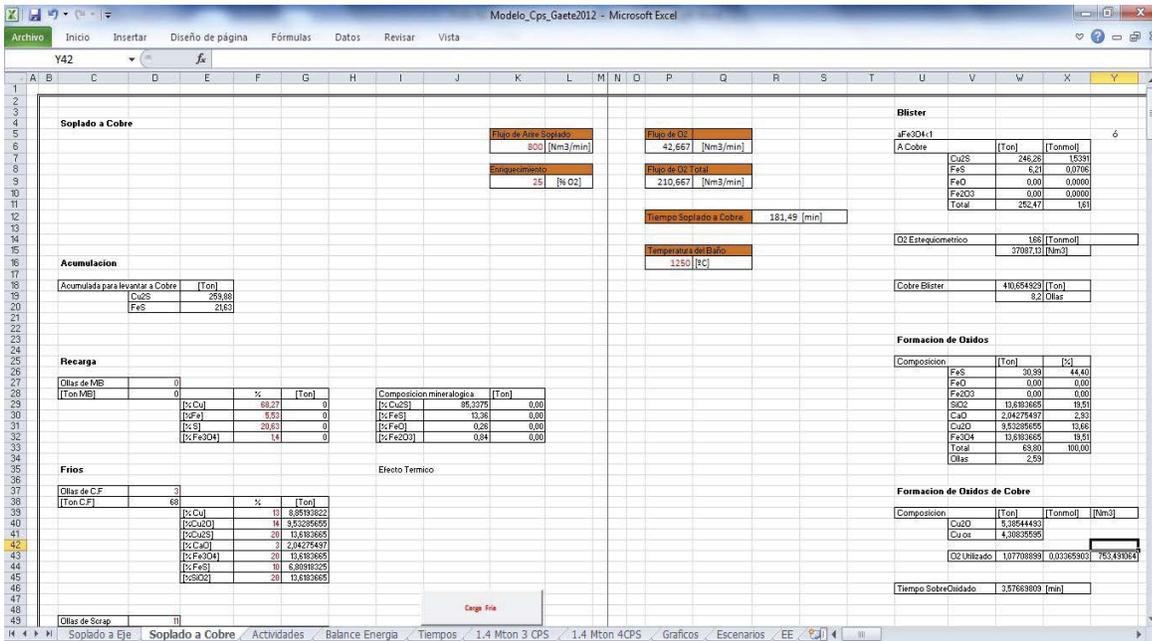


Figura 4.9 Output planilla Excel “Soplado a Cobre”

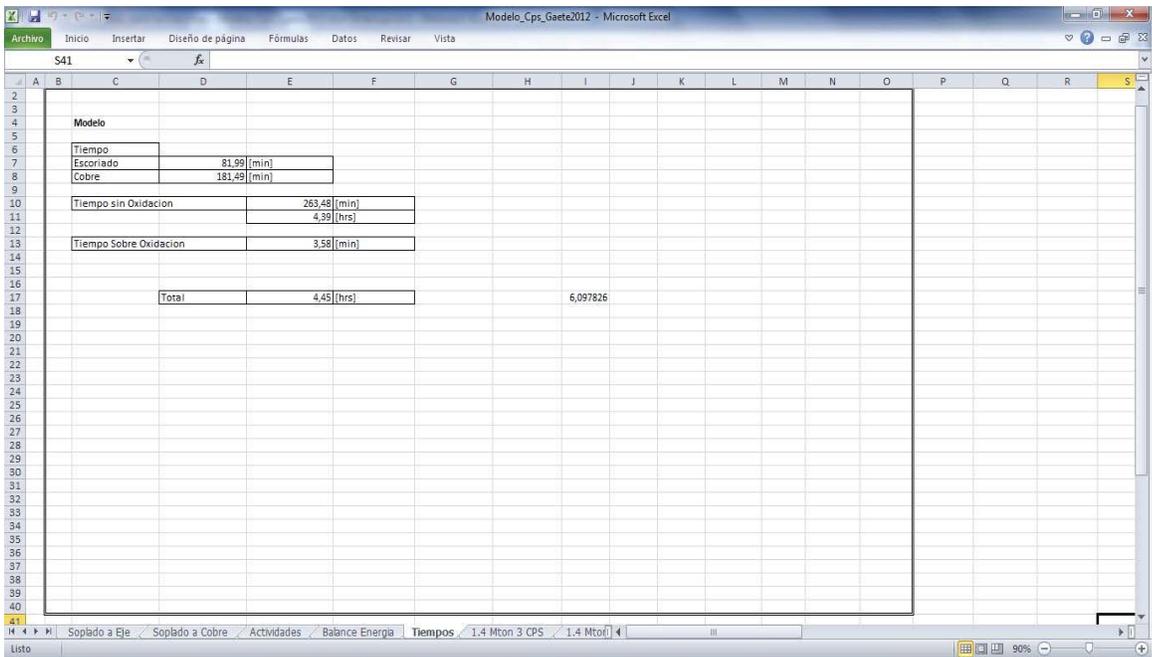


Figura 4.10 Output planilla Excel “Tiempos”.

La figura 4.8 en el lado derecho se muestra las actividades de magnetita correspondientes a los dos escoriados que se harán en el modelo, también están los tiempos de proceso antes de cada giro para el retiro de escoria y la adicción de la sílice en [ton].

La figura 4.9 muestra el tiempo total del soplado a cobre, y por último, la figura 4.10 muestra los tiempos sumados, para hacer el tiempo total efectivo del proceso.

## 4.5 VALIDACIÓN DEL MODELO PARA PROCESO CONVERSIÓN CHUQUICAMATA.

La variable más importante entregada para el modelo es el tiempo efectivo del ciclo. A continuación, se presenta el resultado de tiempos de ciclo obtenidos del proceso y los estimados por el modelo. Se incluye la variación porcentual de ambos.

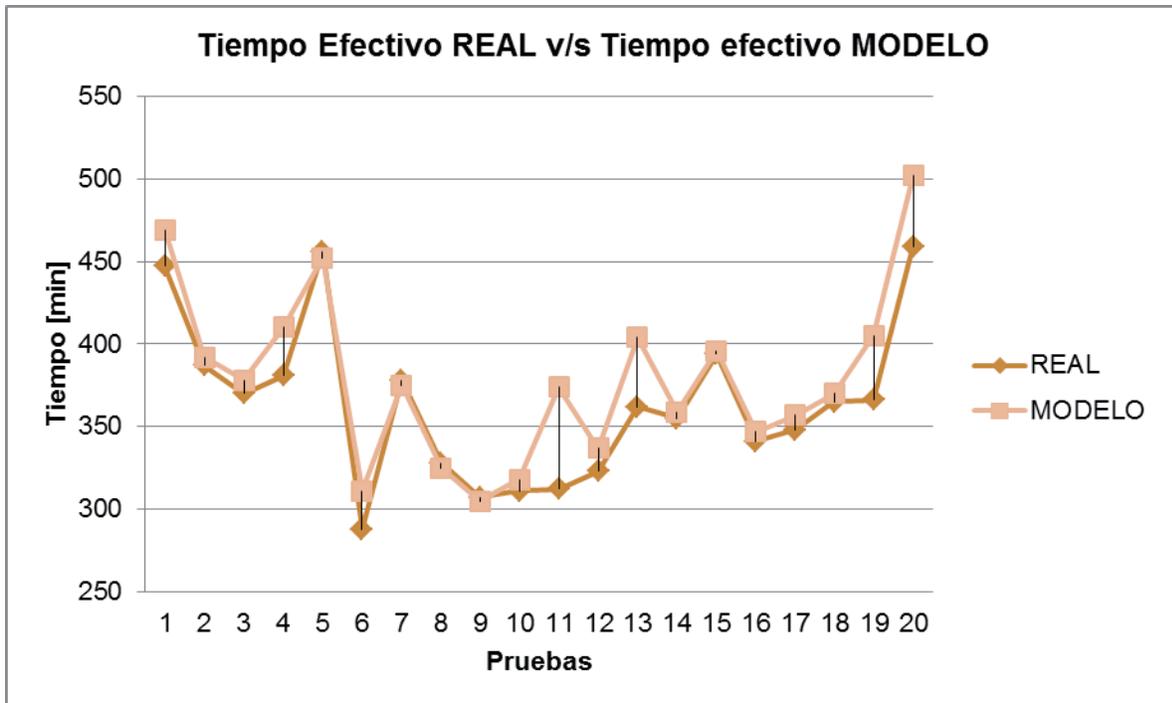


Grafico 4.1. Comparación entre el tiempo efectivo real y el tiempo efectivo calculado por el modelo.

Tabla 4.1 Resultado de pruebas para validar el modelo.

	<b>REAL</b> <b>[min]</b>	<b>MODELO</b> <b>[min]</b>	<b>Variación Porcentual</b> $\Delta\%$	<b>Variación absoluta</b> <b>[min]</b>
P1	447	469	4,9	22
P2	387	392	1,3	5
P3	370	378	2,2	8
P4	381	401	5,2	20
P5	456	452	0,9	4
P6	288	311	8,0	23
P7	378	375	0,8	3
P8	328	325	0,9	3
P9	307	305	0,7	2
P10	311	318	2,3	7
P11	312	374	19,9	62
P12	323	337	4,3	14
P13	362	404	11,6	42
P14	355	359	1,1	4
P15	394	396	0,5	2
P16	341	347	1,8	6
P17	348	357	2,6	9
P18	365	370	1,4	5
P19	366	405	10,7	39
P20	459	502	9,4	43
Promedio	363,9	379,3	4,3	16,6

Con esto se concluye que, el modelo matemático presentado en este capítulo, permite simular el proceso de conversión de Fundición Chuquicamata, comparando los tiempos entregados por el modelo y el tiempo real en la operación, se obtiene una variación de solo un 4,3%.

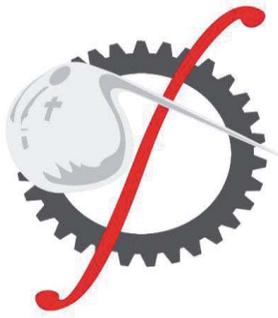
Esto quiere decir, que el modelo matemático predispuesto describe de forma adecuada el proceso y puede ser ocupado para probar distintos parámetros de operación con el fin de mejorar y optimizar.

Como se dijo anteriormente, al modelo, se ingresan las principales variables de operación para un proceso de oxidación, estas son el flujo de aire y enriquecimiento de este, entre otros. Son estas variables que se quieren manipular para optimizar los tiempos de soplado.

Al disminuir el flujo de aire soplado en el modelo (hasta  $50 \text{ Nm}^3/\text{min}$ ), menos de lo establecido en la operación real, se aprecia cambios considerables en el tiempo necesario para la eliminación de todo el hierro que ingresa en Soplado a Eje. Sin embargo al aumentar el enriquecimiento, la actividad de la magnetita aumenta, disminuyendo el tiempo.

Si esto mismo, se hace en la etapa de soplado a cobre, el modelo arroja la cantidad de calor que es requerido para la eliminación de azufre y el resto de hierro.

De igual manera, al aumentar el flujo de aire soplado, hasta  $1000 \text{ Nm}^3/\text{min}$ , y su enriquecimiento, hasta 30%, el tiempo es disminuido, pero la actividad de la magnetita y su porcentaje en la escoria, aumenta. Esto último escapa de lo que ocurre en el proceso, y si llegase a suceder, habría serios problemas de atrapamiento y desgaste de los ladrillos refractarios del convertidor.



## CAPÍTULO 5

# ESCENARIOS DE PRUEBA PARA CONVERTIDORES

## 5 ESCENARIOS DE PRUEBA PARA CONVERTIDORES.

En este capítulo se evaluará, con el modelo, la capacidad de la unidad de conversión para procesar todo el material fundido proveniente desde el Horno Flash, considerando solo una línea de fusión, previendo diversos escenarios de operación y también la incorporación de un cuarto convertidor en línea.

### 5.1 DIAGRAMA DE OPERACIONES

Recordando que, el plan de modernización tiene como objetivo fundir 1,4 Mton al año, solo con una línea de fusión, se estima, una producción diaria de eje de 2045,45 [ton/día], esto significaría 62 ollas por día aproximadamente.

En la etapa de conversión, la capacidad de un convertidor es entre 250 a 300 [ton] esto dependerá de la ley de eje, se prevé procesar aproximadamente 9 o 10 ollas, para dar inicio al proceso de conversión.

Se debe observar la operación de carguío de los Convertidores en conjunto con la unidad de fusión, Horno Flash, ya que es de suma importancia para elaborar un diagrama de operación para los casos que se quieren evaluar.

El diagrama de operación es una representación gráfica de los pasos que se siguen dentro de un proceso, identificando las funciones de cada equipo, incluyendo toda la información necesaria como cantidad de carga, tipo de ella, salidas de productos etc., durante el tiempo de un día.

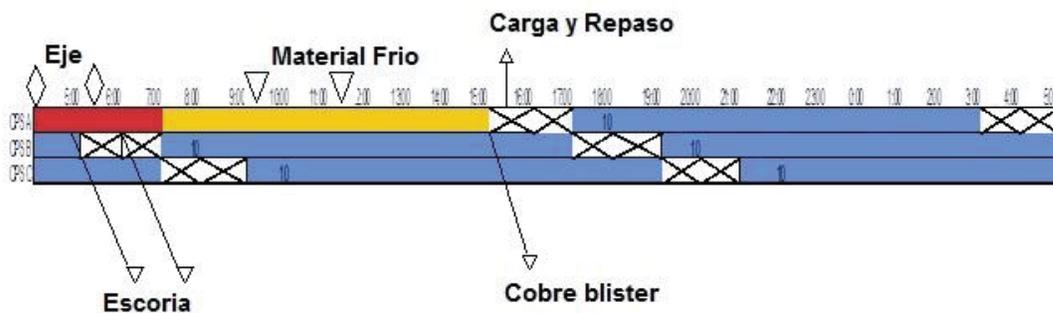


Figura 5.1 Diagrama de operación convertidores.

Para la unidad de conversión, actualmente, son tres los convertidores que soplan en línea (Figura 5.1), uno de ellos espera ser cargado o se encuentran repasando las toberas (limpieza), el segundo está soplando en la primera etapa (soplado a escoria) y el tercero está terminando la segunda etapa del proceso (soplado a cobre).

Es importante el diagrama de operación, para coordinar los tiempos con los jefes de turno, el carguío del convertidor, las ollas de material frío disponibles en la nave, el escoriado de los convertidores, el término de soplado a cobre y su posterior paso a la unidad de refino.

El carguío del convertidor se hace a las primeras horas del proceso (color rojo, Figura 5.1), mientras ocurre el soplado a escoria, dentro de estas primeras horas ocurre los escoriados.

Luego serán cargados al convertidor solo material frío (color amarillo, Figura 5.1), como efecto térmico, en el soplado a cobre, cuando esta etapa termina, es transferido el cobre a refino, ya vacío el convertidor, se repasa y se espera carga nuevamente.

Con el modelo, simularemos los distintos escenarios propuestos, para verificar si la unidad de conversión podrá procesar todo el eje del día, y se encontrarán los parámetros óptimos de operación para cumplir con el objetivo de fundir 1,4 Mton.

## 5.2 ESCENARIOS PROPUESTOS.

A analizar con el modelo tendremos los siguientes escenarios:

- Eje ley de 65% de cobre
  - 3 CPS en operación
  - 4 CPS en operación.
  
- Eje ley de 70% de cobre
  - 3 CPS en operación
  - 4 CPS en operación

Estos cuatro escenarios, tendrán variaciones en algunos parámetros de operación importantes, como son flujo de aire y oxígeno. Para definir estas condiciones se tomó el caso base como referencia, y como límite el recomendado de operación (permitido diseño de convertidor), siendo estos los siguientes:

Soplado a Eje:

- 650 [Nm<sup>3</sup>/min] (22% a 24% Enriquecimiento)
- 670 [Nm<sup>3</sup>/min]
- 700 [Nm<sup>3</sup>/min]

Manteniendo constante el flujo de aire y de oxígeno en la etapa de Soplado a Cobre. (700 [Nm<sup>3</sup>/min] sin enriquecimiento)

Soplado a Cobre:

- 700 [Nm<sup>3</sup>/min] (22% a 25% Enriquecimiento)
- 750 [Nm<sup>3</sup>/min]
- 800 [Nm<sup>3</sup>/min]

Manteniendo constante el flujo de aire y de oxígeno en la etapa de Soplado a Eje. (650 [Nm<sup>3</sup>/min] sin enriquecimiento).

Estos escenarios serán detallados en las Tablas 5.1, 5.2, 5.3, 5.4, respectivamente.

Para todos los casos se ha considerado, una carga inicial de 5 ollas de eje, luego se hará el primer escoriado y posteriormente una recarga de mata, en el primer caso, con una ley de 65% de cobre se ha estipulado 5 ollas de eje y una olla de óxido y en el caso de una ley de 70% solo se hará la recarga de 4 ollas de eje (simulando a lo que se hace en operación). Luego se procederá al segundo escoriado. En Soplado a cobre, el cálculo de las componentes frías, se hará según el balance de calor, y serán calculados por el modelo.

De la data que se ha hecho, para conocer el caso base, se ha calculado un coeficiente, tiempo total v/s tiempo efectivo, ya que es inevitable no tener tiempos muertos. Este análisis tiene como objetivo calcular un tiempo más real con el modelo.

Tiempo Total	=	1,37
Tiempo Efectivo		

Considerando lo todo lo anterior, se presentaran los distintos escenarios propuestos para convertidores, considerando:

Solo una Línea de Fusión

330	[Días/ Año]
-----	-------------

Como objetivo:

Meta	
1,35	[Mton/ Año]

Producción Eje*	0,675 [Mton/Año]
-----------------	------------------

2045,45 [Ton/día]
-------------------

62,0 [Ollas/día]
------------------

24 [Hrs/ día]
---------------

Repasado y Carguío	
2 [hrs]	

(\*) Para cálculos estimados, la mitad del concentrado seco se transforma en eje.

