

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y
METALURGICA**



***Efecto del Tipo de Concentrado y Material Frío Tratados en el
Convertidor Teniente en el Incremento de la Producción Total de
una Fundición de Concentrados de Cobre***

TESIS

Para Optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

Luis Jonathan Quipuzco Ushñahua

LIMA – PERU

2006

A Martha y Aldo, mis padres, por su invaluable apoyo y sacrificio. A Elenita, mi esposa, por su incondicional amor y compañía.

Agradezco a todas aquellas personas, asesores, compañeros de trabajo y amigos que de una u otra forma contribuyeron para el desarrollo del presente trabajo.

ABSTRACT

The limited capacity of the copper concentrates smelters to control its gaseous emissions does that these had implemented supplementary programs of environmental control, in parallel form until the execution of all the mitigation measures recommended according to its adaptation and environmental handling program (PAMA). These programs consist on production cuttings conditioned by the climatic conditions of the environment.

In the case of a copper smelting with two production circuits: reverberatory furnaces - Peirce Smith converters and Teniente converter - Peirce Smith converters, this program limits the capacity of the reverberatory furnaces and the availability of the Peirce Smith converters, in the periods in that there are directional changes of the winds toward the populated centres. The continuous operation of the Teniente converter, since works with its acid plant, and its conversion flexibility to treat certain quantity of hot matte depending on the characteristics of the feed, it constitutes an alternative to manage to convenience the materials that feed to the reactor to increase the total production of the smelter in the periods of production cutting for environmental control.

In the present work determines the influence of the characteristic mineralogical of the concentrates denominated as I and II, characteristic at the south of the Peru, and of the different types of revert materials existent in the smelter; in the smelted concentrates capacity, hot matte requirement and white metal production in the Teniente converter. For it was characterized mineralogically the concentrates I and II, starting from the results of the copper sequential analyses. Also was developed the mass and energy balance of the Teniente converter, in steady state for a day of operation, resolved matricially in electronic calculate sheet, being the results validated statistically with real dates of plant.

The results show that the feeding of concentrate II and aisle cold material as revert material, demand major quantity of hot matte in the Teniente converter, due to the minor calorific contribution in these materials, especially for their minor content of FeS. This is the alternative to use in the periods of production cutting for environmental control to avoid the considerable decrease of the smelt capacity of the reverberatory furnaces. On the other hand, in periods of not production cutting, has the alternative of feeding major

proportion of concentrate I and cold matte as revert material, since these materials demand minor quantity of hot matte in the Teniente converter, due to their major calorific contribution, being the hot matte tried in the Peirce Smith converters for their major availability, being centered the Teniente converter in a major smelt of concentrate.

The major consumption of cold material in the Teniente converter implies the inconvenience of creating certain cold areas in the reactor, where the floor growths for precipitation of the magnetite, especially in the area of white metal evacuation it is unavoidable. To avoid that the major consumption of cold material displeases a considerable quantity of smelted concentrate, it is had the alternative of increasing the oxygen enrichment, being limited to 33.5% due to the serious inconveniences that it could cause in the gases handling, the operation of the acid plant and of the effluents plant. Likewise the consumption of cold matte is limited one to a maximum of 6% in the feed, due to the danger that a bigger proportion could cause the reduction of the magnetite layer that protects to the refractory lining, putting in danger the security of the equipment.

The economic analysis of the operation alternatives in the Teniente converter in periods of production cutting for environmental control, regarding the feeding in more proportion of concentrate II and of aise cold material, it shows in both cases economic benefit.

In summary, the operation alternatives in the Teniente converter regarding the appropriate handling of the materials that feed to the reactor according to the climatic conditions that cause the operation cuttings, would demonstrate the obtaining of good productive results and the good handling of cold materials inventories in the smelter.

RESUMEN

La limitada capacidad de las fundiciones de concentrados de cobre para controlar sus emisiones gaseosas hace que estas hayan implementado programas de control ambiental suplementarios, en forma paralela hasta el cumplimiento de todas las medidas de mitigación recomendadas según su programa de adecuación y manejo ambiental (PAMA). Estos programas consisten en recortes de producción condicionados por las condiciones climáticas del medio.

En el caso de una fundición de cobre con dos circuitos de producción: hornos reverberos – convertidores Peirce Smith y convertidor Teniente – convertidores Peirce Smith, este programa limita la capacidad de los hornos reverberos y la disponibilidad de los convertidores Peirce Smith, en los periodos en que hay cambios direccionales de los vientos hacia los centros poblados. La operación continua del convertidor Teniente, ya que trabaja con su planta de ácido, y su flexibilidad de conversión para tratar cierta cantidad de mata caliente dependiendo de las características de la carga, constituye una alternativa para manejar a conveniencia los materiales que se alimentan al reactor para incrementar la producción total de la fundición en los periodos de recorte de producción por control ambiental.

En el presente trabajo se determina la influencia de las características mineralógicas de los concentrados denominados como I y II característicos del sur del Perú, y de los diferentes tipos de material recirculante existente en la fundición; en la capacidad de fusión de concentrado, requerimiento de mata caliente y producción de metal blanco en el convertidor Teniente. Para ello se caracterizó mineralógicamente los concentrados I y II a partir de los resultados de los análisis secuenciales de cobre. También se desarrolló el balance de materia y energía del convertidor Teniente, en estado estacionario para un día de operación, resuelto matricialmente en hoja electrónica de calculo, siendo los resultados validados estadísticamente con data real de planta.

Los resultados muestran que la alimentación de concentrado II y de frío de zanjón como material recirculante, demandan mayor cantidad de mata caliente en el convertidor Teniente, debido a la menor aportación calorífica de estos materiales, especialmente por su

menor contenido de FeS. Esta es la alternativa a utilizar en los periodos de recorte de producción por control ambiental para evitar la disminución considerable de la capacidad de fusión de los hornos reverberos. Por otro lado, en periodos de no corte de producción se tiene la alternativa de alimentar mayor proporción de concentrado I y mata fría como material recirculante, ya que estos materiales demandan menor cantidad de mata caliente en el convertidor Teniente, debido a su mayor aporte calorífico, siendo la mata caliente tratadas en los convertidores Peirce Smith por su mayor disponibilidad, centrándose el convertidor Teniente en una mayor fusión de concentrado.

El mayor consumo de material frío en el convertidor Teniente implica el inconveniente de crear ciertas zonas frías en el reactor, donde el crecimiento de piso por precipitación de la magnetita en especial en la zona de evacuación de metal blanco es inevitable. Para evitar que el mayor consumo de material frío desplace una cantidad considerable de concentrado fundido se cuenta con la alternativa de incrementar el enriquecimiento de oxígeno, siendo limitada a 33.5% debido a los serios inconvenientes que podría causar en el manejo de gases, la operación de la planta de ácido y de la planta de efluentes. Asimismo el consumo de la mata fría esta limitado a un máximo de 6% en la carga, debido al peligro de que una mayor proporción pudiera causar la reducción de la capa de magnetita que protege al revestimiento refractario, poniendo en peligro la seguridad del equipo.

El análisis económico de las alternativas de operación en el convertidor Teniente en periodos de recorte de producción por control ambiental, respecto a la alimentación en mayor proporción de concentrado II y de frío de zanjón, muestra en ambos casos beneficio económico.

En resumen, las alternativas de operación en el convertidor Teniente respecto al manejo adecuado de los materiales que se alimentan al reactor según las condiciones climáticas que provocan los recortes de operación, demostrarían la obtención de buenos resultados productivos y el buen manejo de los inventarios de materiales fríos en la fundición.

INDICE DE CONTENIDO

CAPITULO 1 GENERALIDADES	1
1.1 INTRODUCCION	1
1.2 DESCRIPCIÓN DE LA FUNDICIÓN DE COBRE	2
1.3 ANTECEDENTES DEL PROCESO TENIENTE	4
1.4 FORMULACION DE OBJETIVOS	6
a. Objetivo General	6
b. Objetivos Específicos	6
1.6 FORMULACION DE HIPÓTESIS	7
CAPITULO 2 MARCO CONCEPTUAL	8
2.1 ASPECTOS TEÓRICOS	8
2.1.1 METALURGIA GENERAL DE LA FUSIÓN-CONVERSION DE CONCENTRADOS DE COBRE EN EL CONVERTIDOR TENIENTE	8
2.1.1.1 ANÁLISIS DE LA REGLA DE LAS FASES	8
2.1.1.2 ANÁLISIS DE EQUILIBRIOS EN LA FASE METAL	9
2.1.1.3 ANÁLISIS DE EQUILIBRIO EN LA FASE ESCORIA	11
2.1.2 CONSIDERACIONES TERMODINÁMICAS Y CINÉTICAS DE LA FUSIÓN CONVERSION DE CONCENTRADOS DE COBRE	14
2.1.2.1 EXPLICACION DE LA ETAPA DE LA FUSIÓN – CONVERSIÓN DESDE EL PUNTO DE VISTA TERMODINÁMICO	15
a. Actividad del FeS en la Mata	16
b. Actividad del FeO en la Escoria Silicatada	17
c. Relaciones del Grado de Mata, P_{O_2} y P_{S_2}	18
d. Actividad de la Magnetita en la Escoria	20

e. Revisión del Diagrama del Potencial Químico Cu – Fe – S – O – SiO ₂	21
2.1.2.2 CONSIDERACIONES CINÉTICAS DEL PROCESO DE FUSIÓN CONVERSIÓN EN EL CONVERTIDOR TENIENTE	25
2.2 DESCRIPCIÓN DEL PROCESO TENIENTE	29
2.2.1 DISEÑO DEL REACTOR	29
a. Casco	29
b. Boca	29
c. Sistema de Alimentación	29
d. Garr-Gun	29
e. Toberas	30
f. Captaciones de Gases	30
2.2.2 CONTROL METALÚRGICO	31
2.2.2.1 TEMPERATURA	32
2.2.2.2 COMPOSICIÓN DE ESCORIA	33
a. Alto Contenido de Magnetita en el Escoria	34
b. Contenido de Sílica en la Escoria (Alto o Bajo)	35
c. Alto Contenido de Cobre en la Escoria	35
2.2.2.3 GRADO DE METAL	36
2.2.2.4 INVENTARIO DE METAL	36
2.2.3 MANEJO Y TRATAMIENTO DE GASES DE SALIDA	37
2.2.4 PROBLEMAS OPERATIVOS RELEVANTES	38
a. Problemas del Garr-Gun	38
b. Desgaste del Refractario	39
c. Crecimiento de Piso	40

CAPITULO 3 EJECUCION DE LA INVESTIGACION	42
3.1 METODOLOGIA	42
3.1.1 GENERALIDADES	42
3.1.2 PROCEDIMIENTO	43
3.2 CARACTERIZACION MINERALOGICA DE LOS CONCENTRADOS ANALIZADOS	44
3.2.1 ANALISIS ESTADÍSTICO DE LA COMPOSICIÓN MINERALOGICA	45
3.3 BALANCE DE MATERIA Y ENERGÍA DEL CONVERTIDOR TENIENTE	51
3.3.1 PRINCIPIOS DEL BALANCE DE MASA Y CALOR	52
3.3.2 DESARROLLO DEL BALANCE DE MASA Y CALOR	56
3.3.3 CALCULO DE LOS PARÁMETROS TERMICOS	59
a. Calor Requerido para el Concentrado, q_c	59
b. Calor Suministrado para la Mata, q_m	59
c. Calor Requerido para el Recirculante y Fundente, q_{cc} , q_s	59
d. Calculo de los Calores	60
e. Determinación de q_c	61
3.3.4 CALCULO DE LOS PARÁMETROS DE REQUERIMIENTO DE OXIGENO	62
3.3.5 OTRAS CONSIDERACIONES EN EL BALANCE DE MATERIA Y ENERGIA	63
3.3.6 DETERMINACIÓN DE LAS MINERALOGÍAS	65
3.3.7 CALCULO DE LAS PERDIDAS DE CALOR	66
3.3.8 DESARROLLO DEL PROGRAMA	70
3.3.9 VALIDACION ESTADÍSTICA DEL BALANCE MATERIA Y ENERGIA	72
a. Prueba t-Student de Comparación por Pares	72

3.4 EFECTO DE LAS CARACTERÍSTICAS DE LOS CONCENTRADOS Y DEL TIPO DEL MATERIAL FRIO EN LA OPERACIÓN DEL CONVERTIDOR TENIENTE	75
3.4.1 PARÁMETROS TERMICOS Y DE REQUERIMIENTO DE OXÍGENO DE LOS COMPONENTES DEL CONCENTRADO, MATA CALIENTE Y MATERIAL FRIO	75
3.4.2 INFLUENCIA DE LA MINERALOGÍA DE LOS CONCENTRADOS I Y II EN LA CAPACIDAD DE FUSIÓN Y MATA REQUERIDA	80
3.4.3 INFLUENCIA DEL TIPO DE MATERIAL FRIO EN LA CAPACIDAD DE FUSIÓN Y MATA REQUERIDA	83
3.4.4 INFLUENCIA DE LA HUMEDAD DEL CONCENTRADO Y DEL ENRIQUECIMIENTO DE AIRE EN LA CAPACIDAD DE FUSIÓN Y MATA REQUERIDA	85
3.4.5 INFLUENCIA DE LAS CARACTERÍSTICAS DEL CONCENTRADO Y DEL MATERIAL FRIO EN LA PRODUCCIÓN DE METAL BLANCO	87
3.4.6 INFLUENCIA DE LA EFICIENCIA DE OXÍGENO EN LA CAPACIDAD DE FUSIÓN Y MATA REQUERIDA	89
3.4.7 DETERMINACION POR MÉTODO ESTADISTICO DE LOS EFECTOS DE LAS DIFERENTES VARIABLES EN LA OPERACIÓN DEL CONVERTIDOR TENIENTE	92
CAPITULO 4 DISCUSION DE LOS RESULTADOS	98
4.1 ELABORACION DE ALTERNATIVAS DE OPERACION EN EL CONVERTIDOR TENIENTE PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN TOTAL DE UNA FUNDICIÓN DE COBRE	98
4.1.1 DESCRIPCION DEL PROCESO DE PRODUCCIÓN DE LA FUNDICION DE COBRE	98
4.1.2 ALTERNATIVAS DE OPERACIÓN EN EL CONVERTIDOR TENIENTE DEPENDIENDO DE LOS PERIODOS DE CONTROL AMBIENTAL	100

4.1.2.1 PRINCIPALES INCONVENIENTES OPERATIVOS	104
4.1.2.2 ANALISIS ECONOMICO	106
4.1.2.3 ELEMENTOS IMPRESCINDIBLES PARA DESARROLLAR LAS ALTERNATIVAS DE OPERACIÓN PROPUESTAS	108
4.1.2.4 PLAN DE CONTINGENCIA	108
CONCLUSIONES	110
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	114
ANEXOS	116
Anexo A. Diagrama de flujo de la fundición de cobre	116
Anexo B. Características de los procesos de fusión – conversión	117
Anexo C. Método del análisis químico secuencial de cobre	124
Anexo D. Datos de los análisis químicos y de los análisis secuenciales de los concentrados I y II	127
Anexo E. Valores de las capacidades caloríficas (cp) y calores latentes	131
Anexo F. Grafica de los modelos del %Fe y %Fe ₃ O ₄ en el metal blanco del CT	132
Anexo G. Datos reales y calculadas por balance de fusión de concentrado y mata requerida en el CT	133
CURRICULUM VITAE	134

INDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 - Diagrama de flujo de la fundición de cobre	3
Figura 1.2 - Diagrama de flujo del Convertidor Teniente	4
Figura 2.1 - Sistema ternario Cu-Fe-S, isoterma a 1300 °C	10
Figura 2.2 - Sistema Cuasibinario Cu ₂ S-FeS	11
Figura 2.3 - Diagrama de fase FeO-SiO ₂ ,	12
Figura 2.4 - Proyección Politérmica del Sistema FeO-Fe ₂ O ₃ - SiO ₂	13
Figura 2.5 - Actividades del FeS y Cu ₂ S en la fase mata a 1300°C	16
Figura 2.6 - Relación entre el grado de mata, a_{FeS} y n_T	17
Figura 2.7 - Línea del líquidus del sistema FeO-Fe ₂ O ₃ -SiO ₂ y líneas de iso-actividad de Fe ₃ O ₄ y FeO a 1300°C	18
Figura 2.8 - Relación entre el grado de mata, potenciales O ₂ y S ₂ a 1250°C y $P_{SO_2}=0.1$	19
Figura 2.9 - Relación entre la a_{FeS} en la mata y la $a_{Fe_3O_4}$ en la escoria	20
Figura 2.10 - Diagrama de potencial químico de azufre-oxígeno para el sistema Cu-Fe-S-O-SiO ₂ a 1300°C	21
Figura 2.11 - Garr-Gun	30
Figura 2.12 - Convertidor El Teniente	31
Figura 2.13 - Vista del crecimiento de piso en el interior del convertidor Teniente	41
Figura 3.1 - Relación del Cu secundario con la CuFeS ₂ en los concentrados I y II.	46
Figura 3.2 - Relación de la FeS ₂ con la CuFeS ₂ en los concentrados I y II.	47
Figura 3.3 - Relación ajustada de FeS ₂ y del Cu secundario con CuFeS ₂ en los concentrados I y II.	49
Figura 3.4 - Histograma de frecuencia de la CuFeS ₂ en el concentrado I.	50
Figura 3.5 - Histograma de frecuencia de la CuFeS ₂ en el concentrado II.	51
Figura 3.6 - Pantalla de ingreso de la composición de la cama fundida.	71

Figura 3.7 - Pantalla de ingreso de las variables de operación y resultados del balance.	71
Figura 3.8 - Resumen del balance másico del CT determinado por el programa.	72
Figura 3.9 - Comparaciones entre la fusión y requerimiento de mata real y la calculada por balance.	74
Figura 3.10 - Parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno de los componentes del concentrado	76
Figura 3.11 - Parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno de los componentes de la mata caliente	78
Figura 3.12 - Parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno de los componentes del material frío	79
Figura 3.13 - Variación de la fusión, requerimiento de mata y de los parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno en función de la mineralogía de los concentrados.	81
Figura 3.14 - Variación de la fusión y requerimiento de mata en el CT en función del contenido y tipo del material frío.	84
Figura 3.15 - Variación de la fusión y requerimiento de mata en el CT en función de la humedad del concentrado y enriquecimiento de aire.	86
Figura 3.16 - Variación de la producción de metal blanco en el CT en función de la mineralogía, humedad del concentrado y tipo de material frío.	88
Figura 3.17 - Variación de la fusión y requerimiento de mata en el CT en función de la eficiencia de oxígeno.	90
Figura 3.18 - Influencia del contenido de pirita del concentrado en la eficiencia de oxígeno.	91
Figura 3.19 - Influencia del contenido de pirita del concentrado en la temperatura del convertidor.	92
Figura 3.20 - Comparaciones entre la fusión y requerimiento de mata real y la calculada por el modelo de regresión estadística.	96
Figura 4.1 - Promedio de matas tratadas en los convertidores Peirce Smith en los diferentes meses del año.	99

Figura 4.2 - Incremento de la fusión de frío en el CT manteniendo la capacidad de fusión de concentrado en función del enriquecimiento con oxígeno.	104
Figura I. Vista del Horno Reverbero.	118
Figura II. Vista del Horno Flash Outokumpu	120
Figura III. Vista del Reactor Noranda.	121
Figura III. Vista del Horno Ausmelt.	122

INDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 - Reacciones principales involucradas en la fusión de cobre y el cambio de energía libre normal (cal/mol)	24
Tabla 3.1 - Clasificación mineralógica de los minerales de cobre.	44
Tabla 3.2 - Entalpías estándares para reacciones de fusión de concentrados en CT	60
Tabla 3.3 - Análisis estadístico de repetibilidad de la fusión de concentrado real vs balance.	73
Tabla 3.4 - Análisis estadístico de repetibilidad de la mata requerida real vs balance.	74
Tabla 3.5 - Composición química y azufre pirítico de las especies mineralógicas.	76
Tabla 3.6 - Composición química de los diferentes tipos de material frío.	80
Tabla 3.7 - Parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno para los tipos de material frío.	85
Tabla 3.8 - Estadística de regresión para la fusión de concentrado en el CT.	93
Tabla 3.9 - Estadística de regresión para el requerimiento de mata en el CT.	95
Tabla 3.10 - Comparación entre la fusión de concentrado en el CT calculada por balance y por el modelo de regresión.	97
Tabla 4.1 - Alternativas de operación en el CT y CPS dependiendo de los periodos de control ambiental.	101
Tabla 4.2 - Análisis económico de las alternativas de operación en el CT en periodos de control ambiental	107
Tabla I - Clasificación de los procesos de fusión – conversión de concentrados de cobre, según el mecanismo de fusión	123
Tabla II - Grado de solubilidad de distintos minerales de cobre en soluciones de ácido sulfúrico y de cianuro.	124

NOMENCLATURA

ΔG°	Cambio de energía libre normal (cal/mol)
ΔH°	Entalpía estándar de reacción (cal/mol)
$\%Cu_{\text{secundario}}$	Cobre como sulfuro secundario
$\%O_2$	Enriquecimiento de oxígeno
π	Pi
β_i	Coefficiente para cada x de la regresión
η_{O_2}	Factor de oxígeno que reacciona
θ	Solución sólida FeS-Cu ₂ S
ρ	Densidad de la calcopirita (g/cm ³)
μ	Solución sólida Cu ₂ S-FeS
μ	Viscosidad del baño fundido
χ	% peso de Cu en la mata
A	Matriz del % de Cu, Fe y SiO ₂ en el metal, escoria y sílica
Ab	Área de la boca (ft ²)
Ac	Área de las culatas (ft ²)
Am	Area del manto (ft ²)
atm	Atmósfera de presión
a_{Cu_2O}	Actividad del componente Cu ₂ O
a_{Cu_2S}	Actividad del componente Cu ₂ S
$a_{Fe_3O_4}$	Actividad del componente Fe ₃ O ₄
a_{FeO}	Actividad del componente FeO
a_{FeS}	Actividad del componente FeS
B	Matriz de los pesos totales de Cu, Fe y SiO ₂
C	Matriz de las fracciones de Cu, Fe y SiO ₂ en cada una de las especies mineralógicas y de las relaciones CuFeS ₂ /Cu ₅ FeS ₄ , Cu ₂ S/CuS, FeS ₂ /FeS
C	Número de componentes del sistema
C_p	Calor específico (cal/mol-K)
D	Matriz del % de Cu, Fe y S en el concentrado
d_p	Diámetro de la partícula de concentrado (cm)

E_a	Emisividad de la plancha de acero
E_b	Emisividad del baño
F	Estadístico de Fisher
F	Varianza o grados de libertad del sistema
fc	Consumo unitario de oxígeno del concentrado (tm O ₂ /tm)
fcc	Consumo unitario de oxígeno del recirculante (tm O ₂ /tm)
fm	Consumo unitario de oxígeno de la mata (tm O ₂ /tm)
GL_E	Grados de libertad del error
GL_R	Grados de libertad de la regresión
h	Coefficiente de transferencia de calor entre el metal y concentrado
hc	Coefficiente de transferencia de calor por convección (BTU/hr-ft ² -°F)
hr	Coefficiente de transferencia de calor por radiación (BTU/hr-ft ² -°F)
I.S.	Índice de solubilidad
K_i	Constante de equilibrio de la reacción i
k_m	Conductividad térmica del baño fundido
M	Peso molecular de la calcopirita (g/mol)
mc	Masa de concentrado cargado al reactor (tm/día)
mcc	Masa de recirculante cargado al reactor (tm/día)
mm	Masa de mata cargado al reactor (tm/día)
ms	Masa de sílica cargado al reactor (tm/día)
MS_E	Media de cuadrados del error
MS_R	Media de cuadrados de la regresión
n	Número de muestras
n_i	Número de moles del componente i
n_T	Número molecular total en 100g de mata
Nu	Número de Nusselt
P	Pérdidas totales de calor del reactor (Mcal/día)
P	Número de fases del sistema
p_{O_2}	Presión parcial de O ₂ (atm)
P_r	Número de Prandtl
$P-S$	Peirce Smith
p_{S_2}	Presión parcial de S ₂ (atm)

p_{SO_2}	Presión parcial de SO_2 (atm)
$Q_{(BOCA)}$	Pérdidas de calor a través de la boca del convertidor (BTU/hr)
$Q_{(CULATAS)}$	Pérdidas de calor a través de las culatas del convertidor (BTU/hr)
$Q_{(MANTO)}$	Pérdidas de calor a través del manto del convertidor (BTU/hr)
q_{agua}	Calor para evaporar y calentar la humedad del concentrado (Mcal/tm)
Q_{aire}	Flujo de aire de soplado enriquecido (Nm^3/h)
q_c	Calor neto generado (+ ó -) del concentrado (Mcal/tm)
q_{cc}	Calor neto generado (+ ó -) del recirculante (Mcal/tm)
q_{esc}	Calor para calentar y fundir los compuestos de la escoria (Mcal/tm)
q_{gas}	Calor requerido para llevar los gases a su temperatura final (Mcal/tm)
q_m	Calor neto generado (+ ó -) de la mata (Mcal/tm)
q_{mb}	Calor para calentar y fundir los compuestos del metal blanco (Mcal/tm)
q_{rox}	Calor suministrado por las reacciones de oxidación de Fe y S (Mcal/tm)
q_s	Calor neto generado (+ ó -) de la sílica (Mcal/tm)
R	Radiación de cuerpo gris
R	Constante de gases (cal/K-mol)
Re	Número de Reynolds
s^2	Varianza
$se(\beta_i)$	Error típico del valor de y previsto para cada x de la regresión
SS_E	Suma de cuadrados del error
SS_R	Suma de cuadrados de la regresión
T	Temperatura absoluta (K)
t	Tiempo (s)
T_a	Temperatura ambiente ($^{\circ}F$)
T_b	Temperatura del baño ($^{\circ}F$)
T_c	Temperatura del casco ($^{\circ}F$)
T_m	Temperatura del metal blanco en el baño ($^{\circ}C$)
T_p	Temperatura del concentrado ($^{\circ}C$)
W_{O_2}	Peso total de oxígeno que reacciona en el reactor (tm O_2 /día)
X	Matriz incógnita, pesos del metal blanco, escoria y sílica
Y	Matriz incógnita, % de las especies mineralógicas en el concentrado

CAPITULO 1 GENERALIDADES

1.1 INTRODUCCION

En respuesta a las preocupaciones por el cuidado del medio ambiente, las fundiciones de cobre diseñaron su plan para la reducción de emisiones de dióxido de azufre a partir de las nuevas políticas promotoras de inversiones y de adecuación ambiental, de acuerdo al Programa de Adecuación y Manejo Ambiental (PAMA) aprobadas por el Ministerio de Energía y Minas. Este programa tiene como objetivo cumplir con las normas internacionales de calidad de aire y ambiente.

Adicionalmente, a título voluntario, algunas fundiciones han implementado un "Programa de Control Ambiental Suplementario", con el fin de minimizar el impacto de las emisiones gaseosas de la fundición sobre los centros poblados y terrenos agrícolas adyacentes. Este programa de control interno se mantiene vigente en forma paralela hasta la implementación de todas las medidas de mitigación recomendadas según el PAMA.

En el caso de una fundición de cobre con dos circuitos de producción: hornos reverberos – convertidores Peirce Smith y convertidor Teniente – convertidores Peirce Smith; este programa suplementario consiste en el corte parcial / total de la producción en los convertidores Peirce Smith y la disminución de la capacidad de fusión de concentrados en los hornos reverberos, dependiendo de las condiciones climatológicas del medio. Este programa no afecta directamente la operación del convertidor Teniente, que por su diseño, sus gases emitidos son tratados en la Planta de Ácido Sulfúrico.

Para la optimización de este programa se cuenta con una amplia red de monitoreo ambiental que lleva registros en tiempo real, permitiendo pronosticar y analizar los efectos meteorológicos a microescala para reconocer y predecir eventos de niveles altos de SO₂, lo que permitirá cortes oportunos en los procesos productivos a fin de controlar las concentraciones de SO₂, reduciendo el impacto de éstas sobre los centros poblados.

Debe tomarse en cuenta que la finalidad de los programas de control suplementarios, no es la de resolver todos los aspectos de la calidad del aire, sino que es un esfuerzo responsable para disminuir la duración y la magnitud de los episodios con niveles significativos de SO₂, hasta que el cumplimiento del PAMA esté concluida.

Ante esta situación, la flexibilidad de conversión del convertidor Teniente (CT) para poder tratar cierta cantidad mayor de mata caliente según las características de las materias primas, nos abre la alternativa de manejar a conveniencia estos materiales para poder atenuar los efectos adversos que promueve el recorte de operaciones por control ambiental, como es la disminución de la capacidad integral de fusión de concentrados y el incremento de los inventarios de material fríos en la fundición.

El presente trabajo, determina el comportamiento de las especies mineralógicas de los concentrados y de los tipos de material frío en la operación del CT para poder desarrollar las alternativas de operación a plantear, proponiendo la composición y características de las camas de fusión para el CT, según los periodos más críticos de recortes de producción por control ambiental.

1.2 DESCRIPCIÓN DE LA FUNDICIÓN DE COBRE

La Fundición de cobre a analizar dispone como unidades de fusión de dos hornos reverberos y un convertidor Teniente, principalmente alimenta dos tipos de concentrados, con un contenido promedio de humedad de 7.5%. Aproximadamente el 18% de la mata producida en los reverberos son procesados en el CT con la finalidad de cubrir el déficit de energía, el resto de mata es procesado junto al metal blanco producido en el CT en convertidores Peirce Smith (CPS). La escoria formada tanto en el CT (4.8 % Cu) como en los CPS (2.7% Cu) son retornadas a los hornos reverberos para la recuperación respectiva del cobre, la escoria final de los hornos reverberos (0.65% Cu) es llevada a los botaderos ubicados en tierra firme. El blister producido es finalmente moldeado en Plantas de Moldeo, posteriormente las barras blister es enviado a la Refinería de cobre y/o a exportación.

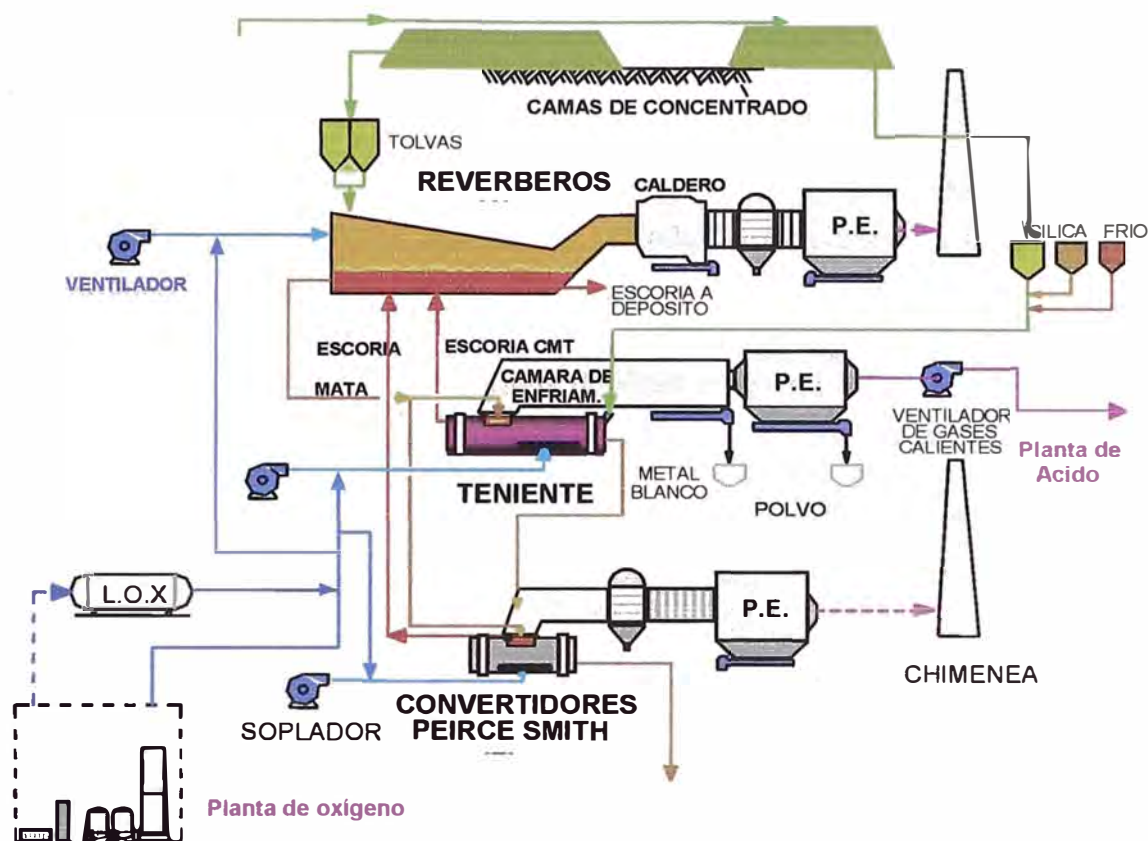


Figura 1.1 - Diagrama de flujo de la Fundición de Cobre

El convertidor Teniente es un recipiente cilíndrico de aproximadamente 4.5 metros de diámetro por 20 metros de largo, revestido con ladrillo cromo magnesita. El CT funde aproximadamente 1,180 TMS de concentrado de cobre por día, requiriendo la adición periódica de mata de reverbero para cubrir el déficit de energía, y producir metal blanco de 73-75% de cobre. Este metal es enviado a los convertidores Peirce Smith a través de grúas y ollas de transferencia para su conversión final a cobre blister de 99.3%.

El concentrado, fundente de sílice y recirculantes son llevados al CT por un sistema de fajas transportadoras, y alimentan al convertidor a través de un eductor instalado en uno de los tambores, el cual es denominado "garr-gun". El aire de proceso es suministrado por un soplador, y luego es enriquecido con oxígeno e insuflado a través de 48 toberas. Para la limpieza de estas toberas se dispone de carros de punzar.

El proceso de fusión y conversión en el convertidor Teniente se fundamenta en la sucesión de reacciones exotérmicas producto de la reacción del oxígeno con los

sulfuros y en el aprovechamiento de esta energía para la descomposición y fusión de la carga sólida que se alimenta.

Los gases de salida del CT son captados por una campana refrigerada, enfriados en una cámara de enfriamiento provista de rociadores, limpiados en un precipitador electrostático y finalmente enviados a la planta de ácido sulfúrico.

En el **Anexo A**, se muestra el diagrama de flujo completo de la fundición de cobre (área de preparación de materiales, fundición y planta de ácido).

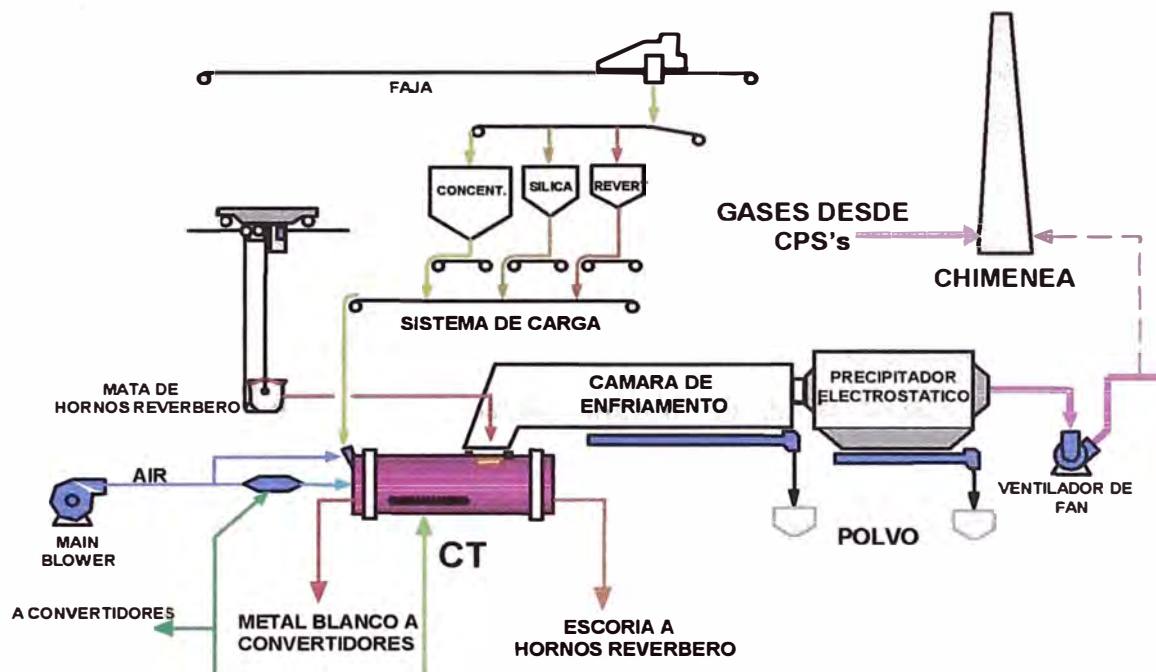


Figura 1.2 - Diagrama de flujo del Convertidor Teniente

1.3 ANTECEDENTES DEL PROCESO TENIENTE

El uso de la tecnología El Teniente ha sido desarrollado en la Fundición de Caletones de la División el Teniente de CODELCO - Chile, y se remonta a enero de 1977, en que se diseñó el primer convertidor Teniente. A partir de ese momento otros reactores similares operan en Chile, en las Fundiciones de Chuquicamata, Potrerillos, Las Ventanas y Hernán Videla Lira; y en NKANA ZCCM, Zambia; La Caridad, México; ILO, Southern Perú.

Esta tecnología hace uso básicamente de la energía generada por la oxidación de la mata (sulfuros de cobre y fierro), para producir la descomposición de los componentes mineralógicos del concentrado, para obtener una mata de alta ley de cobre o "metal blanco". Es un proceso continuo de conversión basado en la tecnología baño de fusión.

En el diseño original, esto es con concentrado húmedo (diseño que se tiene en la fundición analizada), la mata del horno reverbero se carga al convertidor Teniente a través de su boca de salida de gases de acuerdo a un programa definido. El concentrado y el fundente son constantemente cargados a través del garr-gun (educor que impulsa la carga) ubicado en una de las placas de los extremos del reactor. Estos materiales sólidos se alimentan hacia la superficie del baño, la que se mantiene en un estado altamente turbulento mediante corrientes de aire enriquecido con oxígeno introducido a través de las toberas. El proceso es flexible, teniendo la capacidad de tratar una amplia variedad de concentrados los que reaccionan con aire enriquecido hasta en 33.5 % de oxígeno. El metal blanco y la escoria producidas se sangran sin interrumpir los ciclos de soplado. El metal blanco se lleva a los convertidores Peirce Smith, donde se oxidan a cobre blister. La escoria que se produce es devuelta a los hornos reverberos con el propósito de recuperar el cobre.

En forma continua se produce el anhídrido sulfuroso en una corriente de alta fuerza (7-10% SO₂, dependiendo del nivel de dilución en la campana y de las facilidades del manejo de gases). El gas que sale es capturado por campanas enfriadas con agua y transportado a través de una cámara evaporativa de enfriamiento hacia un precipitador electrostático para sacar el polvo.

Para mejorar el proceso anterior, se adoptó el uso de oxígeno industrial para enriquecer el aire que se sopla debajo de la superficie del baño a través de toberas, como también la inyección de concentrado seco. La inyección de concentrado seco (0.2% - 0.5% humedad) al interior del baño, a través de toberas especialmente diseñadas, la llamada tecnología "Fusión Sumergida", se inició en la fundición de Caletones de la División El Teniente en el año de 1988, reemplazando casi totalmente al concentrado húmedo (7-8% de humedad) agregado sobre el baño.

Esta nueva tecnología, resultado de pruebas pilotos y semi-comerciales se realizaron en Caletones entre 1984 y 1987. Fue comercialmente introducido en julio de 1988 reemplazando a unidades de tamaño más pequeñas originales. Este nuevo método de alimentación de concentrado ha permitido al convertidor Teniente incrementar su capacidad de fusión en Caletones a 2000 t/d de concentrado, como también lograr un importante incremento de la relación concentrado/mata hasta hacer innecesario la adición de mata para mantener el balance de requerimiento de calor del proceso. El convertidor Teniente operando con inyección de concentrado seco se ha consolidado como una tecnología altamente productiva, con bajos costos de inversión.

1.4 FORMULACIÓN DE OBJETIVOS

a. Objetivo General

Estudiar detalladamente el comportamiento de las especies mineralógicas de los concentrados y de los tipos de material frío en la operación del convertidor Teniente, para desarrollar alternativas de operación en el CT que permitan menguar las condiciones adversas que promueve los recortes de operaciones por control ambiental.

b. Objetivos Específicos

- Caracterizar mineralógicamente dos tipos de concentrados de cobre típicos del sur del Perú.
- Desarrollar un modelo matricial de balance de materia y energía del convertidor Teniente que nos permita simular camas fundidas con cualquier cambio de las variables operativas y composición de cama con un alto grado de confiabilidad.
- Determinar como influye las características de los concentrados (mineralogía y humedad) y el tipo de material frío tratado, en la capacidad de fusión, mata requerida y metal blanco producido en el convertidor Teniente para una mismas condiciones de flujo de aire y enriquecimiento de oxígeno.

- Interpretar el comportamiento de la fusión en el baño de las especies mineralógicas y su implicancia en la eficiencia de oxígeno y temperatura de escoria.
- Establecer los principales inconvenientes que pueden presentarse desde el punto de vista metalúrgico en el convertidor Teniente por la fusión de camas con ciertas características y composición, para la seguridad del equipo.

1.5 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

- Concentrados con altos contenidos de FeS (pirita, calcopirita) incrementan la capacidad de fusión y la temperatura de trabajo en el convertidor, reduciendo su consumo de mata caliente.
- En la fusión de concentrados con altos contenidos de pirita, la eficiencia total de oxígeno es mayor debido a que el aire del garr-gun (el que impulsa la carga) reacciona proporcionalmente con la presencia de mayor azufre pirítico.

CAPITULO 2 MARCO CONCEPTUAL

2.1 ASPECTOS TEÓRICOS

2.1.1 METALURGIA GENERAL DE LA FUSIÓN-CONVERSION DE CONCENTRADOS DE COBRE EN EL CONVERTIDOR TENIENTE

Los procesos de fusión-conversión de concentrados de cobre tienen en común dos características: fundir el concentrado y convertir parcialmente la mata aprovechando así el calor de las reacciones de oxidación para suplir los requerimientos térmicos del proceso, total o parcialmente, haciendo uso de enriquecimiento del aire de soplado para lograr o tender a la autotermicidad del proceso.

Las diferentes tecnologías de fusión-conversión se las ha clasificado como las de fusión inmediata (flash smelting) y de fusión en el baño (bath smelting). La tecnología El Teniente pertenece al proceso de fusión en el baño. En el **Anexo B** se detalla las características de los procesos de fusión-conversión.

2.1.1.1 ANÁLISIS DE LA REGLA DE LAS FASES

Cuando un sistema metalúrgico esta bajo la influencia de un equilibrio heterogéneo, el numero de fases que pueden estar en equilibrio en este tipo de sistemas no es arbitrario, esta definido por la regla de las fases.

Para un sistema compuesto por C componentes y P fases, se define la Regla de las Fases como:

$$F = C + 2 - P$$

Donde F se denomina la varianza o grados de libertad del sistema.

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

El sistema básico de fusión en CT tiene 5 componentes principales, es decir, $C = 5$ (Cu, Fe, S, O, Si) y 3 fases; es decir, $P = 3$ (mata, escoria y gas). Entonces, $F = 4$, lo que significa que para especificar el equilibrio se deben escoger 4 variables independientes. Por razones prácticas, se seleccionan las siguientes variables:

- % Cu en el metal blanco,
- Temperatura, T,
- Presión parcial del SO_2 , p_{SO_2}
- Contenido de sílice en la escoria, % SiO_2 .

La respuesta de mayor interés como variable dependiente es % Fe_3O_4 en la escoria.

2.1.1.2 ANÁLISIS DE EQUILIBRIOS EN LA FASE METAL

En el convertidor Teniente se sopla aire a través de toberas en el metal blanco líquido, el que reacciona con el Fe y S que forman el baño y los sulfuros del concentrado, que está siendo digerido por las fases fundidas metal y escoria. El material fundido que se produce en esta zona agitada fluye luego hacia una zona apartada de las toberas, donde tienden a separarse el metal blanco y la escoria, con composiciones que se aproximan al equilibrio químico, suponiendo que se evite siempre el soplado directo en la escoria y la sobreoxidación de ella. A continuación se interpretan mediante diagramas los equilibrios metal - escoria - gas que se establecen en el convertidor Teniente.

Si se desprecia la solubilidad del FeO y Fe_3O_4 en el metal, el sistema utilizado para representar los equilibrios de la fase metal en el CT, es el ternario Cu-Fe-S. Es el diagrama fundamental para el estudio de las matas de cobre y a las temperaturas de los procesos de fusión-conversión, los diagramas isoterms son relativamente simples.

Las características del diagrama ternario Cu-Fe-S son las siguientes.

- Solubilidad líquida total del Cu_2S y FeS.
- Las matas de más de 60% Cu, pueden estar en equilibrio con cobre metálico.

- Las matas pueden tener exceso o defecto de azufre respecto al cuasibinario $\text{Cu}_2\text{S}-\text{FeS}$.

La Figura 2.1 muestra la isoterma del ternario Cu-Fe-S a 1300 °C. Se puede apreciar que los ejes entre FeS y Cu_2S son completamente líquidos a esta temperatura y que existe una amplia región de no estequiometría (exceso o defecto de azufre en relación al cuasibinario $\text{Cu}_2\text{S} - \text{FeS}$) que se mueve entre saturación con el metal y saturación con gas a 1 atm de presión. El ancho de esta región no estequiométrica aumenta con la temperatura.

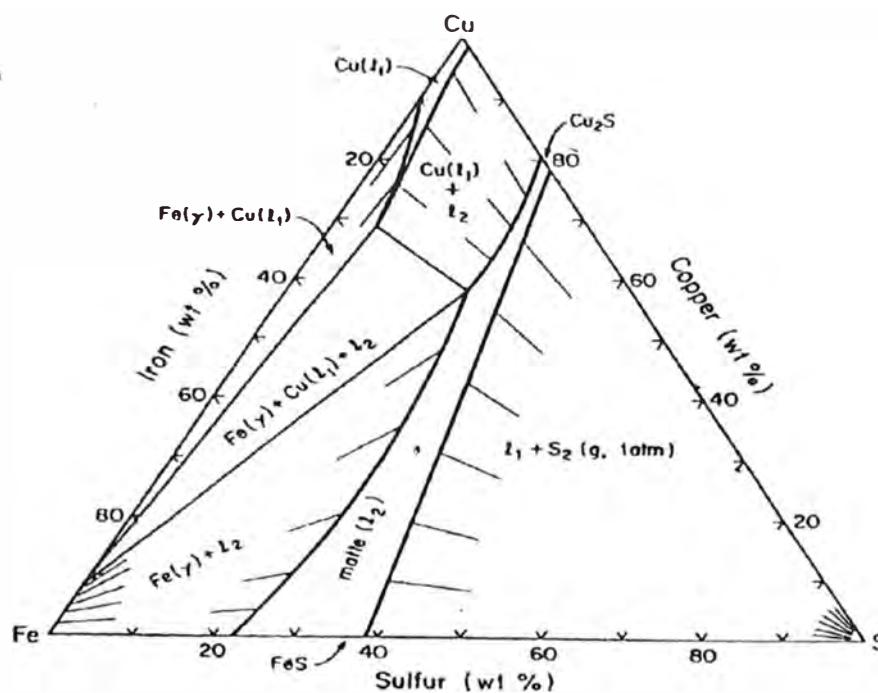


Figura 2.1 - Sistema ternario Cu-Fe-S, isoterma a 1300 °C ⁽⁵⁾

La Figura 2.2 muestra el sistema cuasibinario eutéctico $\text{Cu}_2\text{S}-\text{FeS}$, soluble al estado líquido y solubilidad parcial al estado sólido (μ = solución sólida $\text{Cu}_2\text{S}-\text{FeS}$, θ = solución sólida $\text{FeS}-\text{Cu}_2\text{S}$).

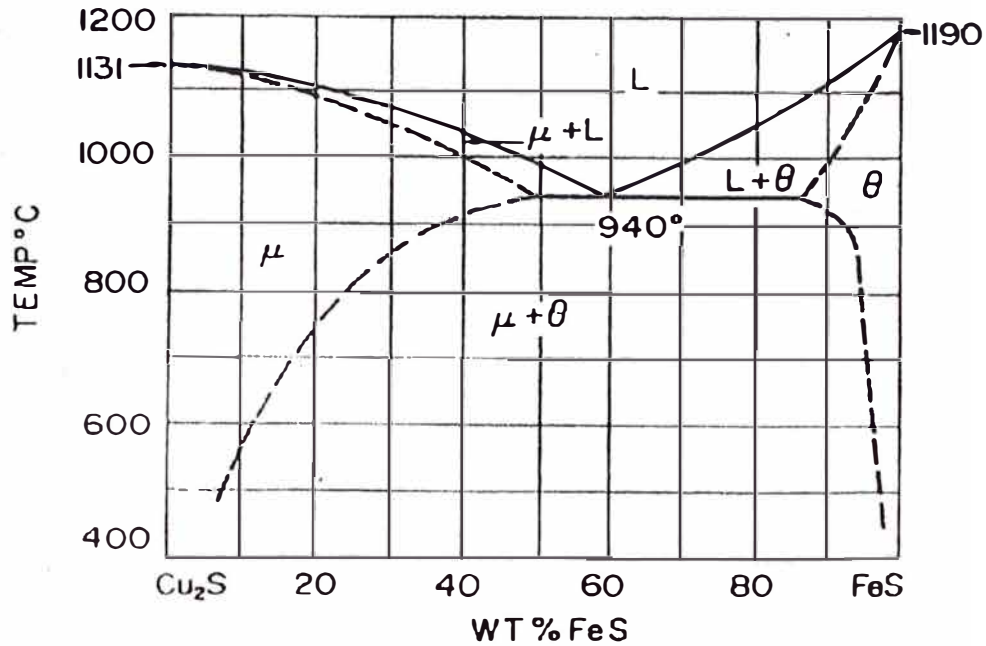


Figura 2.2 - Sistema Cuasibinario $\text{Cu}_2\text{S}-\text{FeS}$ ⁽⁵⁾

2.1.1.3 ANÁLISIS DE EQUILIBRIO EN LA FASE ESCORIA

Si se desprecian las solubilidades principalmente de FeS y Cu_2S en la escoria, esta se representa por el sistema $\text{Fe}-\text{O}-\text{Si}$. El sistema de $\text{FeO}-\text{SiO}_2$ da la idea más fundamental en la composición de la escoria en la pirometalurgia de cobre. Hay un amplio rango de baja temperatura de fusión cercano a la fayalita ($2\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2$ o Fe_2SiO_4) en el diagrama de fase binario mostrado en la Figura 2.3. La sílica se utiliza como un fundente debido a la existencia de este rango de temperatura de bajo punto de fusión en lugar de su propio punto de fusión alto (1723°C). Esta clase de material de alto punto de fusión necesita tiempo para la transferencia de masa para ser fundido. El FeO en la escoria o la mata toca la superficie de la partícula de sílica y entra gradualmente en la partícula. El contenido de sílica decrece en la superficie de la partícula y el punto de fusión baja a la temperatura de operación. La superficie se fundiría entonces en la escoria como una escoria de alto contenido de SiO_2 . Esta escoria se mezcla con el FeO recientemente generado y mantiene el contenido de SiO_2 en la escoria constante. Se considera que la transferencia de masa es más lenta que la transferencia de calor.

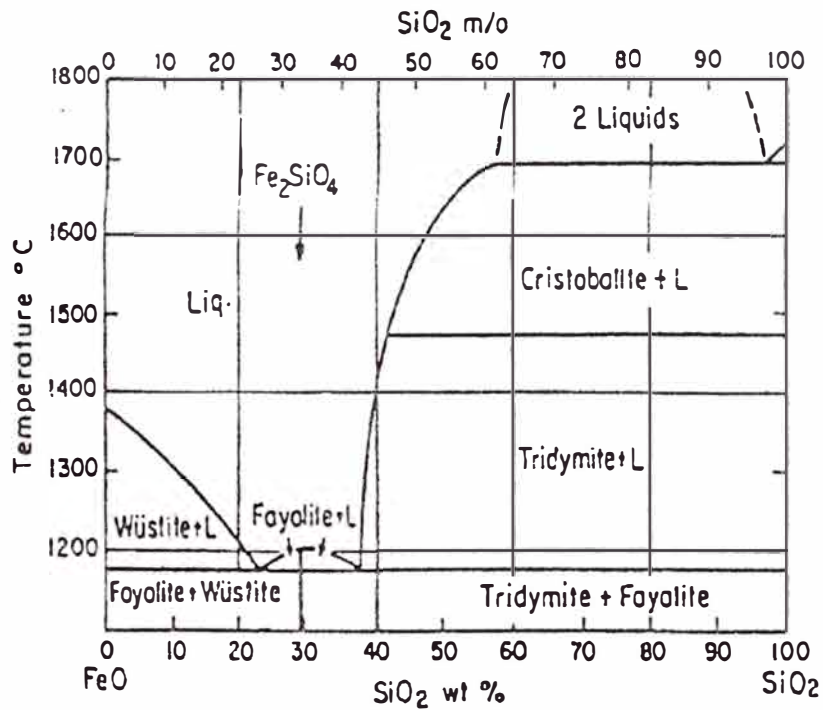


Figura 2.3 - Diagrama de fase FeO-SiO₂⁽²⁾

La porción politerma del sistema Fe-O-Si de interés para el proceso de fusión de concentrados en el CT es el diagrama de fases FeO-Fe₂O₃-SiO₂, que se muestra en la Figura 2.4. La fase escoria de silicato ferroso esta rodeada de líneas de saturación en Fe₇, FeO, SiO₂ (tridimita) y Fe₃O₄.

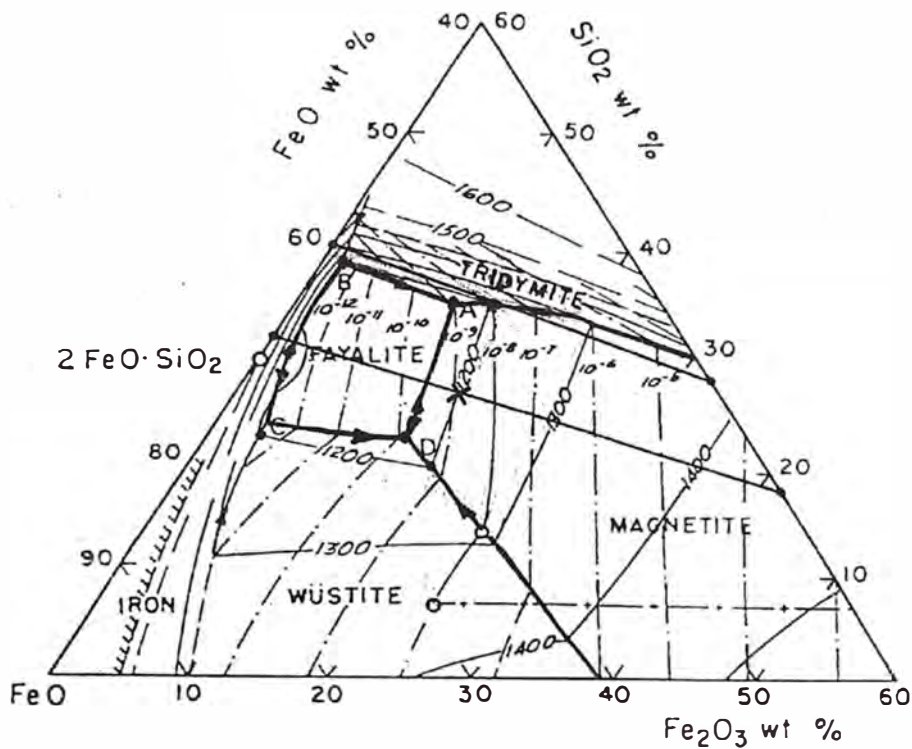


Figura 2.4 - Proyección Politérmica del Sistema $\text{FeO-Fe}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ ⁽²⁾

En la figura se muestra la proyección de la superficie del liquidus del sistema $\text{FeO-Fe}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$, mostrando las curvas del límite como líneas fuertes, las termoisobaras como las líneas suaves y las isobaras de oxígeno en la superficie del liquidus aparecen como líneas suaves punto guión.

El área incluida por ABCD muestra la sección transversal cortada horizontalmente a 1200°C mostrando la región líquida homogénea principalmente consistente en fayalita. La línea AB y las varias líneas en paralelo con AB muestran la saturación de SiO_2 a cada temperatura. La línea AD y las varias líneas en paralelo con el AD muestran la saturación de la magnetita a cada temperatura. Las escorias del convertidor Teniente marcada en la figura como "X" son comparadas en el diagrama como escorias de silicato férrico típicas.

Como es mostrado claramente en la figura, la precipitación de SiO_2 o magnetita es posible dependiendo mayormente de la temperatura.

A mayor p_{O_2} , mayor el punto de fusión. Esto significa que una operación a mayor grado de mata, requiere una mayor temperatura en la escoria para prevenir la precipitación de la magnetita.

La precipitación de fase sólida (la magnetita y/o sílice), incrementa la viscosidad de la escoria notablemente y causa una apariencia de capas barrosas entre la mata y la escoria y/o sólido flotante en el convertidor.

Las características principales de este sistema ternario son las siguientes:

- Las escorias presentan saturación posible con cinco fases; Fe_γ , $SiO_2(s)$, $Fe_3O_4(s)$, $FeO(s)$ y $2FeO.SiO_2$.
- La magnitud del campo de existencia de escorias líquidas es fuertemente dependiente de la temperatura.
- La fayalita, como compuesto sólido, solo aparece bajo $1200\text{ }^\circ\text{C}$.

Para mejorar las características de la escoria desde los puntos de vistas de temperatura de fusión y precipitación del sólido, se sugiere lo siguiente.

- El control de la temperatura de escoria es el factor más importante en el control de cualquier operación pirometalúrgica.
- Alta temperatura y menor grado de mata, son la manera para corregir escorias saturadas con magnetita.
- La operación con baja presión parcial de oxígeno disminuye el punto de fusión de la escoria. La adición de un agente de reducción puede prevenir la precipitación de la magnetita incluso con algunas fluctuaciones de temperatura inevitables.

2.1.2 CONSIDERACIONES TERMODINÁMICAS Y CINÉTICAS DE LA FUSIÓN-CONVERSION DE CONCENTRADOS DE COBRE

2.1.2.1 EXPLICACION DE LA ETAPA DE LA FUSIÓN – CONVERSIÓN DESDE EL PUNTO DE VISTA TERMODINÁMICO

El propósito de la etapa de la fusión de concentrados de cobre es aumentar el contenido de cobre en la fase mata removiendo el fierro. La fase fusión en el proceso convencional incluye un soplado escoria en el convertidor Peirce Smith, en que desde el punto de vista termodinámico, el alto grado de mata o metal blanco coexiste con la escoria silicatada. En el proceso Teniente, el grado de mata es 75% que es alto como producto del reactor pero más bajo que el punto final del soplado escoria en el convertidor Peirce Smith.

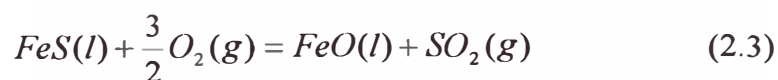
Para comparar el orden de oxidación entre sulfuros de cobre y fierro, es conveniente considerar la siguiente ecuación.



Usando el valor de ΔG° a 1473 K (1200°C), la constante de equilibrio K_1 se obtiene como sigue.

$$K_1 = \frac{a_{Cu_2S} \cdot a_{FeO}}{a_{FeS} \cdot a_{Cu_2O}} = 2.78 \times 10^4 \quad (2.2)$$

Este número sumamente grande de K_1 muestra que la reacción tiene una tendencia fuerte a cambiar para el lado de la derecha, que quiere decir que el Cu_2S y FeO son mucho más estables. En otras palabras, el FeS predominantemente es oxidada formando óxido de fierro por la ecuación (2.3) y el óxido de cobre en la escoria puede mantenerse en un nivel bajo.



$$K_2 = \frac{a_{FeO} \cdot P_{SO_2}}{a_{FeS} \cdot P_{O_2}^{3/2}} \quad (2.4)$$

Para determinar el cálculo termodinámico en la etapa de fusión, es esencial saber la actividad del FeS en la mata, y la actividad del FeO en la escoria respecto al grado de mata.

a. Actividad del FeS en la Mata

La Figura 2.5 muestra las actividades del FeS y Cu₂S relativo para la fracción molar del Cu₂S en la mata, medido por el Dr. Asano. Cuando el FeS y Cu₂S puros son mezclados y mantenidos en estado fundido, las actividades de cada componente son casi ideales, como es mostrado en la figura. Sin embargo, las matas comerciales contienen elementos tales como oxígeno (principalmente combinado con fierro) más varios elementos de impureza. La actividad del FeS se vuelve mucho más bajo que el sistema binario puro cuando la mata contiene Fe₃O₄ (ver la línea sólido en la figura), mientras la actividad de Cu₂S queda cerca del ideal. Para obtener la actividad del FeS en relación al grado de mata, es necesario convertir el eje de las abscisas de la Figura 2.5 de fracción molar a porcentaje en peso. Aquí, el oxígeno en la mata se asume que esta combinado con fierro como forma de Fe₃O₄, con la siguiente relación al grado de mata.

$$Fe_3O_4(\% \text{ peso en mata}) = 11.914 - 0.152\chi \quad (2.5)$$

Donde, χ = % peso de Cu en la mata

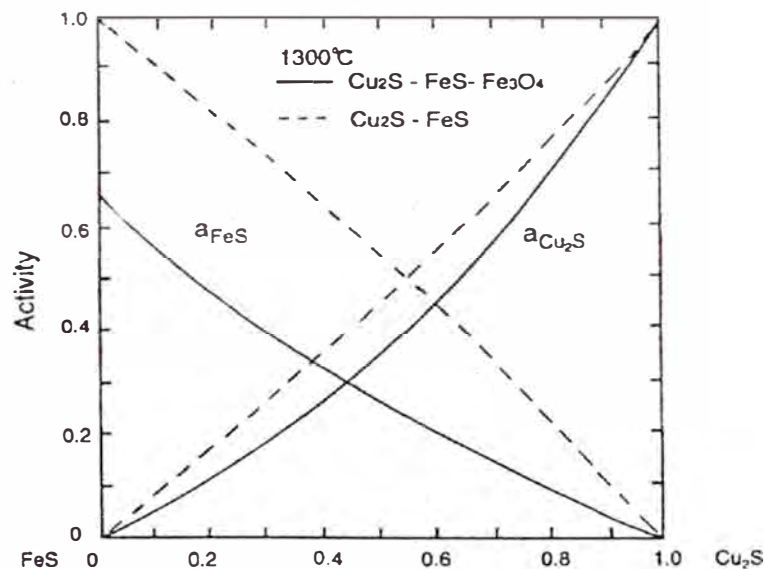


Figura 2.5 - Actividades del FeS y Cu₂S en la fase mata a 1300°C ⁽²⁾

Usando el número molecular total de la mata, la actividad del FeS mostrado en la Figura 2.5 puede relacionarse aproximadamente al grado de mata como es mostrado a continuación.

$$a_{\text{FeS}} = 8.77 \times 10^{-5} \chi^2 - 0.0217\chi + 1.18 \quad (2.6)$$

La Figura 2.6 muestra esta relación junto con el número molecular total en 100g de mata.

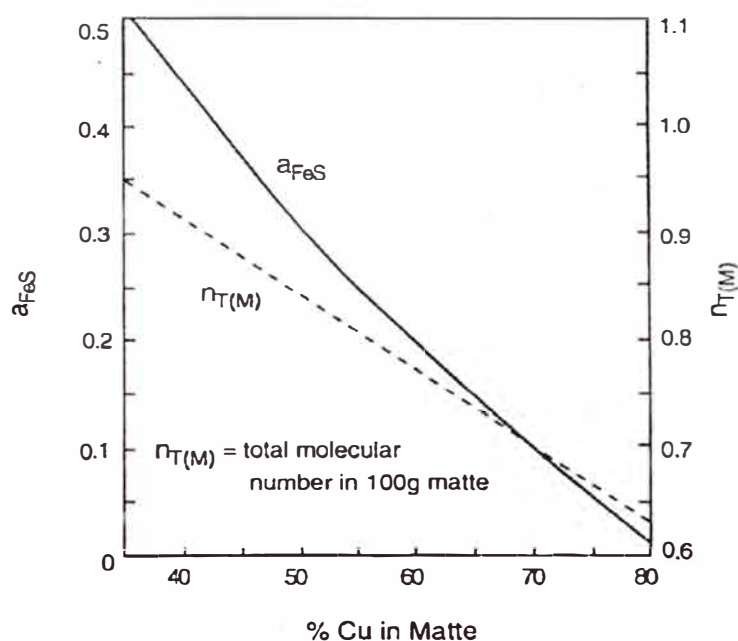


Figura 2.6 - Relación entre el grado de mata, a_{FeS} y n_{T} ⁽²⁾

b. Actividad del FeO en la Escoria Silicatada

La Figura 2.7 muestra las líneas del líquidus del sistema ternario FeO-Fe₂O₃-SiO₂ por ABCDA y las líneas de iso-actividad de Fe₂O₄ y FeO a 1200°C, según el Dr. Korakas. En la figura, la línea AD muestra el límite saturado con SiO₂ y DC muestra la línea saturada con magnetita.

La actividad del FeO depende favorablemente del contenido de sílica en la escoria. A mayor contenido de sílica, menor la actividad de FeO. En la operación comercial, el contenido de sílica está normalmente cerca de la línea AD, de saturación de sílice. Bajo estas condiciones, parece razonable considerar la

actividad de FeO en la escoria casi constante, alrededor de 0.4, e independiente del grado de mata o el potencial de oxígeno en la etapa de conversión de mata. Sin embargo, en la fase de soplado escoria en la operación del convertidor Peirce Smith, la sílice se ajusta normalmente al más bajo contenido que corresponde a un 0.5 o la mayor actividad para el FeO en la escoria.

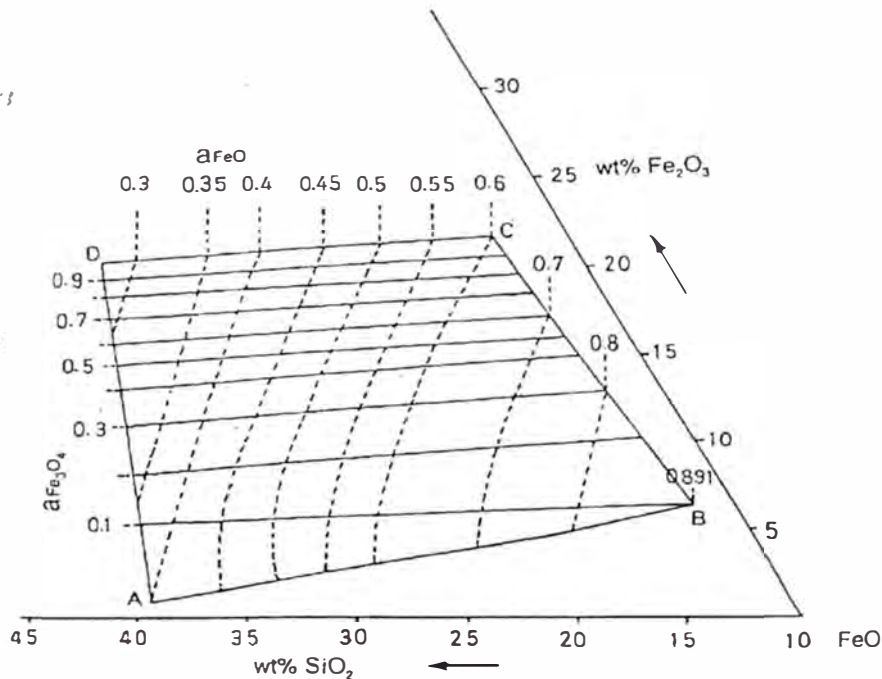


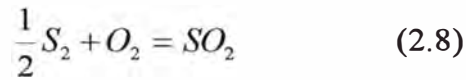
Figura 2.7 - Línea del líquidus del sistema FeO-Fe₂O₃-SiO₂ y líneas de iso-actividad de Fe₃O₄ y FeO a 1300°C (2)

c. Relaciones del Grado de Mata, P_{O2} y P_{S2}

La ecuación (2.7) representa la relación entre P_{O2} y a_{FeS} (a_{FeO} y P_{SO2} se deciden independientemente) correspondiendo a la reacción (2.3) y se deduce de la ecuación (2.4).

$$\log P_{O_2} = \frac{2}{3} \left(\log \frac{a_{FeO}}{a_{FeS}} + \log P_{SO_2} + \frac{\Delta G^\circ}{2.303RT} \right) \quad (2.7)$$

De una manera similar, la ecuación (2.9) puede deducirse a partir de la reacción (2.8).



$$\log P_{S_2} = 2 \left(\log P_{SO_2} - \log P_{O_2} + \frac{\Delta G^\circ}{2.303RT} \right) \quad (2.9)$$

A cualquier grado de mata dada, la actividad del FeS puede calcularse de la ecuación (2.6). Asumiendo la actividad del FeO como 0.4 o 0.5 y la presión parcial de SO₂ en 0.1 o 1.0, la presión parcial de oxígeno P_{O₂} a 1250°C puede calcularse de la ecuación (2.7). La presión parcial de azufre pS₂ es determinada insertando el valor calculado de P_{O₂} en la ecuación (2.9). Los resultados se muestran en la Figura 2.8. Como se muestra en la figura, cuando el grado de mata se mantiene debajo a 70%, ambos P_{O₂} y P_{S₂} muestran sólo pequeños cambios. Sin embargo, si el grado de mata es mayor a 70%, entonces la P_{O₂} aumenta grandemente con la reducción rápida de la P_{S₂}. La actividad del FeO tiene pequeño efecto sobre el grado de mata, P_{O₂} y P_{S₂}.

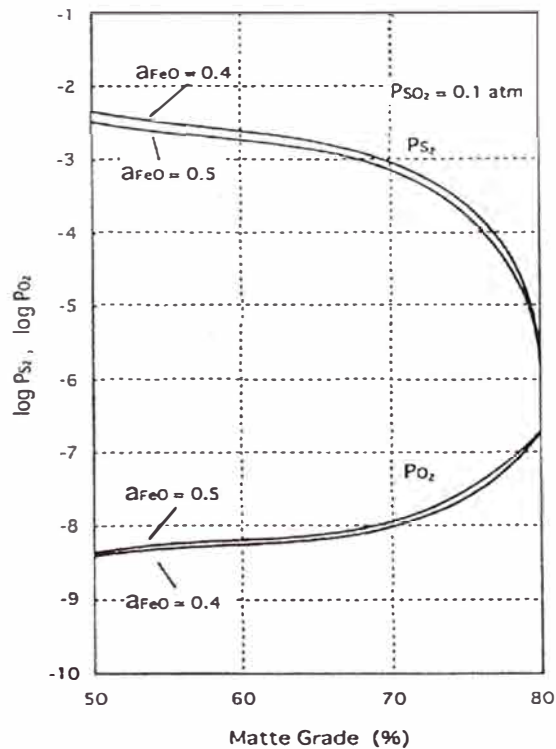


Figura 2.8 - Relación entre el grado de mata, potenciales de O₂ y S₂ a 1250°C y P_{SO₂}=0.1
(2)

d. Actividad de la Magnetita en la Escoria

Altos grados de mata, demanda altos potenciales de oxígeno, e inevitablemente alguna parte del FeO se oxida para formar la magnetita. La generación de la magnetita y su control en la escoria es uno de los factores más importantes para mantener una operación estable a lo largo del proceso de la fusión de cobre. La magnetita incrementa la temperatura de fusión y la viscosidad de la escoria, si el control de temperatura no fuera apropiado, causa el aumento del piso del reactor, y la formación de capas barrosas entre la mata y escoria. Para calcular la actividad de la Fe₃O₄ en la escoria, es conveniente considerar la ecuación (2.10).



$$\log a_{Fe_3O_4} = \frac{1}{3} \left(10 \log a_{FeO} - \log a_{FeS} + \log P_{SO_2} - \frac{\Delta G^\circ}{2.303RT} \right) \quad (2.11)$$

En el Figura 2.9 se ilustran las actividades de Fe₃O₄ en relación con las a_{FeS}, a_{FeO} y temperaturas de operación. Si la a_{Fe₃O₄} alcanza uno, (que significa que la Fe₃O₄ en la escoria muestra la misma conducta química como la Fe₃O₄ pura), la magnetita sólida precipitará desde un fundido homogéneo, porque la Fe₃O₄ pura sólo está fundido en las temperaturas de 1811 K (1538 °C) o superior.

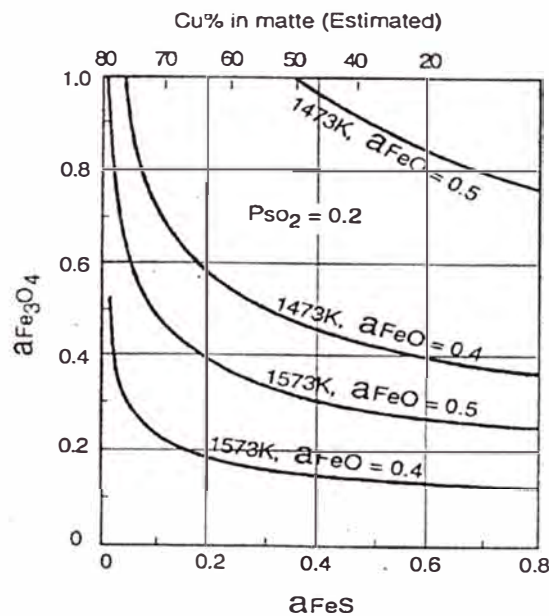


Figura 2.9 - Relación entre la a_{FeS} en la mata y la a_{Fe₃O₄} en la escoria ⁽²⁾

De la figura, es obvio que:

- A mayor grado de mata, mayor será la actividad de la magnetita.
- A menor temperatura de operación, mayor será la actividad de la magnetita.
- A menor actividad de FeO en la escoria, es decir a mayor adición de sílica, menor será la actividad de la magnetita en la escoria.
- La mayor actividad de la magnetita significa que es más fácil la precipitación de la magnetita con la fluctuación de temperatura.

e. Revisión del Diagrama del Potencial Químico Cu – Fe – S – O – SiO₂

Las reacciones principales en la etapa de la conversión de la mata descrita en las secciones “a” a “d”, puede resumirse en un solo diagrama presentado por el Dr. Yazawa. Este es llamado el diagrama de potencial químico azufre-oxígeno para el sistema Cu-Fe-S-O-SiO₂, mostrado en la Figura 2.10.

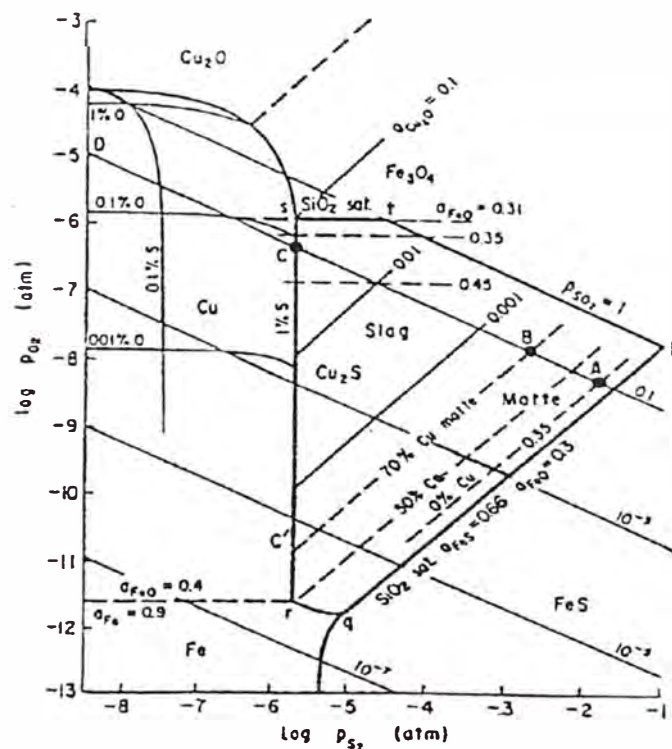
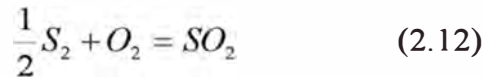


Figura 2.10 - Diagrama de potencial químico de azufre-oxígeno para el sistema Cu-Fe-S-O-SiO₂ a 1300°C⁽²⁾

En la figura, la parte encerrada por “pqrcstp” es un área donde las dos fases líquidas de mata y escoria silicatada pueden coexistir, a 1300°C bajo condiciones de presión ambiente. La presión parcial de SO₂ se da por las líneas inclinadas según la ecuación (2.13) desde P_{SO₂} = 1 hasta P_{SO₂} = 10⁻⁷.



$$\log K_4 = \log P_{SO_2} - \frac{1}{2} \log P_{S_2} - \log P_{O_2} \quad (2.13)$$

La línea recta pq representa el límite dónde la mata que no contiene cobre, coexiste con la escoria saturada con sílice. Considerando la siguiente reacción:



$$\log P_{O_2} = 2 \log \frac{a_{FeO}}{a_{FeS}} + \log P_{S_2} + \frac{\Delta G^\circ}{2.303RT} \quad (2.15)$$

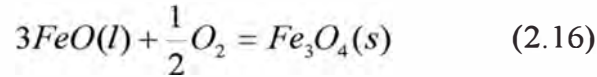
La mínima P_{O₂} coincide con la máxima a_{FeS} y mínimo a_{FeO} como es obvio de la ecuación (2.15). La máxima a_{FeS} es 0.66 como es discutido en la Figura 2.8 donde la mata no contiene cobre. La mínima a_{FeO} está alrededor de 0.3 como es discutido en la Fig. 2.10, dónde la escoria es saturado con sílice.