### 1º Escenario

Operativos	3	CPS
------------	---	-----

Ley Eje	65	[%]
---------	----	-----

Standard	10	Ollas/ Soplado
----------	----	----------------

1329,5 [Ton Cu/ día]
----------------------

27 [Ollas Cu /día]
--------------------

### 2º Escenario

Operativos	3	CPS
------------	---	-----

Ley Eje	70	[%]
---------	----	-----

Standard	9	Ollas Cargadas/ Soplado
----------	---	-------------------------

1431,8 [Ton Cu/ día]
----------------------

29 [Ollas Cu /día]
--------------------

### 3° Escenario

Operativos	4	CPS
------------	---	-----

Ley Eje	65	[%]
---------	----	-----

Standard	10 Ollas/ Soplado
----------	-------------------

1329,5 [Ton Cu/ día]
----------------------

27 [Ollas Cu /día]
--------------------

### 4° Escenario

Operativos	4	CPS
------------	---	-----

Ley Eje	70	[%]
---------	----	-----

Standard	9 Ollas Cargadas/ Soplado
----------	---------------------------

1431,8 [Ton Cu/ día]
----------------------

29 [Ollas Cu /día]
--------------------

Tabla 5.1 Condiciones 1° Escenario

Escenario	Casos	Soplado a Eje		Soplado a Cobre		Carga CPS			Cargas Frías			Tiempo Soplado		Capacidad app. de conversión	
		Soplado [Nm³/min]	Enriquecimiento O₂ [%]	Soplado [Nm³/min]	Enriquecimiento O₂ [%]	Inicial [Ollas]	Recarga [Ollas]	Oxido [Ollas]	C.F [Ollas]	Scrap	Botas	Total [Ton]	Efectivo Modelo [hrs]	Total [hrs]	M.B y/o Eje [Ollas/día]
	1	650	21	700	21	5	5	1	7	8	4	295	7,27	10,0	60
	2	650	21	700	22	5	5	1	7	8	5	305	7,03	9,6	65
	3	650	21	700	23	5	5	1	7	8	6	315	6,68	9,2	70
	4	650	21	700	24	5	5	1	8	8	6	340	6,46	8,9	70
	5	650	21	700	25	5	5	1	9	8	7	375	6,23	8,3	80
	6	650	21	750	21	5	5	1	7	7	5	295	6,84	9,4	70
	7	650	21	750	22	5	5	1	8	7	5	320	6,54	9,0	70
	8	650	21	750	23	5	5	1	8	8	7	350	6,38	8,7	70
	9	650	21	750	24	5	5	1	9	8	7	375	6,12	8,4	80
<b>1</b>	10	650	21	750	25	5	5	1	10	9	7	410	5,86	8,0	80
	11	650	21	800	21	5	5	1	8	6	6	320	6,51	8,9	70
	12	650	21	800	22	5	5	1	9	7	6	355	6,23	8,5	75
	13	650	21	800	23	5	5	1	10	7	6	380	5,98	8,2	80
	14	650	21	800	24	5	5	1	10	9	7	410	5,75	7,9	80
	15	670	21	700	21	5	5	1	7	6	5	285	7,16	9,8	60
	16	670	22	700	21	5	5	1	5	8	3	235	7,09	9,7	70
	17	670	23	700	21	5	5	1	6	8	2	250	7,02	9,6	70
	18	670	24	700	21	5	5	1	6	8	2	230	6,96	9,5	70
	19	700	21	700	21	5	5	1	6	7	2	240	7,1	9,7	70
	20	700	22	700	21	5	5	1	6	8	2	250	7,02	9,6	70
	21	700	23	700	21	5	5	1	6	8	3	260	6,94	9,5	70

Tabla 5.2 Condiciones 2° Escenario

Esce nario	Ca so s	Soplado a Eje		Soplado a Cobre		Carga CPS			Cargas Frías			Tiempo Soplado		Capacidad app. de conversión	
		Soplado [ Nm³/min]	Enriquecimi ento O <sub>2</sub> [ %]	Soplado [ Nm³/min]	Enriquecimi ento O <sub>2</sub> [ %]	Inicial [Ollas]	Recarg a[ Ollas]	Oxido [Ollas]	C.F [Olla s]	Sc ra p	Bo te s	Total [Ton]	Efectivo Modelo [hrs]	Total [hrs]	M.B y/o Eje [Ollas/día]
	22	650	21	700	21	5	4	0	5	6	3	215	5,83	8,0	72
	23	650	21	700	22	5	4	0	6	6	4	250	5,57	7,6	72
	24	650	21	700	23	5	4	0	7	6	5	285	5,32	7,3	72
	25	650	21	700	24	5	4	0	8	6	5	310	5,1	7,0	81
	26	650	21	750	21	5	4	0	5	6	5	235	5,52	7,6	72
	27	650	21	750	22	5	4	0	7	7	5	295	5,27	7,2	72
	28	650	21	750	23	5	4	0	7	7	7	315	5,04	6,9	81
	29	650	21	750	24	5	4	0	8	7	7	340	4,83	6,6	81
<b>2</b>	30	650	21	800	21	5	4	0	7	6	6	295	5,24	7,2	77
	31	650	21	800	22	5	4	0	9	6	4	325	5,01	6,9	81
	32	650	21	800	23	5	4	0	9	6	6	345	4,79	6,6	81
	33	650	21	800	24	5	4	0	9	8	6	365	4,59	6,3	81
	34	670	21	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,8	7,9	72
	35	670	22	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,75	7,9	72
	36	670	23	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,7	7,8	72
	37	670	24	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,67	7,8	72
	38	700	21	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,76	7,9	72
	39	700	22	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,71	7,8	72
	40	700	23	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,67	7,8	72
	41	700	24	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,63	7,7	72

Tabla 5.3 Condiciones 3° Escenario

Escenario	Casos	Soplado a Eje		Soplado a Cobre		Carga CPS			Cargas Frías			Tiempo Soplado		Capacidad app. de conversión	
		Soplado [Nm³/min]	Enriquecimiento O <sub>2</sub> [%]	Soplado [Nm³/min]	Enriquecimiento O <sub>2</sub> [%]	Inicial [Ollas]	Recarga [Ollas]	Oxido [Ollas]	C.F [Ollas]	Scrap	Boques	Total [Ton]	Efectivo Modelo [hrs]	Total [hrs]	M.B y/o Eje [Ollas/día]
	42	650	21	700	21	5	5	1	7	9	8	345	7,27	10,0	80
	43	650	21	700	22	5	5	1	7	9	8	345	7,03	9,6	90
	44	650	21	700	23	5	5	1	5	8	7	275	6,68	9,2	90
	45	650	21	700	24	5	5	1	8	15	6	410	6,46	8,9	90
	46	650	21	700	25	5	5	1	9	15	8	455	6,23	8,3	100
	47	650	21	750	21	5	5	1	5	8	4	245	6,84	9,4	90
	48	650	21	750	22	5	5	1	5	9	4	255	6,54	9,0	90
	49	650	21	750	23	5	5	1	7	10	7	345	6,38	8,7	90
	50	650	21	750	24	5	5	1	7	12	10	395	6,12	8,4	90
<b>3</b>	51	650	21	750	25	5	5	1	6	13	10	380	5,86	8,0	100
	52	650	21	800	21	5	5	1	4	6	5	210	6,51	8,9	90
	53	650	21	800	22	5	5	1	5	9	6	275	6,23	8,5	100
	54	650	21	800	23	5	5	1	7	10	5	325	5,98	8,2	100
	55	650	21	800	24	5	5	1	9	10	4	365	5,75	7,9	100
	56	670	21	700	21	5	5	1	7	6	5	285	7,16	9,8	80
	57	670	22	700	21	5	5	1	5	8	3	235	7,09	9,7	90
	58	670	23	700	21	5	5	1	6	8	2	250	7,02	9,6	90
	59	670	24	700	21	5	5	1	6	6	2	230	6,96	9,5	90
	60	700	21	700	21	5	5	1	6	7	2	240	7,1	9,7	90
	61	700	22	700	21	5	5	1	6	8	2	250	7,02	9,6	90
	62	700	23	700	21	5	5	1	6	8	3	260	6,94	9,5	90

Tabla 5.4 Condiciones 4° Escenario

		Soplado a Eje		Soplado a Cobre		Carga CPS			Cargas Frías			Tiempo Soplado		Capacidad app. de conversión	
Esce nario	Ca so s	Soplado [ Nm³/min]	Enriquecimi ento O <sub>2</sub> [ %]	Soplado [ Nm³/min]	Enriquecimi ento O <sub>2</sub> [ %]	Inicial [Ollas]	Recarg a[ Ollas]	Oxido [Ollas]	C.F [Olla s]	Sc rap	Bo te s	Total [Ton]	Efectivo Modelo [hrs]	Total [hrs]	M.B y/o Eje [Ollas/día]
	63	650	21	700	21	5	4	0	5	6	3	215	5,83	8,0	90
	64	650	21	700	22	5	4	0	6	6	4	250	5,57	7,6	90
	65	650	21	700	23	5	4	0	7	6	4	275	5,32	7,3	90
	66	650	21	700	24	5	4	0	8	6	5	310	5,1	7,0	99
	67	650	21	750	21	5	4	0	5	6	5	235	5,52	7,6	90
	68	650	21	750	22	5	4	0	6	7	4	260	5,27	7,2	90
	69	650	21	750	23	5	4	0	7	7	4	285	5,04	6,9	99
	70	650	21	750	24	5	4	0	8	7	5	320	4,83	6,6	99
<b>4</b>	71	650	21	800	21	5	4	0	4	6	5	210	5,24	7,2	90
	72	650	21	800	22	5	4	0	5	9	6	275	5,01	6,9	99
	73	650	21	800	23	5	4	0	7	10	5	325	4,79	6,6	99
	74	650	21	800	24	5	4	0	9	10	4	365	4,59	6,3	99
	75	670	21	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,8	7,9	90
	76	670	22	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,75	7,9	90
	77	670	23	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,7	7,8	90
	78	670	24	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,67	7,8	90
	79	700	21	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,76	7,9	90
	80	700	22	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,71	7,8	90
	81	700	23	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,67	7,8	90
	82	700	24	700	21	5	4	0	6	7	2	240	5,63	7,7	90

### 5.3 GRÁFICOS DE ESCENARIOS PROPUESTOS.

Para una visualización más general es que se han graficado las ollas procesadas de eje y/o metal blanco, para los escenarios propuestos.

Los tiempos de ciclo total y consumo de materiales fríos están graficados en Anexo F.

#### Caso de 3 CPS

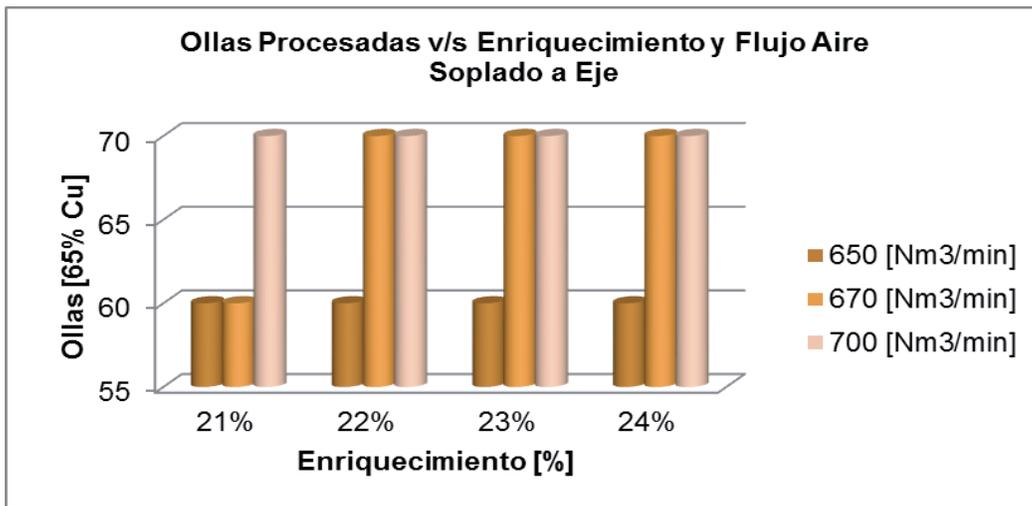


Gráfico 5.1 Ollas procesadas de metal blanco y eje v/s enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en solpado a eje con una ley de 65%

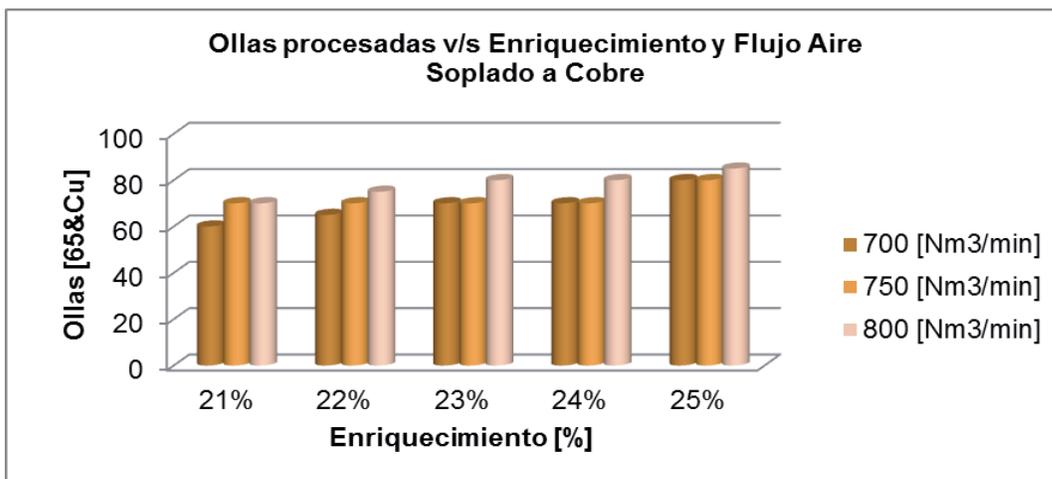


Gráfico 5.2 Ollas procesadas de metal blanco y eje v/s enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en solpado a cobre con una ley de 65% Cu.

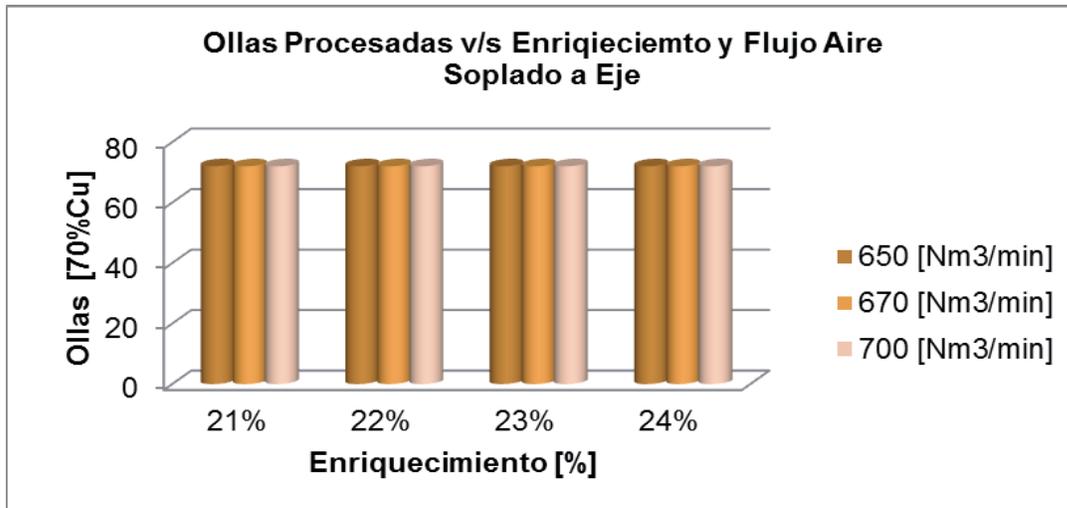


Gráfico 5.3 Ollas procesadas de metal blanco v/s enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en solpado a eje con una ley de 70% Cu.

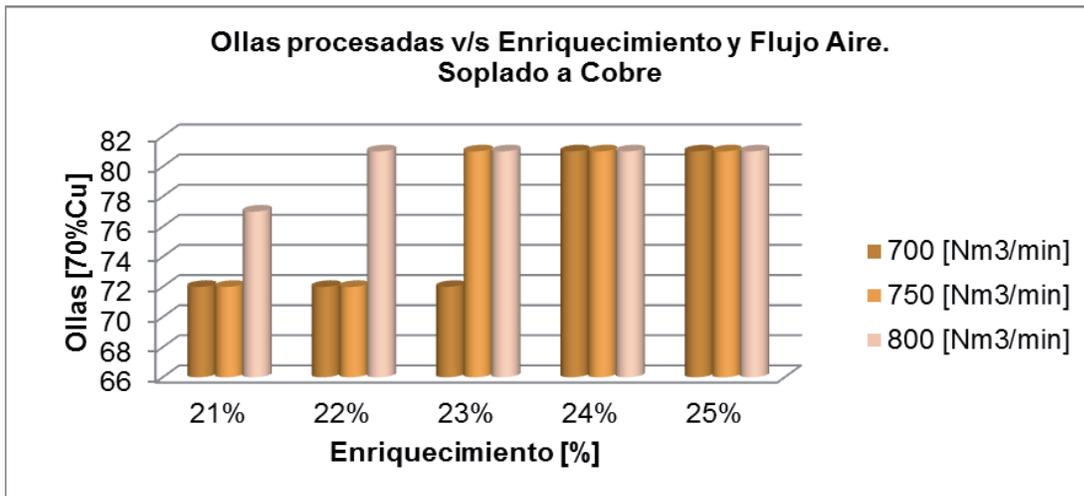


Gráfico 5.4 Ollas procesadas de metal blanco v/s enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en solpado a cobre con una ley de 70% Cu.

Concluyendo, para procesar un eje con ley 65% de Cu, en un tiempo menor al caso base, se debe tener un flujo de aire superior o igual a 670 [Nm<sup>3</sup>/min] en etapa de soplado escoria, y en etapa de soplado cobre, sobre a los 750 [Nm<sup>3</sup>/min], ambos con un enriquecimiento igual o superior a 22% de oxígeno, así también, para procesar un eje de 70% de Cu, se cumple el objetivo con todos los parámetros estudiados, aumento de flujo de aire y enriquecimiento, pero si mantenemos las recomendaciones anteriores, tendremos tiempos más cortos de soplado efectivo. Manteniendo los parámetros de operación estimados, la unidad de conversión cumple con la capacidad de conversión requerida por día (62 ollas de M.B y/o Eje) y se puede cumplir la meta de 1.4 Mton/año con 3 CPS.