La ecuación (2.15) puede expresarse como 45° inclinado de la línea pq para la mínima P_{O₂} en relación con la P_{S₂}.

La a_{FeO} en el escoria varía de 0.3 a 0.5 como es discutido en la Figura 2.10, pero la a_{FeS} en la mata varía ampliamente de 0.66 (donde no contiene Cu₂S) a 0 (donde no contiene FeS) como es descrito en el Figura 2.8. Asumiendo que la a_{FeO} real en la escoria es 0.35, las líneas punteadas paralelas a pq representan el aumento del grado de la mata. Estas líneas también significa la disminución de la a_{FeS} y aumento de la a_{Cu₂S}.

La línea rq corresponde el límite dónde el fierro sólido se precipita a una presión de SO₂ y O₂ extremadamente bajo, una condición normalmente no comprendida en los procesos comerciales de fusión de mata. En la línea recta rcs, la mata (que no contiene sulfuro de fierro), y la escoria silicatada coexisten con la fase de cobre

metálico líquida. La línea st muestra la saturación de la magnetita en la fusión. El FeO en el escoria tiende a ser oxidada a Fe₃O₄ a altos potenciales de oxígeno según la siguiente reacción.

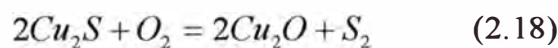


$$\log P_{O_2} = 2 \left(\log a_{Fe_3O_4} - 3 \log a_{FeO} + \frac{\Delta G^\circ}{2.303RT} \right) \quad (2.17)$$

La línea sólida st representa el log P_{O₂}, cuando la a_{Fe₃O₄} es 1 y la a_{FeO} es 0.31 (a_{FeO} = 0.30 - 0.35 corresponden a una escoria saturada con SiO₂, como el mostrado en la Figura 2.10) según la ecuación (2.17). Si la a_{FeO} es mayor, el logP_{O₂} para la precipitación de la magnetita sólida será menor, como es mostrado con dos líneas punteadas en la figura, correspondiente a la a_{FeO} = 0.35 y 0.45 respectivamente.

La línea tp corresponde a la P_{SO₂} de 1 atm. Considerando que las operaciones de fusión comercial se realizan bajo la presión ambiente, entonces 1 atm de presión de SO₂ es el máximo.

La fusión de cobre prosigue a lo largo de la isobara P_{SO₂} entre 1 y 0.1 atm. Desde el lado derecho inferior hasta el lado izquierdo superior. La fusión utilizando aire, se inicia cerca del punto A y la formación de mata se detiene antes de alcanzar el punto B a lo largo de la isobara de 0.1 atm. La P_{SO₂} dependerá del enriquecimiento de oxígeno en el aire de soplado. El soplado a escoria iniciado en el convertidor finaliza entre los puntos B y C, con un grado de mata de 75% Cu. Actividades de Cu₂O son mostradas en esta área por líneas paralelas para grados de mata, las líneas representa la ecuación (2.19), basado en la reacción (2.18).



$$\log P_{O_2} = 2 \log \frac{a_{Cu_2O}}{a_{Cu_2S}} + \log P_{S_2} + \frac{\Delta G^\circ}{2.303RT} \quad (2.19)$$

El soplado cobre se inicia sin adición de sílice y el remanente de hierro se oxida formando magnetita sólida antes del aproximarse al punto C debido a la alta a_{FeO} en el escoria. Cuando la mata es oxidada a 80%, el cobre metálico aparece en el

punto C y las dos fases de mata y cobre continúa coexistiendo durante algún tiempo hasta que la fase del metal blanco desaparezca.

Entre el punto A y B, hay muy poca variación en las presiones parciales de O₂ y S₂ a pesar de los grandes cambios del grado de mata, produciendo actividades bajas de Fe₃O₄ y Cu₂O. Cuando el grado de mata pasa encima del punto B, aumentos drásticos en estas actividades son inevitables, produciendo la separación de la magnetita sólida y un nivel considerable de cobre disuelto en la escoria.

La escoria en la etapa de soplado a escoria del convertidor Peirce Smith elimina estos problemas operando a bajos niveles de P_{O₂}, y desescoriando antes que la precipitación de la magnetita pueda ocurrir.

La explicación del proceso del Teniente ocurre desde el punto A hasta entre los puntos B y C en la línea de P_{S_{O₂}} entre 0.2 a 0.3.

En la Tabla 2.1 se muestra el cambio de la energía libre normal (ΔG°) para las reacciones principales involucradas en la fusión – conversión de concentrados de cobre.

Tabla 2.1 - Reacciones principales involucradas en la fusión de cobre y el cambio de energía libre normal (J /mol) ⁽²⁾

Reacción	ΔG°
$\text{FeS(l)} + \text{Cu}_2\text{O(l)} = \text{Cu}_2\text{S(l)} + \text{FeO(l)}$	$-144,500 + 13.05T$
$\text{FeS(l)} + 3/2\text{O}_2 = \text{FeO(l)} + \text{SO}_2$	$-484,240 + 88.3T$
$1/2\text{S}_2 + \text{O}_2 = \text{SO}_2$	$-362,070 + 73.41T$
$\text{Cu}_2\text{S(l)} + 3/2\text{O}_2 = \text{Cu}_2\text{O(l)} + \text{SO}_2$	$-338,670 + 75.25T$
$\text{FeS(l)} + 3\text{Fe}_3\text{O}_4\text{(s)} = 10\text{FeO(l)} + \text{SO}_2$	$654,720 - 381.95T$
$3\text{FeO(l)} + 1/2\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4\text{(s)}$	$-379,320 + 156.75T$
$2\text{Cu(l)} + 1/2\text{O}_2 = \text{Cu}_2\text{O(l)}$	$-117,600 + 39.10T$

2.1.2.2 CONSIDERACIONES CINÉTICAS DEL PROCESO DE FUSIÓN CONVERSION EN EL CONVERTIDOR TENIENTE

Debido a las altas temperaturas del proceso (1200 - 1300 °C) las reacciones son muy rápidas y el equilibrio químico se alcanza casi al instante. La gran diferencia entre la temperatura del concentrado húmedo con la temperatura del baño, incide en la mayor velocidad de transferencia de calor y en la velocidad de las reacciones entre las partículas de sulfuros que se digieren en el baño y en la rápida transferencia de masa. Por eso en este proceso, la cinética de reacción no es un factor controlante. El concentrado húmedo ingresa al CT impulsado por un flujo de aire de 90 - 100 Nm³/min a través del garr-gun y las partículas de temperaturas de ignición más bajas como la Pirita FeS₂ y la covelita CuS, reaccionan violentamente.

El incremento de calor en la partícula debido a la reacción de oxidación, es una función de la magnitud del calor de reacción; mientras que la pérdida de calor de la partícula, es una función del coeficiente de transferencia de calor de la misma. Cuando ocurre la ignición, la combustión del azufre piritico se inicia sobre la misma superficie de la partícula mineral y el calor liberado incrementa la temperatura del medio. La cinética de reacción es mucho mas rápida que la razón de transferencia de masa de oxígeno, por eso el mecanismo de reacción en este caso no es relevante, así la FeS₂ cuya temperatura de descomposición es la mas baja, puede arder mayormente antes de digerirse en el baño, mientras que las otras especies mineralógicas que no alcanzan a descomponerse sino hasta antes de ser digeridas en el baño, se someten a un fenómeno de reacción que aumenta con la interrelación entre la cinética de reacción y transferencia de calor, por lo tanto, la transferencia de masa no depende propiamente del mecanismo de reacción.

El concentrado calcopiritico mayormente alcanzara el contacto sólido-liquido y el comportamiento de la calcopirita CuFeS₂ se puede analizar siguiendo la correspondiente secuencia de reacciones en el baño:

- a) Disolución de las partículas de concentrado en la fase liquida.
- b) La oxidación del FeS en el metal para formar FeO.

c) Formación de escoria por reacción entre el FeO y la SiO₂ del fundente.

Debido a la turbulencia del baño, la oxidación y fusión de las partículas de concentrado ocurren en la masa envolvente del metal y escoria. Entonces al tomar contacto con el líquido, la descomposición térmica de las partículas de concentrado y la oxidación del FeS es extremadamente rápida. Por esta razón, los estudios sobre la disolución del concentrado y las partículas del fundente para formar la escoria solo son estimaciones.

Asumiendo que la disolución de las partículas de concentrado ocurre por la transferencia de calor del metal a las partículas el incremento de temperatura de una partícula se puede interpretar a través de la siguiente ecuación;

$$\frac{\pi}{6} d_p^3 \frac{\rho}{M} C_p \frac{\partial T_p}{\partial t} = \pi d_p^2 h (T_m - T_p) \quad (2.20)$$

Donde:

ρ y M , son la densidad y el peso molecular de la calcopirita

d_p , es el diámetro de la partícula de concentrado.

C_p , es el calor específico de la calcopirita.

T_m es la temperatura del metal blanco en el baño.

T_p , es la temperatura con que ingresa el concentrado.

h , es el coeficiente de transferencia de calor entre el metal y la partícula.

t , es el tiempo.

El coeficiente de transferencia puede ser estimado de la ecuación de Ranz-Marzhal⁽¹⁶⁾,

$$Nu = \frac{h d_p}{k} = 2 + 0.6 Re^{1/2} Pr^{1/3} \quad (2.21)$$

Donde:

Re, es el número de Reynolds

P_r , es el número de Prandtl del baño definido por:
$$P_r = \frac{C_p \mu}{k_m}$$

C_p , es el calor específico del baño fundido

μ , es la viscosidad del baño fundido

k_m , conductividad térmica del baño fundido.

De acuerdo con la dinámica del proceso, las partículas del concentrado se mueven con el baño líquido; pero asumiendo que este permanece quieto. $Re = 0$ Entonces $Nu = 2$ en consecuencia $h = 2 k/dp$ donde k es la conductividad térmica del baño metálico. Sin embargo como este valor no es bien conocido y el metal blanco se mantiene sobre 70% de Cu, es decir que contiene mas de 87.5% de Cu_2S , se puede utilizar la conductividad del sulfuro liquido, por lo tanto, asumiendo que la partícula toma contacto mayormente con el metal, se puede tomar: $k_{Cu_2S} = 3.1 \times 10^{-3}$ cal/s-cm-K. Entonces, definiendo los parámetros correspondientes para la ecuación (2.20) se tiene que:

$$T_m = 1503 \text{ K (1230 } ^\circ\text{C)}$$

$$dp = 5 \times 10^{-3} \text{ cm}$$

$$C_p = 41.2 \text{ cal/mol de CuFeS}_2$$

Para las condiciones iniciales, la temperatura de la partícula $T_p = T_{p_0}$. Es decir la temperatura cuando la partícula toma contacto con el baño y que esta por debajo de la temperatura de descomposición de la $CuFeS_2$ la cual es 1223 K (950 °C). Entonces, integrando la ecuación (2.20) el tiempo requerido para la disolución de la partícula de concentrado de calcopirita cuando $T_{p_0} = 500 \text{ K (227 } ^\circ\text{C)}$ es 0.81 msec y cuando $T_{p_0} = 600 \text{ K (327 } ^\circ\text{C)}$ el tiempo es 0.74 milisegundos.

Con este método de cálculo teórico a pesar de no considerar el efecto de la turbulencia del baño, podemos deducir que la disolución de las partículas de concentrado de cobre en el CT requieren menos de un segundo y que la reacción de fusión, es esencialmente una reacción gas/líquido en la interfase de las burbujas del aire enriquecido con el oxígeno que ingresa a través de las toberas.

Esta es una forma de interpretar la alta capacidad de fusión del CT por unidad de área de baño, por lo tanto, teniendo en cuenta la magnitud de sus variables operativas así como el uso de una mayor cantidad de oxígeno, será factible incrementar la capacidad de fusión del CT de un determinado tamaño disponible, siempre que se pueda controlar apropiadamente la máxima temperatura del proceso para garantizar la seguridad del equipo.

2.2 DESCRIPCIÓN DEL PROCESO TENIENTE

2.2.1 DISEÑO DEL REACTOR

Las dimensiones del convertidor Teniente de tipo de carga húmeda puede variar de 4.0 – 5.5 metros de diámetro por 18 - 22 metros de longitud. Las características del reactor son:

a. Casco

El diseño del convertidor Teniente es realizado utilizando variadas metodología moderna de cálculo. El modelamiento toma como base la carga que procesará el convertidor y las temperaturas que existirán en él con diferentes condiciones de operación. El casco se fabrica en placas de acero especial y resistente a deformaciones por sometimiento a carga permanente con altas temperaturas. Interiormente está revestido con ladrillos refractarios de cromo-magnesita.

b. Boca

La boca se fabrica en acero fundido, con placas apernadas reemplazables. Los pernos son de gran resistencia a la deformación en caliente. El área del convertidor vecina a la boca es protegida de derrames de material fundido, por medio de una placa de protección.

c. Sistema de Alimentación

Tres tolvas cilíndricas para concentrado, sílice y recirculantes, dosificadores automáticos e independientes para cada material.

d. Garr-Gun

En la zona superior de la culata se ubica el inyector de carga sólida o garr-gun, de diseño adecuado para la adición sobre el baño del concentrado, fundente y otros materiales. Este es un ducto de alimentación con una tubería que insufla aire a baja presión.

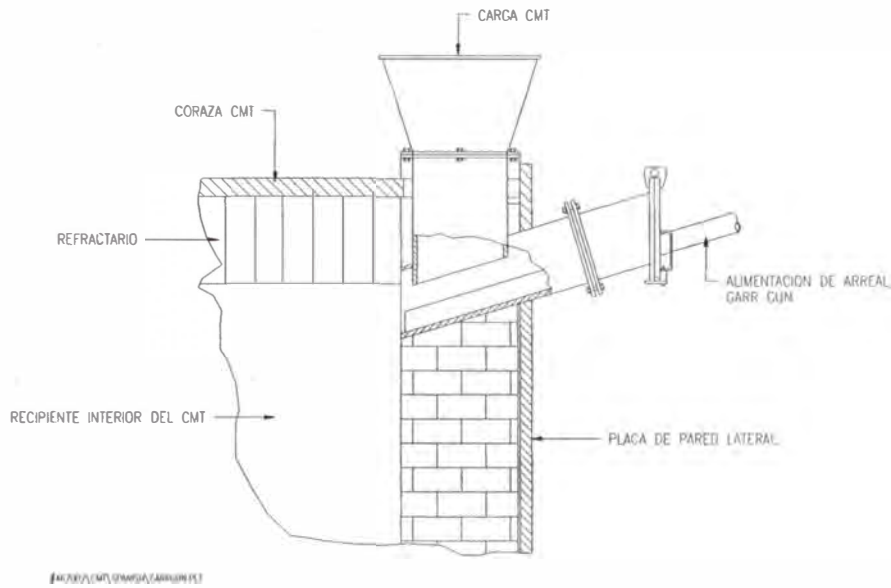


Figura 2.11 - Garr-Gun

e. Toberas

En dirección horizontal y sobre el extremo del casco se ubican cuatro puertas removibles, donde se montan 48 toberas para el insuflado de aire y oxígeno, con simple silenciador y diámetro de tubería de 2 ½". Se dispone del sistema para una reparación en caliente.

f. Captaciones de Gases

Para la captación de gases y polvos del proceso, dispone de una campana fabricada de paneles refrigerados por agua, con una compuerta móvil en su parte anterior para permitir un buen sellado de la misma, cuando el convertidor está en posición de soplado.

Se dispone además de carros punzadoras de toberas y de máquinas semiautomáticas para el tapado de las salidas de metal blanco y escoria.

CONVERTIDOR EL TENIENTE (CT)

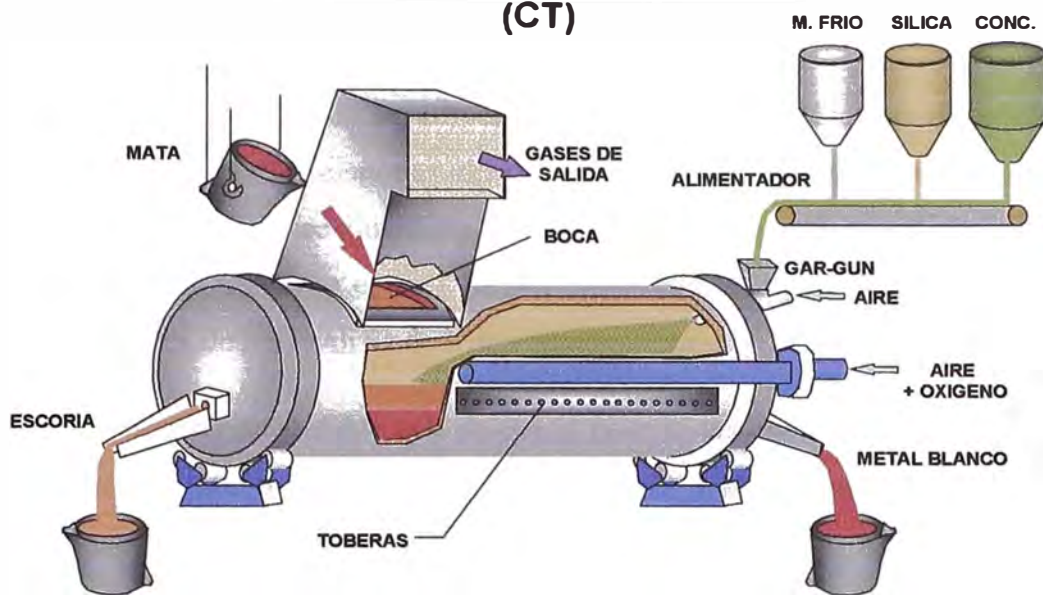


Figura 2.12 - Convertidor El Teniente

2.2.2 CONTROL METALÚRGICO

El proceso de fusión en el CT opera a temperaturas extremadamente altas (aproximadamente 1,235 °C). Estas condiciones provocan una reacción metalúrgica muy rápida. El control del proceso de fusión es, en consecuencia, crítico para asegurar una relación de alimentación máxima y prevenir, en pocas palabras, una escalada en mayores desarreglos del proceso. Los desarreglos en el CT tienen un impacto inmediato en las operaciones de los convertidores Peirce Smith y la planta de ácido.

El objetivo del CT es tratar el máximo de tonelaje de concentrados manteniendo un balance autotérmico adecuado. Las operaciones autotérmicas requieren de un apropiado balance de ingreso de materiales al CT. La falta de control en cualquiera de los ingresos, puede provocar un gran desajuste en el proceso.

Por ejemplo, si falla el sistema de control de flujo de alimentación, se verá afectada la temperatura de los líquidos en el interior del reactor y, por lo tanto, será necesario rectificar esta situación anormal. Existen otras situaciones que también podrían ocurrir, tales como: alto o bajo contenido de sílice en la escoria, alto

contenido de magnetita en la escoria, alto contenido de cobre en la escoria, perturbaciones en los niveles de las fases líquidas (escoria o metal blanco), etc.

Con la finalidad de controlar la alimentación de los materiales como parámetros operativos, es necesario disponer de la composición química antes que sean fundidos, de esta manera se ajusta los fundentes y recirculantes con el concentrado. Para obtener metal blanco y escoria de buena calidad, se tiene que afinar el ajuste con los resultados de los análisis de los productos finales.

Por esta razón es recomendable que se use el área de las camas para tener en stock almacenado suficiente mezcla de concentrados para una semana, con composición química conocida antes de ser alimentada a las tolvas del CT. Adicionalmente el uso de esta área permitirá reducir la humedad del concentrado por exposición solar. A mayor cantidad de concentrado mantenido en esta cancha, dará como resultado una operación constante.

A continuación una revisión de los efectos de algunos parámetros de control metalúrgico.

2.2.2.1 TEMPERATURA

Una de las condiciones de operación más importantes de un convertidor Teniente, es las temperaturas de los líquidos internos. Estos valores afectan directamente los procesos de rendimiento de energía, además del daño que podría producirse en la mampostería refractaria, en el caso de una desviación positiva de este parámetro.

La temperatura de los líquidos deberá fluctuar para el metal blanco entre 1180 y 1210 °C y para la escoria entre 1205 y 1235 °C. Este rango permite asegurar un adecuado consumo de los materiales sólidos, así como un nivel controlado de la pérdida de calor y condiciones de seguridad para la vida de la mampostería refractaria.

El ajuste de temperatura se realiza variando el flujo de alimentación de concentrado al convertidor. Solamente se disminuirá el oxígeno cuando se

requiera una disminución inmediata de temperatura y/o se haya alcanzado el límite máximo de alimentación de concentrado.

El control de temperatura también puede efectuarse mediante la adición de material frío al reactor, siempre y cuando el contenido de magnetita en la escoria se encuentre por debajo de 20% a fin de evitar incrementar su viscosidad y requerir una mayor temperatura para formación de la escoria.

También se debe controlar la temperatura del convertidor y de la escoria mediante el tiro (con el Hot Gas Fan) un tiro positivo calentará el convertidor y viceversa; pero desde el punto de vista que el tiro se debe mantener constante para garantizar la calidad de los gases a la planta de ácido y la eficiencia de los electroprecipitadores, no se considera un medio de control de temperatura.

Se puede concluir que disponemos de tres medios de control de temperatura: ratio de concentrado, ratio de recirculantes y enriquecimiento del aire.

2.2.2.2 COMPOSICIÓN DE ESCORIA

El control de la composición de la escoria del CT tiene como objetivo mantener un contenido de magnetita y sílice que permita fluir la escoria y a la vez proteger los ladrillos refractarios de un desgaste por ataque químico, con baja pérdida de cobre en las escorias.

El control de la composición de la escoria se basa en el balance de masa del convertidor; es decir, en el ratio de materiales alimentados (concentrados, fundentes, recirculantes, aire y mata) y producidos. Al tener una composición de la escoria definida (constante) se está hablando de un proceso en equilibrio, como el flujo de aire enriquecido y el ratio de concentrado se mantienen constante, el ajuste de la escoria se realiza con la adición de fundentes y recirculantes; la mata también tiene la propiedad de reducir la magnetita, por lo que cuando se adiciona tenderá a bajar el contenido de magnetita.

La formación de la magnetita se produce por la sobre oxidación de FeO, esto ocurrirá cuando no se adiciona la cantidad suficiente de fundente para que el FeO

se combine con la SiO_2 , también se produce por bajas temperaturas (al inicio de soplado después de un mantenimiento).

La filosofía del control operacional se basa en obtener una escoria con un contenido de magnetita comprendido entre 16 y 19%, manteniendo el grado del metal blanco alrededor de 73-75%, esto junto a un control permanente de la temperatura nos ha permitido formar y mantener una capa de magnetita que protege el revestimiento refractario, el operar por debajo de este rango significaría restarle protección al refractario y por arriba la viscosidad de la escoria se incrementaría haciendo difícil su remoción del convertidor y requiriendo una mayor temperatura de operación.

a. Alto Contenido de Magnetita en el Escoria

Las razones de un alto valor de magnetita en la escoria podrían ser las siguientes:

- Cuando el contenido de cobre en el metal blanco es muy alto, el contenido de magnetita en la escoria también es alto. Esto se debe a un potencial anormalmente alto del oxígeno en el sistema.
- A una menor entrada de fierro al sistema que la esperada, debido a cambios en las características de la alimentación de carga y/o una falla en el control del flujo de alimentación. Esto causará sobreoxidación de la escoria producida.
- Un bajo flujo de alimentación de sílica, lo que significará que una gran cantidad de FeO formará Fe_3O_4 en vez de $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$.

Los métodos más comunes para reducir el contenido de magnetita en la escoria son los siguientes:

- Agregar una o dos ollas de mata, para reducir el Fe_3O_4 con FeS , aumentar la entrada total de fierro al sistema y disminuir la ley de cobre del metal blanco.
- Aumentar el flujo de alimentación de la sílica de fundente, para producir más $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ en vez de Fe_3O_4 .

- El flujo de aire de soplado enriquecido y/o su nivel de enriquecimiento de oxígeno también pueden controlarse (disminuirlo), para reducir la oxidación en el sistema.

b. Contenido de Sílica en la Escoria (Alto o Bajo)

La composición de la escoria del convertidor Teniente es un indicador del funcionamiento del proceso. Particularmente, el contenido de sílica en la escoria tiene una cercana relación, tanto el contenido de cobre como de magnetita en ella.

En efecto, un bajo contenido de sílica en la escoria podrá ser causante de un nivel excesivo de Fe_3O_4 , y por lo tanto, una gran cantidad de mata retenida estará presente en la escoria, aumentando su contenido de cobre.

Por otro lado, un alto contenido de sílica en la escoria del convertidor Teniente producirá un aumento excesivo en su viscosidad y podrá causar una disminución en la temperatura de la escoria también. Por lo tanto a través de este mecanismo, un alto contenido de sílica en la escoria también podría causar un aumento en la cantidad de mata arrastrada en ella.

El contenido correcto de sílica en la escoria del convertidor Teniente se definirá de acuerdo a la entrada total de hierro al sistema. La meta es Fe/SiO_2 promedio de 1.8 en la escoria.

c. Alto Contenido de Cobre en la Escoria

Esta situación está muy relacionada con el problema de contenido de sílica y magnetita ya analizados, ya que una dosificación incorrecta de sílica y un aumento de la magnetita en la escoria harán aumentar el contenido de mata retenida en la escoria del convertidor Teniente.

Sin embargo, hay otras causas que producen el problema, por ejemplo, si el nivel de metal blanco es muy alto, es posible que parte de ese metal blanco se esté evacuando a través del pasaje de sangrado de escoria.

2.2.2.3 GRADO DE METAL

El contenido de cobre en el metal blanco debe estar alrededor de 73-75%. Contenidos superiores a 76% pueden traer problemas muy serios en el convertidor, porque:

- El metal blanco de alto grado se encuentra usualmente con escorias altamente oxidadas, causando arrastre de mata y por lo tanto alto contenido de Cu en las escorias.
- El convertidor comienza a enfriarse.
- Pude espumarse el convertidor al adicionar mata.
- El garr-gun se ensucia con frecuencia y difícil de limpiar.

Cuando el metal es muy bajo (69-70 % Cu, con alto contenido de FeS) y es adicionado a un convertidor que sopla Cu, es decir, en los convertidores Peirce Smith, producirá problemas operacionales. En efecto, retrasa el tiempo de soplado y calienta el convertidor debido al mayor contenido de escoria oxidada en el metal debido al FeS que se está alimentando al convertidor Peirce Smith.

2.2.2.4 INVENTARIO DE METAL

Controlar el inventario del metal blanco es muy importante en el convertidor Teniente, ya que de ello depende lograr una operación estable. Por esta razón se debe mantener siempre un inventario estable. El nivel debe ser mantenido entre 50 a 54 pulgadas de metal para un convertidor de dimensiones 4.5 x 20.0 m. Una manera practica de mantener el inventario es llevando el balance de materiales práctico, de la siguiente forma: tres ollas de mata equivalen a una de metal al igual que 100 tm de carga de concentrado.

Lo ideal es saber exactamente el nivel de metal blanco. Para ello se introduce una varilla de ½ pulgada hasta que el bastidor de la misma llegue al piso (greattings) del convertidor, luego se mide el nivel de metal con una regla metálica (la costra que forma el metal en la varilla es mucho más delgada, que la que se forma en la zona de escoria).

Cuando el nivel del metal blanco en el convertidor Teniente es muy bajo, se podría producir una situación de riesgo, y es que la capa de escoria se está soplando con aire enriquecido con oxígeno.

El mejor método para recuperar el nivel normal de metal blanco es cargando dos a tres ollas de mata. Luego, será necesario esperar algunos minutos antes de sangrar metal blanco para normalizar su ley de cobre.

La capa de escoria no debe estar nunca en contacto con el nivel de la línea de toberas ya que podría espumarse el convertidor y producirse un derrame. Un exceso de escoria al interior del convertidor se introducirá en un nivel excesivo de baño; por consiguiente una mayor presión metalostática. El efecto de este exceso de escoria, será la obtención de un flujo bajo e irregular.

2.2.3 MANEJO Y TRATAMIENTO DE GASES DE SALIDA

Los gases producidos en el CT son evacuados a una temperatura de 1200-1220°C y captados por una campana construida con paneles refrigerados, en la cual se produce una infiltración de aire frío de aproximadamente de 100%. La chimenea está hecha de paneles, a través de los cuales, circula agua para proteger los paneles de las altas temperaturas de los gases de salida. El calor es removido del agua circulante por medio de intercambiadores de calor tipo placas usando agua de chaquetas como medio refrigerante.

De esta forma los gases ingresan a la cámara de enfriamiento horizontal con una temperatura de 600°C y a fin de satisfacer principalmente la temperatura de operación del precipitador electrostático, los gases son enfriados a una temperatura de 345°C mediante lanzas con boquillas, las cuales inyectan agua atomizada dentro de la corriente de gases calientes. Como el agua se evapora, absorbe energía de los gases de descarga cayendo la temperatura de toda la corriente de gases. El agua es atomizada en fina niebla para asegurar que toda el agua se evapore antes de pasar al precipitador electrostático. Si el agua no se evapora, la conductividad de los gases se incrementa y puede causar cortos circuitos y dañar al precipitador.

Como los gases pasan a través de la cámara de enfriamiento, las partículas de polvo caen y son colectados al fondo de la cámara. Una cadena transportadora es usada para mover el polvo a una tolva colectora. En la cámara de enfriamiento aproximadamente se recupera el 30% del polvo contenido en los gases, posteriormente el 98% del polvo remanente es recuperado en el precipitador electrostático. Este polvo en un tonelaje promedio de 18 ton/día es recirculado a los hornos reverberos y/o al CT.

De la cámara de enfriamiento, el gas pasa al precipitador electrostático para remover el polvo remanente. El precipitador remueve mas del 98 por ciento del polvo que ingresa, resultando una corriente de gas de descarga que contiene 0.05 gr/scf aproximadamente.

Los gases de proceso de descarga pasan del precipitador electrostático al ventilador de gases calientes y descargado a la Planta de Ácido con una concentración promedio de 8.5% de SO₂ para producir ácido sulfúrico con una pureza de 98.5%.

El proceso de la planta de ácido es del tipo de absorción simple, y está diseñada para producir ácido tanto de 93 ó 98.5 por ciento a partir de la corriente de gases del CT con una concentración entre 6.5 y 9.3 por ciento en anhídrido sulfuroso.

2.2.4 PROBLEMAS OPERATIVOS RELEVANTES

Entre los problemas relevantes tenemos: problemas del garr-gun, desgaste del refractario y reducción del volumen del reactor por crecimiento del piso.

a. Problemas del Garr-Gun

Cuando se tapa el garr-gun, no es posible alimentar materiales sólidos (concentrado, carga fría, fundentes) al convertidor Teniente. Por lo tanto, el consumo de energía interna del reactor disminuirá fuertemente y luego, su temperatura aumentará. Salpicaduras del baño fundido, concentrado húmedo, objetos foráneos y recirculantes de tamaño grande pueden tapar fácilmente el pasaje, causando perdida de alimentación al CT. Cuando se pierde carga, los parámetros de soplado se reducen para prevenir la elevación de la temperatura hasta

la temperatura límite. Si la interrupción de carga provoca un incremento de temperatura sobre los límites controlables, el CT será sacado fuera de chimenea hasta que se limpie la obstrucción.

Se deberán considerar dos aspectos, en primer lugar, cómo controlar la operación del convertidor Teniente y su temperatura mientras se está limpiando el garr-gun; y segundo, como realizar la operación de limpieza del garr-gun.

Para controlar la temperatura del reactor mientras el garr-gun se está limpiando, se debe proceder como lo anteriormente detallado en el control de la temperatura, considerando que no hay carga de sólidos disponible para disminuir la temperatura interna del CT, por lo tanto se disminuye el enriquecimiento de oxígeno.

Con respecto a la limpieza del garr-gun, se usan como herramientas de limpieza: martillo de aire, doles, barrenos de punta cuadrada, un tensor para soportar al martillo y un tirador en forma de gancho. Si no es posible abrir el garr-gun, con las herramientas antes indicado, se debe usar una lanza de oxígeno para quemar el material acumulado.

b. Desgaste del Refractario

El convertidor Teniente es un reactor que debido a las severas condiciones operacionales, impone fuertes exigencias a los refractarios.

En la interacción refractario – mata, $(\text{Cr}_2\text{O}_3\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-MgO}) - (\text{Cu}_2\text{S-FeS})$, la solubilidad mutua de sulfuros y óxidos es en general muy baja, de modo que la interacción puede originarse por fenómenos secundarios como serian la infiltración de la mata en los ladrillos, donde pueden ocurrir oxidaciones que causaría deterioros en ellos por cambios de volumen.

Tenemos también la interacción refractario - cobre metálico $(\text{Cr}_2\text{O}_3\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-MgO})$ (Cu-O-S) , formadas debido a que el producto del convertidor Teniente es una mata de alto grado (74-75% Cu), llamado metal blanco, donde termoquímicamente el metal blanco esta en equilibrio con el cobre metálico a ese potencial de oxígeno de trabajo. Es así, que a más cobre y menos fierro que está presente en el metal blanco,

se vuelve más dominante la reacción de formación de cobre metálico. Muy probablemente el cobre metálico está presente en el líquido cerca de la línea de las toberas. El cobre metálico es sumamente agresivo y acelera el ataque al refractario.

Según investigaciones efectuadas con briquetas de mezclas de óxidos se ha podido comprobar la formación de cromita cúprica (usando CuO como componente de la mezcla), con lo cual podría justificarse que la presencia de cobre en los ladrillos sería en gran medida como espinela de cobre. El estudio de cambios mineralógicos hecho por Clark y Mc Dowell reflejó que los ladrillos usados en la práctica se impregnaban de cobre metálico, y aparecía Cu_2O posiblemente debido a la oxidación del cobre infiltrado. La cara caliente de los ladrillos aparecía empobrecida de Cr_2O_3 , Al_2O_3 y MgO lo que indicaría una disolución de estos componentes del ladrillo en la escoria, y la cara fría mostraba formación de MgSO_4 que podría deberse a la presencia de SO_2 que origina SO_3 en los poros, que a baja temperatura sulfata al MgO . Puede también suponerse que a baja temperatura reacciona el Cu_2O con el Cu_2S , ambos impregnados en el ladrillo, para generar Cu y SO_2 . Sea cual sea la explicación correcta, lo cierto es que los ladrillos se impregnan y son estos productos de impregnación los que reaccionan químicamente para dar nuevos compuestos.

c. Crecimiento de Piso

El desgaste del revestimiento refractario del convertidor Teniente resulta moderado en la mayor parte del convertidor, a excepción de la línea de toberas y de la línea de escoria. Por el contrario, este revestimiento presenta una capa de magnetita, la cual alcanza los mayores espesores en los extremos del convertidor.

El área de salida de metal blanco, ubicada debajo de la alimentación de concentrado (garr-gun), presenta frecuentemente una deposición sobre el nivel del piso de hasta 25 pulgadas, lo cual no sólo afecta la operación del convertidor, sino que deteriora el refractario de la línea de toberas.

El grado de metal blanco varía en relación con su altura dentro del convertidor y es mayor en el nivel del piso. Se extrae con un grado de 74 a 75% de cobre a través de una piqueta que se encuentra a 4" sobre el nivel del refractario del piso.

Durante el transcurso de la campaña de operación, el piso a la salida de metal se acrecienta y el agujero de colada se desplaza hacia arriba. Este desplazamiento significa operar con un grado de metal en el nivel del piso encima de 75%, ya que el metal se debe extraer con un grado no menor de 74% a fin de no tener problemas con la operación de los convertidores Pierce Smith. El operar con un grado de metal por encima de 75% significa una mayor concentración de óxido de cobre a la altura de la línea de toberas y un mayor desgaste del ladrillo refractario.

Por estas razones se hace indispensable controlar el crecimiento del piso en el área de salida del metal, para ello se puede contar con un quemador sumergido a la altura de la primera tobera para mantener caliente esta zona y evitar la precipitación de la magnetita. Adicionalmente se debe realizar inspecciones termográficas periódicas de la parte inferior de la coraza, donde una disminución de temperatura nos indicará un crecimiento del piso.

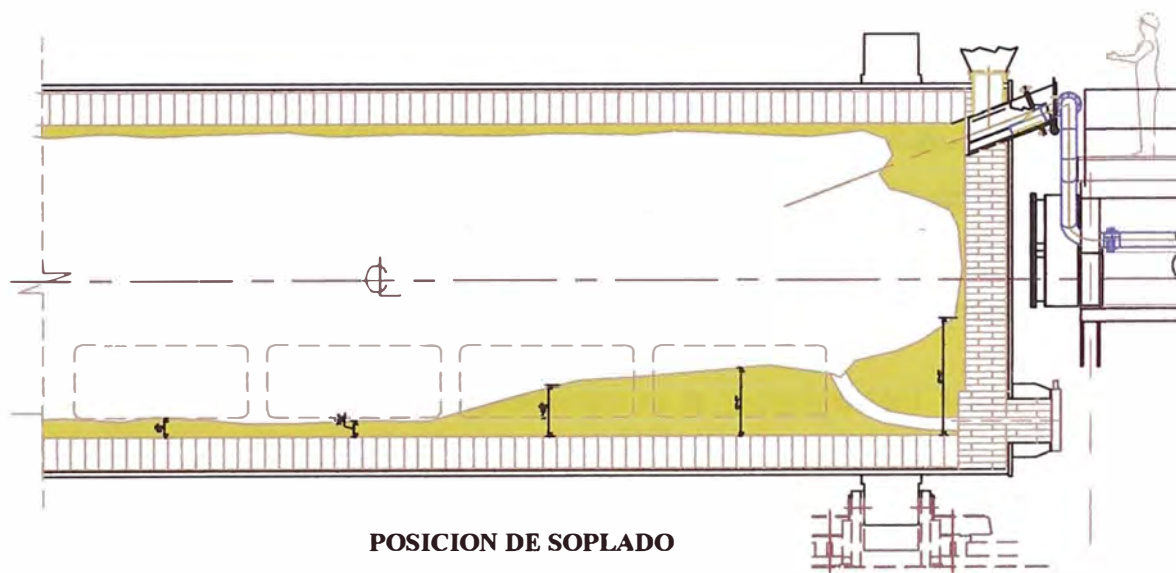


Figura 2.13 – Vista del crecimiento de piso en el interior del convertidor Teniente

CAPITULO 3 EJECUCION DE LA INVESTIGACION

3.1 METODOLOGIA

3.1.1 GENERALIDADES

Es necesario determinar como influyen algunas variables independientes (como la calidad mineralógica del concentrado procesado, su contenido de humedad, el contenido y tipo de material frío fundido, el enriquecimiento del aire de soplado) en la operación del convertidor Teniente, en especial en su capacidad de fusión de concentrado, requerimiento de mata caliente y producción de metal blanco; para poder manejarlos convenientemente como una alternativa para menguar los efectos negativos provocados por los recortes de producción por control ambiental.