#### Caso 4 CPS

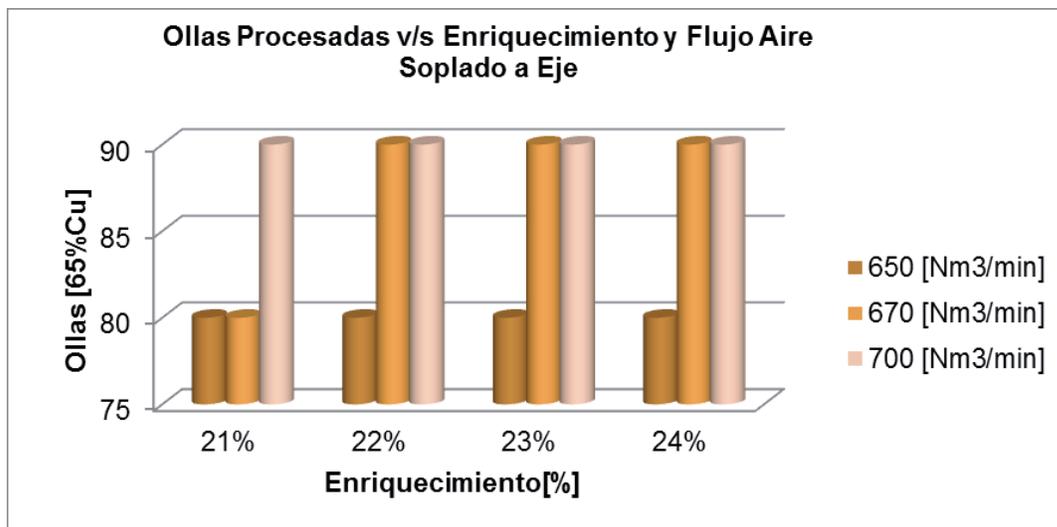


Gráfico 5.5 Ollas procesadas de metal blanco y eje v/s enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en soplado a eje con una ley de 65% Cu.

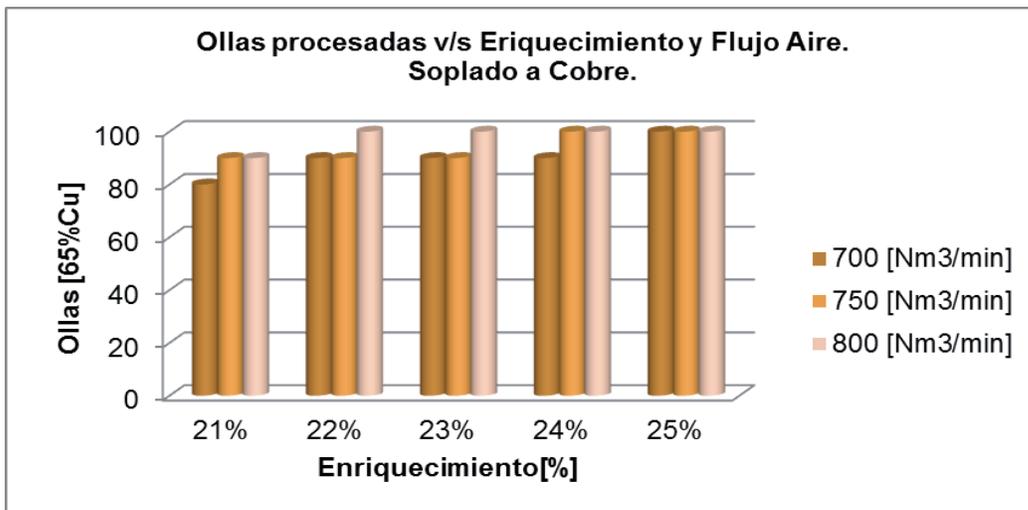


Gráfico 5.6 Ollas procesadas de metal blanco y eje v/s enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en solpado a cobre con una ley de 65% Cu.

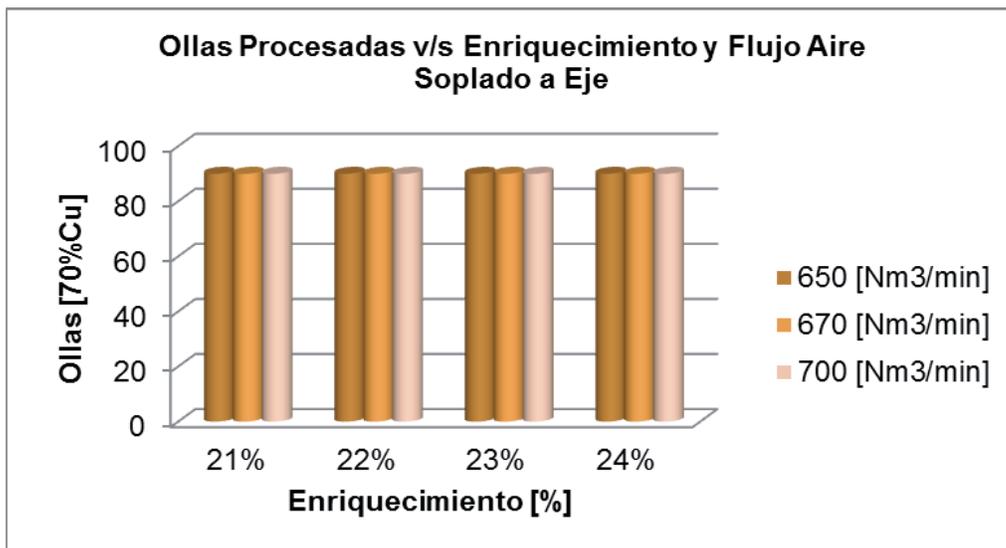


Gráfico 5.7 Ollas procesadas de metal blanco v/s enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en solpado a eje con una ley de 70% Cu.

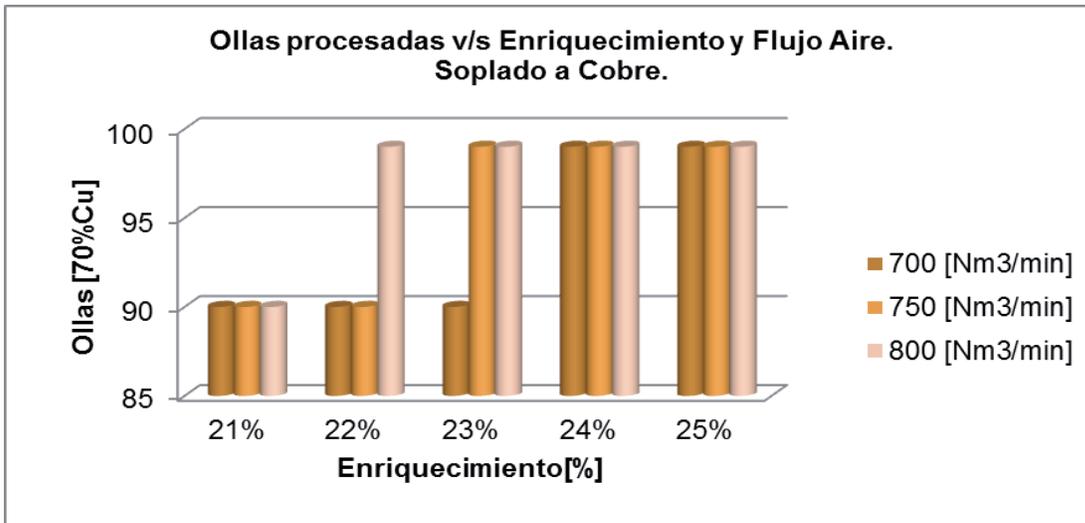
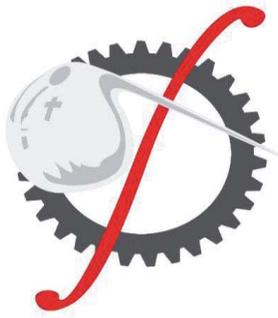


Gráfico 5.8 Ollas procesadas de metal blanco v/s enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en solpado a cobre con una ley de 70% Cu.

Teniendo un cuarto convertidor, se cumple con creces la meta de 1,4 Mton. al año de concentrado fundido.

Si se es más ambicioso, se puede pensar en aumentar la meta anual de fundición, es por esto que se evaluara la implementación de un cuarto convertidor en línea con el fin de poder ampliar esta meta, analizando los costos y ganancias que implicaría este.



## CAPITULO 6

# EVALUACIÓN ECONÓMICA PARA IMPLEMENTACIÓN DE EQUIPO

## 6 EVALUACIÓN ECONÓMICA PARA IMPLEMENTACION DE EQUIPO.

Hoy en día el proyecto que se está llevando a cabo es el potenciamiento del Horno Flash y en estudio la implementación del 4° Convertidor.

Se evaluará la implementación del 4° convertidor en línea, sus gastos de operación en la unidad de conversión y cuanto se podría aumentar la meta anual propuesta para Fundición,

### 6.1 COSTO TOTAL DEL PROYECTO

Se estudiará la posible implementación de un 4° Convertidor en línea, a un plazo de 2 años después del potenciamiento del Horno Flash. Este costo comprende en reutilizar un Horno de Tratamiento de Escorias que está en desuso, implementarlo y dejarlo operativo para usarlo como Convertidor.

Tabla 6.1 Costo Total del Proyecto.

Proyecto CPS	US\$
Implementación 4° CPS	200.000.000
Total	200.000.000

## 6.2 COSTOS DEL PROYECTO

Se ha propuesto una lista de mejoras operacionales para una mejor producción, una de ellas es el aumento del enriquecimiento de oxígeno en el proceso de conversión, disminuyendo con esto los tiempos de soplado. Pero estas mejoras, en la operación, también tienen un costo, como son de mantención, mayor consumo de oxígeno y costos en petróleo.

Por otra parte como todo buen proyecto, también hay ganancias, estas son más producción de cobre blíster y ácido sulfúrico, entre los más relevantes.

### 6.2.1 Mantención de ladrillos refractarios.

El aumento de enriquecimiento de oxígeno, demanda varios pro y contra, uno de los contras es el desgaste de los ladrillos refractarios, es por esto que se le ha recomendado a la unidad de conversión la revisión mensual y cambio de estos, principalmente a la zona de las toberas. Se prevé 6 a 7 días mensuales de mantención por Convertidor. Destacar que antes de los cambios operacionales, la mantención de los ladrillos, es cada 3 meses, si es necesario.

Tabla 7.2 Costo Insumo y obra de mano para la mantención de refractarios.

Mantención	3 CPS	4 CPS
Refractario (insumos) [US\$]	54.000	72.000
Mantención (insumos) [US\$]	57.000	76.000
Refractarios (mano de obra)[US\$]	39.600	52.800
Mantención (mano de obra) [US\$]	61.800	82.400
Total	212.400	283.200

Tabla 6.3 Costo refractarios mensual y anual

	3 CPS	4 CPS
Costo mantención por mes [US\$]	212.400	283.200
Costo mantención por Año [US\$]	2.548.800	3.398.400

Tabla 6.4 Costos mantención refractarios con un Convertidor más.

	Costo +1 CPS
Costo mantención por mes [US\$]	70.800
Costo mantención por Año [US\$]	849.600

## 6.2.2 Consumo de kerosene.

El consumo de kerosene es variable en el proceso de conversión, ya que depende de los tiempos de espera de tenga el Eje y/o Metal Blanco, las principales causas de espera que presenta la unidad, será presentado con una tabla, con sus tiempos mínimos y máximos.

Tabla 6.5 Tiempos de espera (mayor consumo de kerosene).

Mayor consumo	Mínima[ min]	Máxima [min]
Espera en refino	100	240
Espera en MB	60	360
Caída Planta Acido	30	60
Transferencias Metal	120	220

Se ha considerado el precio del kerosene en 0,6 [US/l] y su densidad en 0,8 [kg/l], considerando unas mínimas de demoras por mes y consumo promedio por convertidor, se obtiene las siguientes tablas.

Tabla 6.6 Consumo de Kerosene.

	3 CPS
Consumo de Kerosene por Carga [l]	270,9
Consumo de Kerosene por día [l]	677,25
Consumo de Kerosene por mes [l]	20.317,5

Tabla 6.7 Costo de Kerosene

	3 CPS	4 CPS
Consumo de Kerosene por Carga [US\$]	162,54	216,72
Consumo de Kerosene por día [US\$]	406,35	541,8
Consumo de Kerosene por mes [US\$]	12.190,5	16.254
Consumo de Kerosene por Año [US\$]	146.286	195.048

Tabla 6.8 Costo de consumo de Kerosene con un Convertidor más.

	Costo +1 CPS
Consumo de Kerosene por Carga [US\$]	54,18
Consumo de Kerosene por día [US\$]	135,45
Consumo de Kerosene por mes [US\$]	4.063,5
Consumo de Kerosene por Año [US\$]	48.762

Estos costos, deberían ser variables una vez implementado el cuarto convertidor, ya que no deberían tener esperas para transferir metal, ni esperas para ser cargados.

Solo se debería considerar una optimización en los tiempos de refino y moldeo.

### 6.2.3 Consumo de oxígeno.

El consumo de la Planta de Oxígeno es 300 [Kwh/ton O<sub>2</sub>], y consumo de energía eléctrica por transporte hasta las toberas del convertidor es 50 [Kwh/ton O<sub>2</sub>], mientras que el costo de la energía eléctrica es de 0,06 [US\$/Kwh]. (Datos entregados por Planta de Oxígeno, CODELCO Chuquicamata). El costo de producción de una tonelada de oxígeno, equivalente a 697,8 Nm<sup>3</sup>, es aproximadamente de 21,5 [US\$].

Se ha considerado un flujo promedio, ya que, son variados los enriquecimientos con los que se trabajan en cada convertidor.

Tabla 6.9 Consumo promedio de oxígeno.

	1 CPS	3 CPS	4 CPS
Consumo de Oxígeno por hora [Nm <sup>3</sup> ]	18.055,6	54.166,7	72.222,2
Consumo de Oxígeno por día [Nm <sup>3</sup> ]	433.333,3	1.300.000	1.733.333,3
Consumo de Oxígeno por mes [Nm <sup>3</sup> ]	13.000.000	39.000.000	52.000.000

Tabla 6.10 Costo uso de oxígeno.

	1 CPS	3 CPS	4 CPS
Consumo de Oxígeno por hora [US\$]	556,3119	1.668,9357	2.225,2476
Consumo de Oxígeno por día [US\$]	13.351,486	40.054,457	53.405,942
Consumo de Oxígeno por mes [US\$]	400.544,57	1.201.633,7	1.602.178,3
Consumo de Oxígeno por Año [US\$]	4.806.534,8	14.419.604	19.226.139

Tabla 6.11 Costo promedio uso de oxígeno con un Convertidor más.

	Costo + 1 CPS
Consumo de Oxígeno por mes [US\$]	400.544,56
Consumo de Oxígeno por Año [US\$]	4.806.534,82

## 6.3 BENEFICIOS DEL PROYECTO

### 6.3.1 Eje y/o Metal Blanco convertido.

En promedio, el Eje y/o Metal Blanco generado por el Horno de fusión, equivale aproximadamente a la mitad del Concentrado Seco fundido. La implementación de un cuarto convertidor en línea, aumentaría la capacidad de la unidad para convertir el eje proveniente de la unidad de fusión

La siguiente tabla representa la producción actual de la unidad de Conversión.

Tabla 6.12 Conversión promedio en CPS

	Actual
MB y/o Eje Convertido [Ton/ año]	653.400
Cobre Blíster [ollas/día]	20,3
Cobre Blíster [ton/día]	1.016,2
Cobre Blíster [ton/mes]	30.486,8
Cobre Blíster [ton/año]	365.842,2

Si se cumplen los cambios operacionales propuestos en el capítulo 5, el Eje y/o Metal Blanco convertido en la unidad de conversión aumentaría en un 55% app., cumpliendo con la meta anual propuesta para el plan de modernización de Fundición, con 3 Convertidores en línea y una línea de fusión.

Tabla 6.13 Conversión promedio con cambios de operación en CPS.

	3 CPS
MB y/o Eje Convertido [Ton/ año]	1.012.671
Cobre Blíster [ollas/día]	31,5
Cobre Blíster [ton/día]	1.576,43
Cobre Blíster [ton/mes]	47.292,9
Cobre Blíster [ton/año]	520.221,43

Evaluando la implementación de un cuarto Convertidor en línea, la mata convertida podría aumentar en un 96% con respecto a lo actual.

En la siguiente tabla se muestra la producción promedio con 4 convertidores en línea.

Tabla 6.14 Conversión promedio con cuatro convertidores en línea.

	4 CPS
MB y/o Eje Convertido [Ton/ año]	1.279.311
Cobre Blíster [ollas/día]	39,9
Cobre Blíster [ton/día]	1.996,67
Cobre Blíster [ton/mes]	59.900,0
Cobre Blíster [ton/año]	658.900,0

Se debe tener en consideración que si se desea implementar otro equipo a esta unidad, la siguiente etapa, la unidad de refino, debe dar abasto a este cambio, para evitar retrasos y/o esperas.

### 6.3.2 Ácido sulfúrico producido.

La producción de ácido sulfúrico en CODELCO va de la mano de la fundición de concentrado, los hornos de fusión, así como también los convertidores, estos aportan con el SO<sub>2</sub> que está presente en los gases.

En la siguiente tabla se presentará el promedio de producción de gases en la unidad de conversión, de estos gases solo el 4,5% corresponde a SO<sub>2</sub> y de este último el 96% es convertido en ácido sulfúrico.

Tabla 6.15 Gases producidos por conversión y SO<sub>2</sub> presente actualmente.

	3CPS
Gases de conversión [Nm <sup>3</sup> /hr]	80.000
Gases de conversión [Mol/hr]	3.569.197,8
SO <sub>2</sub> presente en Gases [Mol/hr]	160.613,9

Tabla 6.16 Ácido sulfúrico producido actualmente.

	Actual
Ácido sulfúrico producción [mol/hr]	154.189,3
Ácido sulfúrico producción [Ton/hr]	15,11
Ácido sulfúrico producción [Ton/día]	362,6
Ácido sulfúrico producción [Ton/mes]	10.879,6
Ácido sulfúrico producción [Ton/año]	130.555,2

Considerando un cambio operacional, los gases de conversión aumentarían, por lo tanto es importante considerar también el aumento de la capacidad de la planta de ácido.

La producción promedio de los gases de conversión sería:

Tabla 6.17 Gases producidos por conversión con cambios en la operación.

	3CPS
Gases de conversión [Nm <sup>3</sup> /hr]	90.000
Gases de conversión [Mol/hr]	4.015.347,55
SO <sub>2</sub> presente en Gases [Mol/hr]	180.690,64

Tabla 6.18 Ácido sulfúrico que puede ser producido con cambios en la operación

	3 CPS
Ácido sulfúrico producción [mol/hr]	173.463,014
Ácido sulfúrico producción [Ton/hr]	16,9993754
Ácido sulfúrico producción [Ton/día]	407,985009
Ácido sulfúrico producción [Ton/mes]	12.239,5503
Ácido sulfúrico producción [Ton/año]	146.874,603

Al incorporar un cuarto convertidor en línea, se debe tener presente que aumentaran los gases de conversión, así también la producción de ácido sulfúrico.

Las siguientes tablas es un cálculo promedio de los gases producidos por conversión y el ácido sulfúrico que se puede producir con ellos.

Tabla 6.19 Gases producidos con cuatro convertidores en línea.

	4 CPS
Gases de conversión [Nm <sup>3</sup> /hr]	116.000
Gases de conversión [Mol/hr]	5.175.336,8
SO <sub>2</sub> presente en Gases [Mol/hr]	232.890,2

Tabla 6.20 Ácido sulfúrico producido con cuatro convertidores en línea.

	4 CPS
Ácido sulfúrico producción [mol/hr]	223.574,5
Ácido sulfúrico producción [Ton/hr]	21,9
Ácido sulfúrico producción [Ton/día]	525,9
Ácido sulfúrico producción [Ton/mes]	15.775,4
Ácido sulfúrico producción [Ton/año]	189.305,1

Se debe considerar junto con la implementación de un cuarto convertidor, una mejora en la captación de gases y una futura modernización de la Planta de Acido, para cumplir con una meta de concentrado seco fundido sin riesgo.

## 6.4 ANÁLISIS COSTO- BENEFICIO.

La demanda actual que enfrenta la unidad de conversión, es poder cubrir con las exigencias del proyecto “1,4 Mton Concentrado seco”, esta se ven cubierta con el cambio de parámetros de operación en la unidad.

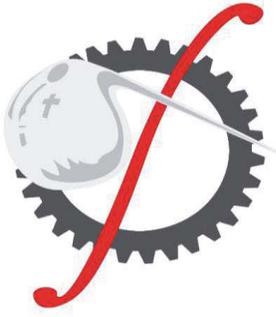
La idea de la implementación del cuarto convertidor, nace con el fin de tener una meta superior a la que se plantea al principio del plan de modernización.

Se estima, un tiempo de 2 años para la puesta en marcha del potenciamiento de la única línea de fusión que habrá en Fundición y luego ver la implementación de este equipo.

Si bien los costos de implementación del cuarto convertidor son elevados, más cuando se ha propuesto el aumento del consumo de oxígeno y mantenciones reiteradas de los ladrillos refractarios, los beneficios del proyecto son mucho más atractivos, pudiendo aumentar casi al doble la mata convertida.

El factor de riesgo a invertir es aceptable, no obstante, son muchos los factores involucrados en la unidad de conversión, como: la capacidad y optimización del Refino y Moldeo, un aumento de la capacidad de Planta de Ácido, la capacidad de las grúas y la disponibilidad o espacio en la nave.

A pesar de los factores, el análisis de costo- beneficio genera un rendimiento deseado para mirar metas altas en un futuro.



## CAPITULO 7

## CONCLUSIONES

## 7 CONCLUSIONES

Al finalizar este trabajo se puede concluir que el modelo matemático dispuesto por CODELCO para su validación, y programado en Microsoft Excel, se asemeja al proceso de conversión en Chuquicamata y responde acertadamente a la estimación de los tiempos efectivos de soplado en esta unidad.

Su error en relación a la operación, es de un 4,3%, lo cual es aceptable para hacer pruebas de simulación en distintos escenarios propuestos por ingeniería de proceso, con el fin de establecer nuevos parámetros de operación, así optimizar los tiempos de soplado en la unidad CPS, de tal forma que pueda cumplir con la meta que se desea en el nuevo proyecto de modernización que contempla para este año Fundición CODELCO Chuquicamata.

La principal variable que se manipuló fue el flujo de aire al proceso, junto con el enriquecimiento de oxígeno.

Luego de las pruebas, se concluyó que los nuevos parámetros de operación para la optimización del proceso deben ser, en soplado a eje, mayor o igual a 670 [Nm<sup>3</sup>/min] con un enriquecimiento de un 22% a 24% de oxígeno, y en soplado a cobre, debe ser mayor o igual a 750 [Nm<sup>3</sup>/min] con un enriquecimiento de 22% a 24% de oxígeno. Con esto es posible procesar todo el líquido proveniente del Horno flash en el escenario de 1,4 [Mton/año] que se espera fundir, es más, aumenta la capacidad de conversión en la unidad en un 55% con respecto al caso base.

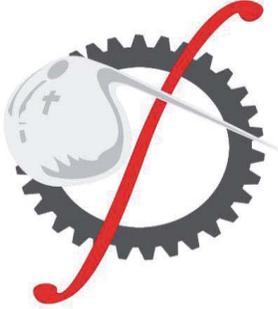
Teniendo en cuenta lo anterior se propone un estudio breve de la capacidad de la unidad en un escenario de 4 convertidores en línea.

El proyecto de implementación de un cuarto convertidor, aumenta la capacidad de la unidad de conversión, hasta en un 26%, de esta forma, se vería minimizado el paso de un proceso continuo a uno Batch, disminuiría los tiempos muertos que están presentes en el ciclo completo y se podría aumentar la meta anual de Fundición. Por lo tanto, es recomendable para la modernización de la Fundición de Chuquicamata.

En conjunto con esta futura modernización de la unidad también se propone cambios que ayudarían al proceso y al mayor control de este, como son:

- Control de Temperatura en Convertidores.

- Implementación de campana en el convertidor para no girarlo cada vez que se necesita o un sistema de alimentación por campana, esto para evitar los tiempos muertos en el ciclo.
- Informe semanal de medición de ladrillos refractarios, para el control del desgaste de estos.



## CAPITULO 8

## BIBLIOGRAFÍA

## 8 BIBLIOGRAFIA

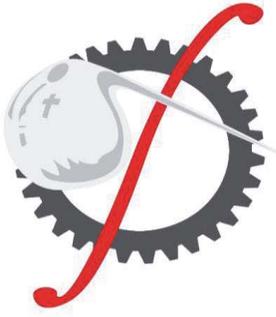
1. Acevedo, C., "Aplicación del sistema de control metalúrgico CPS en Fundición de Concentrado Codelco-Chile División Chuquicamata" Trabajo de titulación, Ingeniería civil Metalurgia, 2000, Universidad de Atacama.
2. Altman, R. y Kellogg, H.H., Trans.Inst. Minino Met.,vol.81, 1972, pp. C163-C175.
3. Ashman, D., Mc Kelliget, J., Brimacombe, J., "Mathematical model of bubble formation at the tuyere of a Copper Converter". Can. Metall. Quar., Vol 20,1981,N°4,387-395.
4. Biswas, A.K., Davenport, A. G., "Extractive metallurgy of copper", Segunda Edición, Limusa, México, 1993.
5. Bustos, A.A., Brimacombe, J. And Richards, G., " Accretion growth at the tuyeres of a Peirce-Smith copper converter" The Centre For Metallurgical Process Engineering, The University Of British Columbia Vancouver,1987,B.C. V6t 1w5, Canada.
6. Chaubal, P.C. y Nagamori M., "Thermodynamics for arsenic and antimony in copper matte converting-computer simulation", Met.Trans.B, vol.19B,1988,pp. 547-556.  
. [<http://link.springer.com/article/10.1007%2F02659145>]
7. Cruz, P., "Modelo de carguío de CPS Fundición de Concentrado Chuquicamata", Tesis Ing. Civil Met., 1999, Universidad de Concepción.
8. Díaz, C., "Thermodynamic properties of copper-slag system", Incra series on the Metallurgy of copper, New Cork, 1974.

9. Informe final, P-5004, "Comportamiento y distribución de impurezas en la Fundición de Concentrado Chuquicamata" 1992. pp 48-72.
10. Informe interno Fundición de Concentrado, "Estudio de escorias pirometalúrgicas", Fundición de Concentrado de Chuquicamata 1980.
11. Itagaki, K., Roghani, G., Font, J., "Thermodynamic study of matte smelting with Oxygen-rich gas" Mater. Trans. Japan Inst. Metals, 2001.
12. Johannsen F., Vollmer, H., Erzmetall, vol.13, 1960, pp .313-322.
13. Levenspiel, O., "Ingeniería De Las Reacciones Químicas" Segunda Edición, Editorial Reverté, 1998. pp 449-465.
14. Luraschi, A., Ahumada, J., "Pirometalurgia del cobre", Curso de Capacitación, Instituto de Ingenieros de Minas, 1999.
15. Michal, E.J., Schuhmann ,R., "With Solid Silica", J. Of Metals, July 1952, pp. 723-728.
16. Nagamori, M., Mackey, P.J., "Thermodynamics of copper matte converting: Part II Distribution of Au,Ag,Pb,Zn,Ni, Se ,Te,Bi,Sb and As from slag, matte, and metallic copper", Met. Trans. B, vol 13B, 1982, pp 319-329.  
[\[http://link.springer.com/article/10.1007%2FBF03257205\]](http://link.springer.com/article/10.1007%2FBF03257205)
17. Nagamori, M., Mackey, P.J., "Thermodynamics of copper matte converting: Part I. fundamentals of Noranda process", Met. Trans. B, vol 9B, 1978, pp 255-264.
18. Nilmani M., Lhner T., "The howard corner internacional symposium on injection in pyrometallurgy" Del 1al 3 de Julio de 1996.

19. Perry, R., "Manual del ingeniero químico", Tomo 1, Sexta Edición, Mc Graw Hill, 1998, México.
20. Roine, A., "HSC chemistry" Ver. 6.0 Copyright Outokumpu Research, Finlandia.
21. Ruddle, R.W, Taylor,B. y Bates,A.P., Trans. Inst. Mining Met., vol. 75,1986, pp. C1-C12.
22. Sánchez, M., "Pirometalurgia del cobre", I parte, Curso de Capacitación, Universidad de Concepción 1988.
23. Santander, N., Rauld, J.,"Termodinámica para metalurgistas", Saico, Santiago 1982.
24. Santander, N. "Pirometalurgia del cobre", Universidad Técnica del Estado, Santiago 1973
25. Sohn,H.Y., "The principles and practice of high temperature chemical metallurgy". Departament of metallurgical engineering, University of Utah, Usa. Del 9 al 12 de Septiembre de 2002.
26. Treybal, R., "Operaciones de transferencia de masa", Segunda Edición, McGraw-Hill, 1988, México..
27. Ellingham, H. J. T. "Reducibility of oxides and sulfides in metallurgical processes". Journal of the Society of Chemical Industry, 1944, Vol. 63, pp. 125-133.
28. Smith J.M, Van Ness H.C., Abbott M.M. 1997." Introducción a la Termodinámica en Ingeniería Química". Quinta edición, Editorial Mc. Graw Hill.
29. Holman, J:P, 1999, "Transferencia de calor", Décima reimpresión, México.

**30.** Kern, D.Q, 2001, "Procesos de transferencia de calor", Trigésima segunda reimpresión, México.

**31.** Krivsky, W.A., Schuhmann, R, Trans. AIME, Vol 209,1957.



## ANEXO A

## A. ANEXO A: Teoría.

### A.1.ANTECEDENTES TERMODINÁMICOS.

En este capítulo se presentan aspectos termodinámicos sobre los cuales se establece el análisis de las reacciones involucradas y las bases del modelo que se presentará más adelante para el proceso de conversión. Se revisan algunos conceptos y definiciones de interés para el estudio.

La primera ley de la termodinámica indica que la variación de energía interna de un sistema cerrado se puede transformar a la forma de trabajo ( $W$ ) o calor ( $Q$ ), según expresa la siguiente relación:

$$\Delta U = Q - W \quad \text{A.1}$$

Es así, mediante esta primera ley de la termodinámica, no puede preverse la evolución de un proceso.

Considerando que los procesos pirometalúrgicos ocurren a presión constante (abiertos a la atmósfera), y que la única forma posible de trabajo es la mecánica, y que el calor transferido entre el ambiente y el sistema metalúrgico son equivalentes, se establece la siguiente relación (Sánchez, 1984,2):

$$\Delta H = Q \quad \text{A.2}$$

La segunda ley, permite aplicar criterios de espontaneidad y por ende prever termodinámicamente el desarrollo de un proceso.

Esta ley, nos permite establecer un criterio de espontaneidad para un proceso, esto quiere decir, prever si puede ocurrir o no. Aparece como concepto la entropía ( $S$ ) que está dado por:

$$\Delta S = \frac{Q}{T} \quad \text{A.3}$$

Esta función busca medir el “grado de irreversibilidad de un proceso” cuando se aleja del equilibrio. Es espontáneo o irreversible sí  $\Delta S > 0$ .

La función que determina cuan espontáneo es un proceso es la energía libre de Gibbs, ( $G$ ), definida por:

$$G = H - TS \quad \text{A.4}$$

Esta relación, indica que un proceso ocurre en forma espontánea cuando se produce una disminución de la energía libre de Gibbs. Como existe una relación aproximadamente lineal entre estos parámetros, se encuentra que la formación de compuestos puede ser representada a través de rectas en diagramas de Ellingham (figura A.1), los que permiten caracterizar la estabilidad de compuestos con respecto a la temperatura: las rectas inferiores denotarán un mayor grado de espontaneidad que las superiores.

Para un sistema multicomponente (proceso pirometalúrgico), mientras menor sea este valor en módulo ( $\Delta G$ ), más estable será. Para este caso el valor de su energía libre quedará expresado por:

$$\Delta G = \sum x_i \Delta \bar{G}_i \quad \text{A.5}$$

En que  $\Delta G$  representa la energía libre total del sistema y  $\Delta \bar{G}_i$  la energía libre asociada a cada componente. El aporte de cada uno de ellos se ve reflejado por su fracción molar  $x_i$ .

Cada energía libre parcial es referida a su estado puro:

$$\Delta \bar{G}_i = \bar{G}_i - G_i^0 \quad \text{A.6}$$

El aporte parcial  $\Delta \bar{G}_i$ , también puede ponerse relativo a la actividad del componente mediante la ecuación:

$$\Delta \bar{G}_i = \bar{G}_i - G_i^0 = RT \ln a_i \quad \text{A.7}$$

El término  $a_i$  es la llamada actividad de  $i$ , que es la razón entre las fugacidades del componente  $i$  en la solución,  $f_i$  y la correspondiente a su estado puro,  $f_i^0$ .

$$a_i = f_i / f_i^0 \quad \text{A.8}$$

La expresión para la actividad de un componente,  $a_i$ , se puede expresar como función de su fracción molar  $x_i$ , y el coeficiente de actividad del constituyente  $\gamma_i$ , de acuerdo a la relación:

$$a_i = \gamma_i \cdot x_i \quad \text{A.9}$$

En otras palabras,  $a_i$  es una medida de la desviación respecto de la idealidad de un componente en la mezcla, esto es si  $\gamma_i$  se aproxima a 1,  $a_i = x_i$  y el compuesto tiende a un comportamiento ideal.

La expresión para la constante de equilibrio, en función de la temperatura se tiene la siguiente forma:

$$K = \exp\left(\frac{-\Delta G^0}{RT}\right) \quad \text{A.10}$$

Donde  $K$  es la constante de equilibrio para una reacción dada a una cierta temperatura.

Para una mezcla se tendrá la siguiente ecuación, que relaciona la constante de equilibrio con los componentes de un sistema:

$$\ln \prod_i a_i^{v_i} = K \quad \text{A.11}$$

$v_i$  = coeficientes estequiométricos para cada especie que reacciona

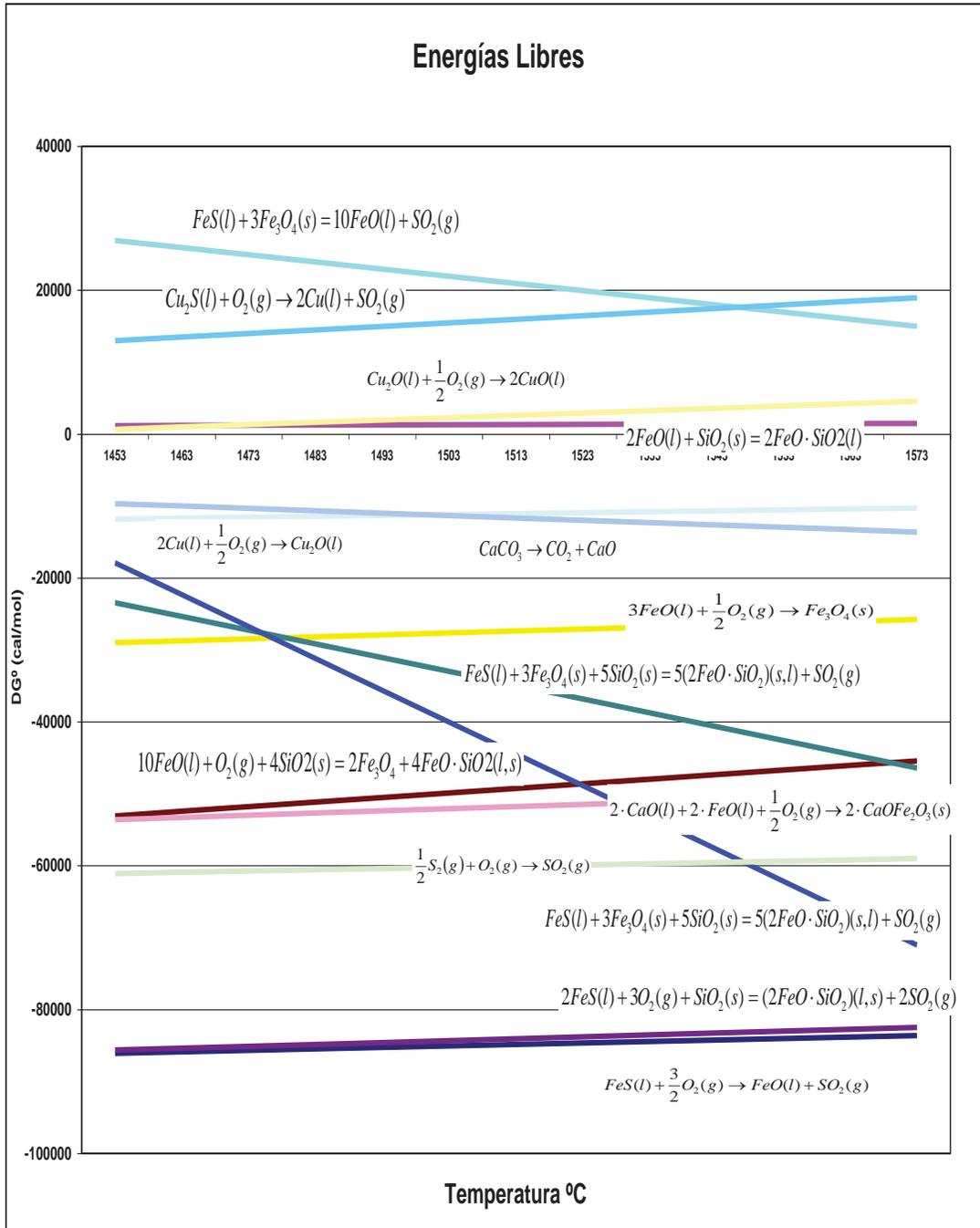


Figura A.1 Diagrama de Ellingham (1944), *J. Soc. Chem. Ind. (London)*

## **A.2 REACCIONES DE CONVERSIÓN.**

El proceso de conversión de matas de cobre es una oxidación selectiva en el estado líquido, con el fin de eliminar la mayor parte del hierro y del azufre contenido en ellas.

Esta selectividad está justificada termodinámicamente, como puede apreciarse con una simple comparación de datos de energía libre (tabla A.1). De este modo, el proceso se divide en dos etapas: la primera etapa de soplado a escoria y la etapa de soplado a cobre.