La idea fundamental es planear el mayor consumo de mata caliente en el CT en periodos de cortes por control ambiental, el mayor consumo de mata caliente en el CT permitirá no bajar considerablemente fuego en los hornos reverberos, además de incrementar la producción de metal blanco y con ello disponer de mayor cantidad de cobre en el circuito de producción.

Para evaluar la operación del CT es necesario primero definir las variables significativas que gobiernan este proceso. Las variables pueden ser independientes o dependientes. Las variables independientes son aquellas que se fijan a voluntad; en cambio las dependientes cambian conforme a los valores de las independientes.

Las variables independientes y dependientes en la operación del CT son:

a. Variables Independientes:

- Composición mineralógica del concentrado alimentado.
- Contenido de humedad del concentrado alimentado.
- Tipo del material frío alimentado.
- Porcentaje de composición del material frío en la cama.

- Flujo de aire de soplado.
- Enriquecimiento de oxígeno.

b. Variables Dependientes:

- Fusión de concentrado.
- Mata demandada.
- Producción de metal blanco.
- Eficiencia de carga.
- Temperatura del baño y escoria.
- Grado de metal.

3.1.2 PROCEDIMIENTO

Las técnicas seleccionadas para la evaluación de la investigación son:

- Análisis estadístico de las composiciones mineralógicas de los concentrados, determinadas por análisis químico secuencial, para determinar su caracterización.
- Elaboración del balance de materia y energía del convertidor Teniente en hoja de cálculo por método matricial, y su convalidación estadística con datos reales de fusión, mata demandada, metal y escoria producida.
- Determinación con los balances de materia y energía, de como influye el tipo de concentrado (mineralogía y humedad) y material frío alimentados en el convertidor Teniente en su fusión de concentrado, ollas de mata requerida y ollas de metal blanco producidas.
- Determinación de las principales inconvenientes operativas que se pudiera presentar en el convertidor Teniente, con la práctica y experiencia.
- Elaboración de alternativas de operación en el convertidor Teniente con las conclusiones anteriormente determinadas, para el incremento de la producción

total de una fundición de cobre que cuenta con un programa de recortes de producción por control ambiental.

3.2 CARACTERIZACION MINERALOGICA DE LOS CONCENTRADOS ANALIZADOS

La mineralogía de los concentrados tratados en el CT influye notablemente en su operación. Mineralógicamente, los concentrados de cobre se pueden clasificar en:

Tabla 3.1 - Clasificación mineralógica de los minerales de cobre.

Clasificación Mineralógica	Mineralogía	Formula
Sulfuros Primarios de Cu	Calcopirita	CuFeS_2
	Bornita	Cu_5FeS_4
Sulfuros Secundarios de Cu	Calcocita	Cu_2S
	Covelita	CuS
Sulfuros de Fe	Pirita	FeS_2
	Pirrotita	FeS
Óxidos de Cu	Cuprita	Cu_2O
	Tenorita	CuO
	Malaquita	$\text{CuCO}_3\text{Cu(OH)}_2$

Los minerales sulfurados se descomponen a altas temperaturas en las especies más estables Cu_2S , FeS y S_2 (gas). Según la mineralogía del concentrado, en el convertidor Teniente se tiene una determinada cantidad de Cu_2S , que aumenta la cantidad de metal blanco dentro del reactor, una cantidad de FeS que es el aportador del calor en el interior del baño y formación de escoria y una cantidad de S_2 (gas) que es también portador de calor.

Es por eso la importancia en determinar con anticipación la mineralogía de los concentrados tratados en el convertidor Teniente.

La mineralogía de los concentrados se puede determinar en forma matricial a partir de los análisis químicos de Cu, Fe y S, y considerando algunas relaciones entre especies mineralógicas para completar la matriz cuadrada de 6 ecuaciones y 6 incógnitas. Las 6 incógnitas son: CuFeS_2 , Cu_5FeS_4 , Cu_2S , CuS , FeS_2 , FeS . Las 6

ecuaciones son: balance de Cu, balance de Fe, balance de S, relación $(\text{CuFeS}_2/\text{Cu}_5\text{FeS}_4)$, relación $(\text{Cu}_2\text{S}/\text{CuS})$, relación $(\text{FeS}_2/\text{FeS})$.

Sin embargo, el método matricial puede dar varias composiciones mineralógicas para una misma composición química, dependiendo de las relaciones entre especies mineralógicas que se asuma. Asimismo, el método matricial no converge a veces, debido a que el %S del análisis químico resulta menor al real, ya que el azufre se puede perder en parte durante la marcha para determinar gravimétricamente el azufre (ataque por fusión), debido a su volatilidad, en el momento de la calcinación del sulfato de bario, al no controlarse adecuadamente la temperatura en la mufla.

Otro método para determinar la mineralogía de los concentrados es el método del análisis secuencial de cobre, cuya descripción del método se detalla en el **Anexo C**. Este método se usará para caracterizar mineralógicamente dos tipos de concentrados de cobre característicos del sur del Perú.

3.2.1 ANALISIS ESTADÍSTICO DE LA COMPOSICIÓN MINERALOGICA

Las minas del sur del Perú son en un 95% calcopiríticos, (mineralogía primaria) perteneciente a los niveles más profundos del tajo y que vienen a constituir la mineralogía dominante de estos yacimientos. Esta zona mineralógica primaria está constituida además por pirita y bornita.

Los sulfuros secundarios aparecen en la zona mineralógica denominada enriquecida o secundaria ubicada por encima de la zona primaria y por debajo de los óxidos o zona lixiviada. Esta zona está representada mayormente por la calcosita, bornita, digenita y covelita, minerales que han remplazado parcial o totalmente a la calcopirita y en parte a la pirita, generalmente como un revestimiento de los cristales. La zona enriquecida ha sido mayormente minada quedando todavía insitu sulfuros secundarios en los niveles superiores del tajo.

La zona de óxidos está prácticamente minada, quedando únicamente algunos remanentes pequeños en el tajo. El minado de este tipo de mineralización ha sido

depositado en botaderos especialmente designados para este fin, para que luego sean lixiviados.

La caracterización mineralógica de los concentrados I y II se realizará a partir de los resultados de los análisis secuenciales de cobre. ⁽¹⁰⁾

De los análisis químicos y de los análisis secuenciales de los lotes de los concentrados I y II (ver **Anexo D**), se determinó el contenido de CuFeS_2 , FeS_2 y Cu como sulfuro secundario, según el procedimiento descrito en el Anexo B.

Con la mineralogía determinada se ploteo independientemente para los concentrados I y II, el %Cu Secundario con el % CuFeS_2 y el % FeS_2 con el % CuFeS_2 , determinadas por el método de análisis secuencial.

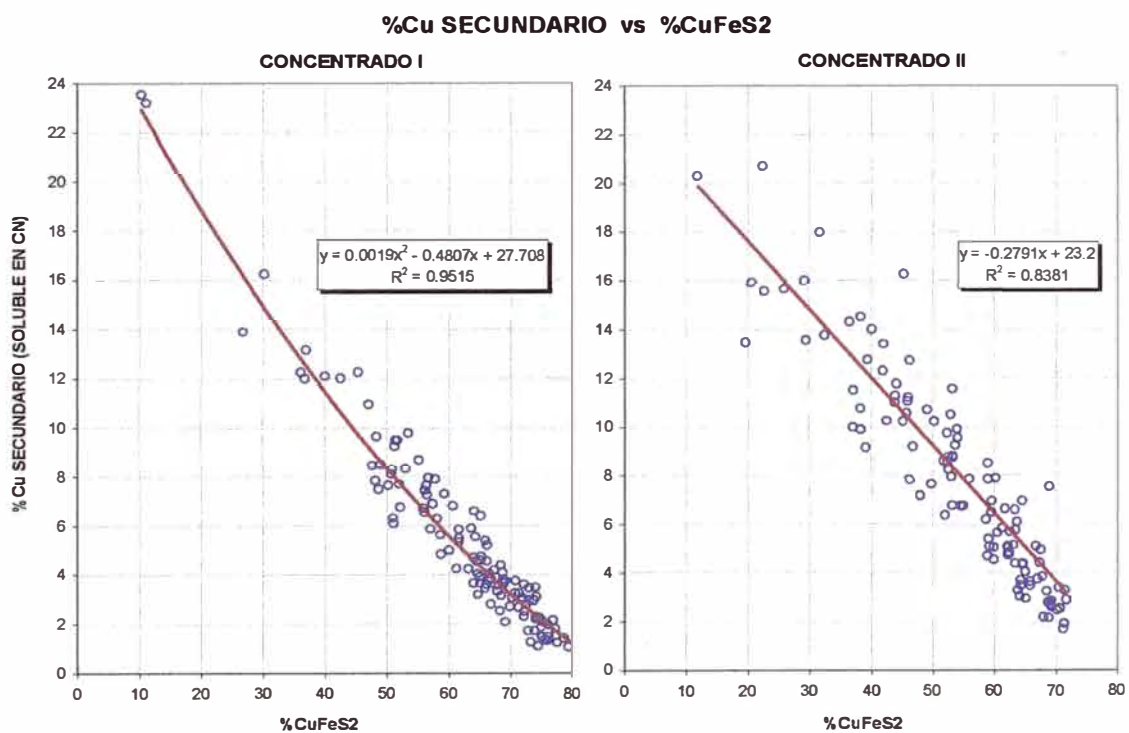


Figura 3.1 - Relación del Cu secundario con la CuFeS_2 en los concentrados I y II.

En la Figura 3.1 se muestra la variación del Cu como sulfuro secundario con CuFeS_2 . Observamos una relación inversa entre el contenido del cobre como sulfuro secundario y la calcopirita, ajustándose a una ecuación cuadrática en el caso del concentrado I y a una ecuación lineal en el caso del concentrado II. Este último

presenta una mayor dispersión de los puntos reales con la curva ajustada, teniendo un error aproximado de +/- 2%, en comparación al concentrado I que tiene un error aproximado de +/- 1%.

Esta variación de la composición mineralógica en el concentrado depende de la zona mineralógica de donde es extraído el material alimentado proveniente de la mina, es decir va depender de la proporción del mineral extraído de la zona primaria, transicional (paso de la zona enriquecida a la zona primaria) y enriquecida.

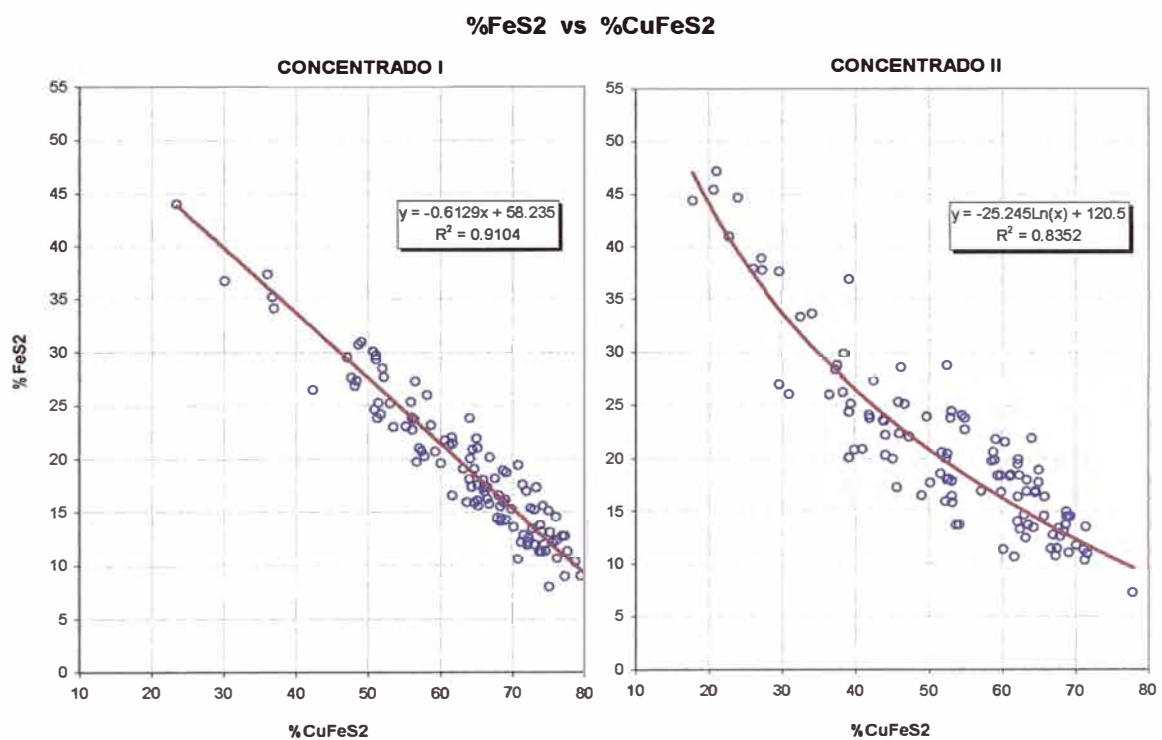


Figura 3.2 - Relación de la FeS₂ con la CuFeS₂ en los concentrados I y II.

En la Figura 3.2 se muestra la variación de FeS₂ con CuFeS₂. Observamos también una relación inversa entre el contenido de pirita y calcopirita, ajustándose a una ecuación lineal en el caso del concentrado I y a una ecuación logarítmica en el caso del concentrado II. Este último presenta una mayor dispersión de los puntos reales con la curva ajustada, teniendo un error aproximado de +/- 5%, en comparación al concentrado I que tiene un error aproximado de +/- 2.5%.

Esta variación se debe principalmente a la operación en la etapa de flotación, en que dependiendo de una mayor o menor limpieza (cleaner), se tiene un mayor o menor contenido de pirita y/o insolubles en el concentrado final.

Esta variación del contenido de pirita en el concentrado final hace que la proporción de la calcopirita respecto al concentrado varíe a pesar que pertenezca a una misma zona geológica de mineralización.

Observando las tendencias de las Figuras 3.1 y 3.2 se observa que el contenido de pirita se incrementa cuando es mayor el contenido de sulfuros secundarios de cobre. Esto se explicaría por dos razones, primero, los sulfuros secundarios (calcosita, covelita) tienen una menor cinética de flotación en comparación a la calcopirita, por lo tanto requieren mayores tiempos de flotación que ocasionaría una mayor recuperación de la pirita. Segundo, en la mina existen zonas en que la pirita tuvo un recubrimiento de minerales secundarios (digenita principalmente), representando un problema en los concentrados puesto que la cubierta de digenita hace flotar a la pirita ocasionando una menor ley de concentrado.

En resumen tenemos las siguientes relaciones:

Concentrado I:

- $\%FeS_2 = -0.6177 \times \%CuFeS_2 + 58.557$ (3.1)

$$r^2 = 0.9312$$

- $\%Cu_{secundario} = 0.0019 \times (\%CuFeS_2)^2 - 0.4807 \times \%CuFeS_2 + 27.708$ (3.2)

$$r^2 = 0.9515$$

Concentrado II:

- $\%FeS_2 = -25.245 \times \ln(\%CuFeS_2) + 120.5$ (3.3)

$$r^2 = 0.8352$$

- $\%Cu_{secundario} = -0.2791 \times \%CuFeS_2 + 23.2$ (3.4)

$$r^2 = 0.8381$$

Las mineralogías altamente secundarias (I.S. > 50), escapan a estas relaciones encontradas. Este tipo de mineralogía presenta un mayor contenido de cobre como sulfuro secundario y menor contenido de pirita que por las estimadas por las relaciones. Las minas de los concentrados analizados son mayormente calcopiríticos y este tipo de mineralogía altamente secundaria se presenta en ciertos periodos en que solo se explota los niveles superiores de la mina. Este tipo de mineralogía se caracteriza por tener un contenido de Cu alto (28–31%), Fe bajo (20-25%) y S entre 32-34%.

Las curvas ajustadas encontradas se han ploteado en una sola gráfica para poder comparar las variaciones entre los dos concentrados, como se muestra en la Figura 3.3.

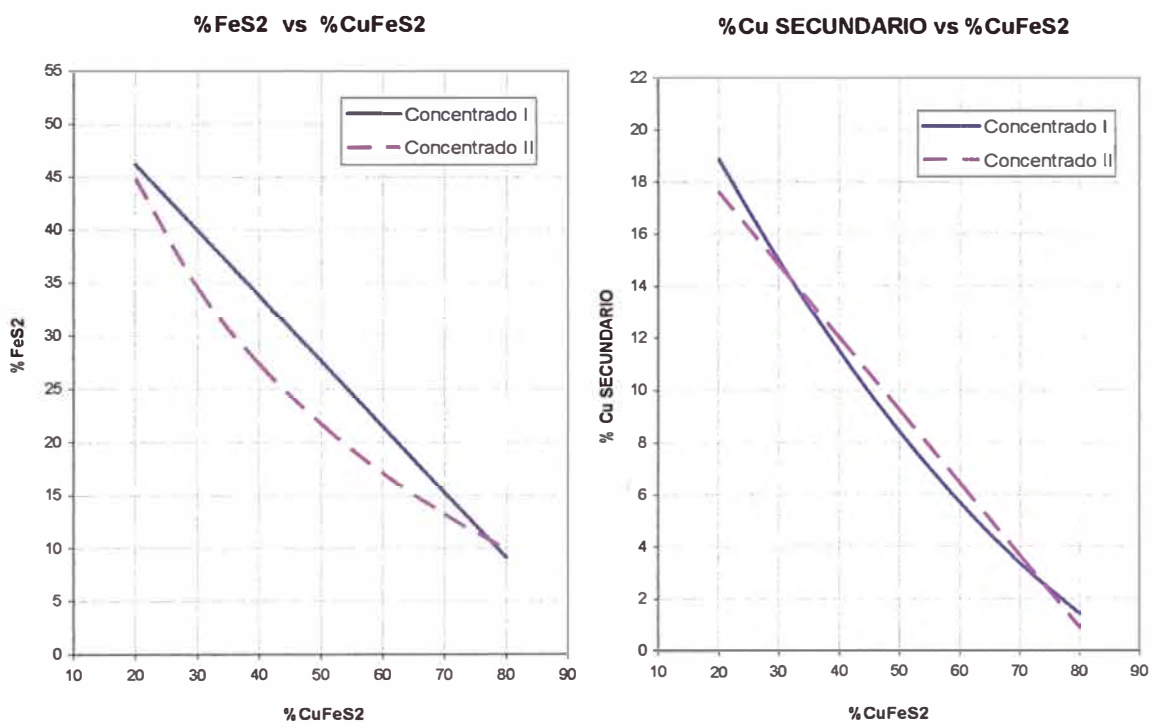


Figura 3.3 - Relación ajustada de FeS_2 y del Cu secundario con CuFeS_2 en los concentrados I y II.

Se observa que para un mismo contenido de calcopirita, el concentrado I tiene un mayor contenido de pirita que el concentrado II, diferencia que varía hasta 6% dependiendo del contenido de calcopirita. Esta diferencia puede ser mayor o menor,

si consideramos la mayor dispersión de los puntos reales a la curva ajustada en el concentrado II, como se observa en la Figura 3.2.

En el caso de la variación del Cu como sulfuro secundario con la calcopirita, se observa que el concentrado II tiene ligeramente un mayor contenido de Cu como sulfuro secundario que el concentrado I, para un mismo contenido de calcopirita. Sin embargo, esta diferencia puede ser mucho mayor si consideramos la mayor dispersión de los puntos reales a la curva ajustada en el concentrado II, como se observa en la Figura 3.1.

El menor contenido de pirita en el concentrado II, se compensa con un mayor contenido de insolubles ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$), en comparación al concentrado I. En promedio, el concentrado II tiene un 10% de insolubles y el concentrado I un 7%.

El concentrado I en un 70.9% esta en el rango de 60 a 80% de calcopirita, como se observa en el siguiente histograma de frecuencia.

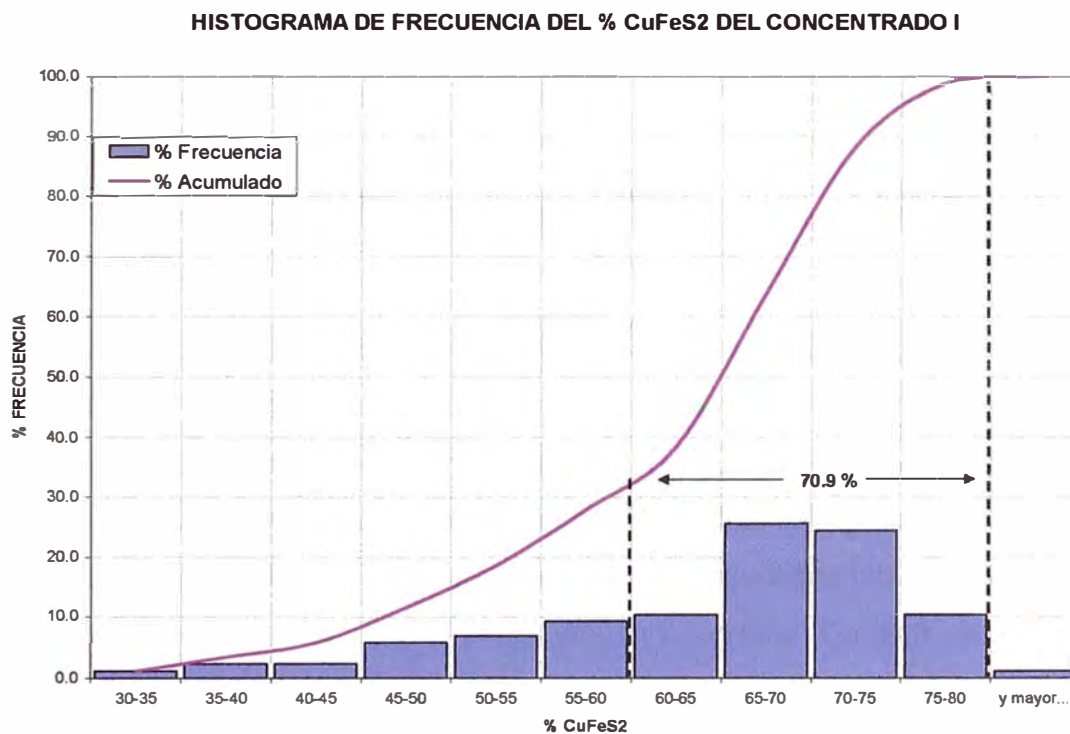


Figura 3.4 - Histograma de frecuencia de la CuFeS_2 en el concentrado I.

El concentrado II en un 63.0% esta en el rango de 50 a 70% de calcopirita, como se observa en el histograma de frecuencia de la Figura 3.5.

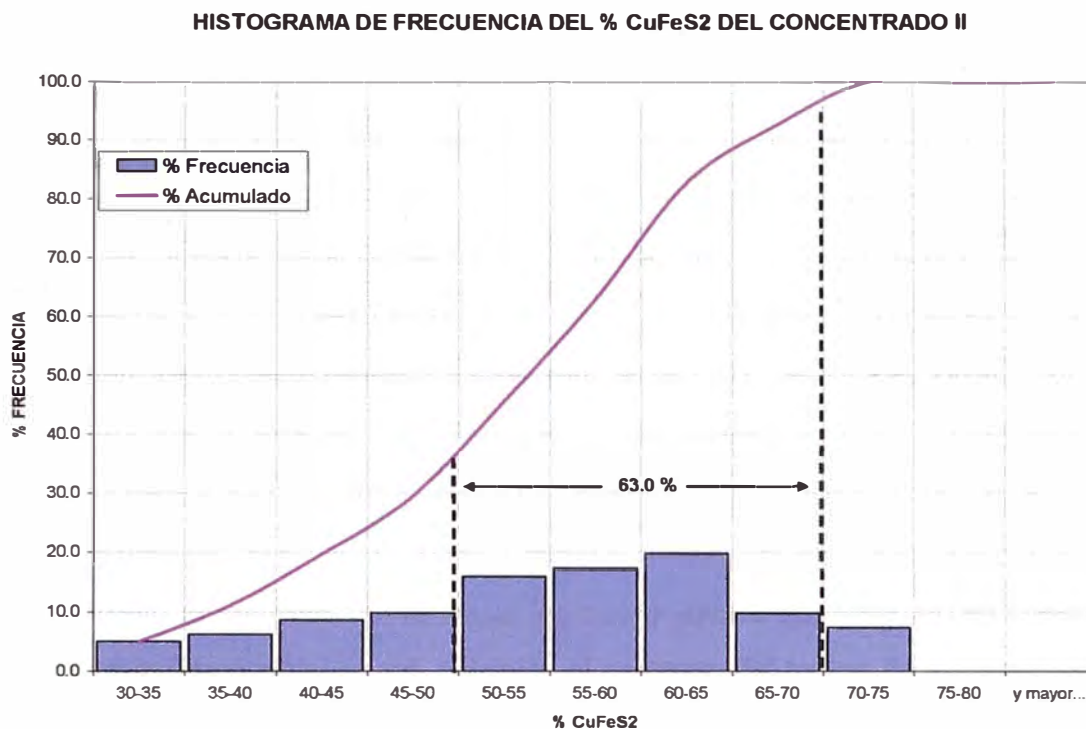


Figura 3.5 - Histograma de frecuencia de la CuFeS₂ en el concentrado II.

3.3 BALANCE DE MATERIA Y ENERGÍA DEL CONVERTIDOR TENIENTE

La idea de fundir concentrados de cobre en un convertidor Teniente tiene como base termodinámica, el hecho que la oxidación del hierro y azufre contenidos en la mata es exotérmica, es decir, genera calor. Por lo tanto, dicho calor excedente de la conversión puede ser utilizado para fundir concentrados, reemplazando la unidad de fusión, con el consiguiente ahorro de energía. Los factores que inciden en la cantidad de concentrados que pueden ser fundidos en un convertidor Teniente se caracterizan en el balance de materia y energía.

El balance de materia y energía en el convertidor Teniente es de gran importancia para el entendimiento de su proceso, además para los cálculos de las posibles respuestas en la practica de cualquier cambio de las variables operativas, como

humedad y mineralogía del concentrado, flujo de aire, enriquecimiento con oxígeno, etc, comprendiendo más claramente las relaciones causa-efecto entre las variables.

A continuación se detallará la elaboración del balance de materia y energía del convertidor Teniente.

3.3.1 PRINCIPIOS DEL BALANCE DE MASA Y CALOR

Las bases para el desarrollo de todo balance son las leyes fundamentales de la física y química, tales como las leyes de conservación de masa y energía.

El principio de la conservación de masa total aplicado a un sistema, dice:

$$\textit{Acumulación Total de Masa} = \textit{Flujo de Masa Total de Ingreso al Sistema} - \textit{Flujo de Masa Total de Salida del Sistema}$$

Sin embargo, al contrario de la masa, los componentes químicos no se conservan. Si una reacción ocurre en un sistema, el número de moles de un componente individual aumentará si es un producto de la reacción o disminuirá si es un reactante. Por consiguiente la ecuación de continuidad de componente de una especie química i del sistema dice:

$$\textit{Acumulación Total en el Sistema} = \textit{Flujo de Moles de Ingreso al Sistema} - \textit{Flujo de Moles de Salida al Sistema} + \textit{Velocidad de Formación desde Reacciones Químicas}$$

Para un sistema de C componentes, usualmente se usa el balance de masa total y $(C-1)$ balances de componentes para resolver el sistema.

Los términos de acumulación corresponden a las variaciones de inventario dentro del reactor, sin embargo podemos asumir para el CT que las fluctuaciones de tiempo son despreciables (acumulación = 0) y el nivel de metal blanco y escoria permanecen constantes, por lo tanto es posible considerar el balance en estado estacionario, referido a un día de operación.

Los materiales o insumos de entrada y salida en el CT son:

Entradas:

- Concentrado húmedo de cobre
- Mata de cobre del horno reverbero
- Materiales fundentes
- Materiales fríos o recirculantes
- Aire de soplado enriquecido con oxígeno y aire del garr-gun

Salidas:

- Metal blanco
- Escoria
- Gases
- Polvos generados

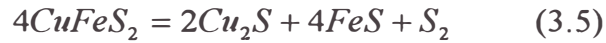
Las variables operativas del proceso más relevantes son:

- Flujo de la carga (concentrado, fundente, recirculantes)
- Flujo de aire de soplado
- Enriquecimiento de oxígeno
- Mata caliente demandada
- Eficiencia de carga
- Temperatura del baño y escoria
- Grado de metal
- Composición de la escoria

La generación y consumo de los componentes i se debe a las reacciones químicas que ocurren en el reactor en las diferentes fases. Las principales reacciones químicas para el proceso de fusión y conversión en el CT son:

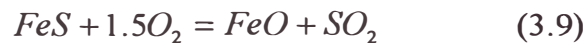
a. Reacciones de descomposición

Cuando el concentrado ingresa a la atmósfera caliente del CT, las especies mineralógicas sulfuradas como la calcopirita $CuFeS_2$, covelita CuS , bornita Cu_5FeS_4 y pirita FeS_2 , se descomponen de acuerdo a las siguientes reacciones.



b. Reacciones de oxidación

Este grupo de reacciones químicas se caracteriza por su alto valor energético o reacciones exotérmicas. El aire de proceso pasa a través del baño en el CT oxidando el hierro y el azufre. Este proceso de oxidación puede ser representado como sigue:

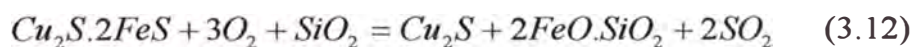


c. Reacciones de formación de escoria

Para remover el óxido de hierro del baño se adiciona sílica como fundente, la cual acompleja al hierro en forma de ortosilicato ferroso conocido en el estado sólido como fayalita, para formar la escoria la que es removida del convertidor. La reacción puede ser representada como sigue:



Este proceso de formación de escoria es continuo hasta que casi todo el hierro y el azufre con que esta asociado ha sido removido de la mata, dejando al final en el CT un producto conocido como metal blanco. La reacción del proceso total puede ser resumida como sigue:



Con respecto al balance de energía, la primera ley de la termodinámica define el principio de la conservación de energía. Para un estado estacionario, en términos generales la ecuación se expresa:

$$\text{Calor de Ingreso} + \text{Calor Generado/Consumido} = \text{Calor de Salida} + \text{Pérdidas}$$

El término de calor de ingreso se refiere al calor sensible de los materiales a su temperatura de ingreso. El calor generado / consumido son los calores de las reacciones exotérmicas y endotérmicas de todas las transformaciones químicas. El término de calor de salida corresponde al calor sensible de los productos el cual es considerable debido a las altas temperaturas de evacuación. Las pérdidas corresponden a los flujos de calor que escapan del reactor al medio ambiente por los mecanismos de conducción, convección y radiación.

Asunciones:

Las asunciones del balance de materia y energía imponen las limitaciones en el modelo que siempre debe tenerse presente al evaluar sus resultados. Las principales asunciones tomadas en cuenta para el desarrollo del balance son:

- El balance formulado es del tipo macroscópico y estacionario, independiente del tiempo. Se considera que se tiene una concentración promedio y uniforme de los componentes de cada fase. La temperatura también se considera uniforme en cada fase, calculado con una temperatura promedio en el reactor.
- En el interior del CT prevalecen condiciones de equilibrio para las fases gas - escoria – metal. El proceso se puede representar por un conjunto adecuado de reacciones independientes.
- El modelo consiste de un sistema de ecuaciones algebraicas lineales resueltos matricialmente. Los modelos complementarios incluyen ecuaciones algebraicas lineales y no lineales para predecir la distribución de los ciertos componentes entre las fases de metal y escoria (simulación del equilibrio químico y transferencia de masa a través de ecuaciones empíricas).

- La fase gaseosa se comporta como gas ideal debido a las bajas presiones del proceso (< 1 atm).
- Debido a las altas temperaturas del proceso, las reacciones químicas son muy rápidas y el equilibrio químico se alcanza casi al instante, por lo que no es necesaria la información cinética. La concentración de los componentes en el baño varían en forma proporcional al flujo de aire y oxígeno inyectado, teniendo en cuenta la eficiencia de oxígeno.
- Para efectos de calcular las pérdidas térmicas, se considera el convertidor como un conjunto de cilindros concéntricos y con las características de cuerpo gris.

3.3.2 DESARROLLO DEL BALANCE DE MASA Y CALOR

El balance de masa y energía debe quedar representado por las ecuaciones que sigue, la cual es válida para estado estacionario en una operación típica diaria, donde pequeñas fluctuaciones de tiempo y variaciones de inventario dentro del reactor son despreciables.

Balance de Oxígeno

$$m_C f_C + m_M f_M + m_{CC} f_{CC} = W_{O_2} \quad (3.13)$$

Balance Térmico

$$m_C q_C + m_M q_M + m_{CC} q_{CC} + m_S q_S = P \quad (3.14)$$

Donde:

m_C, m_M, m_{CC}, m_S = masas de concentrado, mata, recirculante y sílica cargados al reactor (tm/día)

f_C, f_M, f_{CC} = consumo unitario de oxígeno para transformar una tm de concentrado, mata, o recirculante en los productos finales, (tm O₂/tm)

q_C, q_M, q_{CC}, q_S = calor neto generado (+ ó -) por la transformación de una tm de concentrado, mata, recirculante o sílica en los productos finales a las temperaturas de salida, (Mcal/tm)

W_{O_2} = peso total de oxígeno que reacciona alimentado al reactor. Se considera el aire usado en el garr-gun, (tm O_2 /día)

P = pérdidas totales de calor del reactor, como un valor positivo, (Mcal/día)

Asimismo tenemos que:

$$W_{O_2} = Q_{aire} \times \%O_2 \times \eta_{O_2} \times 0.034286 \quad (3.15)$$

Donde:

Q_{aire} = flujo de aire de soplado enriquecido (Nm^3/h)

$\%O_2$ = enriquecimiento de oxígeno

η_{O_2} = factor de oxígeno que reacciona

0.034286 = factor de conversión de Nm^3/h a $TM/día$

Tanto la ecuación de balance de oxígeno como la de balance térmico parecen ser simples y útiles para visualizar los factores que determinan la capacidad de fusión del convertidor Teniente. Sin embargo, en la práctica, para determinar los requerimientos unitarios de oxígeno f_i y los consumos y generación de calores netos por tonelada de material q_i , necesitan elaborados cálculos para poder ser determinadas en cualquier caso específico. En particular, debe resolverse los balances de masa para los diversos elementos y compuestos involucrados (Cu, Fe, O, S, SiO_2 , etc), bajo las mismas condiciones y restricciones dadas por la estequiometría y las relaciones de fases, además de los criterios metalúrgicos basados en la experiencia que se tenga del proceso. Estos parámetros unitarios variaran dependiendo de la composición del material alimentado al reactor, de la humedad en el caso del concentrado, el enriquecimiento de oxígeno, la temperatura final de los productos, el grado de metal, composición de escoria, etc.

A continuación se efectuarán una serie de comentarios acerca de las ecuaciones de balances (3.13) y (3.14) antes descritas.

La ecuación (3.13), o balance de oxígeno, determina la capacidad global del CT para fundir concentrado y convertir mata. La masa total de material que se puede tratar bajo ciertas condiciones es proporcional al oxígeno disponible en el aire inyectado al baño a través de las toberas, por ende, proporcional al volumen de aire enriquecido y al nivel de enriquecimiento. En otras palabras, la capacidad del CT es proporcional a la tasa de soplado, el tiempo de soplado y el enriquecimiento con oxígeno.

La ecuación (3.14), o el balance térmico, incluye términos positivos y negativos, los que hacen posible ajustar el balance de calor y satisfacer las pérdidas de calor. El término qm , o calor por ton de mata, es siempre positivo, mientras que qc , o calor por ton de concentrado, puede ser positivo o negativo, dependiendo de la composición y humedad del concentrado y el enriquecimiento en oxígeno. Por otro lado, el término qcc y qs o calores por ton de recirculante y sílica respectivamente, son siempre negativos, dado que para su fusión requieren de calor para poder fundirse.

Las ecuaciones (3.13) y (3.14) entregan una solución para m_c y m_m , masas de concentrado y mata, respectivamente, que son resueltos por la siguiente matriz.

$$\begin{bmatrix} f_c & f_M \\ q_c & q_M \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} m_c \\ m_M \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} W_{O_2} - m_{cc}f_{cc} \\ P - m_{cc}q_{cc} - m_sq_s \end{bmatrix}$$

Esto significa que el balance de masa y calor puede satisfacerse solo para algunos tonelajes de concentrado y mata. Las expresiones resultantes son las siguientes:

$$m_c = \frac{q_M(W_{O_2} - m_{cc}f_{cc}) - f_M(P - m_{cc}q_{cc} - m_sq_s)}{f_cq_M - f_Mq_c} \quad (3.16)$$

$$m_m = \frac{f_c(P - m_{cc}q_{cc} - m_sq_s) - q_c(W_{O_2} - m_{cc}f_{cc})}{f_cq_M - f_Mq_c} \quad (3.17)$$

Del análisis de las ecuaciones (3.16) y (3.17) se puede advertir que mayores tasas de soplado permiten la fusión de mayor cantidad de concentrado y el proceso requiere menor cantidad de mata a alimentar al CT, mientras que altas pérdidas térmicas pueden tener el efecto opuesto, es decir, se requiere más mata y permite

menor fusión de concentrado a fundir. La alimentación de recirculantes, en combinación con el enriquecimiento de oxígeno, permite ajustar el balance de calor del proceso, tal que se pueda fundir mayor proporción de recirculantes al aumentar el enriquecimiento de oxígeno hasta un cierto límite práctico, dependiendo de la capacidad de la planta de ácido.

3.3.3 CALCULO DE LOS PARÁMETROS TERMICOS

a. Calor Requerido para el Concentrado, q_c

El termino q_c puede ser positivo (calor suministrado) o negativo (calor requerido), dependiendo de la composición y la humedad del concentrado, así como del enriquecimiento con oxígeno. Concentrados de baja ley implican altos contenidos de Fe y S, y por ende, un incremento en q_c . Bajas humedades disminuyen el calor necesario para evaporar y calentar el vapor de agua, por lo tanto, se incrementa q_c . Alto enriquecimiento con oxígeno significa menos nitrógeno a calentar, en consecuencia, aumenta el valor de q_c .

b. Calor Suministrado para la Mata, q_m

El calor suministrado por la conversión de una tonelada de mata en los productos finales, es el resultado del calor de las reacciones de oxidación menos el calor necesario para llevar los productos a la temperatura final de cada uno de ellos. Dado que la mata esta fundida y caliente, el valor de q_m es siempre positivo, pero depende de las leyes de la mata, el metal blanco y del enriquecimiento del aire con oxígeno.

c. Calor Requerido para el Recirculante y Fundente, q_{cc} , q_s

Estos calores siempre son negativos, ya que se refieren al calor necesario para fundir y llevar los productos a la temperatura final de cada uno de ellos. Los valores de q_{cc} , q_s dependerán de la composición de estos materiales y del enriquecimiento del aire con oxígeno.

d. Calculo de los Calores

Para calcular los diferentes calores, q_c , q_m , q_{cc} , q_s , tienen que considerarse las reacciones involucradas en la transformación de los materiales alimentados hasta los productos finales (metal, escoria y gas). Dado que la mineralogía del concentrado es compleja y la composición de la mata, para una solución aproximada, se puede representar como una mezcla de Cu_2S y FeS , es útil separar las reacciones en dos etapas: a) combustión del azufre pirítico, que representa la descomposición y combustión de todo el azufre sobre el estequiométrico de la solución Cu_2S - FeS y b) las reacciones de formación de escoria.

Considerando un concentrado con una mineralogía relativamente simple, consistente en Cu_2S , CuS , CuFeS_2 , FeS_2 y Cu_5FeS_4 , se tienen las entalpías estándares para las reacciones que se muestran en la tabla a continuación.

Tabla 3.2 - Entalpías estándares para reacciones de fusión de concentrados en CT ⁽⁵⁾

REACCION	ΔH°_{298} (cal/mol)
Primera Etapa – Reacciones de Combustión del Azufre Pirítico	
$\text{CuFeS}_2(\text{s}) + \frac{1}{2} \text{O}_2(\text{g}) = \frac{1}{2} \text{Cu}_2\text{S}(\text{s}) + \text{FeS}(\text{s}) + \frac{1}{2} \text{SO}_2(\text{g})$	-22,475
$\text{FeS}_2(\text{s}) + \text{O}_2(\text{g}) = \text{FeS}(\text{s}) + \frac{1}{2} \text{SO}_2(\text{g})$	-51,350
$\text{Cu}_5\text{FeS}_4(\text{s}) + \frac{1}{2} \text{O}_2(\text{g}) = \frac{5}{2} \text{Cu}_2\text{S}(\text{s}) + \text{FeS}(\text{s}) + \frac{1}{2} \text{SO}_2(\text{g})$	-15,875
$\text{CuS}(\text{s}) + \frac{1}{2} \text{O}_2(\text{g}) = \frac{1}{2} \text{Cu}_2\text{S}(\text{s}) + \frac{1}{2} \text{SO}_2(\text{g})$	-32,575
Segunda Etapa – Reacciones de Formación de Escoria	
$\text{FeS}(\text{s}) + 1.5 \text{O}_2(\text{g}) = \text{FeO}(\text{s}) + \text{SO}_2(\text{g})$	-115,310
$\text{FeO}(\text{s}) + \frac{1}{6} \text{O}_2(\text{g}) = \frac{1}{3} \text{Fe}_3\text{O}_4(\text{s})$	-22,140
$\text{FeO}(\text{s}) + \frac{1}{2} \text{SiO}_2(\text{s}) = \frac{1}{2} \text{Fe}_2\text{SiO}_4(\text{l})$	-4,800

A partir de los valores de la Tabla 3.2 se puede apreciar que, lejos la reacción más exotérmica es la oxidación de FeS a FeO , seguida por la combustión del azufre pirítico en la pirita y la covelita.

Dado que todas las reacciones de la Tabla 3.2 están consideradas a 298 K, es necesario calentar los compuestos resultantes hasta las temperaturas finales de los productos. Considerando todos los términos y agregando la entalpía para calentar

los componentes gaseosos y evaporar las humedades, se determinan los diferentes q_i .

e. Determinación de q_c

Como ejemplo de los cálculos requeridos para los q_i , se muestra a continuación la determinación del calor requerido o entregado para la transformación de una tonelada de concentrado en los productos finales, procede como sigue:

$$q_c = q_{rox} - q_{mb} - q_{esc} - q_{gas} - q_{agua} \quad (3.18)$$

Donde:

q_{rox} = calor suministrado por las reacciones de oxidación de Fe y S

q_{mb} = calor requerido para calentar y fundir los compuestos de mata y metal blanco

q_{esc} = calor necesario para calentar y fundir los compuestos de la escoria

q_{gas} = calor requerido para llevar los gases a su temperatura final

q_{agua} = calor requerido para evaporar y calentar el agua en la humedad del concentrado

En términos de las entalpías involucradas, la ecuación anterior se puede escribir como:

$$q_c = \sum n_i (-\Delta H^\circ_{298,i}) - \sum n_m \left(\int_{298}^{T_m} C_{p,m} dT + \Delta H^\circ_{fusión,m} \right) - \sum n_{esc} \left(\int_{298}^{T_{esc}} C_{p,esc} dT + \Delta H^\circ_{fusión,esc} \right) - \sum n_g \int_{298}^{T_g} C_{p,g} dT - n_{H_2O} \left(\int_{298}^{T_g} C_{p,H_2O} dT + \Delta H^\circ_{evap,H_2O} \right) \quad (3.19)$$

Esta ecuación puede también representarse en términos de entalpías por componente H°_i , como:

$$q_c = \sum n_i (-\Delta H^\circ_{298,i}) - n_m (H^\circ_{m,T_m} - H^\circ_{m,298}) - n_{esc} (H^\circ_{esc,T_{esc}} - H^\circ_{esc,298}) - n_g (H^\circ_{g,T_g} - H^\circ_{g,298}) \quad (3.20)$$

Donde n_i se refiere al número de moles de las reacciones relevantes dadas antes y ΔH_{298}° a sus calores estándares de reacción, C_p es la capacidad calorífica, los subíndices m , esc y g se refieren a los componentes de la mata, escoria y gas, respectivamente. El gas en la ecuación (3.20) incluye el vapor de agua. Los números de moles de los componentes de la mata, escoria y gas se determinan por balance de masa entre los materiales de alimentación y los productos finales.

Los términos de diferencias de entalpías, tales como $H_{m.Tm}^\circ - H_{m.298}^\circ$, etc., se refieren al calor necesario para llevar cada uno de los componentes de los productos fundidos y gaseosos desde su estado inicial a la temperatura final. Estas entalpías corresponden a la integración de las capacidades caloríficas de la ecuación (3.19), incluyendo los calores de fusión y calores de evaporación del agua.

Los valores de las capacidades caloríficas (cp) de los diferentes compuestos que intervienen en la pirometalurgia del cobre se muestran en el **Anexo E**.

3.3.4 CALCULO DE LOS PARÁMETROS DE REQUERIMIENTO DE OXIGENO

Para calcular los diferentes requerimientos de oxígeno, fc , fm , fcc (concentrado, mata y recirculante), se deben considerar las reacciones de oxidación del azufre pirítico y la oxidación del FeS a FeO y Fe_3O_4 . Asimismo de debe considerar la eficiencia total de oxígeno.

$$O_2 \text{ Requerido} = O_2(S \rightarrow SO_2) + O_2(FeS \rightarrow FeO) + O_2(FeO \rightarrow Fe_3O_4) \quad (3.21)$$

$$O_2 \text{ RequeridoTotal} = O_2 \text{ Requerido} / \text{EficienciaTotalOxigeno} \quad (3.22)$$

El consumo de oxígeno en la fusión del concentrado puede variar entre 0.30 y 0.35 TM O_2 /TM dependiendo de contenido de azufre a oxidar. Para la mata varia entre 0.15 y 0.25 TM O_2 /TM dependiendo del grado de mata. Mientras la demanda de oxígeno para el recirculante es aproximadamente cero, ligeramente positivo para recirculantes con alto azufre, o moderadamente negativo para escorias altamente oxidadas que pueden suministrar al baño.

3.3.5 OTRAS CONSIDERACIONES EN EL BALANCE DE MATERIA Y ENERGIA

Una vez determinados los parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno, se resuelven las ecuaciones (3.16) y (3.17) obteniendo los valores de mc y mm , masas de concentrado y mata, respectivamente. Es decir los tonelajes de concentrado a fundir y mata a requerir para satisfacer el balance de masa y calor.

Para determinar los pesos de metal blanco y escoria producida, como el peso de sílica necesaria para obtener la composición de escoria deseada, se resuelve matricialmente por balance del cobre, fierro y sílice.

Sean las matrices:

$$A = \begin{bmatrix} \%Cu(metal) & \%Cu(escoria) & \%Cu(silica) \\ \%Fe(metal) & \%Fe(escoria) & \%Fe(silica) \\ \%SiO_2(metal) & \%SiO_2(escoria) & -\%SiO_2(silica) \end{bmatrix}$$

$$X = \begin{bmatrix} PesoMetal \\ PesoEscoria \\ PesoSilica \end{bmatrix}$$

$$B = \begin{bmatrix} PesoTotal_Cu \\ PesoTotal_Fe \\ PesoTotal_SiO_2_sin_considerar_el_de_la_silica \end{bmatrix}$$

Donde:

A = matriz de los contenidos porcentuales de Cu, Fe y SiO₂ en el metal, escoria y sílica

X = matriz incógnita, pesos del metal blanco, escoria y sílica

B = Matriz de los pesos totales de Cu, Fe y SiO₂, provenientes del concentrado y material frío fundidos y de la mata procesada

Entonces:

$$A \times X = B$$

$$X = A^{-1} \times B$$

Luego se distribuye el peso de los constituyentes según las siguientes consideraciones:

Escoria:

- %Cu, %SiO₂ y %Fe = entradas
- %Al₂O₃, %CaO = por balance
- %FeO = 71% del Fe total como Fe de FeO
- %Fe₃O₄ = 29% del Fe total como Fe de Fe₃O₄

La distribución del Fe en la escoria es un promedio estadístico de 600 muestras.

Metal:

- %Cu = entrada
- %Fe = $-0.6974 * \%Cu + 55.453$
- %Fe₃O₄ = $0.0127 * Cu^2 - 2.016 * Cu + 80.339$
- %S = por estequiometría.

Los modelos del %Fe y %Fe₃O₄ en el metal se obtienen estadísticamente con más de 700 muestras (ver **Anexo F**).

Gases:

La composición de los gases será la siguiente:

$$SO_2 = SO_2(\text{desulfuración}) + SO_2(\text{oxidación_de_sulfuros})$$

$$O_2 = O_2\text{Total}(\text{aire_garrgun} + \text{aire_toberas}) \times (100 - \%EficienciaTotalOxigeno)$$

$$N = N_2(\text{aire_garrgun} + \text{aire_toberas})$$

$$H_2O = H_2O(\text{carga})$$

3.3.6 DETERMINACIÓN DE LAS MINERALOGÍAS

Para el balance de energía es necesaria la mineralogía tanto del concentrado, del material frío y de la mata a partir de sus análisis químicos.

El **concentrado** mineralógicamente tiene: calcopirita (CuFeS_2), covelita (CuS), calcocita (Cu_2S), bornita (Cu_5FeS_4), pirita (FeS_2), SiO_2 , Al_2O_3 , CaO . La determinación de la mineralogía es por el método matricial partiendo de sus análisis químicos y considerando algunas relaciones entre las especies mineralógicas, propio de una mineralógica típica de los concentrados del sur del Perú.

Sean las matrices:

$$C = \begin{bmatrix} \left(\frac{M_{\text{Cu}}}{M_{\text{CuFeS}_2}} \right) & \left(\frac{5 \times M_{\text{Cu}}}{M_{\text{Cu}_5\text{FeS}_4}} \right) & \left(\frac{2 \times M_{\text{Cu}}}{M_{\text{Cu}_2\text{S}}} \right) & \left(\frac{M_{\text{Cu}}}{M_{\text{CuS}}} \right) & 0 & 0 \\ \left(\frac{M_{\text{Fe}}}{M_{\text{CuFeS}_2}} \right) & \left(\frac{M_{\text{Fe}}}{M_{\text{Cu}_5\text{FeS}_4}} \right) & 0 & 0 & \left(\frac{M_{\text{Fe}}}{M_{\text{FeS}_2}} \right) & \left(\frac{M_{\text{Fe}}}{M_{\text{FeS}}} \right) \\ \left(\frac{2 \times M_{\text{S}}}{M_{\text{CuFeS}_2}} \right) & \left(\frac{4 \times M_{\text{S}}}{M_{\text{Cu}_5\text{FeS}_4}} \right) & \left(\frac{M_{\text{S}}}{M_{\text{Cu}_2\text{S}}} \right) & \left(\frac{M_{\text{S}}}{M_{\text{CuS}}} \right) & \left(\frac{2 \times M_{\text{S}}}{M_{\text{FeS}_2}} \right) & \left(\frac{M_{\text{S}}}{M_{\text{FeS}}} \right) \\ 1 & -a & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 1 & -b & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 1 & -c \end{bmatrix}$$

$$Y = \begin{bmatrix} \% \text{CuFeS}_2 \\ \% \text{Cu}_5\text{FeS}_4 \\ \% \text{Cu}_2\text{S} \\ \% \text{CuS} \\ \% \text{FeS}_2 \\ \% \text{FeS} \end{bmatrix} \quad D = \begin{bmatrix} \% \text{Cu} \\ \% \text{Fe} \\ \% \text{S} \\ 0 \\ 0 \\ 0 \end{bmatrix}$$

Donde:

C = matriz que contiene los contenidos fraccionarios de Cu, Fe y SiO_2 en cada una de las especies mineralógicas, además de las relaciones siguientes, $\text{CuFeS}_2/\text{Cu}_5\text{FeS}_4 = a$, $(\text{Cu}_2\text{S}/\text{CuS}) = b$, $(\text{FeS}_2/\text{FeS}) = c$

Y = matriz incógnita, contenidos porcentuales de las especies mineralógicas

D = Matriz de los contenidos porcentuales de Cu, Fe y S, provenientes del análisis químico del concentrado

Entonces:

$$C \times Y = D$$

$$Y = C^{-1} \times D$$

El **material frío** por ser un material tratado, mineralógicamente tiene Cu_2S , Cu metálico, FeS, FeO, Fe_3O_4 . El contenido de Cu metálico y óxidos de hierro dependerá del contenido del total de S en el material frío.

Para determinar la mineralogía del material frío se sigue las siguientes consideraciones:

- Si el S total es menor al necesario para tener a todo el Cu como Cu_2S , entonces todo el S esta como Cu_2S y el resto de Cu está como Cu metálico.
- Si el S total es mayor al necesario para tener a todo el Cu como Cu_2S , entonces todo el Cu está como Cu_2S , el resto de S está como FeS y el resto de Fe está como oxido. Si se tiene el $\%\text{Fe}_3\text{O}_4$ por análisis entonces el $\%\text{FeO}$ se obtiene por estequiometría.

En el caso de la **mata**, todo el Cu está como Cu_2S y todo el Fe está como FeS. Se tendrá un pequeño exceso de S debido a que en verdad los sulfuros están de la forma $\text{Cu}_{(2-x)}\text{S}$ y $\text{Fe}_{(1-x)}\text{S}$.

3.3.7 CALCULO DE LAS PERDIDAS DE CALOR

Las pérdidas de calor en el CT se producen por la transferencia de calor a través del manto, culatas y a través de la boca del convertidor.

Las pérdidas de calor a través del manto y culatas se producen por conducción del calor desde el interior del convertidor hacia el casco y de este al medio ambiente por convección y radiación principalmente. Las pérdidas de calor a través de la boca del convertidor se producen principalmente por radiación.

Por lo tanto las pérdidas de calor del convertidor Teniente pueden ser expresadas como:

$$Q_{(MANTO)} = (hc + hr) \times Am \times \Delta T$$
$$Q_{(CULATAS)} = (hc + hr) \times Ac \times \Delta T$$
$$Q_{(BOCA)} = Eb \times R \times Ab \times (Tb/100)^4$$

Donde,

hc = coeficiente de transferencia de calor por convección (BTU/hr-ft²-°F)

hr = coeficiente de transferencia de calor por radiación (BTU/hr-ft²-°F)

Am = Area del manto (ft²)

Ac = Área de las culatas (ft²)

Ab = Área de la boca (ft²)

Eb = Emisividad del baño

R = Radiación de cuerpo gris

Tb = Temperatura del baño

ΔT = $Tc - Ta$

Tc = Temperatura del casco (°F)

Ta = Temperatura ambiente (°F)

Además,

$$hc = 0.29 \times \Delta T^{0.25}$$

$$hr = 0.00692 \times Ea \times (Tp/100)^3$$

Donde,

Ea = Emisividad de la plancha de acero

$$Tp = (Tc + Ta)/2 \text{ (}^\circ\text{R)}$$

Cálculo de hc y hr

Si: $Tc = 390$ °F

$$Ta = 77$$
 °F

Entonces,

$$hc = 0.29 * (390-77)^{0.25} = \mathbf{1.220} \text{ BTU/hr-ft}^2\text{-}^\circ\text{F}$$

$$hr = 0.00692 * 0.95 * (((390+77) / 2) + 460) / 100)^3 = \mathbf{2.193} \text{ BTU/hr-ft}^2\text{-}^\circ\text{F}$$

Cálculo de las Áreas

Si: \emptyset = Diámetro externo = 15 ft

L = Largo externo = 65 ft

$$Ab = \text{Área de la boca} = 67.92 \text{ ft}^2$$

Entonces,

$$Am = \pi \times \emptyset \times L - Ab$$

$$Am = \pi \times 15 \times 65 - 72 = 2,991.1 \text{ ft}^2$$

$$Ac = \pi / 4 * \emptyset^2 * 2$$

$$Ac = \pi / 4 * 15^2 * 2 = 353.4 \text{ ft}^2$$

Cálculo de las Pérdidas por el Manto

$$Q_{(MANTO)} = (hc + hr) \times Am \times \Delta T$$

$$hc = 1.220 \text{ BTU/hr-ft}^2\text{-}^\circ\text{F}$$

$$hr = 2.193 \text{ BTU/hr-ft}^2\text{-}^\circ\text{F}$$

$$A_m = 2,991.1 \text{ ft}^2$$

$$\Delta T = 390 - 77 = 313 \text{ }^\circ\text{F}$$

$$Q_{\text{manto}} = (1.220 + 2.193) * 2,991.1 * (390-77)$$

$$Q_{\text{manto}} = 3'199,086.3 \text{ BTU/hr} = \mathbf{806.2 \text{ Mcal/hr}}$$

Cálculo de las Pérdidas por las Culatas

$$Q_{(CULATAS)} = (hc + hr) \times Ac \times \Delta T$$

$$hc = 1.220 \text{ BTU/hr-ft}^2\text{-}^\circ\text{F}$$

$$hr = 2.193 \text{ BTU/hr-ft}^2\text{-}^\circ\text{F}$$

$$Ac = 353.4 \text{ ft}^2$$

$$\Delta T = 390 - 77 = 313 \text{ }^\circ\text{F}$$

$$Q_{\text{culatas}} = (1.220 + 2.193) * 353.4 * (390-77)$$

$$Q_{\text{culatas}} = 377,495.9 \text{ BTU/hr} = \mathbf{95.1 \text{ Mcal/hr}}$$

Cálculo de las Pérdidas por la Boca

$$Q_{(BOCA)} = Eb \times R \times Ab \times (Tb/100)^4$$

$$Eb = 0.89$$

$$R = 0.173$$

$$Ab = 67.92 \text{ ft}^2$$

$$Tb = 2,250 \text{ }^\circ\text{F} = 2,710 \text{ }^\circ\text{R}$$

$$Q_{\text{boca}} = 0.89 * 0.173 * 67.92 * (2,710/100)^4$$

$$Q_{\text{boca}} = 5'640,436.0 \text{ BTU/hr} = \mathbf{1,421.4 \text{ Mcal/hr}}$$

Resumen

	MCAL / HR	MCAL / DIA	%
MANTO	806.2	19,348.1	34.7
CULATAS	95.1	2,283.1	4.1
BOCA	1,421.4	34,113.4	61.2
TOTAL	2,322.7	55,744.5	100.0

Por lo tanto las pérdidas de calor en el convertidor Teniente serán de aproximadamente de 55,745 Mcal/día.

Las pérdidas de calor variaran según las dimensiones del reactor (constante) y de las temperaturas del baño y del casco. Para motivo de cálculos de balances de materia y energía se trabajara con un promedio de pérdidas de calor de 55,750 Mcal/día.

3.3.8 DESARROLLO DEL PROGRAMA

El programa para la solución del balance másico y térmico del CT esta diseñado en hoja electrónica de calculo Microsoft Excel. Esta consiste básicamente en la solución matricial de los sistemas de ecuaciones planteadas líneas arriba.

El programa consiste de dos pantallas, una es de ingreso de la composición de la cama fundida (pesos y análisis químicos) para determinar la composición mineralógica del concentrado según la matriz descrita en el capítulo 3.3.6. El cálculo del factor de cama viene a ser la fracción como concentrado seco de la carga alimentada.

RESUMEN DE ENSAYES Y DISTRIBUCION DE PESOS EN LA MEZCLA										
CONSTITUYENTE	P.SECO TMS	P.SECO DST	C.SECA %	Cu %	Fe %	S %	Ins %	SiO2 %	Al2O3 %	CaO %
CONCENTRADO I	2574.00	2837.35	37.30	26.72	29.11	34.04	7.01	4.41	2.60	1.18
CONCENTRADO II	3274.70	3609.73	47.45	25.84	27.84	33.12	8.84	5.86	2.97	1.40
OTROS	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FOUL SLAG	168.00	185.19	2.43	53.25	14.90	9.85	6.89	5.92	0.97	0.34
MATA	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FRIJO ZANJON	884.82	975.35	12.82	23.90	30.78	10.00	25.75	20.61	5.14	2.00
MEZCLA	6,901.52	7,607.61	100.00	26.59	28.38	29.93	10.28	7.21	3.06	1.37

COMPOSICION GENERAL DE LA CAMA	CONSTITUYENTE	P.HUM. TMH	HUM. %	P.SECO TMS	P.SECO DST	C.HUM. %	C.SECA %
	CONCENTRADO I	2,763.29	6.85	2,574.00	2,837.35	37.47	37.30
	CONCENTRADO II	3,557.91	7.96	3,274.70	3,609.73	48.25	47.45
	OTROS	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	FOUL SLAG	168.00	0.00	168.00	185.19	2.28	2.43
	MATA	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	FRIJO ZANJON	884.82	0.00	884.82	975.35	12.00	12.82
	TOT.CONC.	6,321.2	7.47	5,848.7	6,447.1	85.7	84.7
TOT.GENERAL	7,374.0	6.41	6,901.5	7,607.6	100.0	100.0	

FACTOR CAMA	0.7932
-------------	--------

MINERALOGIA	CuFeS2	Cu2S	CuS	Cu5FeS4	FeS2	FeS	SiO2	Al2O3	CaO
CONCENTRADO	64.21	4.46	0.00	0.65	18.83	0.00	5.22	2.81	1.30

Figura 3.6 – Pantalla de ingreso de la composición de la cama fundida.

En la segunda pantalla se hace el ingreso de las variables de operación, obteniéndose inmediatamente los resultados del balance como son el concentrado fundido y la mata demandada principalmente. Además se precisa los factores térmicos y de requerimiento de oxígeno para el concentrado, mata y material recirculante, utilizados en las ecuaciones generales 3.16 y 3.17.

BALANCE DE MATERIA Y ENERGIA CONVERTIDOR TENIENTE										
MINERALOGIA										
	CuFeS2	Cu2FeS4	Cu2S	CuS	FeS2	SiO2	Al2O3	CaO	Otros	
CONCENTRADO	68.00	1.32	2.09	2.51	14.69	5.90	2.20	1.30	2.00	
HUMEDAD conc.	7.50 %								% REVERTS comp. húmeda	10.0 %
COMPOSICION QUIMICA										
	Cu	Fe	S	FeOx	SiO2	Al2O3	CaO	FeO	Otros	
CONCENTRADO	27.73	27.69	33.02		5.90	2.20	1.30		2.00	
MATA	40.00	28.15	23.46	0.65					6.54	
FUNDENTE					88.00				16.40	
REVERTS	24.80	32.50	10.00	13.00	20.60			21.30	3.76	
METAL BLANCO	73.50	4.24	20.54	0.90					1.44	
ESCORIA	6.00	45.50	1.51	17.50	24.50	2.95	1.75	42.26	3.53	
FACTORES										
CALOR NETO GENERADO Q					CONSUMO UNIDAD DE OXIGENO R					
CONCENTRADO	Qc	168.0 HBTU/TM			Fc	0.320 TM O2/TM				
MATA	Qm	935.0 HBTU/TM			Fm	0.202 TM O2/TM				
REVERTS	Qrc	-985.1 HBTU/TM			Frc	0.080 TM O2/TM				
SILICA	Qs	-1,217.5 HBTU/TM			Fs	0.000 TM O2/TM				
PETROLEO	Qp	HBTU/TM			Fp	TM O2/TM				
VARIABLES DE OPERACION										
AIRE DE SOPLADO								25,000 SCFM		
OXIGENO DE ENRIQUECIMIENTO								33.0 %		
AIRE DEL GARR GUN								3,500 SCFM		
DISPONIBILIDAD DE SOPLADO								100.0 %		
EFICIENCIA DE CARGA								95.5 %		
EFICIENCIA DE OXIGENO								97.0 %		
GASES DE SALIDA								2,160 °F		
METAL BLANCO								2,150 °F		
ESCORIA								2,250 °F		
PERDIDA DE CALOR								225 MM BTU / Dia		
QUEMADOR SUMERGIDO								0.0 GPM		
% UTILIZACION								0 %		
								0.0 GPD		
RESULTADOS DEL BALANCE										
CONCENTRADO A FUNDIR								1,225 TMSD		
OLLAS DE MATA								18 Ollas		
OLLAS DE METAL BLANCO								21 Ollas		
OLLAS DE ESCORIA								60 Ollas		
ACIDO PRODUCIDO								1,073 TMD		
MATERIAL FRIJO FUNDIDO								147.1 TMSD		

Figura 3.7 – Pantalla de ingreso de las variables de operación y resultados del balance.

En la misma pantalla se muestra el resumen del balance másico, clasificados en entradas y salidas.

ALIMENTACION			PRODUCTOS		
CARGA	1,471.3 TMS	64.2 TMSPH	METAL BLANCO	600.8 TMS	21 Clas
FUNDENTE	166.7 TMS	7.3 TMSPH	ESCORIA	987.4 TMS	60 Clas
FRO EN CAMA	147.13 TMS		GASES	1,773.3 TMS	23,425 SCFM
Mita	0.00 TMS		* SO ₂	21.8 %	
Frio Zanjón	147.13 TMS		* O ₂	0.9 %	
MATA LIQUIDA	311.8 TMS	18 Clas	* N ₂	66.4 %	
AIRE DE SOPLADO	914.5 TMS	20,946 SCFM	* H ₂ O	10.9 %	
OXIGENO INDUSTRIAL	222.1 TMS	4,054 SCFM	* CO ₂	0.0 %	
AIRE GARRGUN	152.8 TMS	3,500 SCFM	POLVOS	24.8	
TOTAL	3,386 TMS		TOTAL	3,386 TMS	

Figura 3.8 – Resumen del balance másico del CT determinado por el programa.

En resumen, el programa desarrollado resulta amigable y de fácil acceso para el ingreso de datos, además con la obtención inmediata de los resultados que permiten hacer varias corridas a diferentes condiciones en tiempo mínimo.

3.3.9 VALIDACION ESTADÍSTICA DEL BALANCE DE MATERIA Y ENERGIA

Para validar el balance de materia y energía, se procedió a analizar estadísticamente, la data real de fusión de concentrado y ollas de mata demandada con las calculadas por el balance. Para ello se utilizó el método de la prueba t-student de comparación por pares. En el **Anexo G** se muestra la data real y calculada utilizada para el análisis estadístico ⁽¹⁰⁾. La data real consiste en la composición química de la cama, enriquecimiento de aire, grado de la mata alimentada, fusión de concentrado y ollas de mata requerida. La data calculada son fusión de concentrado y ollas de mata requerida.

a. Prueba t-Student de Comparación por Pares

Para validar los resultados del balance de masa y energía se procedió a compararlo estadísticamente con los datos reales de camas fundidas. Para ello se utilizó la prueba t-student de comparación por pares para un nivel de significancia (α) de 5% (confiabilidad estadística de 95%). Para que la hipótesis de repetibilidad entre los

resultados reales y por balance sea aceptada, el t-student calculado en valor absoluto debe ser menor al t-student de tablas para $\alpha = 0.05$.

El valor del t-student calculado se define como:

$$t - student_{calculado} = \frac{\mu}{\sqrt{s^2/n}}$$

donde,

μ = media

s^2 = varianza

n = número de muestras

Para este análisis, las muestras son la diferencia de los datos reales con los del balance (fusión y requerimiento de mata). A continuación se muestra los cálculos estadísticos para la repetibilidad de la fusión real con los del balance, expresados en TM por día.

Tabla 3.3 - Análisis estadístico de repetibilidad de la fusión de concentrado real vs balance.

Calculos Estadísticos: Repetibilidad de la Fusión Real vs Balance (TMPD)		
Numero de Muestras	n	38
Grados de Libertad	n-1	37
Promedio de las diferencias	d	0.27
Varianza de las diferencias	S_d^2	198.69
Desv. Estandar de las diferencias	S_d	14.10
t-student calculado	t_d	0.12
t-student de tablas ($\alpha = 0.05$)	$t_{\alpha/2}$	1.96
Hipotesis de aceptación	$t_d < t_{\alpha/2}$	Repetibilidad Aceptable

La hipótesis de repetibilidad es aceptable estadísticamente, la desviación estándar de las diferencias entre la fusión real y del balance es de 14.1 TMPD.

Los cálculos estadísticos para la repetibilidad del requerimiento de mata real con los del balance, expresados en ollas por día, se muestra a continuación.

Tabla 3.4 - Análisis estadístico de repetibilidad de la mata requerida real vs balance.

Calculos Estadísticos: Repetibilidad de la Mata Demandada Real vs Balance (Ollas/día)		
Numero de Muestras	n	38
Grados de Libertad	n-1	37
Promedio de las diferencias	d	-0.41
Varianza de las diferencias	S_d^2	2.00
Desv. Estandar de las diferencias	S_d	1.41
t-student calculado	t_d	-1.78
t-student de tablas ($\alpha = 0.05$)	$t_{\alpha/2}$	1.96
Hipotesis de aceptación	$t_d < t_{\alpha/2}$	Repetibilidad Aceptable

La hipótesis de repetibilidad es aceptable estadísticamente, la desviación estándar de las diferencias entre el requerimiento de mata real y del balance es de 1.4 ollas por día.

En la Figura 3.9 se muestra las comparaciones graficas de la fusión de concentrado y requerimiento de mata, entre las reales y las calculadas por el balance, mostrando en ambos casos una buena correlación con la diagonal de igualdad.

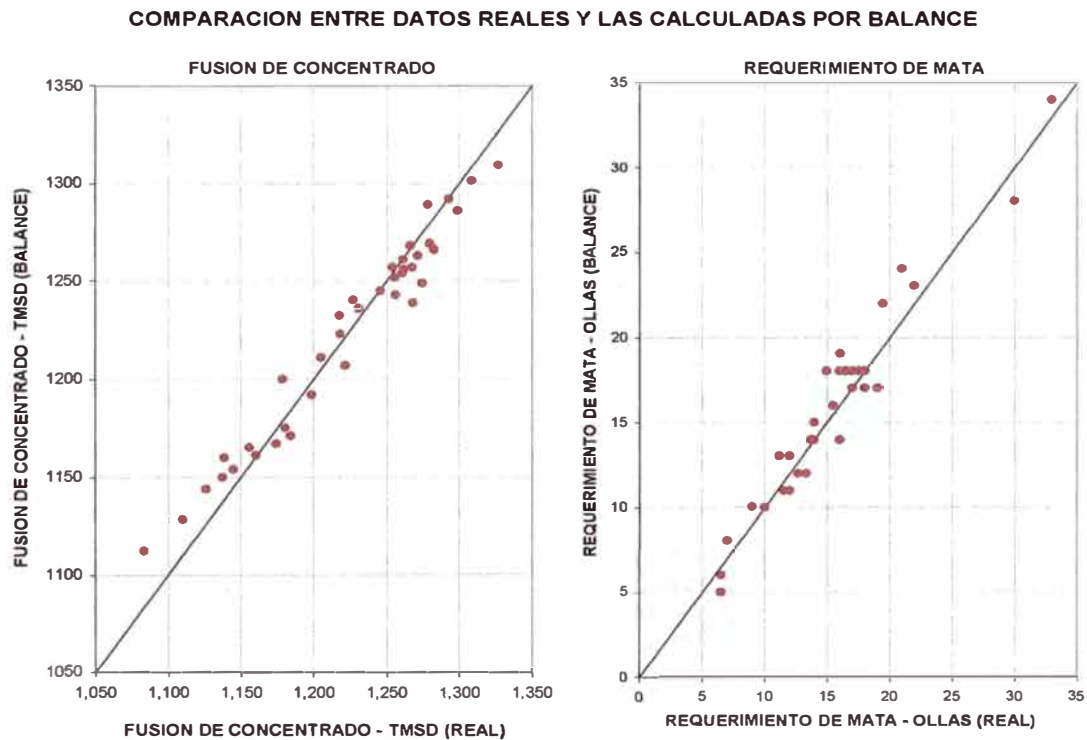


Figura 3.9 - Comparaciones entre la fusión y requerimiento de mata real y la calculada por balance.

3.4 EFECTO DE LAS CARACTERÍSTICAS DE LOS CONCENTRADOS Y DEL TIPO DEL MATERIAL FRIO EN LA OPERACIÓN DEL CONVERTIDOR TENIENTE

3.4.1 PARÁMETROS TÉRMICOS Y DE REQUERIMIENTO DE OXÍGENO DE LOS COMPONENTES DEL CONCENTRADO, MATA CALIENTE Y MATERIAL FRIO

Para calcular los parámetros térmicos de los diferentes componentes de los materiales alimentados se considera las reacciones que involucran su transformación hasta los productos finales (mata, escoria y gases). Estas reacciones principalmente son: reacciones de descomposición piríticas (reacción endotérmica), reacciones de oxidación del azufre pirítico, reacciones de oxidación del FeS a FeO y Fe₃O₄, y la reacción de formación de la fayalita (reacciones exotérmicas). Se considera además el calentamiento de los compuestos resultantes hasta las temperaturas finales de los productos. Para el agua de la humedad se considera el calor requerido para evaporarlo y calentarlo a la temperatura final de los gases.

Para calcular los requerimientos de oxígeno de los diferentes componentes de los materiales alimentados, se considera las reacciones de oxidación del azufre pirítico y la oxidación del FeS a FeO y Fe₃O₄. Asimismo se considera la eficiencia total de oxígeno.

En la Figura 3.10 se muestra los parámetros térmicos (Mcal/TM) y de requerimiento de oxígeno (TM O₂/TM) de los componentes del concentrado. Los principales componentes del concentrado son las especies mineralógicas: calcopirita (CuFeS₂), covelita (CuS), calcosita (Cu₂S), bornita (Cu₅FeS₄), pirita (FeS₂); insolubles: sílica (SiO₂), alúmina (Al₂O₃), cal (CaO); y el agua de la humedad.

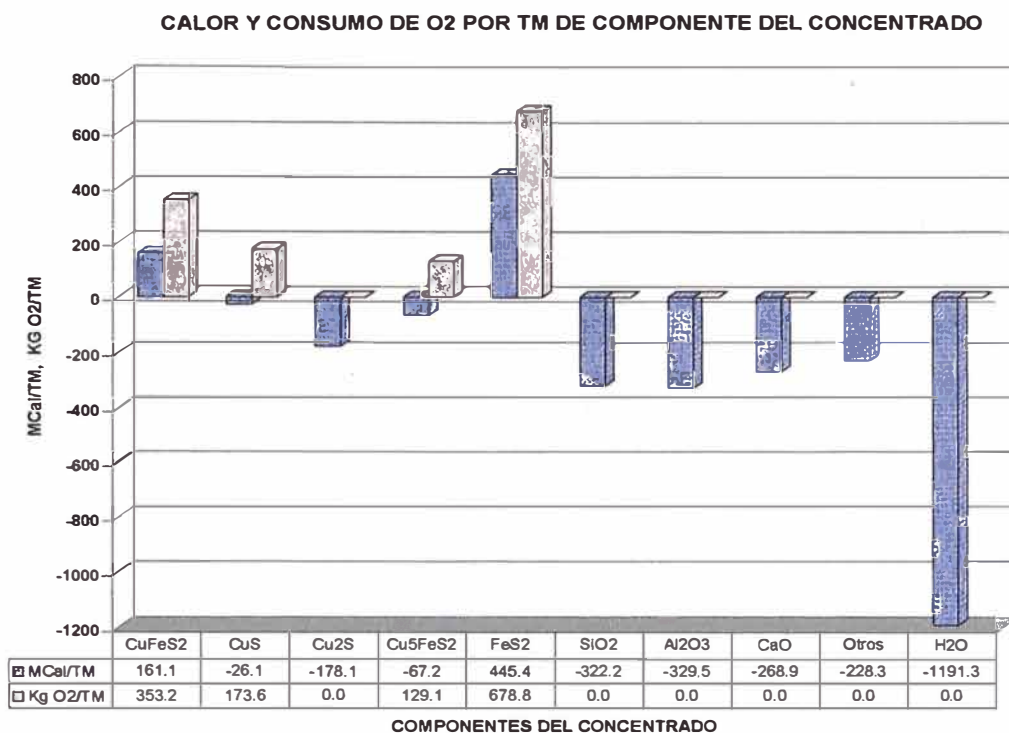


Figura 3.10 - Parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno de los componentes del concentrado

Se observa que las especies mineralógicas, pirita y calcopirita son los que más aportan calor pero además los que más consumen oxígeno. Esto debido a su mayor contenido de azufre pirítico y de sulfuro de fierro, cuyas oxidaciones son muy exotérmicas, requiriendo un mayor consumo de oxígeno.