La conversión es un proceso autógeno dado que la mayoría de las reacciones son fuertemente exotérmicas.

Las reacciones químicas que ocurren en el proceso son conocidas y han sido dadas a conocer a través de un sinnúmero de publicaciones (Santander 1982, 25 ; Biswas, 1993,4), de igual forma sus respectivos datos termodinámicos (Santander, 1973, 26; HSC versión 2.0, 22). A continuación se plantea en este trabajo, la información obtenida luego de una recopilación bibliográfica.

Tabla A.1 Resumen datos energía libre de Gibbs de las reacciones en la conversión. (Santander, 1973,26; HSC versión 2.0, 22)

REACCIONES DE CONVERSIÓN	ENERGIAS LIBRES DE GIBBS [CAL/MOL] (T° en °K)	1200°C]	1300°C]	CONSTANTE DE EQUILIBRIO 1200 [°C]
$FeS(l) + \frac{3}{2}O_2(g) \rightarrow FeO(l) + SO_2(g)$	$\Delta G_T^0 = -115880 + 20,5 \cdot T$	-85684	-83634	$5,1 \times 10^{12}$
$2FeO(l) + SiO_2(s) = 2FeO \cdot SiO_2(l)$	$\Delta G_T^0 = -2606,2 + 2,6 \cdot T$	1224	1484	$6,58 \times 10^{-1}$
$3FeO(l) + \frac{1}{2}O_2(g) \rightarrow Fe_3O_4(s)$	$\Delta G_T^0 = -67785 + 26,7 \cdot T$	-28456	-25786	$1,67 \times 10^4$
$FeS(l) + 3Fe_3O_4(s) = 10FeO(l) + SO_2(g)$	$\Delta G_T^0 = 171340 - 99,41 \cdot T$	24909	14968	$2,01 \times 10^{-4}$
$2FeS(l) + 3O_2(g) + SiO_2(s) = (2FeO \cdot SiO_2)(l,s) + 2SO_2(g)$	$\Delta G_T^0 = -123840 + 26,3 \cdot T$	-85100	-82470	$4,24 \times 10^{12}$
$10FeO(l) + O_2(g) + 4SiO_2(s) = 2Fe_3O_4 + 4(2FeO \cdot SiO_2)(l,s)$	$\Delta G_T^0 = -145780 + 63,8 \cdot T$	-51803	-45423	$4,86 \times 10^7$
$FeS(l) + 3Fe_3O_4(s) + 5SiO_2(s) = 5(2FeO \cdot SiO_2)(s,l) + SO_2(g)$	$\Delta G_T^0 = 254701 - 191,42 \cdot T$ Rango (298K-1478K) $\Delta G_0^T = 624985 - 442,46 \cdot T$ Rango (1478K-1808K)	-27261	-71005	$1,11 \times 10^4$

REACCIONES DE CONVERSIÓN	ENERGIAS LIBRES DE GIBBS [CAL/MOL] ( $T^\circ$ en $^\circ\text{K}$ )	1200 $^\circ\text{C}$	1300 $^\circ\text{C}$	CONSTANTE DE EQUILIBRIO 1200 [ $^\circ\text{C}$ ]
$\text{Cu}_2\text{S}(l) + \text{O}_2(g) \rightarrow 2\text{Cu}(l) + \text{SO}_2(g)$	$\Delta G_T^0 = -55070 + 6,22 \cdot T \log T - 9,57 \cdot T$	-40139	-38847	$9,04 \times 10^5$
$2\text{Cu}(l) + \frac{1}{2}\text{O}_2(g) \rightarrow \text{Cu}_2\text{O}(l)$	$\Delta G_T^0 = -33300 - 3,92 \cdot T \log T + 27,17 \cdot T$	-11572	-10273	$5,21 \times 10^1$
$\text{Cu}_2\text{O}(l) + \frac{1}{2}\text{O}_2(g) \rightarrow 2\text{CuO}(l)$	$\Delta G_T^0 = -46262 + 32,3 \cdot T$	1315	4546	$6,38 \times 10^{-1}$
$\text{Cu}_2\text{S}(l) + \text{Cu}_2\text{O}(l) \rightarrow 6\text{Cu}(l) + \text{SO}_2(g)$	$\Delta G_T^0 = 21229 - 22,91 \cdot T$	-12517	-14808	
$\frac{1}{2}\text{S}_2(g) + \text{O}_2(g) \rightarrow \text{SO}_2(g)$	$\Delta G_0^T = -86252 + 17,31 \cdot T$	-60754	-59023	$1,03 \times 10^9$

## A.2.1 Reacciones etapa de soplado a escoria.

La primera etapa que se realiza en la conversión es el llamado soplado a escoria.

En ella se pretende obtener la escorificación total del  $Fe$  y obtener también la eliminación del Azufre asociado a este, para dar como producto final metal blanco, luego del cual se dará inicio a la etapa de soplado a cobre.

El eje líquido cargado al convertidor es oxidado para eliminar en primer lugar el azufre asociado al hierro. La reacción principal en esta etapa es la siguiente:



$$\Delta G_T^0 = -115880 + 20,5 \cdot T \quad [\text{cal/mol FeS}] \quad A.13$$

$$\Delta H_T^0 = -118890 + 2 \cdot T \quad [\text{cal/mol FeS}] \quad A.14$$

$$\Delta S_T^0 = -22,463 + 0,0013 \cdot T \quad [\text{cal/molFeS}^\circ\text{K}] \quad A.15$$

En la tabla A.1 se aprecia que en los rangos de temperatura de interés en la conversión, la reacción es muy exotérmica, exoentrópica y espontánea por sobre todas las otras reacciones, justificando así, la selectividad de la conversión.

Esta reacción es la que genera mayor cantidad de energía por mol, durante todo el ciclo, debido a que es fuertemente exotérmica  $\Delta H \ll 0$  (1200-1300°C). Se observa que al aumentar la temperatura su espontaneidad disminuye fuertemente, así como también disminuye el efecto exotérmico aunque en menor medida.

Durante el proceso de conversión es necesario agregar un fundente ( $SiO_2$ ), que permita acomplejar el  $FeO$  en una escoria Fayalita ( $2FeO \cdot SiO_2$ ) de manera de controlar la formación de magnetita ( $Fe_3O_4$ ) y evitar los efectos perjudiciales sobre la operación. La reacción de acomplejamiento es la siguiente:



$$\Delta G_T^0 = -2606,2 + 2,6 \cdot T \quad [cal/mol SiO_2] \quad A.17$$

$$\Delta H_T^0 = -9711,4 + 4,7 \cdot T \quad [cal/mol SiO_2] \quad A.18$$

$$\Delta S_T^0 = -7,3338 + 0,0031 \cdot T \quad [cal/mol SiO_2^\circ K] \quad A.19$$

Los valores de  $\Delta G_T^0$  en el rango de temperatura (1200°C-1300°C) para esta reacción son levemente positivo en comparación con las energías libres de otras reacciones, mostrando además que en la medida que aumenta la temperatura el valor de  $\Delta G_T^0$  se incrementa haciéndose menos espontánea. Se observa además en la tabla A.1 que la constante de equilibrio no es grande, debido a que la actividad del *FeO* a estas temperaturas es elevada y la cinética de la reacción es muy rápida, razón por la cual será inevitable la formación de magnetita en el convertidor de acuerdo a la siguiente reacción:



$$\Delta G_T^0 = -67785 + 26,7 \cdot T \quad [cal/mol FeO] \quad A.21$$

$$\Delta H_T^0 = -63444 - 3 \cdot T \quad [cal/mol FeO] \quad A.22$$

$$\Delta S_T^0 = 23,81 - 0,0006 \cdot T \quad [cal/mol FeO^\circ K] \quad A.23$$

El valor de  $\Delta G_T^0$  de la reacción A.20 es negativo en el rango de temperatura de operación pero decrecen con el incremento de esta. De este modo, la formación de magnetita disminuirá con el aumento de temperatura. El efecto térmico de un exceso de formación de magnetita traerá

consigo un aumento de temperatura en el convertidor, ya que, la reacción que la genera es fuertemente exotérmica, motivo por el cual se producirá un desgaste de refractarios.

En el baño del convertidor se produce además la siguiente reacción de reducción de la magnetita denominada flotación de eje, debido a que el  $SO_2$  generado arrastra partículas de eje a la fase escoria:



$$\Delta G_T^0 = 171340 - 99,41 \cdot T \quad [cal/mol FeS] \quad A.25$$

$$\Delta H_T^0 = 171340 \quad [cal/mol FeS] \quad A.26$$

$$\Delta S_0^T = 99,41 \quad [cal/mol FeS^\circ K] \quad A.27$$

La reacción anterior, dado su  $\Delta H_T^0$  positivo, es una de las pocas que requiere energía para que se produzca. El  $\Delta G_T^0$  para la reacción A.24 es positivo entre las temperaturas de conversión (1200°C a 1300°C), recién sobre los 1450°C se vuelve negativo, dándole un carácter espontáneo a la reducción de magnetita.

La reacción que también se puede verificar, y que se produce por la combinación de las ecuaciones A.12 y A.16, es la oxidación del sulfuro de hierro con el acomplejamiento del  $FeO$ :

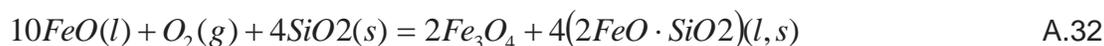


$$\Delta G_T^0 = -123840 + 26,3 \cdot T \quad [cal/mol FeS] \quad A.29$$

$$\Delta H_T^0 = -133300 + 6,1 \cdot T \quad [cal/mol FeS] \quad A.30$$

$$\Delta S_T^0 = -32,415 + 0,0039 \cdot T \quad [cal/mol FeS^\circ K] \quad A.31$$

Las ecuaciones A.16 y A.20 dan lugar al acomplejamiento del FeO con formación de magnetita.

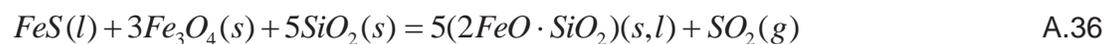


$$\Delta G_T^0 = -145780 + 63,8 \cdot T \quad [cal/molFeO] \quad A.33$$

$$\Delta H_T^0 = -166310 + 13,5 \cdot T \quad [cal/molFeO] \quad A.34$$

$$\Delta S_T^0 = -77,224 + 0,0088 \cdot T \quad [cal/molFeO^\circ K] \quad A.35$$

La reacción combinada de A.16 y A.24, tiene lugar a:



$$\Delta G_T^0 = 254701 - 191,42 \cdot T \quad [cal/mol FeS] \quad A.37$$

Rango (298K-1478K)

$$\Delta G_0^T = 624985 - 442,46 \cdot T \quad [cal/mol FeS] \quad A.38$$

Rango (1478K-1808K)

$$\Delta H_T^0 = 315934 \quad [cal/mol FeS] \quad A.39$$

Para la reacción A.37, el  $\Delta G_T^0$  empieza a ser negativo a los 1058°C y disminuye con la temperatura del baño. En este sentido su espontaneidad será favorecida, más que la reacción A.24.

Las reacciones A.28, A.32 y A.36 dan lugar en el rango de conversión a que se produzca la escoria fayalita ( $2FeO \cdot SiO_2$ ) ya que sus energías libres son fuertemente negativas, en relación al  $\Delta G_0^T$  de la ecuación A.24.

El conjunto de reacciones mostradas anteriormente ocurren en la primera etapa de conversión, una vez eliminado el *Fe* presente, vía escoriado y el azufre ligado a este, se ha conseguido aumentar la ley de cobre desde un 62% a un 80% aproximadamente, luego de esto se inicia la etapa de soplado a cobre donde del mayor constituyente  $Cu_2S$  en esta etapa elimina el azufre para producir cobre metálico.

Al final de la etapa de soplado a escoria se encuentran en equilibrio dos fases líquidas inmiscibles: escoria de fayalita la que se encuentra cercana a la saturación con magnetita y una fase sulfurada rica en cobre denominada metal blanco.

## A.2.2 Reacciones etapa de soplado a cobre.

En la segunda etapa, una vez retirada la escoria del convertidor, se produce la oxidación del  $Cu_2S$  eliminando el azufre, con la subsiguiente producción de cobre metálico.

Las reacciones de la segunda etapa son:

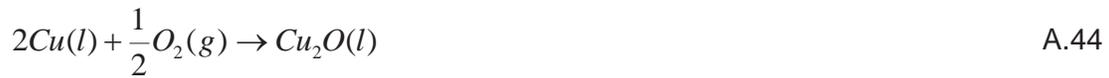


$$\Delta G_r^0 = -55070 + 6,22 \cdot T \log T - 9,57 \cdot T \quad [\text{cal/mol } Cu_2S] \quad A.41$$

$$\Delta H_r^0 = -55070 - 21,85 \cdot T \quad [\text{cal/mol } Cu_2S] \quad A.42$$

$$\Delta S_r^0 = -6,22 \log T - 12,28 \quad [\text{cal/mol } Cu_2S^\circ K] \quad A.43$$

Puesto que la temperatura aumenta, el  $\Delta G_r$  de la principal reacción de conversión (tabla A.1) se hace menos espontánea. En la medida que el ciclo avanza el cobre se empieza a depositar sobre la línea de toberas, ya que tiene una mayor densidad que el resto de los componentes, por lo que antes de oxidar completamente  $Cu_2S$  ocurre la siguiente reacción de oxidación del cobre:



$$\Delta G_T^0 = -33300 - 3,92 \cdot T \log T + 27,17 \cdot T \quad [\text{cal/mol Cu}] \quad A.45$$

$$\Delta H_T^0 = -33,300 + 1,69 \cdot T \quad [\text{cal/mol Cu}] \quad A.46$$

$$\Delta S_0^T = -3,92 \cdot \log T - 25,48 \quad [\text{cal/molCu}^\circ\text{K}] \quad A.47$$

Durante el proceso, el cobre puede alcanzar su estado más oxidado:



$$\Delta G_T^0 = -46262 + 32,3 \cdot T \quad [\text{cal/mol Cu}_2\text{O}] \quad A.49$$

$$\Delta H_T^0 = 2 \cdot 10^{-3} \cdot T^2 - 4,7 \cdot T - 42839 \quad [\text{cal/mol Cu}_2\text{O}] \quad A.50$$

$$\Delta S_T^0 = 10^{-6} \cdot T^2 - 0,0028 \cdot T - 30,3 \quad [\text{cal/mol Cu}_2\text{O } ^\circ\text{K}] \quad A.51$$

La energía libre de esta sobre oxidación del cobre de 1200°C a 1300°C es positiva por lo tanto no debiera ocurrir sino hasta el final del soplado, cuando la presencia de  $CuO$  aumente generándose por el mismo motivo anterior en la zona de toberas las primeras trazas de  $Cu_2O$ .

Sin embargo, el  $Cu_2O$  en presencia de  $Cu_2S$  no tiene estabilidad, ya que es reducido de acuerdo con la siguiente reacción:



$$\Delta G_T^0 = 21229 - 22,91 \cdot T \quad [\text{cal/mol } Cu_2S] \quad A.53$$

$$\Delta H_T^0 = 505721 - 317 \cdot T \quad [\text{cal/mol } Cu_2S] \quad A.54$$

$$\Delta S_T^0 = 345745 - 211 \cdot T \quad [\text{cal/mol } Cu_2S^\circ K] \quad A.55$$

También se produce reacciones secundarias a esta que hemos analizado como es el caso de:



$$\Delta G_T^0 = -17580 + 5,025 \cdot T \quad A.57$$

El  $\Delta G_T$  de la reacción es negativo a medida que aumenta la temperatura, una vez acabado el azufre y llegando al final del ciclo la actividad de  $Cu_2S$  va disminuyendo.

Las reacciones que se producen durante esta etapa son menos exotérmicas que las que se producen durante el soplado a escoria, esta última, es la etapa en que se genera la mayor cantidad de energía por mol de componente.

### A.2.3 Reacciones en fase homogénea gaseosa.

Cuando se ha eliminado tanto azufre que la existencia de  $Cu_2S$  no tiene validez como fase, entonces la fase metálica tiene un límite de azufre contenido en el baño (Figura A.5). En este punto, la continuación del soplado de aire conduce a la siguiente reacción de disolución:



$$\Delta G_0^T = -86252 + 17,31 \cdot T \quad [\text{cal/mol SO}_2] \quad \text{A.59}$$

$$\Delta H_0^T = -86252 \quad [\text{cal/molSO}_2] \quad \text{A.60}$$

$$\Delta S_0^T = 17,31 \quad [\text{cal/mol SO}_2^\circ\text{K}] \quad \text{A.61}$$

Esta reacción es espontánea y exotérmica, lo que indica que alcanzará una conversión prácticamente total. No obstante, debido a condiciones de transferencia de masa, este azufre remanente no será eliminado sino hasta llegar al refino.

### A.3 ANÁLISIS DE EQUILIBRIO TERMODINÁMICO.

Hasta ahora, se ha analizado el efecto de la temperatura sobre las reacciones a través de criterios de espontaneidad y su efecto térmico. Por consiguiente, el objetivo de esta parte es determinar el efecto de la temperatura, la presión y la composición inicial sobre las conversiones en equilibrio de las reacciones químicas. (Smith, Van Ness, Abbott, 1997, 30)

#### A.3.1 Etapa de soplado a Escoria

Para la reacción de oxidación del  $FeS$  (ec.A.12), de la ecuación A.11 se tiene que:

$$K_1 = \frac{a_{FeO} \cdot p_{SO_2}}{a_{FeS} \cdot p_{O_2}^{3/2}} \quad \text{A.62}$$

De la tabla A.1 se observa que  $K \gg 1$  por lo que a través de la constante se puede observar que el equilibrio se encuentra totalmente desplazado hacia los productos.

El valor de la constante de equilibrio queda fijo a la temperatura del proceso, considerando constantes las presiones del  $SO_2$  y la  $a_{FeO}$ , controladas por la presencia de sílice, se relaciona el comportamiento de la  $a_{FeS}$  con respecto a la presión de oxígeno. Esto es:

$$pO_2 = Cte_1 \cdot aFeS^{-2/3} \quad A.63$$

Como la actividad del  $FeS$  disminuye con el avance del ciclo, la  $pO_2$  aumentará de manera importante debido a que depende de esta, en una potencia de 2/3. Además,  $K_1$  es de orden 12, a la temperatura de conversión.