Tabla 3.5 - Composición química y azufre pirítico de las especies mineralógicas.

Mineral	Composición	%Cu	%Fe	%S	%S Pirítico
Pirita	FeS ₂	0.0	46.5	53.5	50.0
Calcopirita	CuFeS ₂	34.6	30.4	35.0	25.0
Covelita	CuS	66.4	0.0	33.6	50.0
Bornita	Cu ₅ FeS ₄	63.3	11.1	25.6	12.5
Calcocita	Cu ₂ S	79.8	0.0	20.2	0.0

En la Tabla 3.5 se muestra el % de azufre pirítico y su composición en Cu, Fe y S de las diferentes especies mineralógicas. Si bien la covelita tiene un 50% de azufre pirítico, no cuenta con sulfuro de fierro en comparación a la pirita y calcopirita, lo que se refleja en el valor de su parámetro térmico.

Es importante definir en que etapa del proceso, se libera el azufre pirítico en la descomposición del mineral, además de las otras reacciones simultáneas. La primera reacción que sucede cuando el concentrado ingresa a través del garr-gun, es la descomposición térmica casi inmediata de la pirita, FeS_2 , porque esta ocurre solo a $626\text{ }^\circ\text{C}$, además, como se puede apreciar el 50% de su contenido de azufre reacciona en la atmósfera del CT con el oxígeno del aire del garr-gun formando el SO_2 . La intensidad de esta reacción, contribuye directamente en el calentamiento de la superficie del baño. Por su parte la descomposición térmica de la calcopirita, CuFeS_2 , es menos espontánea porque requiere alcanzar $949\text{ }^\circ\text{C}$ además que solamente el 25% de su azufre pirítico reacciona directamente a SO_2 ; mientras que la bornita, Cu_5FeS_4 , libera solo el 12.5% de este azufre pirítico.

De la Figura 3.10 se observa también que el parámetro térmico de los insolubles es negativo debido a que necesitan calor para su fusión y calentamiento, al igual que el agua, siendo este el componente que mayor calor necesita para su evaporación y calentamiento ($-1,191\text{ Mcal/TM}$). Un mayor contenido de humedad en el concentrado afectará significativamente en la fusión del CT.

En la Figura 3.11 se muestra los parámetros térmicos (Mcal/TM) y de requerimiento de oxígeno ($\text{TM O}_2/\text{TM}$) de los componentes de la mata caliente proveniente de los hornos reverberos. Los principales componentes de la mata caliente son: sulfuro de cobre (Cu_2S), sulfuro de fierro (FeS) y magnetita (Fe_3O_4).

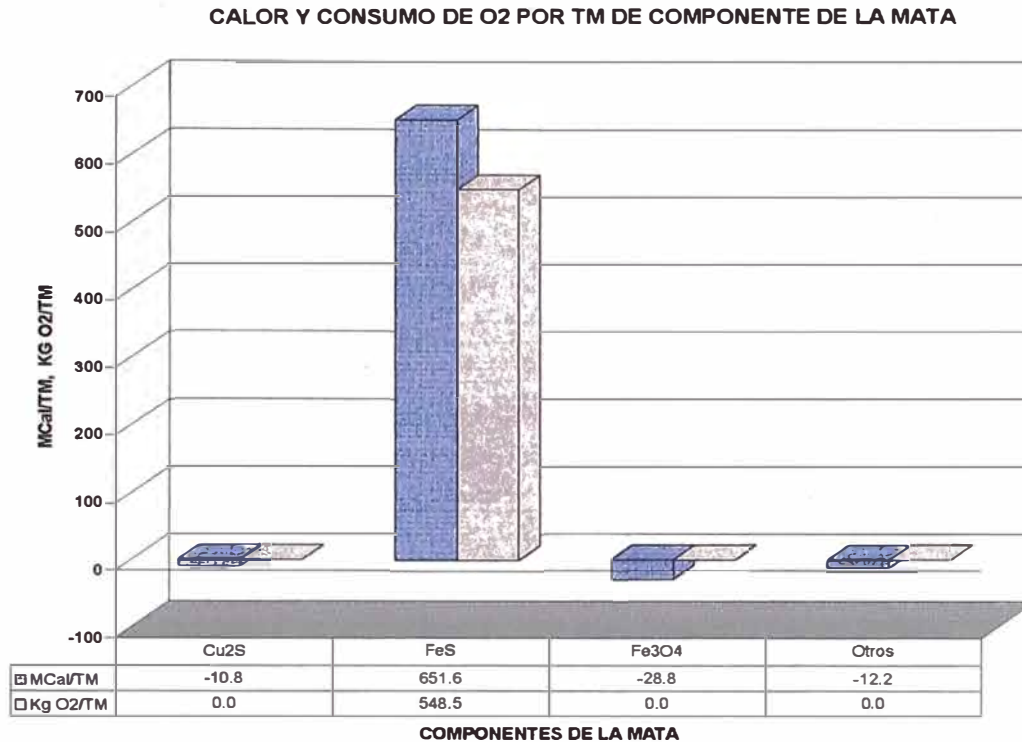


Figura 3.11 - Parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno de los componentes de la mata caliente

De la figura se observa que es solo el FeS quien aporta calor al ser oxidado, además es quien solo consume oxígeno, es por eso que sus parámetros térmico y de requerimiento de oxígeno son positivos. Mientras el Cu₂S y Fe₃O₄ requieren una pequeña cantidad de calor para subir su temperatura a la de los productos.

Es por eso la importancia del grado de la mata (%Cu de la mata), ya que una mata con un mayor grado tiene un menor contenido de FeS, por lo tanto es una mata con un menor aporte calorífico. Es decir, al trabajar con un enriquecimiento y flujo de aire constante, la cantidad de mata demandada se puede incrementar al cargarse una mata de alto grado al reactor, esto para mantener el balance de calor en el sistema.

En la Figura 3.12 se muestra los parámetros térmicos (Mcal/TM) y de requerimiento de oxígeno (TM O₂/TM) de los componentes del material frío. Los principales componentes del material frío son: sulfuro de cobre (Cu₂S), sulfuro de hierro (FeS), óxidos de hierro (FeO, Fe₃O₄) y sílice (SiO₂).

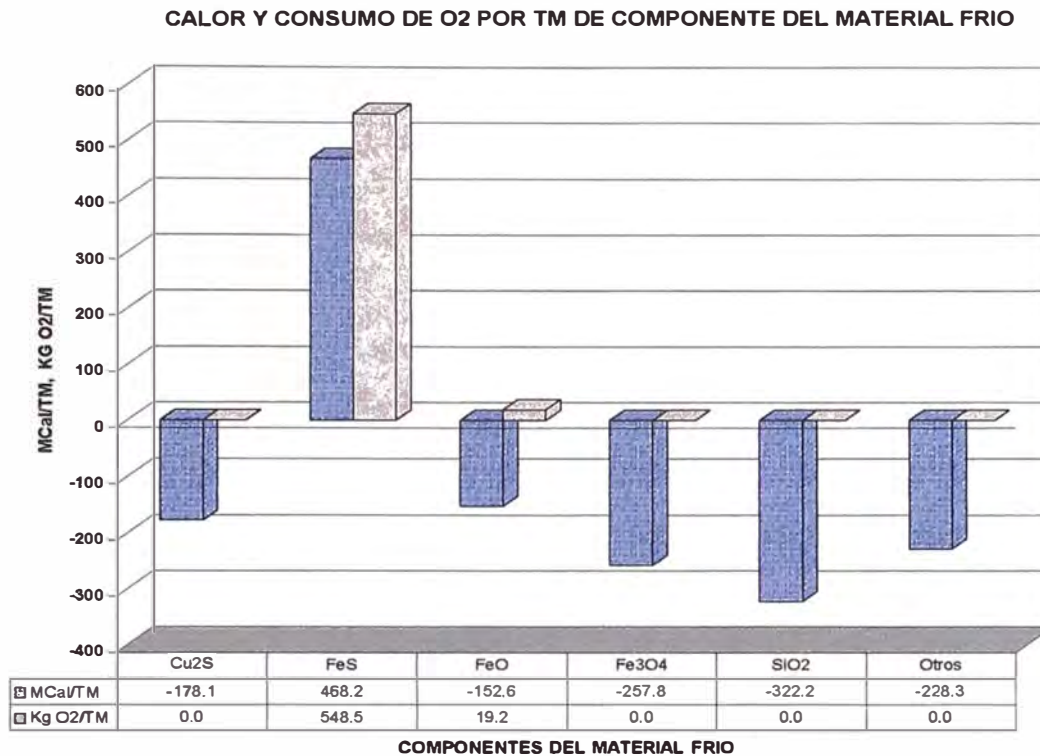


Figura 3.12 - Parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno de los componentes del material frío

De la figura se observa que, al igual que en la mata caliente, es el FeS quien más aporta calor y consume oxígeno debido a su oxidación, mientras los otros componentes necesitan calor para llegar a la temperatura de los productos. El FeO requiere una pequeña cantidad de oxígeno para su oxidación a magnetita.

Los diferentes tipos de material frío son:

- Frío del zanjón o pasadizo de los convertidores,
- Mata fría,
- Foul slag o escoria con alto contenido de cobre (con arrastre de mata).

En la Tabla 3.6 se muestra la composición química de los tres tipos de material frío. El contenido de azufre nos puede dar una idea del valor del parámetro térmico de los diferentes materiales fríos, siendo la mata fría de mayor aporte calorífico, seguido del frío de zanjón y por último el foul slag.

Tabla 3.6 - Composición química de los diferentes tipos de material frío.

Mat. Frío	% Cu	%Fe	%S	%FeO	%Fe ₃ O ₄	%SiO ₂
Frío Zanjón	24.8	32.5	10.0	21.3	13.0	20.0
Mata Fría	33.5	32.0	21.0	7.4	6.0	8.0
Foul Slag	5.5	38.0	4.0	33.5	9.0	36.0

3.4.2 INFLUENCIA DE LA MINERALOGÍA DE LOS CONCENTRADOS I y II EN LA CAPACIDAD DE FUSIÓN Y MATA REQUERIDA

A partir de la caracterización mineralógica de los concentrados I y II característicos del sur del Perú, obtenidas con los resultados de los análisis secuenciales de cobre; y con la ayuda de los balances de materia y energía, se ha graficado como influiría en la fusión y requerimiento de mata caliente en el CT, con la variación de la mineralogía de los concentrados. En la Figura 3.13 se muestra esta variación en función del contenido de la calcopirita en los concentrados I y II, además se muestra la variación de los parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno, también en función del contenido de la calcopirita.

Para ello se ha mantenido constante las siguientes condiciones:

- Material frío: 10% Frío Zanjón
- Humedad concentrado: 7.5%
- Flujo aire enriquecido: 38,900 Nm³/h
- Enriquecimiento: 33.0% O₂
- Eficiencia Oxígeno: 97.0%
- Grado Mata: 40.0% Cu

**INFLUENCIA DE LA MINERALOGIA DE LOS CONCENTRADOS EN LA FUSION Y
REQUERIMIENTO DE MATA EN EL CT**

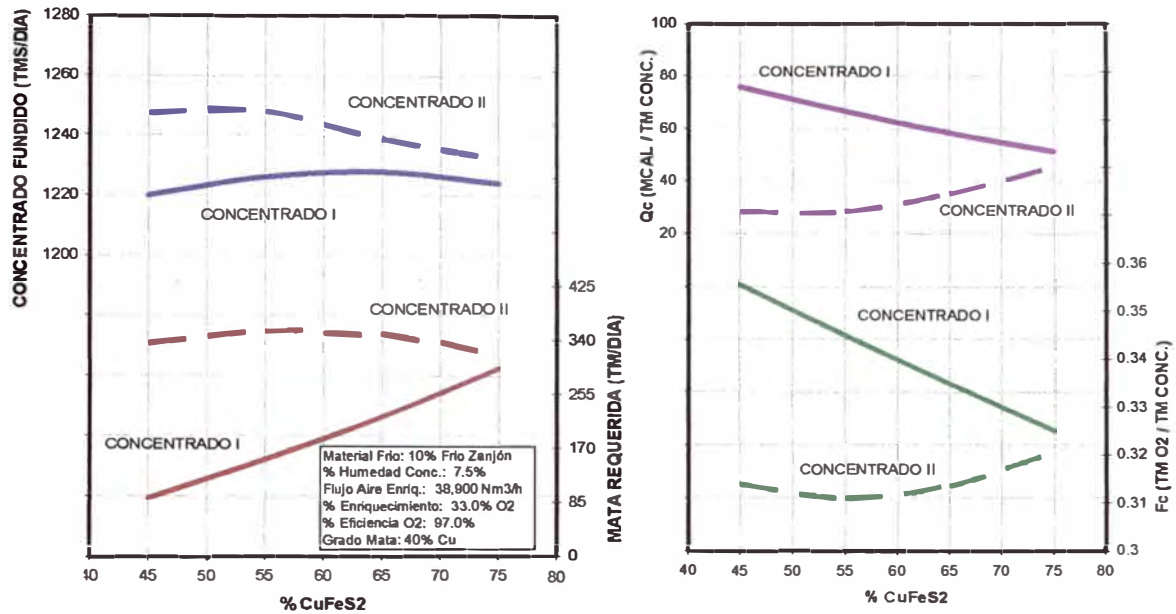


Figura 3.13 - Variación de la fusión, requerimiento de mata y de los parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno en función de la mineralogía de los concentrados.

De la figura se observa que la fusión del concentrado II es ligeramente mayor que el concentrado I (10 a 25 TM por día) a los diferentes contenidos de calcopirita en los dos concentrados; sin embargo la mayor diferencia esta en el requerimiento de mata caliente. El concentrado II siempre mantiene un alto requerimiento de mata a lo largo de sus diferentes mineralogías (variación de calcopirita), requiriendo aproximadamente 340 TM de mata por día (20 ollas por día). Mientras el concentrado I su requerimiento de mata disminuye considerablemente al disminuir su contenido de calcopirita en su mineralogía, variando desde 85 a 300 TM de mata por día (5 a 18 ollas por día) a las condiciones operativas ya fijadas.

Esto se explica por la caracterización mineralógica de los dos concentrados (ver Figura 3.3), en que para un mismo contenido de calcopirita, el concentrado I tiene un mayor contenido de pirita que el concentrado II. Como se recuerda, la pirita y la calcopirita son las únicas especies mineralógicas que tienen parámetros térmicos positivos (aportan calor), y como su relación es inversa, es decir cuando disminuye el contenido de calcopirita, aumenta el contenido de la pirita; entonces la variación

del parámetros térmico total del concentrado, así como el parámetro de requerimiento de oxígeno, dependerá de la proporción de la variación entre las dos especies mineralógicas, y como se ha observado en la caracterización mineralógica, es el concentrado I que presenta una mayor variación de la pirita al variar el contenido de la calcopirita.

En la misma Figura 3.13 al lado derecho, se muestra la variación de los parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno en función de la mineralogía de los concentrados I y II. Se observa que al disminuir el contenido de la calcopirita en su mineralogía, el parámetro térmico, q_c (Mcal/TM concentrado), del concentrado I aumenta linealmente, mientras el concentrado II disminuye hasta a una mineralogía de aproximadamente con 60% de calcopirita, para luego mantenerse constante para menores contenidos de calcopirita. La misma tendencia observamos para el parámetro de requerimiento de oxígeno, f_c (TM O₂/TM concentrado). Esto se debe principalmente al mayor incremento del contenido de pirita en el concentrado I que en el concentrado II al disminuir el contenido de calcopirita (mayor aportación de calor y consumo de oxígeno).

El aumento del parámetro térmico del concentrado I al variar el contenido de calcopirita en su mineralogía, se refleja en la disminución considerable del requerimiento de mata caliente en el CT, debido a que como el concentrado aportara más calor, el sistema requiere menor cantidad de mata caliente para satisfacer el balance de calor. Asimismo el menor requerimiento de oxígeno, f_c , del concentrado II que en el concentrado I, se refleja en su mayor fusión a lo largo de las diferentes mineralogías, ya que al tener una mayor disponibilidad de oxígeno se fundirá más en el CT.

En resumen, con el concentrado I se requiere una menor adición de mata caliente en el CT para alcanzar la fusión-conversión en estado de autosuficiencia térmica, mientras con el concentrado II se requiere una mayor adición. Esto debido principalmente a su mayor contenido de pirita del concentrado I, que hace que la atmósfera del convertidor se torne más caliente, debido a la mayor oxidación del FeS, condición para mantener un mayor flujo de carga. Para estas condiciones, es

necesario un adecuado control de la temperatura para evitar cualquier recalentamiento y el mayor desgaste del refractario.

Se ha observado también que en la fusión de camas con concentrados I, el control de la temperatura se hace muy inestable permitiendo fundir más material recirculante, asimismo los tiempos de conversión para alcanzar metal blanco de 75% Cu son mayores, resultando metal blanco de baja ley. Esto incrementa la actividad del FeS que reduce con facilidad la magnetita del baño y del propio revestimiento del refractario, lo cual resulta muy perjudicial para la línea de toberas. Mientras la fusión de camas con el concentrado II, presentan altos grados de metal, que favorecen la sobresaturación con SiO₂ de las escorias y mayores pérdidas de cobre, aunque por el contenido estable de la magnetita sobre 18% se logra mantener la línea de toberas en mejores condiciones.

3.4.3 INFLUENCIA DEL TIPO DE MATERIAL FRIO EN LA CAPACIDAD DE FUSIÓN Y MATA REQUERIDA

A partir de los balances de masa y energía se ha determinado la influencia del contenido y tipo de material frío en la capacidad de fusión y mata requerida en el CT. Para ello se ha considerado dos tipos de material recirculante, frío de zanjón y mata fría. No se ha considerado fowl slag porque muy en vez en cuando se tratara en el convertidor Teniente, debido a su bajo contenido de cobre a recuperar. En la Figura 3.14 se muestra la variación del concentrado fundido y mata requerida en el CT en función del contenido y tipo del material frío en la cama fundida.

Para ello se ha mantenido constante las siguientes condiciones:

- Concentrado: mineralogía típica (68% CuFeS₂, 14.7% FeS₂)
- Humedad concentrado: 7.5%
- Flujo aire enriquecido: 38,900 Nm³/h
- Enriquecimiento: 33.0% O₂
- Eficiencia Oxígeno: 97.0%
- Grado Mata: 40.0% Cu

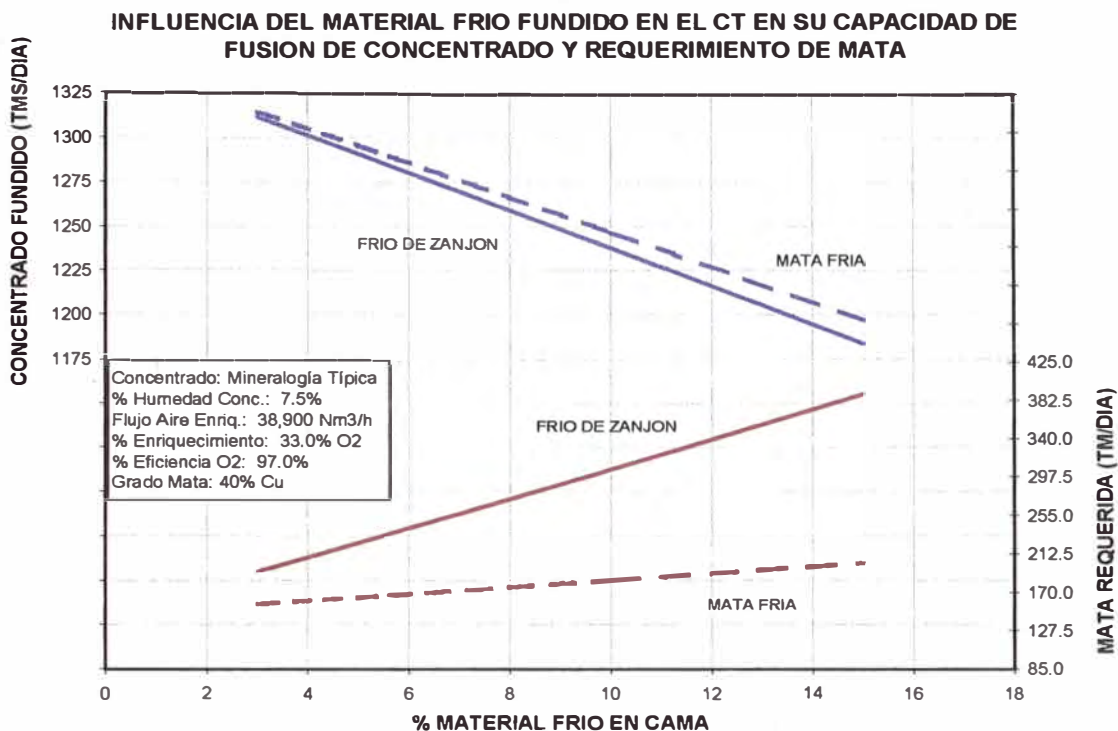


Figura 3.14 - Variación de la fusión y requerimiento de mata en el CT en función del contenido y tipo del material frío.

De la figura se observa que al aumentar el contenido de material frío en cama, la fusión de concentrado en el CT disminuye casi semejantemente para frío de zanjón y mata fría. El desplazamiento de concentrado es aproximadamente 1 TM por 1 TM de material recirculante, ya que 1% de material frío en cama representa aproximadamente 14 TM. El incremento del contenido de material frío en cama también aumenta el requerimiento de mata caliente en el CT, siendo mucho mayor si el material recirculante es frío de zanjón. Para las condiciones fijadas, el requerimiento de mata caliente puede incrementarse de 195 a 390 TM por día (12 a 23 ollas/día) cuando el material recirculante es frío de zanjón (de 3 a 15% en cama), mientras si el material recirculante es mata fría, el requerimiento de mata caliente se incrementa tan solo de 160 a 200 TM por día (10 a 12 ollas/día) cuando el contenido de material frío en cama aumenta de 3 a 15%.

Esto se explica a que la mata fría tiene un parámetro térmico mucho mayor que el frío de zanjón (positivo para mata fría y negativo para frío de zanjón) debido a su

mayor contenido de azufre, ver Tabla 3.7, lo que hace que no requiera una cantidad mayor de mata caliente para satisfacer el balance de calor.

Tabla 3.7 - Parámetros térmicos y de requerimiento de oxígeno para los tipos de material frío.

Material Frío	Qc (Mcal/TM)	Fc (TM O ₂ /TM)
Frío Zanjón	-144.5	0.06
Mata Fría	39.9	0.19

El uso de material frío en el CT puede ayudar en el control de la temperatura del reactor, sin embargo su principal inconveniente esta en crear ciertas zonas frías donde el crecimiento de piso por precipitación de magnetita es inevitable, principalmente en la zona de evacuación de metal blanco (primer panel).

3.4.4 INFLUENCIA DE LA HUMEDAD DEL CONCENTRADO Y DEL ENRIQUECIMIENTO DE AIRE EN LA CAPACIDAD DE FUSIÓN Y MATA REQUERIDA

A partir de los balances de masa y energía se ha determinado la influencia del contenido de humedad del concentrado y del enriquecimiento del aire de soplado en la capacidad de fusión y mata requerida en el CT. La humedad promedio de los concentrados analizados es de 7.5%, con una variación de entre 6.5 a 8.5%. El enriquecimiento del aire de soplado en el CT se ha incrementado paulatinamente llegando hasta 34.0%. En la Figura 3.15 se muestra la variación del concentrado fundido y mata requerida en el CT en función de la humedad del concentrado y del enriquecimiento de aire.

Para ello se ha mantenido constante las siguientes condiciones:

- Concentrado: mineralogía típica (68% CuFeS₂, 14.7% FeS₂)
- Material frío: 10.0% frío zanjón
- Flujo aire enriquecido: 38,900 Nm³/h

- Eficiencia Oxígeno: 97.0%
- Grado Mata: 40.0% Cu

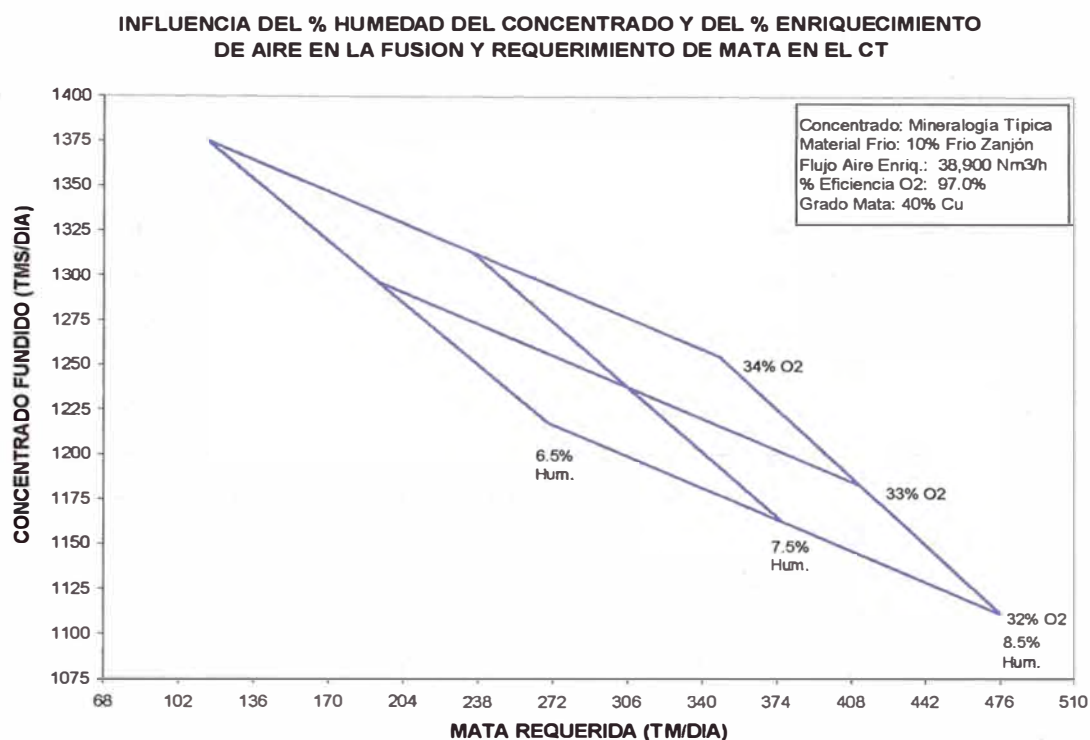


Figura 3.15 - Variación de la fusión y requerimiento de mata en el CT en función de la humedad del concentrado y enriquecimiento de aire.

De la figura se observa que al aumentar 1% la humedad del concentrado (13 TM de agua/día), la fusión en el CT disminuye aproximadamente 55 TM/día y el requerimiento de mata es mayor en aproximadamente 105 TM/día (6 ollas/día). Esto debido a que el equivalente calórico para evaporar y calentar 1 tonelada de agua a 1,235 °C (temperatura de los gases), es 4 a 1 respecto a la fusión de 1 tonelada de concentrado (1,190 Mcal/TM agua).

De la figura 3.15 se observa también que al aumentar 1% del enriquecimiento del aire de soplado (18.5 TM de oxígeno por día), la fusión del concentrado en el CT aumenta aproximadamente en 75 TM por día y el requerimiento de mata disminuye en aproximadamente 70 TM por día (4 ollas/día). Esto debido a que la mayor presión de oxígeno da como resultado una mayor capacidad para las reacciones de oxidación de los sulfuros. Consecuentemente, la proporción de oxígeno por masa

de sulfuros se incrementa por unidad de tiempo para un mismo volumen de aire, en comparación cuando se usa aire con menor enriquecimiento. Asimismo con el enriquecimiento de aire se tiene menos volumen de nitrógeno para calentar, lo que hace que el CT prescindiera de ollas de mata caliente e incremente su capacidad de fusión de concentrado.

El enriquecimiento con oxígeno en el aire de proceso en el CT, se manifiesta por sí mismo en un incremento del grado de metal, debido al incremento de oxidación del FeS. Asimismo trae como consecuencia un incremento de la temperatura de trabajo y una mayor eficiencia de carga (performance del garr-gun). La mayor temperatura de trabajo, incrementa el desgaste del ladrillo refractario en la línea de toberas, lo que podría incrementar la frecuencia de parada del reactor y los consecuentes cortes de la producción. Es por eso la importancia de un adecuado control de la temperatura del casco del reactor, en especial de la línea de toberas y escoria.

3.4.5 INFLUENCIA DE LAS CARACTERÍSTICAS DEL CONCENTRADO Y DEL MATERIAL FRÍO EN LA PRODUCCIÓN DE METAL BLANCO

A partir de los balances de masa y energía se ha determinado la influencia de la mineralogía, humedad del concentrado y tipo de material frío en la producción de metal blanco. Se ha considerado dos tipos de material recirculante, frío de zanjón y mata fría, con un contenido de 10% en cama. Anteriormente se ha determinado la influencia de estas variables en la capacidad de fusión y mata requerida en el CT, observándose que las variables que influyen notablemente en el requerimiento de mata son la mineralogía del concentrado I, el tipo de material recirculante frío de zanjón y la humedad; mientras la variable que influye notablemente en la fusión de concentrado es la humedad. En la Figura 3.16 se muestra la variación de la producción de metal blanco en el CT en función de la mineralogía, humedad del concentrado y el tipo del material frío fundido en cama.

Para ello se ha mantenido constante las siguientes condiciones:

- Flujo aire enriquecido: 38,900 Nm³/h

- Enriquecimiento: 33.0% O₂
- Eficiencia Oxígeno: 97.0%
- Grado Mata: 40.0% Cu

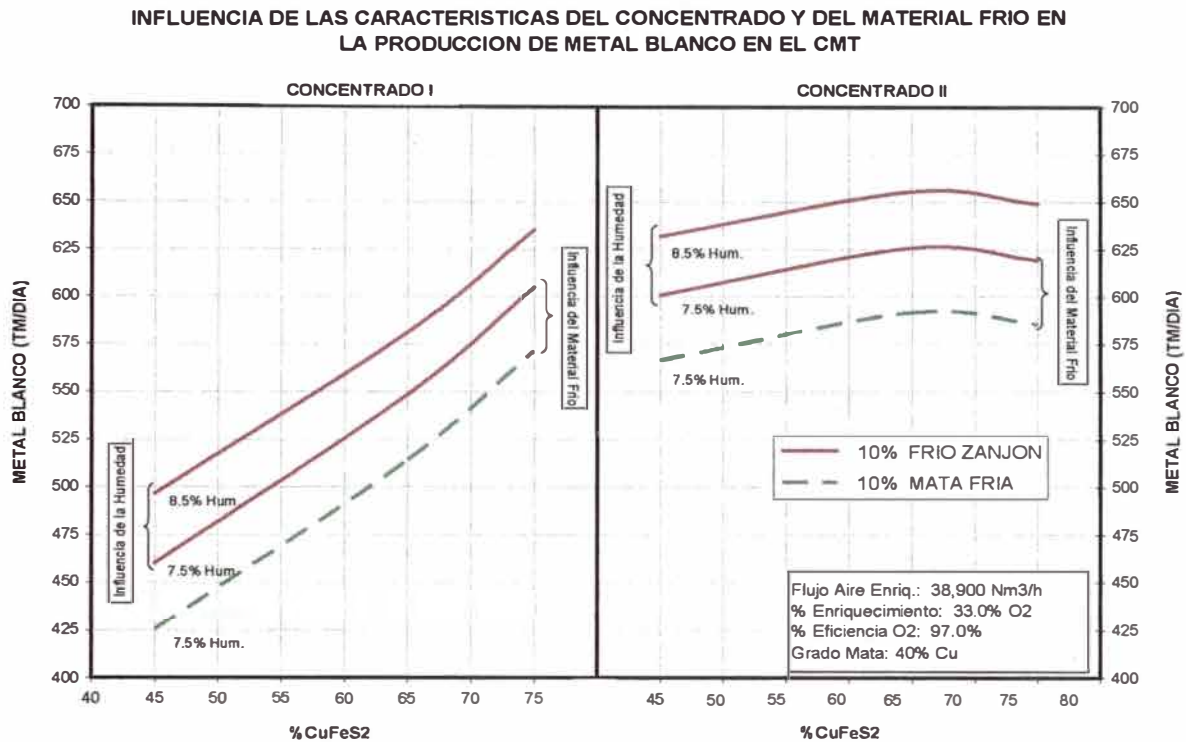


Figura 3.16 - Variación de la producción de metal blanco en el CT en función de la mineralogía, humedad del concentrado y tipo de material frío.

De la figura se observa que con la mineralogía del concentrado II se tiene una mayor producción de metal blanco en el CT en comparación con la mineralogía del concentrado I, en donde la producción de metal blanco en este último concentrado disminuye notablemente cuando su mineralogía es menos calcopirítica. De igual manera se produce mayor metal blanco en el CT cuando el concentrado es más húmedo y cuando el tipo de material recirculante es frío de zanjón. La mayor producción de metal blanco en estos casos se debe a su mayor demanda de mata caliente por las razones ya analizadas en cada caso. Es decir, el mayor requerimiento de mata caliente en el CT produce mayor metal blanco que el metal blanco dejado de producir por la fusión de concentrado desplazada.

3.4.6 INFLUENCIA DE LA EFICIENCIA DE OXÍGENO EN LA CAPACIDAD DE FUSIÓN Y MATA REQUERIDA

A partir de los balances de masa y energía se ha determinado la influencia de la eficiencia de oxígeno en la capacidad de fusión y requerimiento de mata en el CT. La eficiencia de oxígeno es respecto al oxígeno total aportado por el aire enriquecido de soplado y el aire del garr-gun. Esta eficiencia varía entre 95 a 98% y que guarda relación con el %O₂ en los gases de salida en la boca del convertidor (sin infiltración de aire). En la Figura 3.17 se muestra la variación del concentrado fundido y mata requerida en el CT en función de la eficiencia de oxígeno, además se muestra la relación de la eficiencia de oxígeno con el %O₂ en los gases.

Para ello se ha mantenido constante las siguientes condiciones:

- Concentrado: mineralogía típica (68% CuFeS₂, 14.7% FeS₂)
- Humedad concentrado: 7.5%
- Material frío: 10% frío zanjón
- Flujo aire enriquecido: 38,900 Nm³/h
- Enriquecimiento: 33.0% O₂
- Grado Mata: 40.0% Cu

INFLUENCIA DE LA EFICIENCIA DE OXIGENO EN LA FUSION DE CONCENTRADO Y MATA REQUERIDA EN EL CT

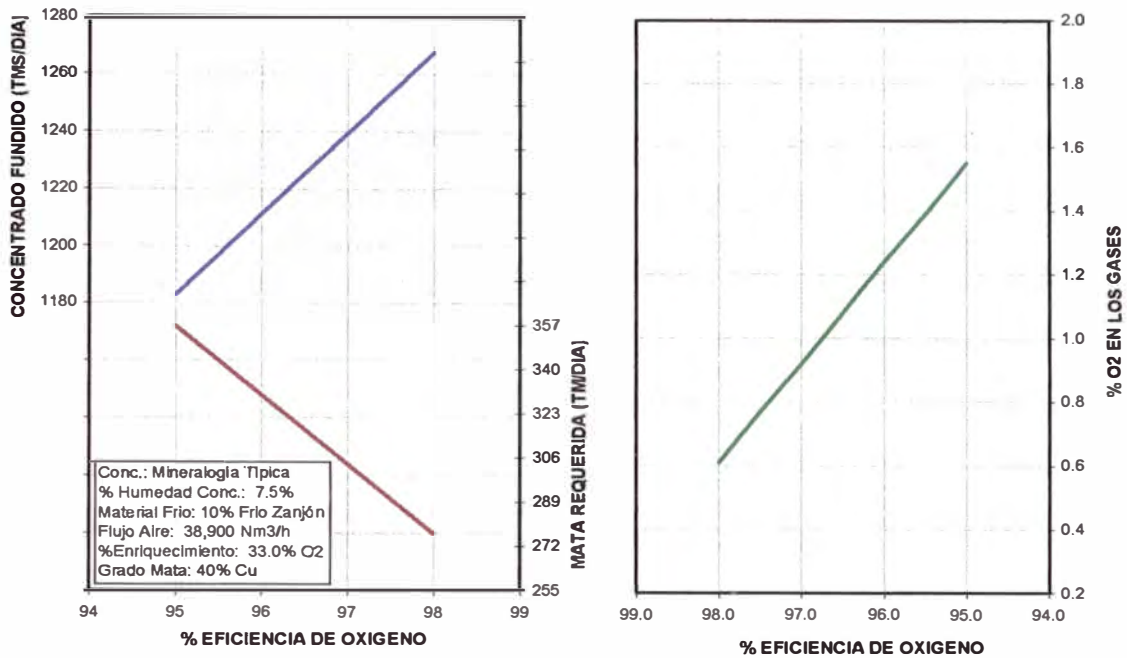


Figura 3.17 - Variación de la fusión y requerimiento de mata en el CT en función de la eficiencia de oxígeno.

De la figura se observa que con un incremento de la eficiencia de oxígeno en 1%, la fusión de concentrado aumenta en 28 TM por día y el requerimiento de mata disminuye en 27 TM por día (1.5 ollas/día). Esto se debe al mayor oxígeno disponible para las reacciones de oxidación, cuyo calor generado permite demandar menor cantidad de mata caliente y fundir más concentrado. Asimismo se observa que el incremento de 1% de la eficiencia de oxígeno, el %O₂ en los gases disminuye en 0.3% aproximadamente. La composición de los gases se determina con análisis Orsat, en la boca del convertidor sin infiltración de aire.

La eficiencia de oxígeno varía esencialmente por el grado de reacción del aire del garr-gun. El aire del garr-gun tiene la finalidad de impulsar la carga dentro del convertidor y distribuirlo lo mas uniformemente, sin embargo parte de este aire reacciona con el azufre piritico proveniente de las reacciones de descomposición de los sulfuros.

La fusión de concentrados con mayor contenido de pirita, normalmente presentan una alta eficiencia de oxígeno en el CT. Esto se debe a que la descomposición térmica de la pirita ocurre a 626 °C y es casi inmediata al ingresar al convertidor. Al descomponerse la pirita, se libera el 50% de su contenido de azufre que reacciona en la atmósfera del convertidor con el oxígeno del aire del garr-gun, incrementando así la eficiencia de oxígeno y generando una mayor temperatura al convertidor.

En la Figura 3.18 se muestra la variación del %O₂ en los gases de salida medidos por análisis Orsat, en función del contenido de pirita del concentrado fundido en el CT.

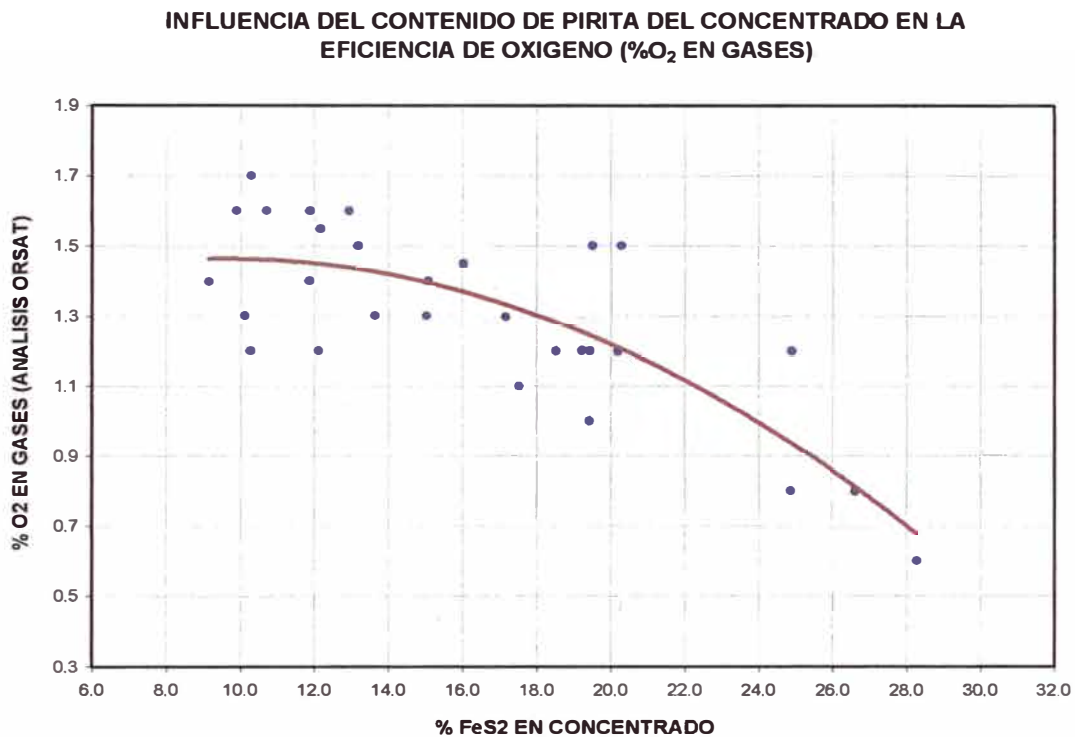


Figura 3.18 - Influencia del contenido de pirita del concentrado en la eficiencia de oxígeno.

De la figura se observa que cuando el concentrado fundido en el CT tiene mayor contenido de pirita, el %O₂ en los gases de salida es menor y por lo tanto la eficiencia de oxígeno mayor, esto debido a las razones ya explicadas.

En la figura 3.19 se muestra termografías tomadas a un convertidor Teniente, la primera alimentando un concentrado con mayor contenido de pirita (17 %) y la

segunda alimentando un concentrado con menor contenido de pirita (12 %). Se observa en el primer caso una mayor temperatura en el convertidor, en especial por la zona del garr-gun, a comparación del segundo caso, esto debido también a las razones ya explicadas de la presencia de mayor contenido de pirita en el concentrado.

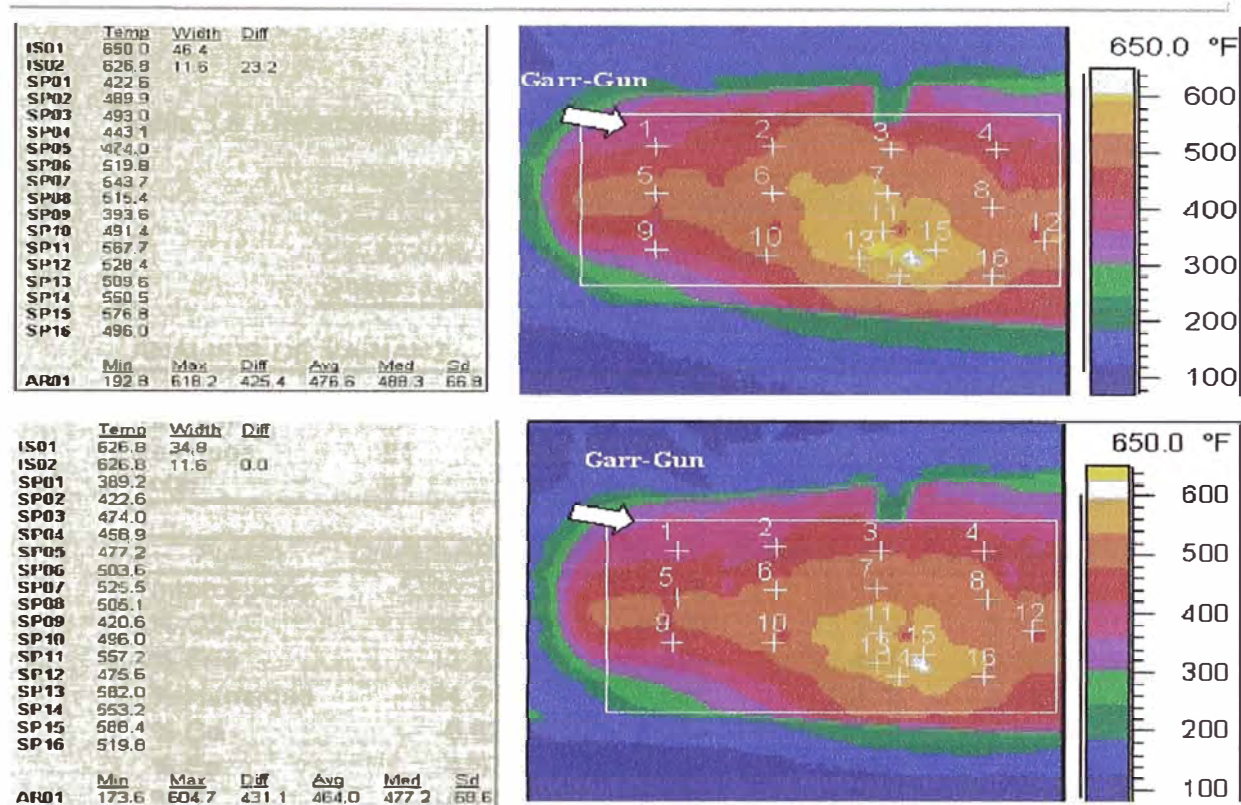


Figura 3.19 - Influencia del contenido de pirita del concentrado en la temperatura del convertidor.

3.4.7 DETERMINACION POR MÉTODO ESTADISTICO DE LOS EFECTOS DE LAS DIFERENTES VARIABLES EN LA OPERACIÓN DEL CONVERTIDOR TENIENTE

A partir de los datos reales se procedió a analizar estadísticamente la influencia de algunas variables (análisis químico y humedad del concentrado, % material frío, % enriquecimiento), en la fusión de concentrado y requerimiento de mata en el CT. Para ello se desarrolló un análisis de regresión lineal múltiple para poder determinar la influencia de una variable, independiente de la influencia de las otras, basada en

los resultados obtenidos a escala industrial. Las principales variables dependientes consideradas son los análisis químico y humedad del concentrado, contenido de material frío y enriquecimiento de oxígeno. Las variables independientes analizadas son la fusión de concentrado y la mata requerida.

A continuación se muestra la estadística de la regresión para la fusión de concentrado en el CT, expresado en TM/día.

Tabla 3.8 - Estadística de regresión para la fusión de concentrado en el CT.

<i>Estadísticas de la regresión - Fusión</i>	
Coefficiente de correlación múltiple	0.948
Coefficiente de determinación R ²	0.898
Observaciones	38

ANÁLISIS DE VARIANZA

	G.L	S.S.	M.S.	F	Probabilidad
Regresión	6	122704.5	20450.7	37.1	7.9E-13
Residuos	31	17069.1	550.6		
Total	37	139773.6			

<i>Fusión</i>	<i>Coefficientes</i>	<i>Error típico</i>	<i>Estadístico t</i>	<i>Probabilidad</i>
Intercepción	-1520.348	394.076	-3.858	0.001
% O2	106.119	6.820	15.560	3.4E-16
% Frío	-13.202	1.692	-7.804	8.3E-09
% Humedad	-54.219	7.405	-7.322	3.1E-08
% Cu	-6.622	6.334	-1.046	0.304
% Fe	4.677	3.347	1.397	0.172
% S	-4.276	4.227	-1.012	0.320

La regresión se realizó con un nivel de significación de 5% ($\alpha = 0.05$, probabilidad de que la diferencia observada entre dos mediciones se deba al azar), es decir con un nivel de confianza de 95%. Para probar la significancia de la regresión se utiliza el método de análisis de la varianza, ANAVA. Para el contraste de las hipótesis se utiliza el estadístico F expresado de la siguiente forma:

$$F_o = \frac{SS_R/GL_R}{SS_E/GL_E} = \frac{MS_R}{MS_E}$$

Donde:

SS_R y SS_E = suma de cuadrados de la regresión y del error.

GL_R y GL_E = grados de libertad de la regresión y del error.

MS_R y MS_E = media de cuadrados de la regresión y del error.

Este estadístico tiene distribución $F(\alpha; GL_R, GL_E)$ con lo que se acepta la regresión si $F_O > F(\alpha; GL_R, GL_E)$. El valor de probabilidad es un valor de área o probabilidad asociado al valor de F_O . Si la probabilidad es menor que el nivel de significación fijado, α , se acepta la regresión.

Para probar la significancia de los coeficientes del modelo se utiliza pruebas de hipótesis. Para evaluación de estas hipótesis se calcula el estadístico de prueba siguiente:

$$T_o = \frac{\beta_i}{se(\beta_i)}$$

Donde:

β_i = coeficiente para cada x de la regresión.

$se(\beta_i)$ = error típico del valor de y previsto para cada x de la regresión.

T_o tiene una distribución t con n-p grados de libertad (# de muestras - # de parámetros). Se acepta que la variable es significativa si: $|T_o| > t(\alpha/2, n-p)$. El valor de probabilidad es un valor de área o probabilidad asociado al valor de T_o . Si la probabilidad es menor que el nivel de significación fijado, α , el coeficiente de la variable tiene significancia.

En la estadística de regresión para la fusión de concentrado en el CT, observamos que los análisis químicos del concentrado (%Cu, %Fe, %S) no tienen significancia estadística por tener una probabilidad mayor a 0.05, por lo que se eliminarán para el modelo de regresión.

Las variables con significancia estadística para la fusión de concentrado en el CT son: %O₂ (enriquecimiento del aire), % material frío alimentado y % humedad del concentrado. Los valores de los coeficientes nos expresan la variación de fusión

(TM/día) por cada punto de variación de la variable. Por ejemplo, por 1% más de humedad en el concentrado, el CT dejaría de fundir 54.2 TM/día de concentrado.

Por lo tanto el modelo de regresión para la fusión de concentrado en el CT, con un coeficiente de correlación múltiple de 0.948, es:

$$Fusión_{(TMPD)} = -1520.3 + 106.1 \times \%O_2 - 13.2 \times \%Frio - 54.2 \times \%Hum \quad (3.23)$$

En forma análoga, se muestra la estadística de la regresión para el requerimiento de mata en el CT, expresado en ollas por día.

Tabla 3.9 - Estadística de regresión para el requerimiento de mata en el CT.

<i>Estadísticas de la regresión - Mata</i>	
Coeficiente de correlación múltiple	0.909
Coeficiente de determinación R ²	0.826
Observaciones	38

ANÁLISIS DE VARIANZA

	G.L	S.S.	M.S.	F	Probabilidad
Regresión	6	873.9	145.7	24.5	1.7E-10
Residuos	31	184.0	5.9		
Total	37	1058.0			

<i>Mata</i>	<i>Coeficientes</i>	<i>Error típico</i>	<i>Estadístico t</i>	<i>Probabilidad</i>
Intercepción	93.114	50.685	1.837	0.076
% O ₂	-2.509	0.917	-2.734	0.010
% Frío	0.652	0.197	3.308	0.002
% Humedad	6.667	0.869	7.676	1.2E-08
% Cu	1.648	0.709	2.326	0.027
% Fe	-1.620	0.465	-3.484	1.5E-03
% S	-1.496	0.612	-2.446	2.0E-02

Observamos que todas las variables analizadas para el requerimiento de mata en el CT tienen significancia estadística ($\alpha = 0.05$), y estas son: % O₂ (enriquecimiento del aire), % material frío alimentado, % humedad del concentrado y los análisis químicos del concentrado (%Cu, %Fe, %S).

Por lo tanto el modelo de regresión para el requerimiento de mata en el CT, con un coeficiente de correlación múltiple de 0.909, es:

$$Mata_{(Ollas/dia)} = 93.11 - 2.51 \times \%O_2 + 0.65 \times \%Frio + 6.67 \times \%Hum + 1.65 \times \%Cu - 1.62 \times \%Fe - 1.50 \times \%S \quad (3.24)$$

En la Figura 3.20 se muestran las comparaciones graficas de la fusión de concentrado y requerimiento de mata de camas reales fundidas con las calculadas por el modelo de regresión, mostrando en ambos casos una buena correlación con la diagonal de igualdad.

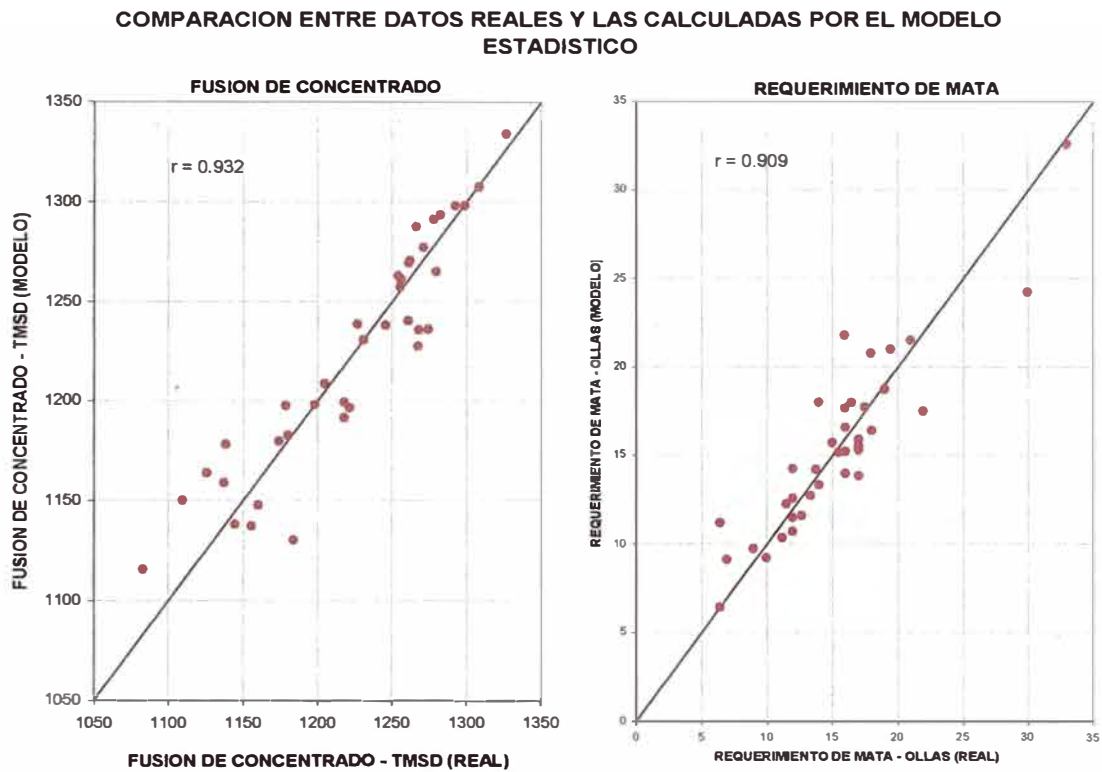


Figura 3.20 - Comparaciones entre la fusión y requerimiento de mata real y la calculada por el modelo de regresión estadística.

Si comparamos los valores de los coeficientes del modelo para la fusión de concentrado en el CT con los determinados por balance de masa y energía, observamos valores semejantes, como se muestran en la Tabla 3.10.

Tabla 3.10 - Comparación entre la fusión de concentrado en el CT calculada por balance y por el modelo de regresión.

Variación de Variables	Variación de la Fusión de Concentrado en el CT	
	Balance Masa / Energía	Modelo Regresión
+ 1% Humedad	- 55.0 tmpd	- 54.2 tmpd
+ 1% Material Frío	- 14.0 tmpd	- 13.2 tmpd
+ 1 % Oxígeno	+ 75.0 tmpd	+ 106.1 tmpd

Las diferencias entre estos valores, en especial con la variación del enriquecimiento de aire se deben a la variación de la eficiencia de oxígeno, ya que para los cálculos de balance, esta se considera constante a 97%.

De igual manera, las variaciones del requerimiento de mata en el CT entre las calculadas por balance y por el modelo de regresión resultan semejantes.

CAPITULO 4 DISCUSION DE LOS RESULTADOS

4.1 ELABORACION DE ALTERNATIVAS DE OPERACION EN EL CONVERTIDOR TENIENTE PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN TOTAL DE UNA FUNDICIÓN DE COBRE

4.1.1 DESCRIPCION DEL PROCESO DE PRODUCCIÓN DE LA FUNDICION DE COBRE

Como ya se ha descrito, la fundición de cobre a analizar dispone como unidades de fusión de dos hornos reverberos y un convertidor Teniente, que alimenta principalmente dos tipos de concentrados (concentrado I y concentrado II). Parte de la mata producida en los reverberos son procesados en el CT con la finalidad de cubrir su déficit de energía, y el resto de mata es procesado junto al metal blanco producido en el CT en los convertidores Peirce Smith, que producen el blister que son moldeados en las plantas de moldeo para que posteriormente las barras de blister sean enviadas a la refinería.

Además en esta fundición se ha implementado un "Programa de Control Ambiental Suplementario", con el fin de minimizar el impacto de las emisiones gaseosas de la fundición sobre los centros poblados adyacentes, hasta que el cumplimiento de su PAMA este concluida. Este programa consiste en el corte parcial / total de la producción en los convertidores Peirce Smith y la disminución de la capacidad de fusión de concentrados en los hornos reverberos.

En los periodos de corte por control ambiental, se limita la disponibilidad de soplado en los convertidores Peirce Smith, incrementándose por consiguiente los inventarios de material frío. Asimismo la disminución de la capacidad de conversión de mata caliente por los convertidores PS, limita la capacidad de fusión en los hornos reverberos que se ven obligados a bajar el galonaje de petróleo. Sin embargo parte de la mata producida por los reverberos en periodos de corte ambiental son llevadas a los depósitos para su enfriamiento y posterior tratamiento

en el circuito de fusión como material recirculante. Esto hace incrementar también los inventarios de la mata fría.

En la Figura 4.1 se muestra el promedio de ollas de mata procesadas en los convertidores Peirce Smith en los diferentes meses del año, en una fundición que cuenta con un programa de control ambiental suplementario.

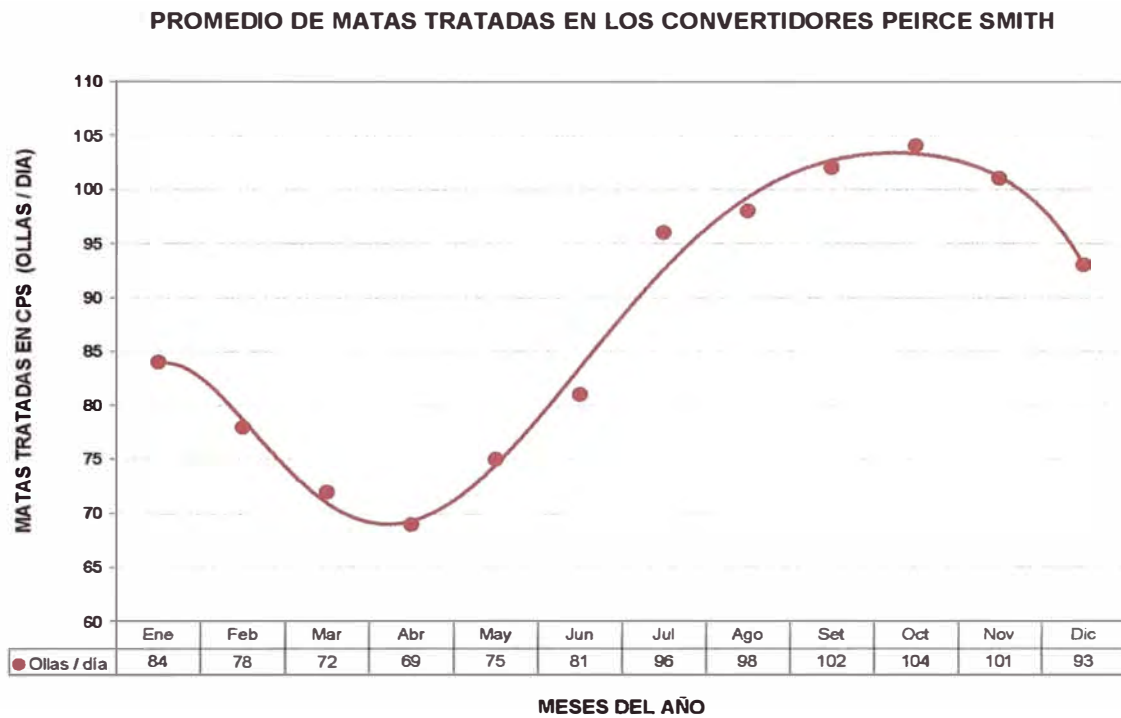


Figura 4.1 - Promedio de matas tratadas en los convertidores Peirce Smith en los diferentes meses del año.

De la figura se observa que los primeros seis meses del año, la capacidad de tratamiento de mata en los convertidores PS es menor (< 85 ollas/día) debido a las condiciones climáticas desfavorables, ya que los vientos soplan con mayor incidencia hacia los centros poblados, siendo por lo tanto los periodos más críticos del corte ambiental. Mientras en los seis últimos meses del año, la capacidad de tratamiento de mata en los convertidores PS es mayor (> 90 ollas/día), debido al cambio de la dirección de los vientos, soplando en menor incidencia hacia los centros poblados, por lo tanto la disponibilidad de soplado en los convertidores PS es mucho mayor.

Debido a la no disponibilidad de soplado en los convertidores PS en periodos de corte ambiental, se produce la generación de mata fría y de metal blanco en los depósitos, provenientes de los hornos reverberos y CT respectivamente. La generación de estos materiales fríos debe ser **planeada** y no debe sobrepasar la capacidad máxima de su consumo en los CPS y CT en el transcurso del año como material recirculante. Mientras la generación del material frío del zanjón o pasadizo de convertidores es inherente a la operación de los CPS, hornos reverberos y CT, producto de los derrames y salpicaduras de los materiales calientes y de las cáscaras producto de las limpiezas de las ollas de escoria, mata y metal.

El consumo de los diferentes materiales fríos debe ser adecuadamente planeado en el transcurso del año para alcanzar el stock o inventario mínimo a fin del año. La generación de mata fría y metal blanco en los botaderos no debe sobrepasar la capacidad máxima de consumo de estos materiales para alcanzar este inventario mínimo.

Las alternativas de operación a proponer permitirán un control adecuado de los inventarios de los materiales fríos durante el año, orientado a obtener la máxima capacidad de fusión de concentrado considerando los recortes de producción por control ambiental.

4.1.2 ALTERNATIVAS DE OPERACIÓN EN EL CONVERTIDOR TENIENTE DEPENDIENDO DE LOS PERIODOS DE CONTROL AMBIENTAL

La estructura operacional normal en los convertidores Peirce Smith y hornos reverberos cambian debido a las condiciones climáticas del medio que condicionan la producción normal de la fundición por su limitada capacidad para controlar las emisiones gaseosas, especialmente durante los meses críticos en que hay cambios direccionales intensos de los vientos hacia los centros poblados (enero – junio, generalmente). Los principales inconvenientes de los recortes de producción por control ambiental son la disminución de la capacidad integral de fusión de concentrado y por consiguiente de la producción de blister también; además del incremento del inventario de material frío de zanjón y de mata fría en botaderos.

La flexibilidad de la operación del convertidor Teniente para poder tratar una mayor cantidad de mata caliente puede de alguna manera menguar las pérdidas ocasionadas por los cortes por control ambiental, a pesar que esto pueda significar una menor fusión de concentrado en el CT, pero que tiene una mayor ventaja sobre los efectos adversos en la capacidad total de la fundición.

Las alternativas de operación a proponer tienen como objetivo procesar la mayor cantidad de mata caliente en el CT en periodos de corte ambiental y por consiguiente no bajar considerablemente fuego en los hornos reverberos. Mientras en los periodos de operación normal, el CT procesaría la menor cantidad de mata caliente, ya que estas podrían ser tratadas en los convertidores Peirce Smith, centrándose en una mayor fusión de concentrado por la ventaja económica que radica en el menor costo por fusión que en los hornos reverberos. En ambos escenarios, se considera el adecuado consumo de los diferentes tipos de material frío, para mantener los inventarios en la fundición según lo planificado en el año.

Las alternativas de operación en el CT dependiendo de los periodos de control ambiental, se resume en lo siguiente.

Tabla 4.1 - Alternativas de operación en el CT y CPS dependiendo de los periodos de control ambiental.

Periodos	Meses	Convertidor Teniente		Convertidores PS
		Concentrado	Material Frio	Material Frio
Con Control Ambiental	ene-jun	Concentrado II (mayor)	Frio Zanjón Fino	Mata Gruesa (flux) Frio Zanjón (ollas)
Sin Control Ambiental	jul-dic	Concentrado I (mayor)	Mata Fina Frio Zanjón Fino (menor)	Frio Zanjón (ollas y flux)

La camas tratadas en el CT en periodos de corte ambiental, se prepararían mayormente con el concentrado II y con 10% de frío de zanjón fino como material recirculante. En periodos de no corte ambiental, las camas para el CT se prepararían mayormente con el concentrado I y con 6% de mata fina y 4% de frío de zanjón como materiales recirculantes.

En el primer caso (periodos de corte ambiental), la preparación de camas con el concentrado II permitirá demandar una mayor cantidad de mata caliente en el CT

debido a su menor contenido de pirita en comparación al concentrado I (ver Figura 3.13). De igual manera la preparación de camas con frío de zanjón también permitirá una mayor demanda de mata (ver Figura 3.14). La cantidad de frío de zanjón en las camas dependerá de su inventario respecto al plan, lo que obligue a un mayor consumo de este material en el CT.

En el segundo caso (periodos de no corte ambiental), la preparación de camas con el concentrado I permitirá demandar una menor cantidad de mata caliente en el CT debido a su mayor contenido de pirita en comparación al concentrado II (ver Figura 3.13). De igual manera la preparación de camas con mata fina desplazara una cantidad equivalente de mata caliente (ver Figura 3.14). La cantidad de mata fina a consumir en el CT será el 6% en cama, no sobrepasando esta cantidad para evitar que la mata fina pueda lavar (reducir) la capa de magnetita que protege al revestimiento refractario, en especial en la zona del cuarto panel (zona más caliente). El resto de la mata fría generada será consumida en los hornos reverberos. Un consumo de 4% de frío de zanjón en el CT será necesario para minimizar los efectos contraproducentes de la mata fría, además para mantener su inventario según lo planeado en el año.

Los concentrados recibidos en el día de las concentradoras a fundición, se disponen en camas o lechos de fusión (concentrados mezclados homogéneamente con los fundentes y/o recirculantes) para los hornos reverberos y/o el convertidor Teniente, para mantener siempre un stock que asegure una alimentación continua de carga a los reactores. La posibilidad de preparar camas con una mayor proporción de un concentrado (concentrado I o II), dependerá de que se tenga un buen stock de las camas tanto para los reverberos y el Teniente, ya que si se tiene un bajo stock en unas de las camas, todo el concentrado recibido en el día, tendría que disponerse en ella.

La proporción y tipo del material recirculante tratados en el CT y CPS esta destinado para controlar los inventarios de los materiales fríos en la fundición. En los primeros meses del año (periodo de corte ambiental), parte de la mata producida es derivada a los botaderos o depósitos, incrementando su inventario. Para controlarlo, se propone el consumo de la mata gruesa en los CPS mezclado con la

sílica (flux) desde el inicio del año conforme se va generando, mientras el consumo de la mata fina en el CT y hornos reverberos sería a partir del segundo semestre del año (periodo de no corte ambiental), que a la vez permitirá desplazar mata caliente en el CT que podrán ser tratadas en los CPS. Ante cortes de producción intermitentes se cuenta con la alternativa de adicionar mata fina al CT a través de faja desde la tolva de frío, pero solamente cuando no hay corte ambiental en convertidores con el propósito de desplazar el equivalente de mata caliente.

Para controlar los inventarios del material frío de zanjón, en mayor proporción estas son tratadas por medio de ollas en los CPS. Se propone además su consumo en los CPS como frío de zanjón grueso a través del flux, para el segundo semestre del año en que se cuenta con una mayor disponibilidad de soplado. El material frío de zanjón fino serán tratados en el CT en una mayor proporción (10%) en el primer semestre del año, periodo de corte ambiental, lo que permitirá demandar mayor cantidad de mata caliente al CT, evitando así bajar considerablemente fuego en los reverberos, además de permitir una mayor producción de metal blanco. En el segundo semestre del año se planea el consumo de una pequeña proporción de frío de zanjón en el CT (4%) con el propósito de lograr el inventario mínimo para fin de año.

Cuando los inventarios de material frío de zanjón son altos, se tiene la necesidad que el CT consuma mayor cantidad de este material. Para evitar un desplazamiento considerable de la fusión de concentrado muy por debajo del plan de producción, se cuenta con la alternativa de operar con un mayor consumo de oxígeno que permitirá mantener la capacidad de fusión de concentrado y consumir una mayor cantidad de frío, como se observa en la Figura 4.2.

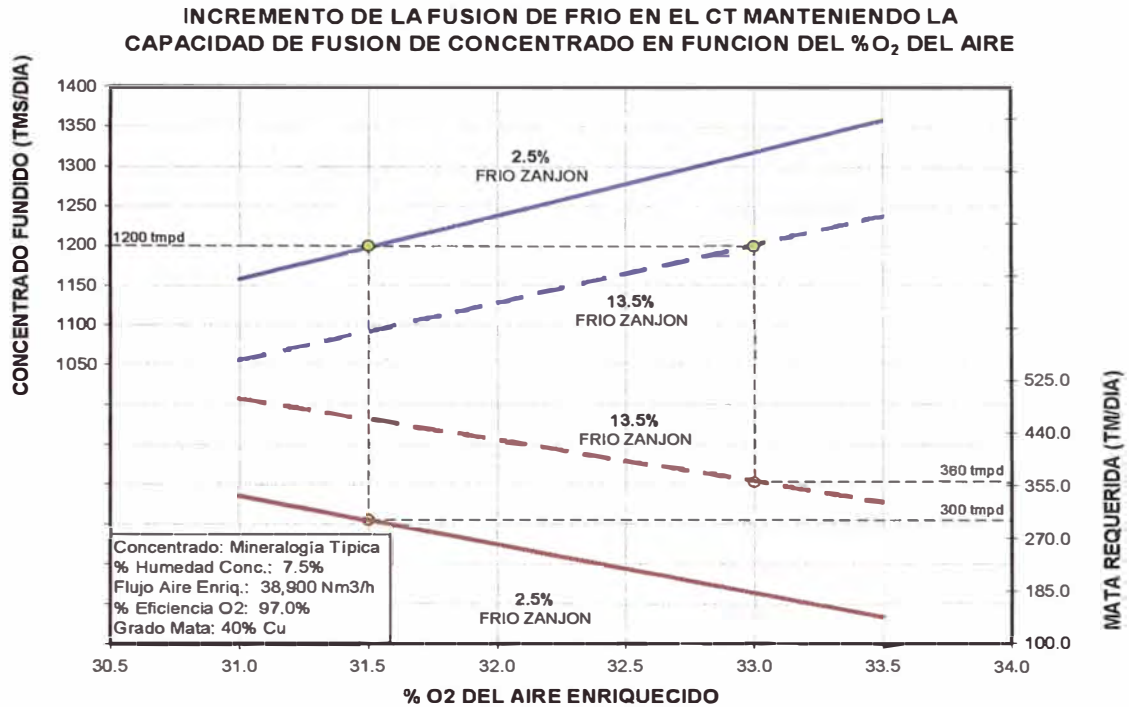


Figura 4.2 - Incremento de la fusión de frío en el CT manteniendo la capacidad de fusión de concentrado en función del enriquecimiento con oxígeno.

En la figura se observa dos casos extremos de consumo de material frío en el CT, 2.5 y 13.5% de frío de zanjón en la carga. En ambos casos la capacidad de fusión de concentrado se mantiene a 1,200 TM/día, variando solo el enriquecimiento de aire con oxígeno de 31.5 a 33.0%. El requerimiento de mata en el CT aumentaría solo de 300 a 360 TM/día para las condiciones dadas. El mayor uso de oxígeno en el CT estará limitado por la capacidad de la planta de ácido, que puede superar a su diseño para la captación total de los gases, creando serios inconvenientes en el manejo de gases, la operación de la planta de ácido y en la planta de efluentes.

4.1.2.1 PRINCIPALES INCONVENIENTES OPERATIVOS

El mayor consumo de material frío en la carga, implica cierto inconveniente para el control eficiente de la temperatura, lo cual puede crear ciertas zonas frías donde el crecimiento del piso por precipitación de la magnetita es inevitable, principalmente en la zona de evacuación de metal blanco, como se ha observado desde cuando se empezó a usar el frío en proporciones mayores al 5%.

Esto se debe a que la distribución del concentrado junto con el material frío sobre el baño, no es uniforme y que el efecto cinético de reacción de una partícula de concentrado puro, dista mucho a del material frío. El mayor peso específico del frío, afecta el ángulo de dispersión de la carga sobre el baño concentrándose en mayor proporción en la zona de evacuación del metal blanco, a la altura del garrun (educto donde se impulsa la carga), creando una zona de baja temperatura que facilita la precipitación de la magnetita.

El crecimiento del piso en el interior del convertidor es un problema latente que no solo se le atribuye al frío de la carga, porque también depende de otras condiciones de operación como el control de las temperaturas mínimas de baño y el alto grado de metal. La estrategia para su control se basa en el uso de quemador sumergido, para reducir la magnetita precipitada.

El consumo de mata fría como material recirculante en el CT, puede traer el inconveniente de lavar la capa de magnetita que protege al revestimiento refractario, debido a su reducción por el FeS de la mata. Por esta razón será necesario que su contenido no sobrepase el 6% en la carga y que este mezclada con frío de zanjón. Además será necesario un adecuado control de la temperatura del casco del convertidor, en especial la zona del cuarto panel que es la zona más caliente.

El mayor uso de oxígeno en el CT puede causar serios inconvenientes en el manejo de gases, la operación de la planta de ácido y planta de efluentes, principalmente en el incremento de la temperatura de los gases que se refleja en el mayor consumo de agua en la cámara de enfriamiento, la mayor concentración de SO₂ por encima de 9.6% que supera la capacidad de tratamiento de la planta de ácido, y el incremento de la acidez en los efluentes que se refleja en el mayor consumo de cal en la planta de efluentes. Asimismo el mayor uso de oxígeno en el CT puede causar un mayor desgaste del refractario de la línea de toberas por falta de un control adecuado en la temperatura.

4.1.2.2 ANALISIS ECONOMICO

Desde el punto de vista económico, los resultados alcanzados imponen la disyuntiva por el concentrado que se dejaría de fundir en el Teniente o por el mayor concentrado que se fundiría en los hornos reverberos al no bajar considerablemente fuego en los periodos de corte ambiental. Se tendría la ventaja también en este caso, de la pronta recuperación global del cobre, mantenido por mayor tiempo en los botaderos, como una forma de controlar los inventarios de material frío en la fundición y de disponer de mayor contenido metálico en el circuito, para la producción de blister durante e inmediatamente después de cada corte parcial por control ambiental.

Si en los periodos de corte ambiental, el convertidor Teniente consume una mayor cantidad de mata caliente, entonces los hornos reverberos podrán producir una mayor cantidad igual de mata para ser llevadas al botadero, teniendo en cuenta que existe un plan de llevar al botadero una cantidad máxima de ollas de mata en el mes (que esta de acuerdo a la capacidad de su consumo en los CPS y CT en el transcurso del año). Esto significa subir fuego en los reverberos, fundiendo un equivalente mayor de concentrado.

El análisis económico se realizará para las alternativas de operación en periodos de corte ambiental. Las consideraciones tomadas para este análisis económico son:

- No existe beneficio económico el fundir mayor cantidad de material frío, ya que este sería fundido de todas maneras en el transcurso del año.
- Al ser los precios unitarios de petróleo y cobre variables en el tiempo, la evaluación económica se hará en función al mayor concentrado fundido.

A continuación se muestra el análisis económico en detalle.

Tabla 4.2 - Análisis económico de las alternativas de operación en el CT en periodos de control ambiental.

ANALISIS ECONOMICO

a) Variación de concentrado I a II en CT

Variaciones en el Convertidor Teniente	Concentrado Fddo.	
		TMPD
* Variación Fusión de conc. en CT	0 TMPD	0
* Variación Mata demandada en CT Equivalente de conc. fddo. en Reverb.	5.0 ollas/día 123.6 TMPD	123.6
* Variación de material frío fddo. en CT	1.9 TMPD	-
Beneficio Aparente		123.6

b) Variación de 5 a 12% de frío zanjón en CT

Variaciones en el Convertidor Teniente	Concentrado Fddo.	
		TMPD
* Variación Fusión de conc. en CT	-73.9 TMPD	-73.9
* Variación Mata demandada en CT Equivalente de conc. fddo. en Reverb.	6.7 ollas/día 165.7 TMPD	165.7
* Variación de material frío fddo. en CT	105.5 TMPD	-
Beneficio Aparente		91.8

En el primer caso, la preparación de camas para el CT con concentrado II en vez del concentrado I (en ambos concentrados con 68.0% de calcopirita), significaría un beneficio aparente equivalente a 123.6 TM/día de concentrado fundido y no existe pérdida de fusión en el CT.

En el segundo caso, la preparación de camas con mayor contenido de frío de zanjón (5 a 12% en cama) significaría un beneficio aparente equivalente a 91.8 TM/día de concentrado fundido, existiendo una pérdida de fusión en el CT de 74 TM/día. Como las operaciones del Teniente son inherentes a la generación de cierta cantidad de frío, el consumo mínimo de este material en el CT se asume en 5% en la carga.