La presión de  $SO_2$  queda determinada por la eficiencia del oxígeno y la fracción volumétrica (enriquecimiento) del oxígeno, de la siguiente forma:

$$pSO_2 = \frac{2}{3} \cdot n_{O_2} \cdot x_{O_2} \quad A.64$$

De la misma forma, el comportamiento de la magnetita con respecto al potencial de oxígeno se puede observar con el equilibrio de formación de magnetita (ec.A.20).

$$K_2 = \frac{aFe_3O_4}{aFeO^3 \cdot pO_2^{1/2}} \quad A.65$$

Para la temperatura de equilibrio,  $K_2$  es constante. Luego, como  $aFeO$  es constante se tiene:

$$aFe_3O_4 = Cte_2 \cdot pO_2^{1/2} \quad A.66$$

La constante de equilibrio para esta reacción no es tan alta (orden 3 a 4) en comparación a  $K_1$ , lo que indica que esta será una reacción en serie con la anterior. No obstante, como la presión de oxígeno aumenta rápidamente, la  $aFe_3O_4$  lo hará de igual manera con la raíz cuadrada de la presión de  $O_2$ .

Si se considera la reacción de reducción de la magnetita por el  $FeS$ , con  $aFeO$ ,  $pSO_2$  y  $K_3$  constantes, se tiene que a partir de ecuación A.24:

$$K_3 = \frac{aFeO^{10} \cdot pSO_2}{aFeS \cdot aFe_3O_4^3} \quad A.67$$

Se obtiene la dependencia de la actividad de la magnetita con el sulfuro de hierro:

$$aFe_3O_4 = Cte_3 \cdot aFeS^{-1/3} \quad A.68$$

Por lo tanto, el poder reductor del  $FeS$  sobre  $aFe_3O_4$  disminuirá notoriamente según esta reacción debido a que la  $K_3$  y la  $aFeO$  es menor que uno y está elevada a 10.

Como el eje es prácticamente una solución formada por  $FeS$  y  $Cu_2S$ , se puede considerar para matas superiores al 60% en Cu que la actividad para el  $Cu_2S$  puede ser considerada como ideal (Sánchez, 1988, 24). Desarrollando, se tiene:

$$aCu_2S = xCu_2S \quad A.69$$

$$xCu_2S + xFeS = 1 \quad A.70$$

$$\frac{aFeS}{\gamma_{FeS}} = xFeS = 1 - xCu_2S \quad A.71$$

Donde  $xCu_2S$ ,  $xFeS$  es la fracción molar en la mata. De acuerdo a esto y reemplazando en ec. A.68 se tiene:

$$aFe_3O_4 = Cte \cdot [\gamma_{FeS} \cdot (1 - xCu_2S)]^{-1/3} \quad A.72$$

Como el coeficiente de desviación del  $FeS$  es siempre positivo y cercano a uno, no cambia la tendencia de la ecuación y se puede simplificar a:

$$aFe_3O_4 = Cte \cdot [(1 - xCu_2S)]^{-1/3} \quad A.73$$

De acuerdo con lo anterior, en la medida que aumente la ley de cobre se incrementará su fracción molar y la formación de magnetita.

Esto indica que al finalizar el soplado a escoria, o frente a leyes altas en cobre, la producción de magnetita es inevitable.

### A.3.2 Etapa de soplado a Cobre.

La reacción de oxidación del sulfuro de cobre (ec A.40) se hace menos espontánea con el incremento de la temperatura, este efecto se ve acrecentado considerando que la actividad del  $Cu_2S$  disminuye con el avance del ciclo.

Analizando el equilibrio, se tiene que al final del soplado a cobre blíster se puede considerar que la  $aCu$  es aproximadamente 1, luego, se puede establecer la siguiente igualdad:

$$K_4 = \frac{aCu^2 \cdot pSO_2}{aCu_2S \cdot pO_2} = \frac{\left( \frac{pSO_2}{pO_2} \right)}{aCu_2S} \quad A.74$$

De la ecuación de oxidación del metal (ec. A.44) se tiene que:

$$K_5 = \frac{aCu_2O}{aCu^2 \cdot pO_2^{1/2}} \quad A.75$$

A la temperatura del proceso se tiene que:

$$aCu_2O = Cte_5 \cdot pO_2^{1/2} \quad A.76$$

El equilibrio para la fase gaseosa (ec A.56) se establece como:

$$K_6 = \frac{pSO_2}{pO_2 \cdot pS_2^{1/2}} \quad A.77$$

Mientras haya suficiente azufre, la  $pSO_2$  se mantendrá constante.

Al final del ciclo, en la medida que la actividad de  $Cu_2S$  disminuye, se tiene menos azufre disponible en el baño por lo que la razón ( $pSO_2 / pO_2$ ) y la  $pS_2^{1/2}$  disminuirán aumentando el contenido de  $O_2$  disuelto en el baño (aumento de  $pO_2$ ) y por lo tanto favoreciendo la formación de  $Cu_2O$ . El equilibrio de la ec. A.52 viene dado por:

$$K_7 = \frac{aCu^6 \cdot pSO_2}{aCu_2S \cdot aCu_2O^2} \quad A.78$$

Para el equilibrio de la ec. A.56 se tiene:

$$K_8 = \frac{aCu_s S}{aCu \cdot pS_2^{1/4}} \quad A.79$$

## A.4 DIAGRAMAS DE FASES DE UTILIDAD EN CONVERSIÓN

### A.4.1 Diagrama de potencial químico para el proceso de conversión.

El diagrama de fases es una herramienta fundamental para el tratamiento termodinámico de un sistema. La termodinámica del sistema de fusión de cobre consistente de Cu-Fe-S-O-SiO<sub>2</sub> se ilustra mediante el diagrama de potencial de equilibrio  $pO_2$  v/s  $pS_2$ . La figura A.2 muestra el diagrama isoterma a 1300°C.

El diagrama muestra el análisis de reacciones realizado anteriormente, la región pqrstp de la figura A.2, están en equilibrio dos fases líquidas, eje y escoria, con una fase gaseosa. La línea tp corresponde a 1[atm] de SO<sub>2</sub>, esta indica el límite superior donde pueden coexistir el eje y la escoria con una fase gaseosa a presión atmosférica. La línea st se calculó basada en datos de actividad de FeO y corresponde a una escoria de silicato de hierro saturada, tanto en sílice, como en magnetita, sobre esta línea la escoria de silicato de hierro no es estable debido a la separación de magnetita sólida.

La línea pq, representa una escoria saturada de sílice en equilibrio con un eje FeS- FeO, no es posible la coexistencia del eje y la escoria, solo existirá un sulfuro de hierro líquido.

La línea rs, representa la coexistencia de cobre líquido y  $\text{Cu}_2\text{S}$  en equilibrio con una escoria de silicato de hierro.

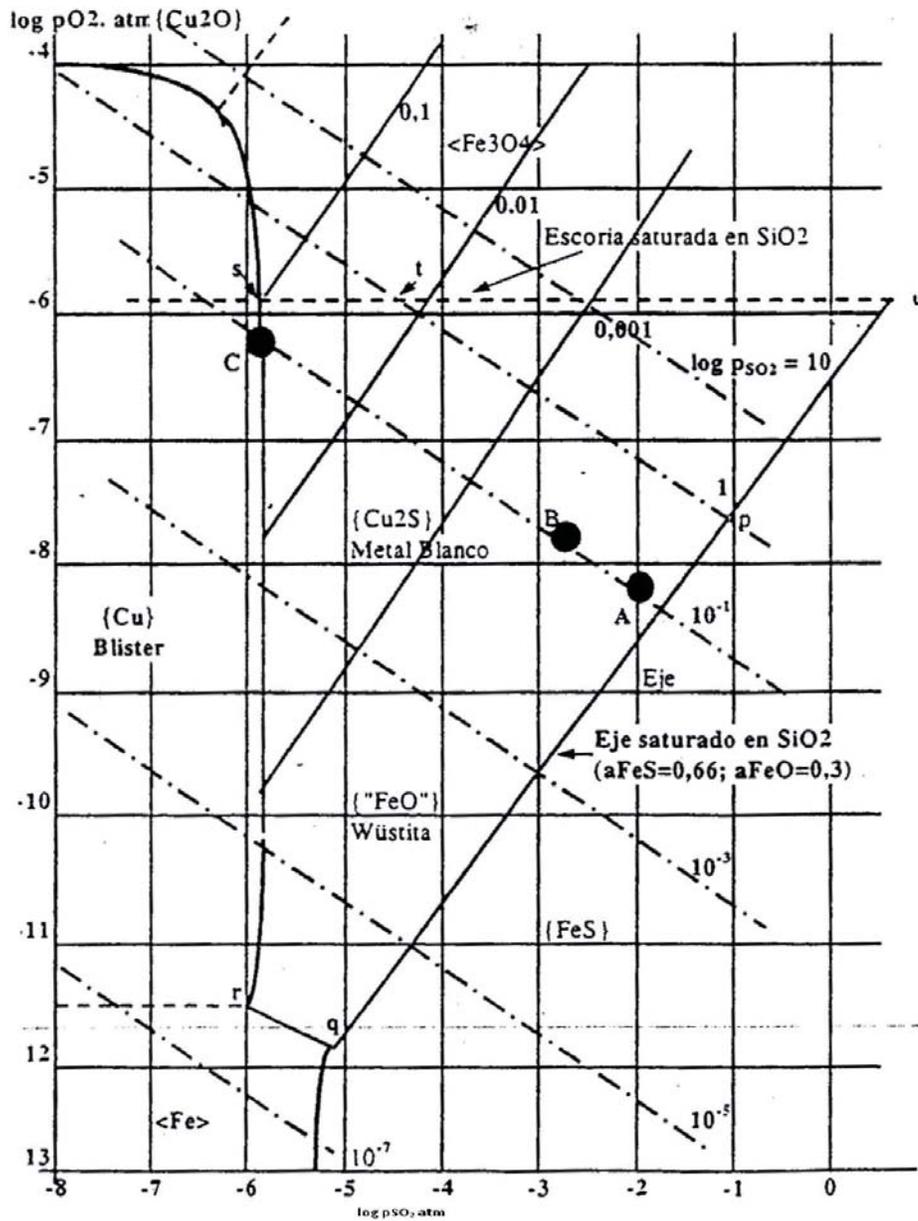


Figura A.2 Diagrama de Potencial Químico de Equilibrio Isotérmico para el sistema

Cu-Fe-S-O- $\text{SiO}_2$  (Luraschi, 1999)

#### A.4.2 Diagrama representativo de soplado a escoria.

El FeS se oxida a FeO, el cual es un compuesto muy reactivo, particularmente frente al oxígeno y a los refractarios. El FeO es un óxido básico que tiene un punto de fusión cercano a los 1380°C cuando se encuentra en estado puro, es termodinámicamente inestable en presencia de aire ya que tiende a oxidarse a Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>. Para minimizar la actividad química de este óxido, debe ponerse en contacto con un óxido ácido que no interfiera en el proceso. Tales características las presenta la sílice, que al momento de ser agregada tiende a acomplejar al hierro y formar escoria fayalita 2FeO·SiO<sub>2</sub>

La fayalita, corresponde a un compuesto intermedio de bajo punto de fusión como se aprecia en el diagrama binario de fases FeO-SiO<sub>2</sub> (Figura A.3)

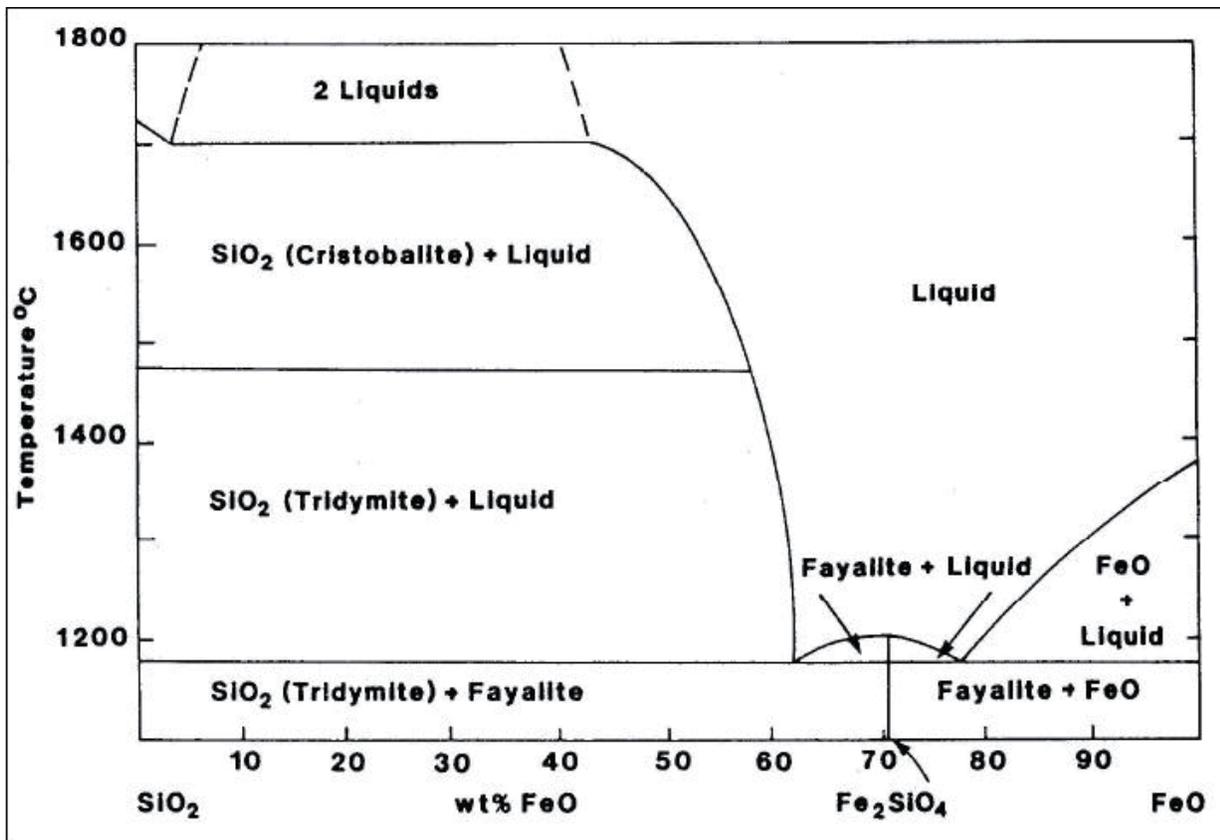


Figura A.3 Diagrama binario FeO- SiO<sub>2</sub> (Luraschi, 1999)

La presencia del SiO<sub>2</sub> permite disminuir las temperaturas de fusión de los óxidos tal como se muestra en la figura A.3. Dicho de otro modo, se requiere una menor temperatura para que el

hierro forme una fase de escoria completamente fundida y pueda ser extraído del baño inicial dejando al cobre como una única fase compuesta por  $\text{Cu}_2\text{S}$ .

La utilización del diagrama binario  $\text{FeO-SiO}_2$  en la interpretación del proceso, puede considerarse sólo como primera aproximación, debido a que en este diagrama no se incluye el efecto de la magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ).

La magnetita se forma durante esta etapa producto de la sobre oxidación del hierro. Esta oxidación es secuencial, es decir, todo el  $\text{FeS}$  reacciona a  $\text{FeO}$  en una primera etapa y luego éste es sobreoxidado a  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ . La formación de magnetita ocurre mayoritariamente en las inmediaciones de las toberas debido a la alta concentración de oxígeno en dichas zonas.

Para realizar un análisis más representativo se debe considerar por lo tanto el diagrama ternario  $\text{FeO-Fe}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ . (Figura A.4)

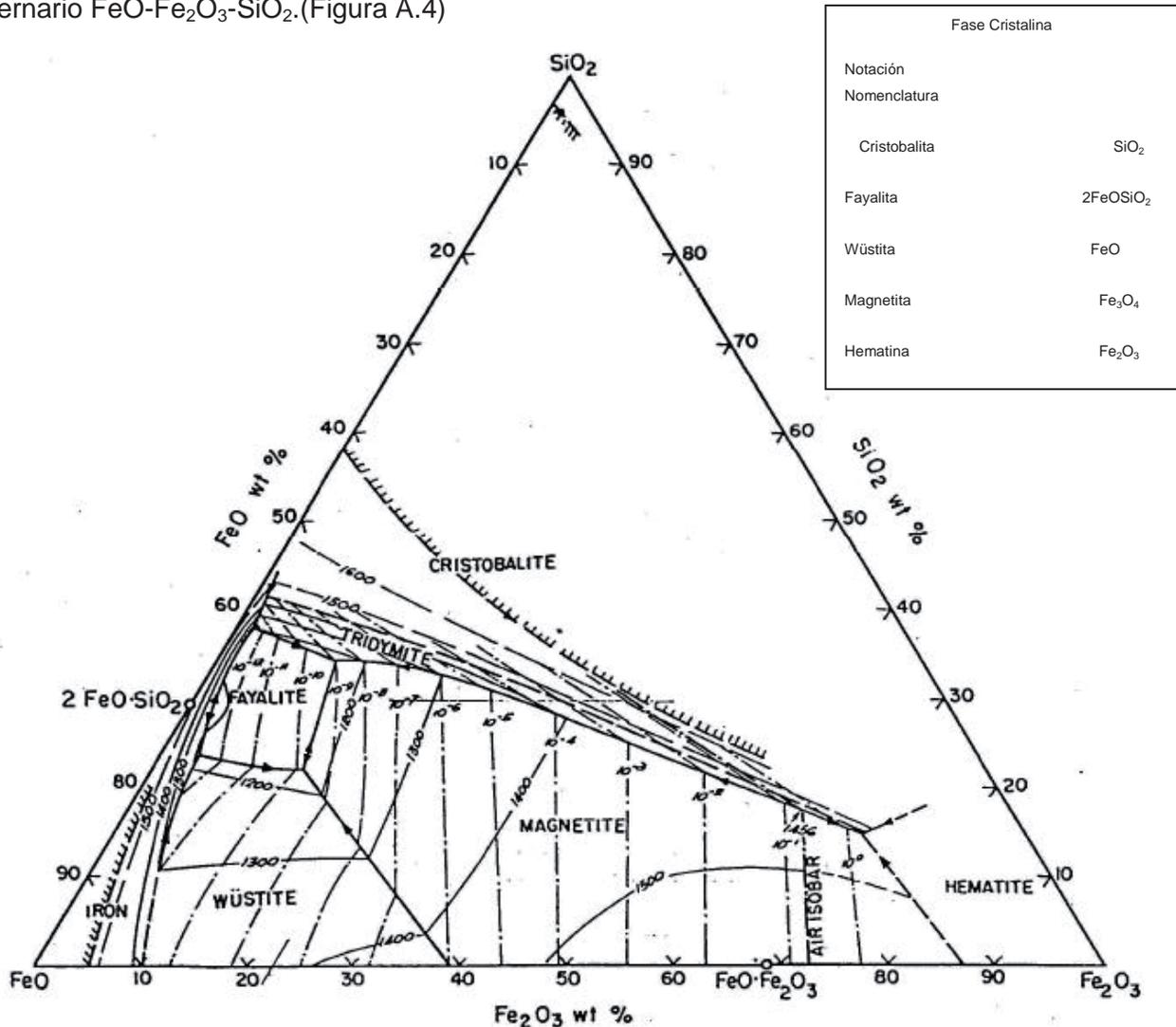


Figura A.4 Diagrama Ternario  $\text{FeO-SiO}_2\text{-Fe}_2\text{O}_3$ . (Luraschi, 1999)

Este sistema de escorias posee las mismas características termodinámicas que aquellas formadas en la etapa de fusión. Entre otras, aceptan una cantidad importante de magnetita disuelta, lo que sumado al alto grado de oxidación durante la conversión, alcanza valores mayores a un 20% en peso de  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , aumentando la viscosidad de la fase y en consecuencia afectando directamente las pérdidas de cobre producto del atrapamiento mecánico ocasionado en el proceso de agitación, decantación y especialmente durante el escoriado.

### **A.4.3 Diagrama representativo de soplado a cobre blíster.**

Una vez finalizado el soplado a escoria y retirada la fase del convertidor, se debe eliminar, desde el metal blanco ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ) remanente, el azufre a su forma de  $\text{SO}_2$  por oxidación mediante soplado con aire o aire enriquecido con oxígeno.

El cobre metálico fundido, Blíster, se forma en el convertidor por una combinación de las reacciones A.40, A.44, A.48, A.52.

Estas reacciones son exotérmicas y muy espontáneas dentro del rango de temperaturas de operación, siendo una práctica común enfriar el horno añadiendo carga fría, para evitar sobrecalentamientos que conllevan diluciones excesivas de cobre en la escoria de esta etapa.

La secuencia de las reacciones químicas que permiten la generación del Blíster puede ser explicada a partir de un análisis del sistema binario Cu-S (Figura A.5).

De acuerdo al diagrama y sus indicadores a, b, c y d señalados en la Figura A.5, para una temperatura de operación de  $1200^\circ\text{C}$  se tienen las siguientes etapas:

- a) Iniciado el soplado, el metal blanco, cuya composición en peso es cercana a 80 y 20% para cobre y azufre, respectivamente, (punto a), pierde azufre de acuerdo a la reacción A.40, formando  $\text{SO}_2$  generando una fase líquida compuesta de  $\text{Cu}_2\text{S}$  deficiente en azufre. Esta reacción tiene lugar hasta que la fase líquida alcanza una composición de azufre de 19.4% en peso (punto b).
- b) Al disminuir el nivel de azufre bajo un 19.4%, se entra en la región bifásica de inmiscibilidad líquido-líquido compuesta por metal blanco deficiente en azufre (composición punto b) y cobre Blíster (composición punto c). A medida que continúa el soplado, ocurre una progresiva eliminación del azufre desde el metal blanco deficiente,

disminuyendo la proporción de éste hasta consumirlo por completo y dejar sólo cobre Blíster (punto c).

- c) Al oxidarse completamente el metal blanco comienza una nueva región de equilibrio correspondiente a aquel de azufre disuelto desde una composición en peso 0 a 1.2% en cobre Blíster. El azufre final se elimina mediante una inyección adicional de aire, procurando evitar la oxidación de cobre metálico a  $\text{Cu}_2\text{O}$ .

La utilización del diagrama supone que durante el soplado no existe disolución de oxígeno. Lo anterior, pese a que no representa completamente lo ocurrido durante el soplado a cobre, supone una buena aproximación y simplifica el trabajo termodinámico del soplado a cobre.

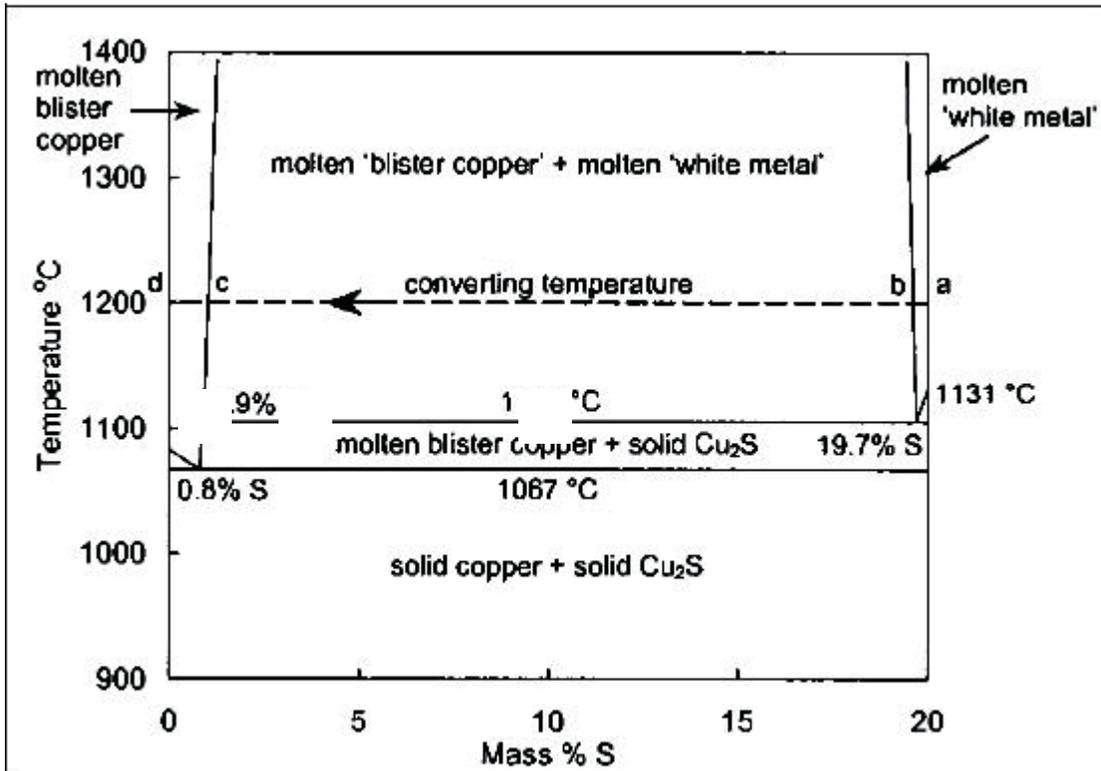


Figura A.5 Diagrama binario Cu-S (Luraschi, 1999).

Habiendo disolución de oxígeno en el sistema, un correcto estudio termodinámico se basa en la revisión del diagrama ternario Cu-S-O presentado en la Figura A.6.

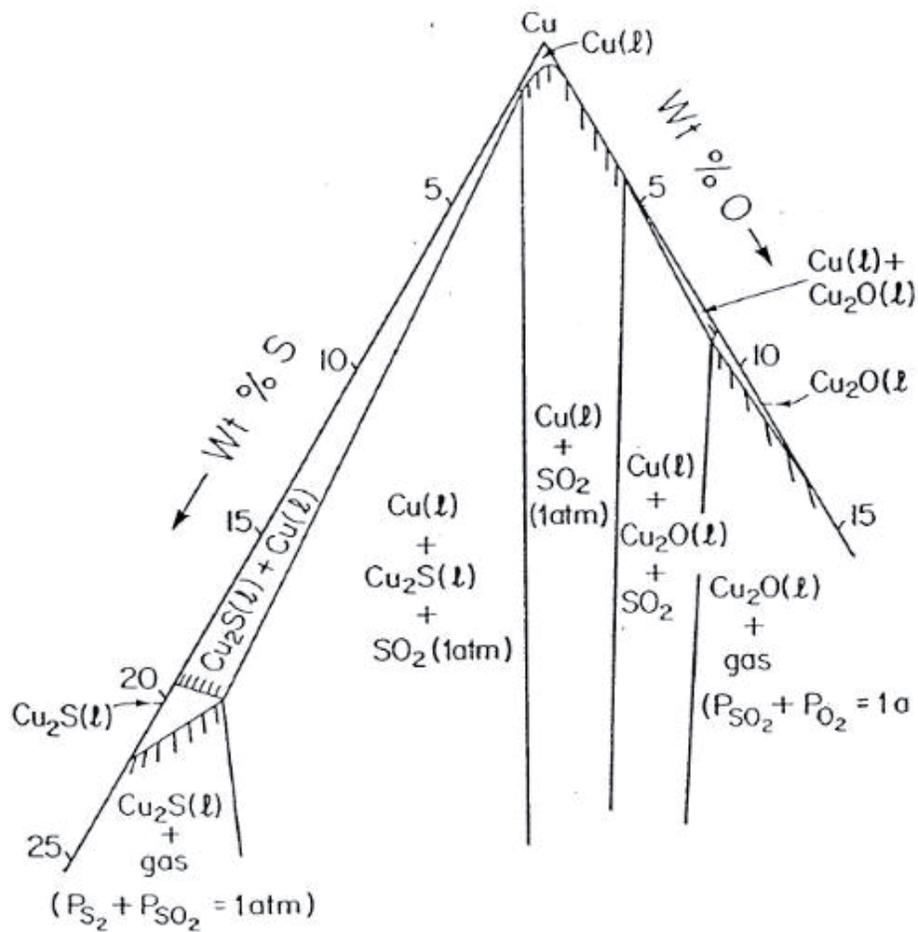


Figura A.6 Diagrama ternario Cu-S-O (Luraschi, 1999).

Una pequeña disolución de oxígeno en el sistema no afecta de sobremanera el tratamiento termodinámico del soplado a cobre debido a que la disolución de oxígeno es mínima y por ende, las concentraciones de oxígeno disuelto no son suficientes para generar nuevos compuestos oxidados estables, ubicados en la región a la derecha del diagrama, equilibrio con Cu<sub>2</sub>O. Por consiguiente, el estudio cualitativo mediante la utilización del binario Cu-S es una válida aproximación de la situación real.

## A.5 ANÁLISIS CINÉTICO DE LA CONVERSIÓN.

Como se señaló anteriormente, las reacciones que ocurren en el proceso de conversión se producen a altas temperaturas, entre 1200°C –1300°C, como rango de operación, y a presiones cercanas a la atmosférica. Debido a esto, las velocidades de reacción son lo suficientemente rápidas, alcanzándose un equilibrio entre las fases constituyentes del sistema.

De acuerdo a esto la cinética no es el mecanismo controlante del proceso, sino la transferencia de masa del reactante en fase gaseosa al líquido. Por lo tanto las reacciones ocurren en la interfase de contacto (Ashman, 1981,3).

En conversión, el aire y oxígeno se inyectan a un baño de sulfuros de cobre y hierro por una serie de toberas. En la figura 3.7 se puede observar un corte transversal de CPS.

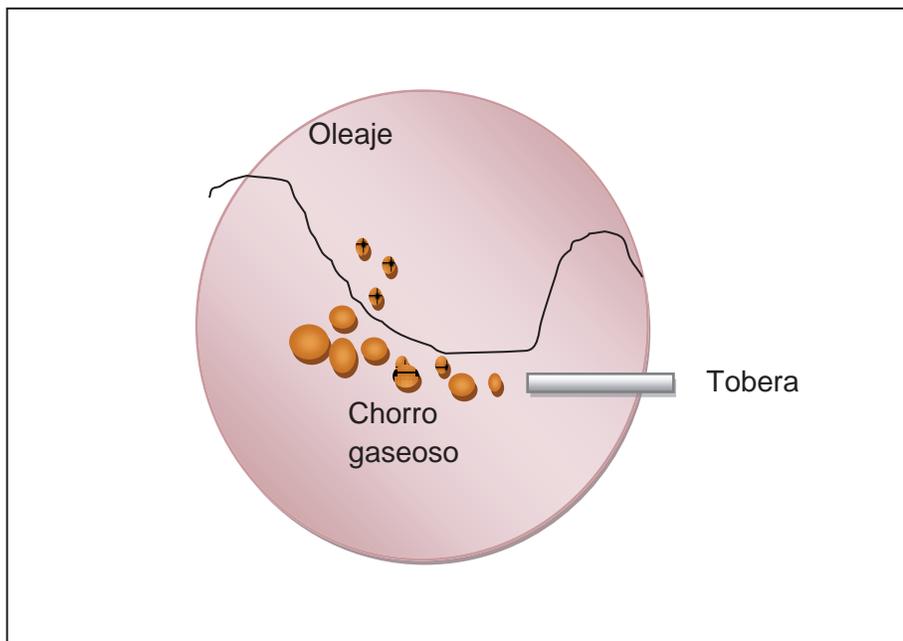
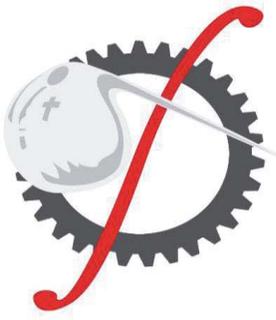


Figura A.7 Corte transversal del Convertidor Peirce-Smith



## ANEXO B

## B. ANEXO B: Algoritmos del modelo en macros.

Se dispuso de dos algoritmos en la macros, estos algoritmos se utilizan para determinar las composiciones de escorias en “Soplado de Eje”, para su ejecución tiene un botón en planilla.

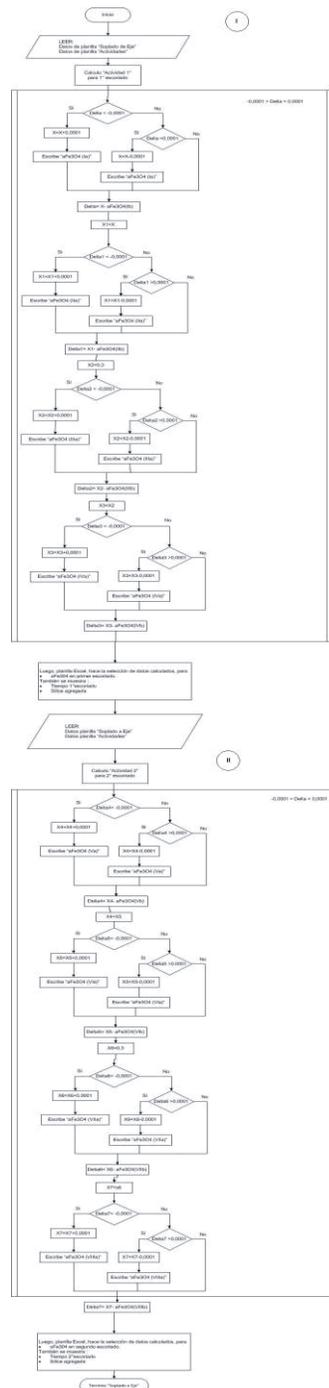


Figura B.1 Diagrama de flujo modelo

Después de ejecutar la macro y obtenidos los resultados anteriores se determina cuál de los cuatro casos es el que corresponde al proceso realizado. Esto se logra con una subrutina denominada "Iterar Actividad" la cual se desarrolla en la planilla Excel, en la hoja "Actividades"

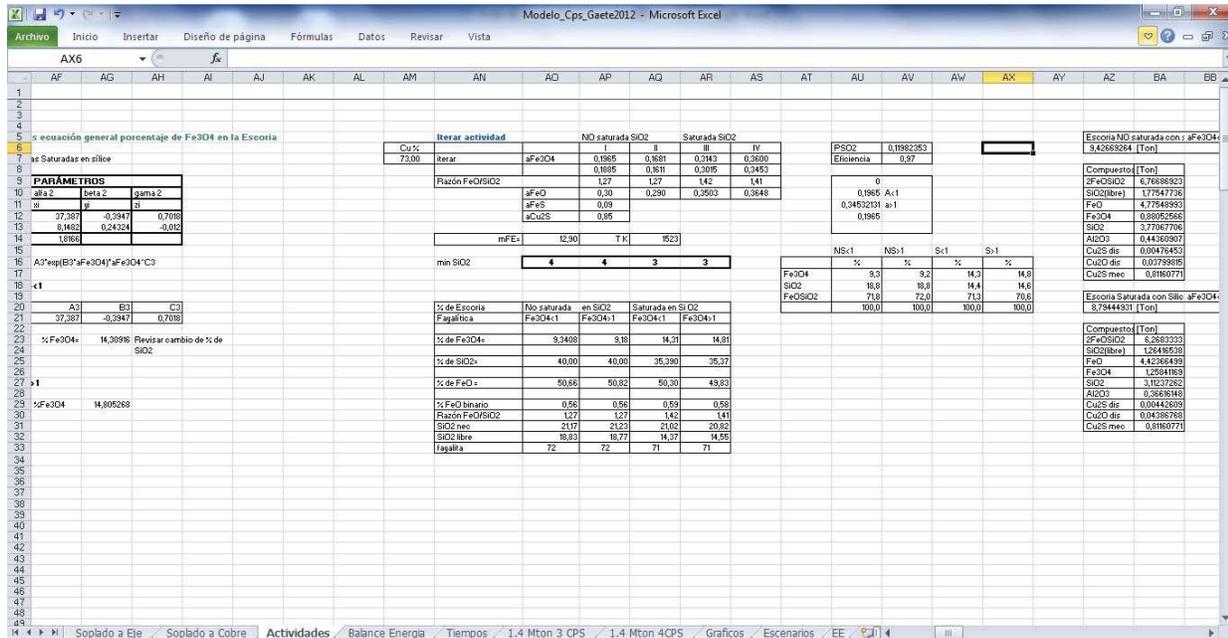


Figura B.2 Planilla Excel "Actividades"

Si Escoria Saturada =1

Entonces:

$$aFe_3O_4(A) = aFe_3O_4(IIIa)$$

$$aFe_3O_4(B) = aFe_3O_4(IVa)$$

$$\% Fe_3O_4(A) = \% Fe_3O_4(III)$$

$$\% Fe_3O_4(B) = \% Fe_3O_4(IV)$$

$$\% SiO_2(A) = \% SiO_2(III)$$

$$\% SiO_2(B) = \% SiO_2(IV)$$

$$\% FeO(A) = \% FeO(III)$$

$$\% FeO(B) = \% FeO(IV)$$

Si no,

$$aFe_3O_4(A) = aFe_3O_4(Ia)$$

$$aFe_3O_4(B) = aFe_3O_4(IIa)$$

$$\% Fe_3O_4(A) = \% Fe_3O_4(I)$$

$$\% Fe_3O_4(B) = \% Fe_3O_4(II)$$

$$\% SiO_2(A) = \% SiO_2(I)$$

$$\% SiO_2(B) = \% SiO_2(II)$$

$$\% FeO(A) = \% FeO(I)$$

$$\% FeO(B) = \% FeO(II)$$

$$\text{Si } aFe_3O_4(A) < 1$$

$$aFe_3O_4(\text{proceso}) = aFe_3O_4(A)$$

$$\% Fe_3O_4(\text{proceso}) = \% Fe_3O_4(A)$$

$$\% FeO(\text{proceso}) = \% FeO(A)$$

$$\% SiO_2(\text{proceso}) = \% SiO_2(A)$$

$$\text{Si } aFe_3O_4(\text{proceso}) = aFe_3O_4(B)$$

$$\% Fe_3O_4(\text{proceso}) = \% Fe_3O_4(B)$$

$$\% FeO(\text{proceso}) = \% FeO(B)$$

$$\% SiO_2(\text{proceso}) = \% SiO_2(B)$$

Para definir la pérdida de cobre en la escoria se procede de manera análoga a la subrutina anterior: Pérdida de cobre

Si Escoria Saturada = 1

Entonces

$$aFe_3O_4(A) = aFe_3O_4(IIIa)$$

$$aFe_3O_4(B) = aFe_3O_4(IVa)$$

$$[Cu]_{sl}^S(A) = [Cu]_{sl}^S(III)$$

$$[Cu]_{sl}^S(B) = [Cu]_{sl}^S(IV)$$

$$[Cu]_{sl}^{ox}(A) = [Cu]_{sl}^{ox}(III)$$

$$[Cu]_{sl}^{ox}(B) = [Cu]_{sl}^{ox}(IV)$$

Si no

$$aFe_3O_4(A) = aFe_3O_4(Ia)$$

$$aFe_3O_4(B) = aFe_3O_4(IIa)$$

$$[Cu]_{sl}^S(A) = [Cu]_{sl}^S(I)$$

$$[Cu]_{sl}^S(B) = [Cu]_{sl}^S(II)$$

$$[Cu]_{sl}^{ox}(A) = [Cu]_{sl}^{ox}(I)$$

$$[Cu]_{sl}^{ox}(B) = [Cu]_{sl}^{ox}(II)$$

Si  $aFe_3O_4(A) < 1$

$$aFe_3O_4(\text{proceso}) = aFe_3O_4(A)$$

$$[Cu]_{sl}^S(\text{proceso}) = [Cu]_{sl}^S(A)$$

$$[Cu]_{sl}^{ox}(\text{proceso}) = [Cu]_{sl}^{ox}(A)$$

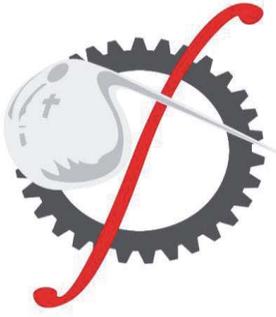
Si  $aFe_3O_4(\text{proceso}) = aFe_3O_4(B)$

$$[Cu]_{sl}^S(\text{proceso}) = [Cu]_{sl}^S(B)$$

$$[Cu]_{sl}^{ox}(\text{proceso}) = [Cu]_{sl}^{ox}(B)$$

En “Soplado a Cobre” se ocupa solo un botón, para el efecto térmico, que es el “Carga Fría” este botón esta con la interacción de Solver. Xla para resolver el problema detallado en la planilla “Balance de Energía”





## ANEXO C

## C. ANEXO C: Constantes utilizadas en el modelo.

Tabla C.1 Constantes para el cálculo de actividad de FeO, para escorias no saturadas en sílice. (Díaz, 1974, 8; Informe interno, 1980, 10)

Índice i	ai	bi	Ci	di	ei	fi
0	0.945	0.098	0.927	-1.389	-0.638	0.782
1	0.0146	-0.0268	-0.129	-0.026	0.063	0.0989
2	-1.46E-03	1.39E-03	2.75E-03	4.48E-03	-3.22E-04	-7.59E-03
3	1.86E-05	-1.92E-05	-1.48E-05	-8.75E-05	-1.25E-05	1.29E-04

Tabla C.2 Constantes utilizados para el cálculo del porcentaje de Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>. (Díaz, 1974, 8; Informe interno, 1980, 10)

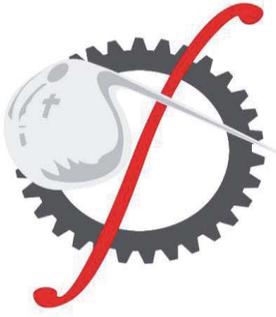
Índice i	Ai	Bi	Ci	Di	Ei	Fi	Gi
0	43.852	41.677	14.947	-0.2185	-0.652	0.766	0.766
1	0.1723	-1.909	-0.752	-0.01299	0.04496	-4.90E-05	-4.90E-05
2	-0.01075	0.0287	0.0122	2.22E-04	-6.04E-04	-5.58E-05	-7.59E-03

Tabla C.3 Constantes para el cálculo de actividad de FeO y porcentaje de Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> en escorias saturadas en sílice. (Díaz, 1974, 8; Informe interno, 1980, 10)

Índice i	Xi	yi	zi
0	0.413	-0.522	0.4064
1	-0.0011	-0.324	0.2936

Tabla C.4 Constantes para el cálculo de composiciones de eje y metal blanco. (Chaubal y Nagamori, 1988, 6).

Indice i	ji	ki	li
0	59.73	-0.2724	-0.005959
1	16.57	-0.424	0.002711
2	23.5	0.5536	0.003248



## ANEXO D

## D. ANEXO D: Datos termodinámicos utilizados en el modelo.

Tabla D.1 Conductividad térmica. (Holman, 1999, 29)

Material	Conductividad 1200-1300°C $Kcal / (h)(m^2)(K / m)$
Escoria	$k_{Fe_3O_4} = 1,5$
Ladrillo refractario	$k_{Ladrillo} = 2,53$
Acero	$k_{acero} = 4,5$

Tabla D.2 Coeficiente de transferencia de calor. (Holman, 1999, 29)

$$h = 6,9 [Kcal / (h)(m^2) K]$$

Tabla D.3 Emisividad  $\varepsilon$  (Holman, 1999, 29)

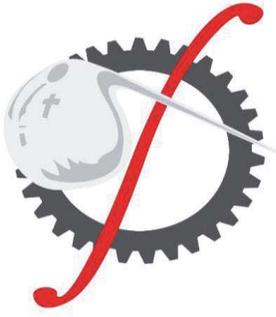
	Emisividad
Escoria	0,88
Metal	1,00

Tabla D.4 Cps [ $C_p=A*T+B*T^2+C*T^{-1}+D$ ] (HSC, 20)

Compuesto	A	B x 10 <sup>-3</sup>	C x 10 <sup>5</sup>	D
Cu	5,32	0,81	-0,07	-1635
Cu <sub>2</sub> S	20,38	-0,37	0,15	-1083
Cu <sub>2</sub> O	14,13	-	-	2602
FeS	12,2	1,19	-	5596
FeO	12,41	1,03	0,79	-3975
Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	48	-	-	-12647
2*FeO*SiO <sub>2</sub>	57,5	-	-	-12000
SiO <sub>2</sub>	14,41	0,97	-	-4600
O <sub>2</sub>	7,16	0,5	0,4	-2312
N <sub>2</sub>	6,66	0,51	-	-2030
SO <sub>2</sub>	10,38	1,27	1,42	-3683

Tabla D.5 Calores Latentes  $\lambda$  (Diaz, 1974, 8)

Compuesto	Q latente[Cal/Tonmol]
Cu	3300
Cu <sub>2</sub> S	3560
Cu <sub>2</sub> O	15350
FeS	8300



## ANEXO E

**E. ANEXO E: Dimensiones del Convertidor.**

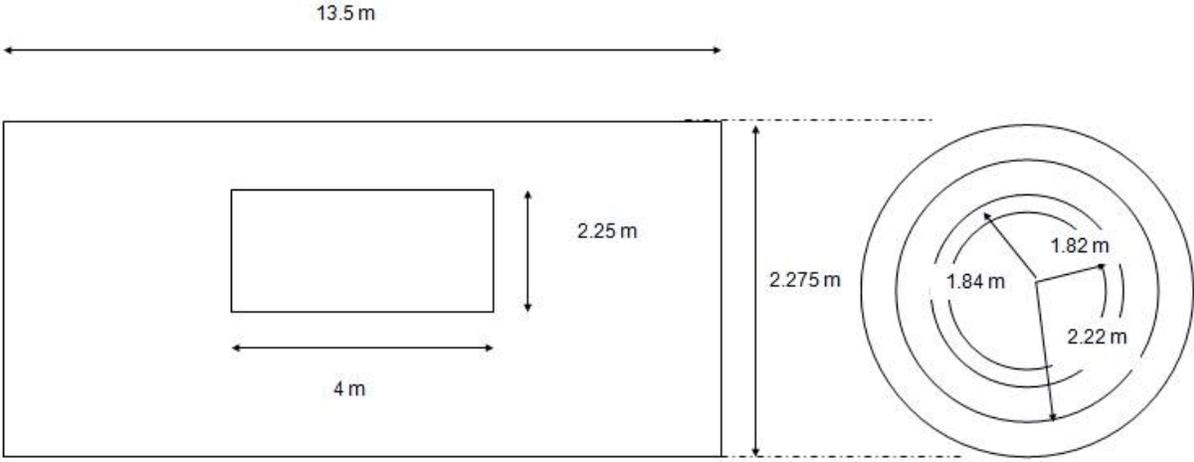
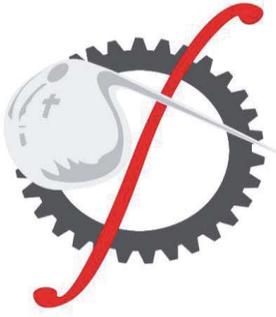


Figura E.1 Dimensiones del convertidor.



## ANEXO F

## F. ANEXO F: Gráficos escenarios propuestos.

### Caso 3 CPS

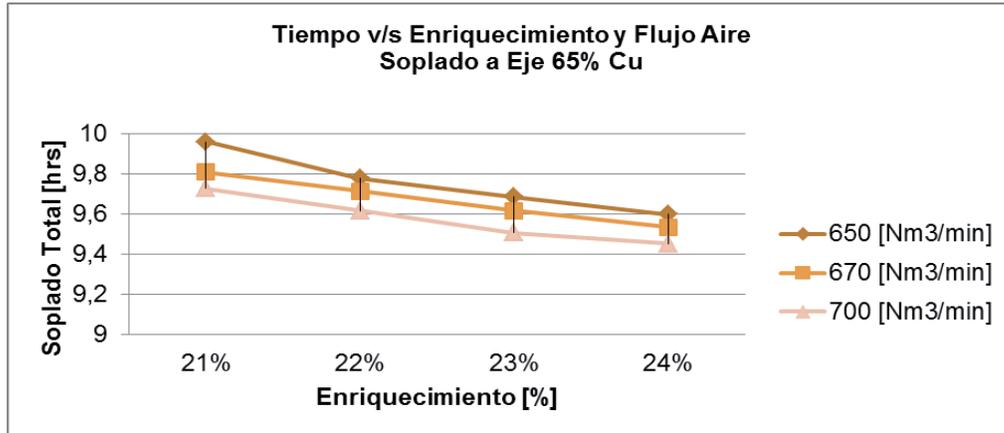


Gráfico F.1 Tiempo de soplado total v/s Enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en el soplado a eje con una ley de 65% Cu.

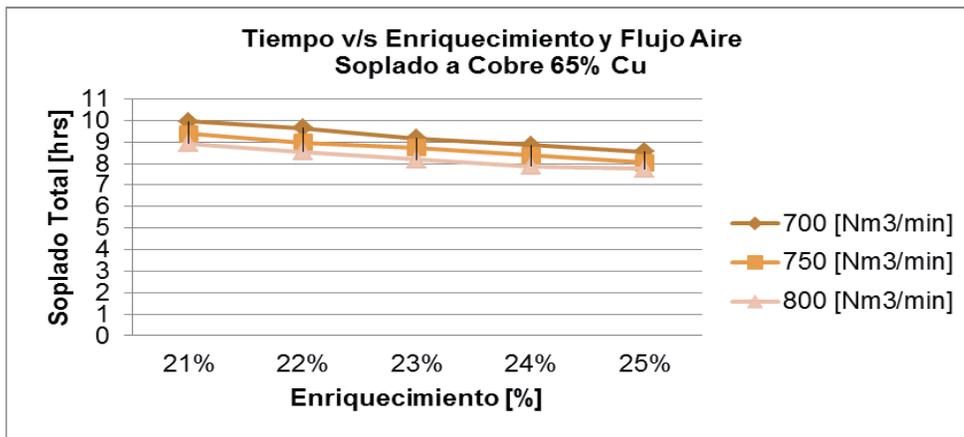


Gráfico F.2 Tiempo de soplado total v/s Enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en el soplado a cobre con una ley de 65% Cu.

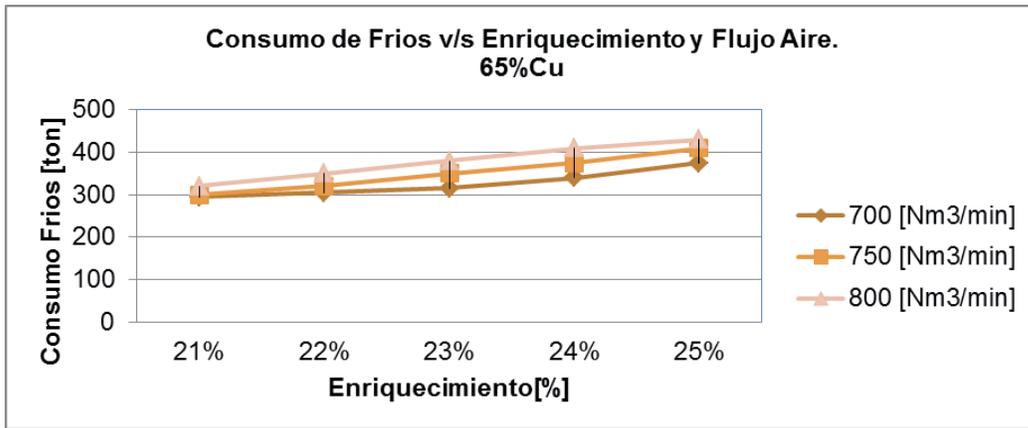


Gráfico F.3 Consumo de Cargas Frias v/s Enriquecimiento de oxigeno variando el flujo de aire total, en el soplado a cobre con ley de 65% Cu.

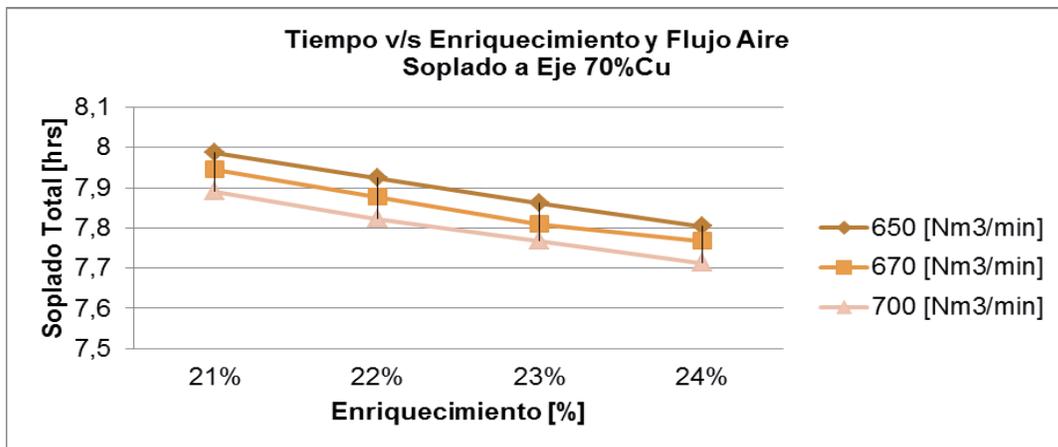


Gráfico F.4 Tiempo de soplado total v/s Enriquecimiento de oxigeno variando el flujo de aire total, en el soplado a eje con una ley de 70% Cu

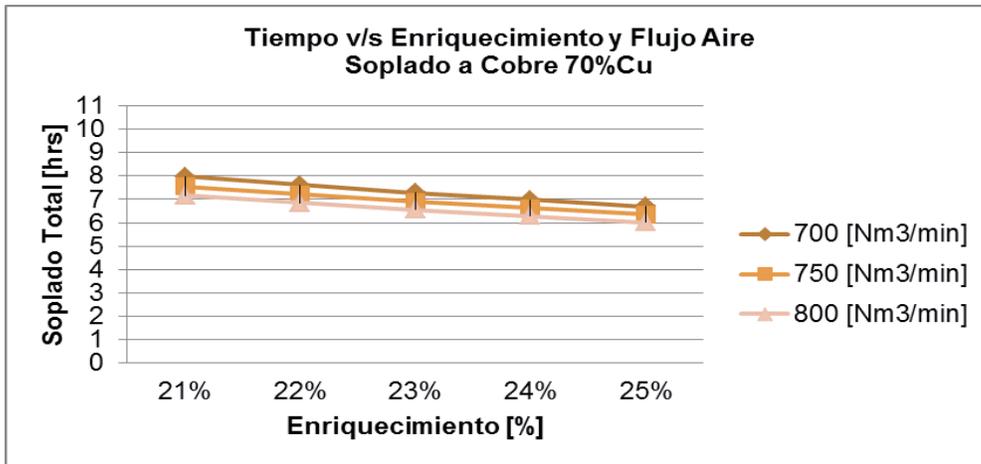


Gráfico F.5 Tiempo de soplado total v/s Enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en el soplado a cobre con una ley de 70% Cu.

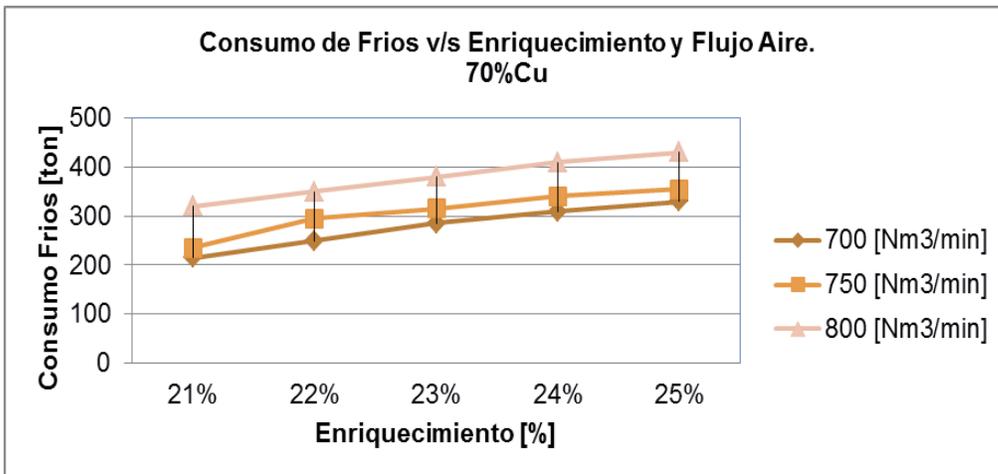


Gráfico F.6 Consumo de Cargas Frias v/s Enriquecimiento de oxígeno variando el flujo de aire total, en el soplado a cobre con ley de 70% Cu