Si quisiéramos estimar aproximadamente cuanto significaría el beneficio económico en US\$, podríamos considerar el caso que se tenga un costo total de 0.60 US\$/lb Cu y un precio del cobre de 1.3 US\$/lb, entonces la ganancia por tm de concentrado fundido con una ley de 27% Cu sería de 396 US\$/tm. Por lo tanto, para el primer caso, de la preparación de camas para el CT con concentrado II en vez del concentrado I, el beneficio económico sería de 48,943 US\$/dia. Y para el segundo caso, de la preparación de camas con mayor contenido de frío de zanjón (5 a 12% en cama), el beneficio económico sería de 36,351 US\$/dia.

Obviamente debe considerarse otros factores para determinar un cálculo más real, sin embargo, el análisis nos muestra la ventaja económica de tratar una mayor cantidad de mata caliente en el CT en periodos de corte ambiental

4.1.2.3 ELEMENTOS IMPRESCINDIBLES PARA DESARROLLAR LAS ALTERNATIVAS DE OPERACIÓN PROPUESTAS

Los elementos imprescindibles para poder desarrollar con éxito las alternativas de operación propuestas son:

- Disponibilidad de concentrados y de un adecuado stock en camas
- Disponibilidad de material frío apropiado
- Disponibilidad de oxígeno
- Disponibilidad de Planta de Ácido
- Alta disponibilidad de grúas

4.1.2.4 PLAN DE CONTINGENCIA

Sobre los elementos imprescindibles, los planes de contingencia recaen principalmente sobre la disponibilidad de oxígeno y de los materiales, porque con respecto a la disponibilidad de los equipos las acciones son concluyentes para seguir el plan original de bajar fuego en los hornos o decidir llevar el exceso de mata al botadero.

- Disponibilidad de Oxígeno: Normalmente la planta de oxígeno produce 8,100 Nm³/h de 95% de pureza. El Teniente consume el 75-80% y el resto es utilizado en los reverberos y parte venteado. Si la planta cae se cortará el suministro a los otros usuarios y el Teniente no se afecta porque consume del tanque de reserva hasta que se solucione el problema. Si la parada es mayor la operación del convertidor debe parar.
- Disponibilidad de concentrados: Lo ideal es contar con un buen stock de concentrados en camas para poder disponer de un tipo de concentrado según sea el caso (concentrado I o II dependiendo de los periodos de corte) para el CT y el otro para los reverberos, en caso contrario los concentrados de ambas procedencia se tendría que disponer en una sola cama, la de menor stock, no pudiéndose cumplir con el plan de preparación de camas para el Teniente. En tal caso en periodos de corte ambiental se podría considerar un mayor consumo de frío de zanjón dependiendo de una mayor disponibilidad de oxígeno.
- Disponibilidad de material frío: Se necesita de un buen stock de los diferentes tipos de material frío previamente chancado y clasificado en material fino. En el caso que no se disponga de dicho material clasificado, simplemente la operación del convertidor en periodos de corte ambiental, continua ceñida a su operación normal sin requerir al adicional de mata que se esperaba consumir.
- Disponibilidad de Planta de Ácido: Si falla la planta de ácido en pleno periodo de corte por control ambiental la opción es abandonar el programa porque el convertidor Teniente debe salir de operación.

CONCLUSIONES

- Respecto a la caracterización mineralógica de los concentrados y su comportamiento en el interior de convertidor Teniente, se concluye que la pirita y calcopirita son las especies mineralógicas que más aportan calor y además las que más consumen oxígeno en el convertidor Teniente, debido a su mayor contenido de azufre pirítico y de sulfuro de hierro, cuyas oxidaciones son muy exotérmicas, requiriendo un mayor consumo de oxígeno. La relación entre estas dos especies mineralógicas en los concentrados de cobre denominados como tipo I y II, es inversa, es decir cuando disminuye el contenido de calcopirita, aumenta el de la pirita; entonces la variación del parámetro térmico total del concentrado, así como el parámetro de requerimiento de oxígeno, dependerá de la proporción de la variación entre las dos especies mineralógicas. El concentrado I presenta una mayor variación de la pirita al variar el contenido de la calcopirita en comparación al concentrado II. El menor contenido de pirita en el concentrado II, se compensa con un mayor contenido de insolubles. El concentrado I en un 71% esta en el rango de 60 a 80% de calcopirita, mientras el concentrado II en un 63% esta en el rango de 50 a 70% de calcopirita.
- Respecto a la influencia de la mineralogía de los concentrados I y II en la operación del CT, se concluye que la fusión del concentrado II en el convertidor Teniente es ligeramente mayor que el concentrado I (10 a 25 TM por día) a los diferentes contenidos de calcopirita en los dos concentrados, debido al menor requerimiento de oxígeno del concentrado II por su menor contenido de pirita, teniendo una mayor disponibilidad de oxígeno para fundir más concentrado en el CT. Sin embargo, la fusión de concentrados con mayor contenido de pirita (concentrado I), normalmente presentan una mayor eficiencia de oxígeno en el CT, debido a que la descomposición térmica de la pirita ocurre a más baja temperatura, reaccionando el azufre pirítico formado con mayor parte del oxígeno del garr-gun (educto donde se impulsa la carga). Por lo tanto, se puede concluir mineralógicamente, que la fusión de camas con concentrado tipo I o II en el CT son semejantes, variando solamente debido a sus diferencias en humedades.

La mayor diferencia en la alimentación del concentrado I o II en el CT esta en el requerimiento de mata caliente. El concentrado II siempre mantiene un alto requerimiento de mata a lo largo de sus diferentes mineralogías, mientras el concentrado I su requerimiento de mata disminuye considerablemente al disminuir su contenido de calcopirita, esto debido principalmente al mayor contenido de pirita en el concentrado I, que aumenta su parámetro térmico, es decir, el concentrado aportara más calor y por lo tanto el sistema requiere menor cantidad de mata caliente para satisfacer el balance de calor.

- Respecto a la fusión de material frío en el convertidor Teniente, se concluye que la fusión de los diferentes tipos de material recirculante (frío del zanjón de convertidores y mata fría del botadero, principalmente) en el CT desplaza un cantidad semejante de concentrado fundido y aumenta el requerimiento de mata caliente, siendo mucho mayor si el material recirculante es de frío de zanjón y en menor proporción si es mata fría, esto debido al aporte calorífico de cada material, que es mayor en la mata fría debido a su mayor contenido de azufre.
- La mayor producción de metal blanco en el convertidor Teniente se produce cuando se demanda una mayor cantidad de mata caliente, es decir, el mayor requerimiento de mata caliente en el CT produce una mayor cantidad de metal blanco que el metal blanco dejado de producir por la fusión de concentrado desplazada.
- Respecto a las alternativas de operación propuesta en el CT, se concluye que en periodos de recorte de producción por condiciones climáticas, las camas tratadas en el CT se prepararían mayormente con concentrado II y con 10% de frío de zanjón fino como material recirculante, con objeto de procesar la mayor cantidad de mata caliente en el CT. En periodos de no recorte de producción, las camas para el CT se prepararían mayormente con concentrado I y con 6% de mata fina y 4% de frío de zanjón como materiales recirculantes, con el objeto de procesar la menor cantidad de mata caliente en el CT, ya que estas podrían ser tratadas en los convertidores Peirce Smith por su disponibilidad de soplado. La capacidad del CT de fundir diferentes tipos de material recirculante en el transcurso del año, ayudará también a controlar los inventarios de materiales fríos en la fundición.

La posibilidad de preparar camas con una mayor proporción de un concentrado (concentrado I o II según sea el caso), dependerá de que se tenga disponibilidad de concentrado y un buen stock en camas tanto para los hornos reverberos y el convertidor Teniente, ya que si se tiene un bajo stock en unas de las camas, todo el concentrado recibido en el día, tendría que disponerse en ella. Para desarrollar con éxito estas alternativas de operación se debe contar además con disponibilidad de material recirculante adecuado, disponibilidad de oxígeno, de la planta de ácido y de grúas.

- Cuando los inventarios de material frío de zanjón son altos, se tiene la necesidad que el CT consuma mayor cantidad de este material. Para evitar un desplazamiento considerable de la fusión de concentrado muy por debajo del plan de producción, se cuenta con la alternativa de operar con un mayor consumo de oxígeno que permitirá mantener la capacidad de fusión de concentrado y consumir una mayor cantidad de frío. El mayor uso de oxígeno en el CT estará limitado por la capacidad de la planta de ácido, que puede superar a su diseño para la captación total de los gases, creando serios inconvenientes en el manejo de gases, la operación de la planta de ácido y en la planta de efluentes. El consumo de la mata fría estará limitado a un máximo de 6% en la carga, debido al peligro de que una mayor proporción podría causar la reducción de la capa de magnetita que protege al revestimiento refractario, poniendo en peligro la seguridad del equipo.

El mayor consumo de material frío en el CT, implica cierto inconveniente para el control eficiente de la temperatura, lo cual puede crear ciertas zonas frías donde el crecimiento del piso en el interior del reactor por precipitación de la magnetita es inevitable, principalmente en la zona de evacuación de metal blanco, a la altura del garr-gun.

- Desde el punto de vista económico, los análisis realizados demuestran la ventaja económica de tratar una mayor cantidad de mata caliente en el CT en periodos de recorte de producción por control ambiental, siendo más beneficioso el mayor concentrado que se fundiría en los hornos reverberos al no bajar considerablemente fuego en los periodos de recorte de producción que el concentrado que se dejaría de fundir en el Teniente. La preparación de camas para el CT con concentrado II en vez

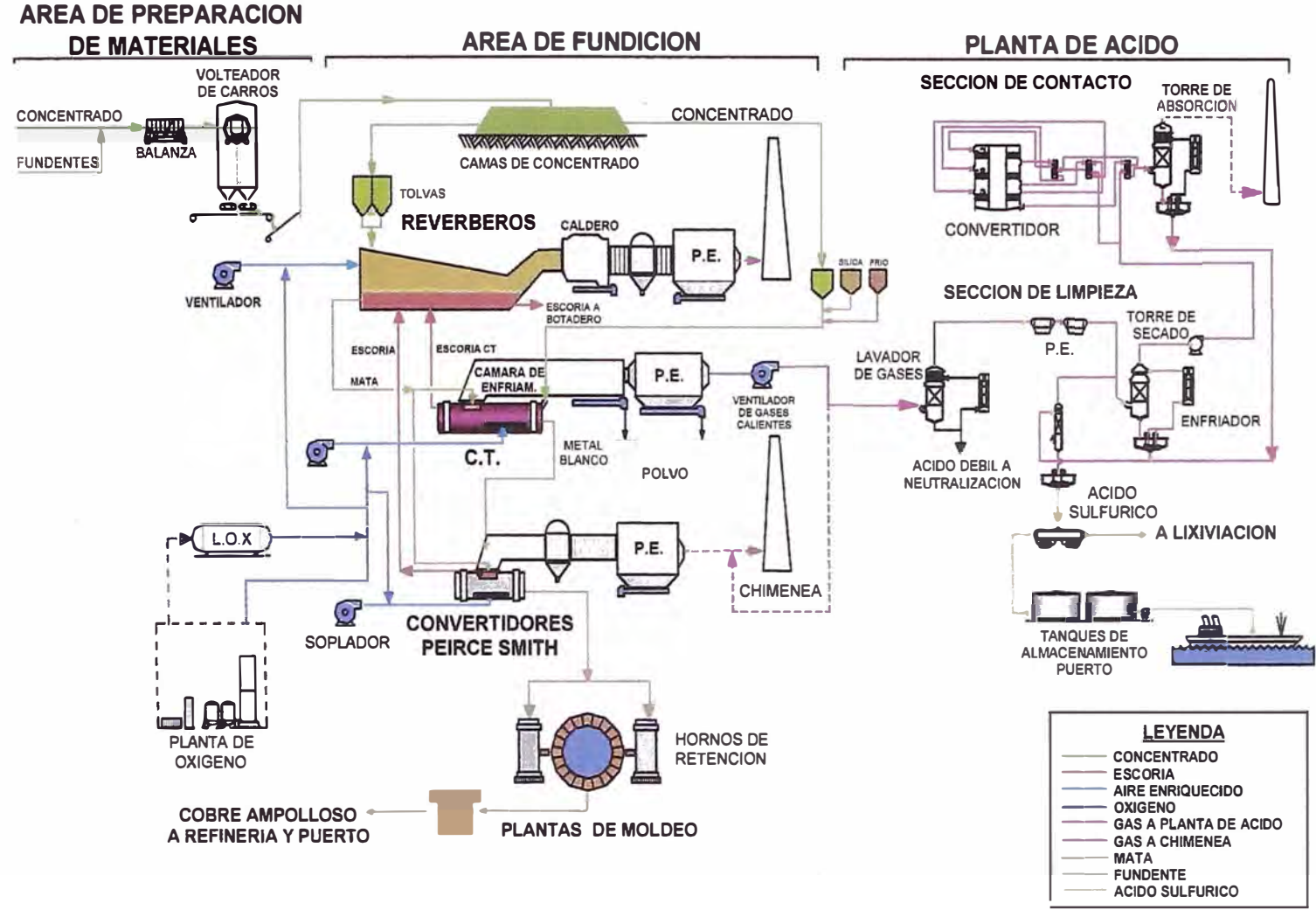
del concentrado I en periodos de recorte de producción, significaría un beneficio aparente equivalente a 123.6 TM/día de concentrado fundido y no existe pérdida de fusión en el CT. La preparación de camas con mayor contenido de frío de zanjón (5 a 12% en cama) significaría un beneficio aparente equivalente a 91.8 TM/día de concentrado fundido, existiendo una pérdida de fusión en el CT de 74 TM/día.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. The Sequential Copper Analysis Method-Geological, Mineralogical, And Metallurgical Implications (G.A. Parkinson, Cambior USA, Inc. Englewood,CO, R.B. Bhappu, Mountain States R & D International Inc., Vail, AZ , for presentation at the Annual Meeting Denver, Colorado- March 6-9, 1995).
2. Moto Goto, Mineo Hayashi. The Mitsubishi Continuous Process, metallurgical commentary, Mitsubishi Materials Corporation, Tokyo, Japan, 1998.
3. Kubaschewski, O., Alcock, C. Metallurgical Thermochemistry, Pergamon Press, New York, 1979.
4. Teniente Converter Workshop 1997, Thermodynamic fundamentals of Teniente Converter smelting, Codelco – Chile, 1997.
5. Luraschi, A., Devia, M. Curso Pirometalúrgia de Cobre, Fusión en baño o bath smelting, Instituto de Ingenieros de Minas de Chile, 1999.
6. Luraschi, Antonio. Curso Pirometalúrgia de Cobre, Clasificación de los procesos de fusión-conversión, Instituto de Ingenieros de Minas de Chile, 1999.
7. Devia, Manuel. Curso Pirometalúrgia de Cobre, Conversión tradicional, Instituto de Ingenieros de Minas de Chile, 1999.
8. Torres, W., Jurado, K. Programa de reducción de emisiones gaseosas en la fundición de Southern Peru Copper Corporation – Ilo, XXIV Convención de Ingenieros de Minas del Perú, Arequipa, 1999.
9. Jackson, J., Oviedo, D. Programa de control suplementario para reducir los efectos de las emisiones de SO₂ en Ilo, XXIV Convención de Ingenieros de Minas del Perú, Arequipa, 1999.
10. Fernández, Daniel. Efecto de los Concentrados con Alto Contenido de Azufre en la Capacidad de Fusión en el Convertidor Teniente con Carga Húmeda, Anexo D y E. Escuela Post Grado - UNSA, Arequipa, 2002.
11. Prospección, Exploración y Desarrollo del Pórfido de Cuajone. Primer Congreso Internacional de Prospectores y Exploradores 99, 1999.

12. Luyben, William. Process Modeling, Simulation and Control for Chemical Engineers, 1989.
13. Azaki Zenjiro, Taniguchi Toru, Hayashi Mineo. Kinetics of the reactions in the smelting furnace of the Mitsubishi Process.
14. Alfaro, Edmundo. Análisis Estadístico de Procesos, Maestría en Ciencias Ingeniería Metalúrgica – UNSA, Arequipa, 1999.

DIAGRAMA DE FLUJO DE LA FUNDICION DE COBRE

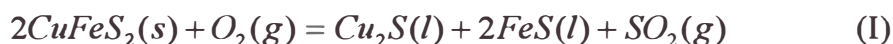


ANEXO B

CARACTERÍSTICAS DE LOS PROCESOS DE FUSIÓN – CONVERSIÓN

El proceso de fusión - conversión para concentrados de cobre consiste en una progresiva oxidación del hierro y el azufre contenidos en ellos hasta llegar al cobre metálico, pasando por mata y metal blanco. Al fundir un concentrado de cobre se obtiene un mata, que es una solución Cu_2S - FeS (con contenido variable de oxígeno a la forma de Fe_3O_4).

El exceso de azufre del concentrado, por encima de la mezcla estequiométrica Cu_2S - FeS , denominado azufre pirítico, se volatiliza y oxida a SO_2 durante la fusión de acuerdo a la reacción, típica para un concentrado de calcopirita:



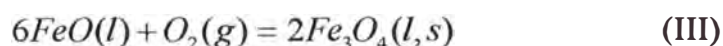
La reacción (I) es característica de la fusión en un horno de reverbero, en condiciones neutras, en las cuales solo se oxida el azufre pirítico.

En los procesos de fusión-conversión modernos, junto con la fusión del concentrado, ocurre también la oxidación parcial del FeS de acuerdo a la reacción:



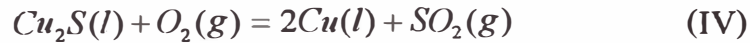
La extensión o grado en que ocurre esta reacción determina la ley de la mata o metal blanco obtenido en el proceso de fusión-conversión, la que usualmente es de 55-65% Cu en la fusión flash y de 70-75% en el metal blanco de los procesos de fusión en baño. Al ser completa la reacción (II) se obtiene el metal blanco de 80% Cu, que corresponde al término de la etapa de soplado a escoria en la conversión convencional. Siendo el FeO un compuesto sólido a las temperaturas normales de los procesos de fusión-conversión (1150 - 1250 °C), se debe agregar un fundente para formar escoria líquida, lo que se logra con la adición de sílice.

Además de la oxidación del hierro a FeO según la reacción recién mencionada, es inevitable, de acuerdo a la termodinámica del sistema, una oxidación parcial de ese elemento a la forma trivalente, representada por la reacción:



Es normal que alrededor de un tercio del FeO producido en la fusión-conversión se transforme en magnetita. Son conocidos los problemas que este compuesto ocasiona en los hornos de fusión-conversión, siendo particularmente importante su rol en causar el atrapamiento de mata en las escorias y por lo tanto pérdidas metalúrgicas.

En la etapa final de la conversión, el soplado de metal blanco a blister, se produce según la reacción:



En esta misma etapa cualquier contenido de hierro remanente en el metal blanco reaccionara de acuerdo a las reacciones (II) y (III), siendo casi completamente oxidada a magnetita. Tal es el caso del soplado directo de metal blanco a blister, en que se obtiene la "mazamorra" o escoria oxidada, que es básicamente magnetita semisólida con contenido de cobre, a la forma de ferrita cúprica ($CuFeO_2$).

El proceso de fusión tradicional en horno de reverbero se basaba en aplicar calor al concentrado para fundirlo, realizándose sólo la reacción (I) de oxidación del azufre en dicho horno, pero no una oxidación importante del FeO. Esto significaba no aprovechar el calor asociado a las reacciones de conversión y por tanto requerir un alto consumo de energía externa, lo que hace al proceso ineficiente y de alto costo. Además, el reverbero tenía el problema intrínseco de la calidad de sus gases, que no permitían el tratamiento de los mismos en plantas de ácido, lo que se ha producido la pronta casi desaparición de este horno y su muy probable eliminación a futuro.

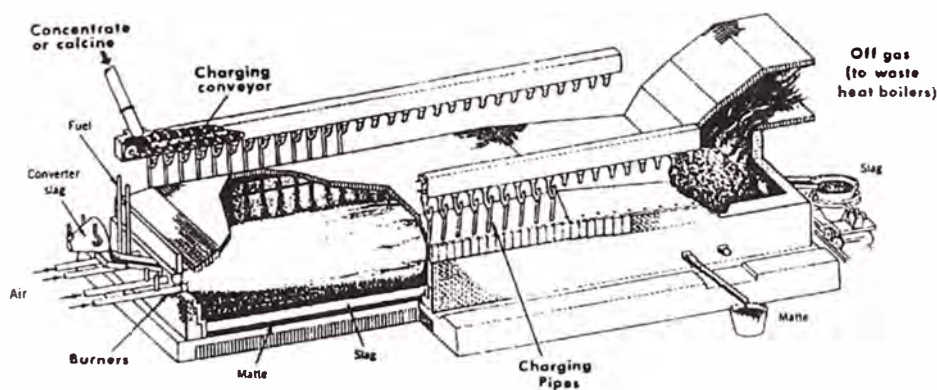


Figura I. Vista del Horno Reverbero.

No obstante lo anterior, se debe dar al reverbero el crédito de ser además de un horno de fusión de concentrado, un reactor de tratamiento de escorias, basado en la reacción:



En esta reacción se utiliza el FeS de la mata producida al fundir concentrado para reducir la magnetita de las escorias de conversión recirculadas al horno de reverbero, lo que a su vez posibilita la recuperación del cobre asociado a ellas. La existencia en el reverbero de un gran volumen de baño en condiciones tranquilas, sin agitación y con alto tiempo de residencia de la escoria, permite la sedimentación de las gotas de mata a través de la escoria y por lo tanto una buena recuperación del cobre. Así, no era raro encontrar en reverberos bien manejados escorias finales de hasta 0.6 – 0.8% Cu.

Por otra parte, una ventaja adicional del proceso convencional reverbero-convertidor era la eliminación de impurezas. Esto se debe a las condiciones termodinámicamente favorables en el reverbero mismo para volatilizar las impurezas en su forma sulfurada y/o elemental (condiciones de bajo potencial de oxígeno). De hecho, al comparar distintas combinaciones de procesos desde concentrado hasta cobre anódico, la vía reverbero-convertidor resulta ser la de mayor eliminación conjunta de impurezas.

A pesar de las ventajas mencionadas para el proceso combinado reverbero-convertidor, las desventajas han prevalecido, de manera que esta siendo desplazado paulatinamente por los procesos modernos que consumen menos energía y permiten disminuir fuertemente las emisiones de arsénico y material particulado, en vista de las normativas ambientales que se han venido imponiendo y que previsiblemente se irán haciendo más estrictas en el futuro.

Todos los procesos de fusión-conversión de concentrados de cobre que han sido desarrollados para reemplazar al reverbero tienen en común dos características:

- Junto con fundir el concentrado se convierte parcialmente la mata aprovechando así el calor de la oxidación del FeS para suplir los requerimientos térmicos del proceso, total o parcialmente.
- Usan enriquecimiento del aire de soplado para lograr o tender a la autotermicidad del proceso.

Por otro lado, los distintos procesos difieren en cuanto a la combinación de grado de oxidación del FeS y al enriquecimiento del aire, con el resultado que algunos resultan ser autógenos y otros requieren de combustible externo.

Además, los reactores utilizados son diferentes y la forma en que se introducen y se hacen reaccionar el concentrado, el aire enriquecido y el fundente varia, dando así origen a las distintas tecnologías de fusión-conversión, cada una de las cuales tiene sus particularidades que las caracteriza y les otorga ventajas y desventajas relativas en distintos aspectos.

Como una manera de analizar las diferentes tecnologías de fusión-conversión en forma sistemática, se las ha clasificado como las de fusión inmediata (flash smelting) y de fusión en el baño (bath smelting), las que definiremos a continuación:

Tecnologías de Fusión Flash

Son procesos de fusión flash aquellos en que el concentrado se funde al ser introducido al horno en suspensión en aire o aire enriquecido, siendo el aire que acompaña al concentrado suficiente para las reacciones de fusión-conversión que se deben producir para lograr la ley de mata deseada.

Tecnologías de Fusión en Baño

Son aquellas en que el concentrado se inyecta a un baño fundido impulsado por aire, mientras que el aire de proceso se inyecta separadamente por toberas, reaccionando con la mata fundida y con el concentrado que ha sido digerido en el baño.

En ambos casos se produce posteriormente la separación entre mata o metal blanco y escoria, mientras que los gases abandonan el reactor llevando en suspensión un arrastre de polvo.

Los procesos tipo flash más conocidos son los de INCO y Outokumpu. Ambos fueron desarrollados a finales de la década de los 40. No obstante, no tuvieron una difusión amplia sino hasta la década de los 70, después de la crisis del petróleo, que marcó un quiebre en el costo de los combustibles y destacó la ineficiencia energética de los procesos en uso. Estos procesos difieren entre si principalmente en cuanto al grado de enriquecimiento del aire de proceso, siendo desde un principio oxígeno industrial puro

(95% O₂) en el caso del flash INCO, mientras que el Outokumpu comenzó con aire precalentado, para luego usar enriquecimiento en forma progresiva. También difieren en que el quemador INCO es de tipo horizontal mientras que en el Outokumpu se usa quemador vertical. El horno flash Outokumpu es el proceso que ha alcanzado la más amplia difusión, con alrededor de 40 instalaciones a nivel mundial.

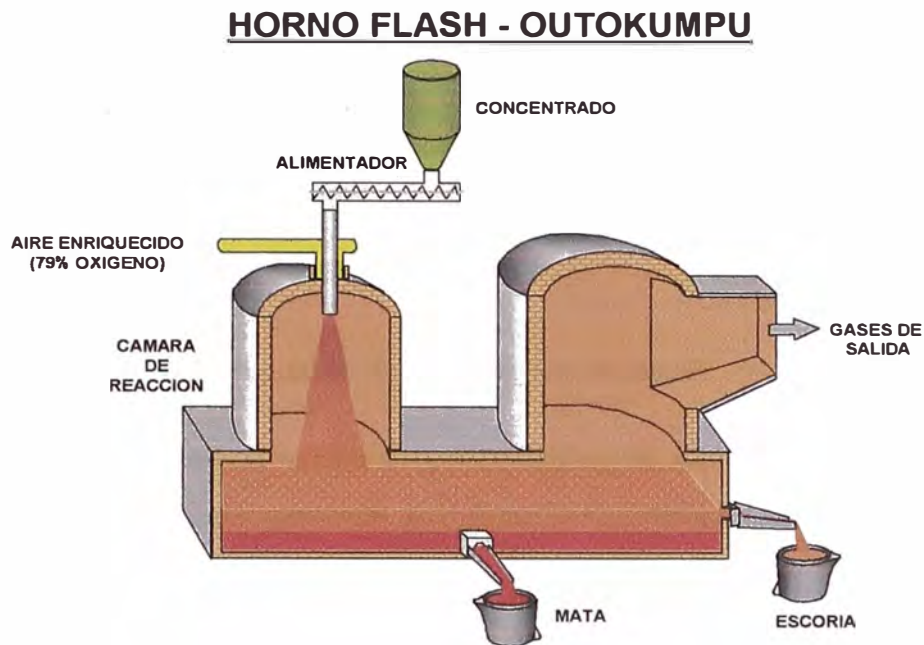


Figura II. Vista del Horno Flash Outokumpu

Entre los procesos más reconocidos de fusión en el baño están el reactor Noranda y el **Convertidor Teniente (CT)**, desarrollados entre las décadas de los 60 y 70. La historia del CT ha seguido un largo recorrido hasta llegar actualmente a los reactores de gran tamaño y alta capacidad de fusión, con inyección de concentrado seco como única forma de alimentación y con alto enriquecimiento (hasta 36% O₂).

El reactor Noranda se caracterizó desde su inicio por alimentar concentrado húmedo y fundente mediante garr-gun por culata, suplementando el requerimiento térmico con un quemador de carboncillo en la misma culata que el garr-gun de alimentación de concentrado. En sus comienzos funcionó como un proceso directo a blister, pero posteriormente se cambió a producción de metal blanco, debido principalmente a problemas de altos contenidos de impurezas en el blister y excesivas pérdidas de cobre en las escorias.

HORNO NORANDA

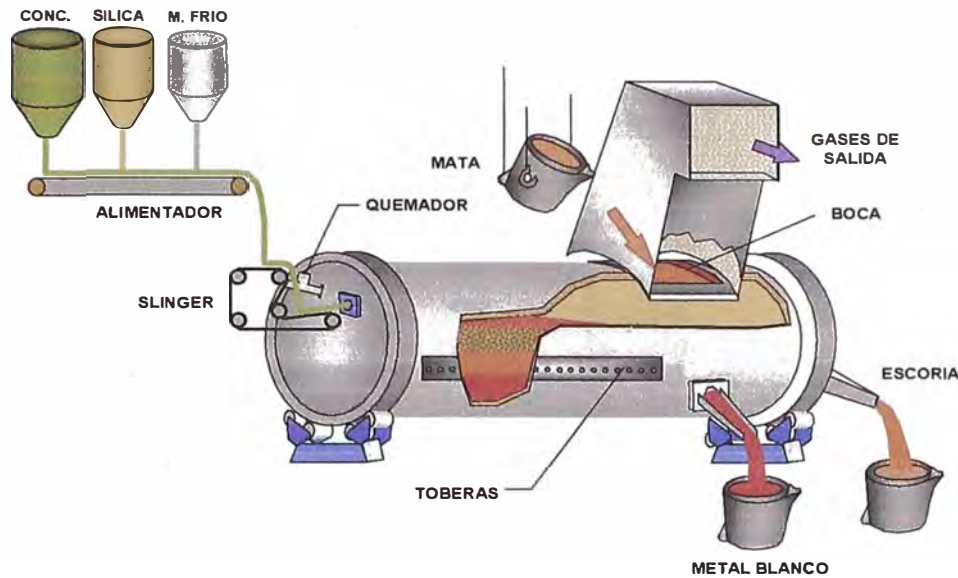


Figura III. Vista del Reactor Noranda.

Otros procesos de fusión-conversión de concentrados de cobre importantes en cuanto a su grado de desarrollo y perspectivas son el proceso continuo Mitsubishi y el proceso Ausmelt o Isasmelt.

El primero de ellos es el único proceso que ha logrado un esquema de 3 reactores (horno de fusión S, horno de tratamiento de escorias SL y convertidor C) que funcionan en continuo, pasando los productos entre un horno y el siguiente a través de canaletas, lo que evita el manejo de materiales fundidos mediante ollas. La base de los hornos de fusión y de conversión es el uso de lanzas rotatorias para inyectar los sólidos y el aire enriquecido. El horno S puede ser clasificado como de fusión en baño, ya que los concentrados se inyectan a él mediante las lanzas. No obstante, cumple con una de las condiciones de los procesos flash en el sentido que a las lanzas se alimenta todo el aire necesario para las reacciones, sin haber inyección separada de aire de proceso al baño. No obstante lo anterior, es clasificado claramente como proceso de fusión en baño.

En el proceso Ausmelt o Isasmelt, que son versiones ligeramente distintas del proceso que se desarrolló originalmente como Sirosmelt en Australia, se inyecta el aire y combustible suplementario mediante una lanza vertical a un reactor tipo pera, estático, mientras que los sólidos (concentrado, fundente y carga fría) se agregan en forma gravitacional como carga peletizada a través de una abertura en la parte superior del reactor. Estos materiales son digeridos en el baño y luego reaccionan a través de el con

el aire de la lanza. Por las características descritas el proceso es claramente del tipo fusión en baño.

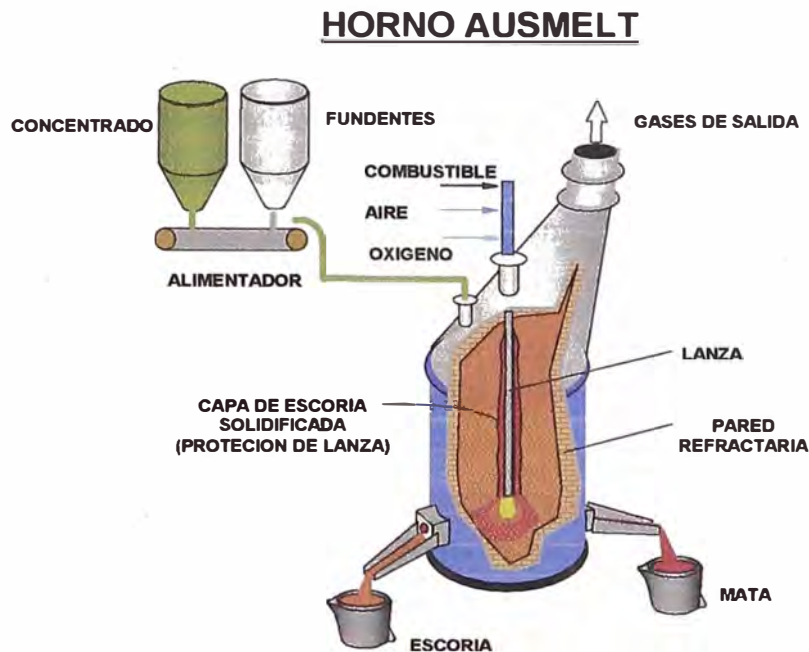


Figura III. Vista del Horno Ausmelt.

Como conclusión de lo expuesto podemos ver que, mientras la clasificación en procesos flash y bath se aplica en forma muy clara para definir los hornos de INCO y Outokumpu como procesos "flash", y los reactores CT, Noranda y Ausmelt como procesos "bath", los demás presentan algunos aspectos mixtos, en que la clasificación no es perfectamente aplicable. En todo caso, todos los procesos poseen características propias que los diferencian de los demás y que los pueden hacer más apropiados desde los puntos de vista técnico o económico en una situación particular.

Tabla I - Clasificación de los procesos de fusión – conversión de concentrados de cobre, según el mecanismo de fusión

Por Calentamiento	Fusión Inmediata	Fusión en Baño
Directo	“Flash Smelting”	“Bath Smelting”
Horno de Reverbero	Flash Outokumpu	Convertidor Teniente
Horno eléctrico de fusión	Flash INCO	Reactor Noranda
Cubilote (Blast Furnace)	CONTOP	Ausmelt o Isasmelt
	TBRC	Proceso Mitsubishi
		Vanyukov

ANEXO C

METODO DEL ANÁLISIS QUÍMICO SECUENCIAL DE COBRE

El método de análisis secuencial de cobre es una técnica útil para semi-cuantificar la mineralogía de los concentrados de cobre. Como se aprecia en la Tabla II, los distintos minerales de cobre muestran distinto grado de solubilidad en soluciones de ácido sulfúrico y de cianuro. En base a este comportamiento, se tienen los argumentos que permiten su identificación.

Tabla II - Grado de solubilidad de distintos minerales de cobre en soluciones de ácido sulfúrico y de cianuro.

PORCENTAJES DE DISOLUCION EN SOLUCIONES DE ACIDO SULFURICO Y CIANURO DE SODIO DE VARIOS MINERALES DE COBRE			
Especie Mineral	Composición Aproximada	% Aproximado de Disolución en Solución de Ácido Sulfúrico	% Aproximado de Disolución en Solución de Cianuro de Sodio
<i>OXIDOS</i>			
Atacamita	$\text{Cu}_2\text{Cl}(\text{OH})_3$	100	100
Azurita	$2\text{CuCO}_3\text{Cu}(\text{OH})_2$	100	100
Cuprita	Cu_2O	70	100
Crisocola	$\text{CuSiO}_3 \cdot 2(\text{H}_2\text{O})$	100	45
Malaquita	$\text{CuCO}_3\text{Cu}(\text{OH})_2$	100	100
Cobre Nativo	Cu	5	100
Tenorita	CuO	100	100
<i>SULFUROS SECUNDARIOS</i>			
Calcocita	Cu_2S	8	100
Covelita	CuS	5	100
<i>SULFUROS PRIMARIOS</i>			
Bornita	Cu_5FeS_4	2	100
Calcopirita	CuFeS_2	2	7

Nota: La muestras serán pulverizadas finamente (100% malla -150) y el tiempo de reacción es una hora o menos

El método consiste en tratar primero una muestra mediante una digestión con ácido sulfúrico al 5%, con lo que disolvemos y obtenemos el contenido de cobre como óxido soluble en ácido. Luego, en el remanente de la misma muestra, mediante una digestión con una solución de cianuro de sodio o potasio al 10%, se obtiene el cobre contenido en

los sulfuros secundarios y la bornita (sulfuro primario). Finalmente, se efectúa el ensaye del residuo analítico anterior por cobre, que es llamado cobre residual, el cual es mayormente el cobre presente en la calcopirita (sulfuro primario).

Una verificación de que todo el cobre presente en la muestra ha sido detectado y cuantificado mediante este método secuencial, es la comparación de la sumatoria del cobre soluble en ácido, el cobre soluble en cianuro y el cobre residual. Esta sumatoria debe ser igual o casi igual al contenido de cobre total de la muestra, determinado mediante el método tradicional.

Por medio del análisis secuencial podemos determinar aproximadamente:

- El contenido de calcopirita (CuFeS_2)

$$\% \text{CuFeS}_2 = (\text{Cu}_{(\text{total})} - \text{Cu}_{(\text{ac})} - \text{Cu}_{(\text{CN})}) * 183.3 / 63.5$$

- El contenido de Cu como sulfuro secundario.

$$\% \text{ Cu secundario} = \text{Cu}_{(\text{CN})}$$

- El contenido de pirita (FeS_2)

$$\% \text{FeS}_2 = (\text{Fe}_{(\text{total})} - \text{Fe}_{(\text{calcopirita})} - \text{Fe}_{(\text{bornita})}) * 119.8 / 55.8$$

donde:

$\text{Cu}_{(\text{ac})}$ = cobre soluble en ácido sulfúrico

$\text{Cu}_{(\text{CN})}$ = cobre soluble en cianuro

$\text{Cu}_{(\text{total})}$ = cobre total

El método de análisis secuencial cuantifica el contenido de cobre como sulfuro secundario (el cobre soluble en cianuro), pero no puede definir en cual de las especies mineralógicas se encuentra, pudiendo estar como calcocita (Cu_2S), covelita (CuS) o bornita (Cu_5FeS_4 , sulfuro primario). El contenido aproximado de estas tres especies mineralógicas dependerá del balance de azufre.

Con la información del método secuencial, se definió el siguiente concepto para uso práctico: Índice de Solubilidad (I.S.), que se define por la siguiente fórmula:

$$I.S. = \frac{(Cu_{ac} + Cu_{CN})}{Cu_{Total}} \times 100$$

El índice de solubilidad es la relación entre el cobre soluble (en ácido y cianuro) y el cobre total.

ANEXO D

Data de los análisis químicos y de los análisis secuenciales de los lotes de los concentrados tipos I y II característicos del sur del Perú. Se determinó el contenido de CuFeS_2 , FeS_2 y Cu como sulfuro secundario.

CONCENTRADO I

Análisis Secuencial			Índices	Análisis Químico			Composición Mineralógica		
% Cu_T	% $\text{Cu}_{(ac)}$	% $\text{Cu}_{(CN)}$		%Cu	%Fe	%S	CuFeS_2	Cu secundario	FeS_2
26.50	0.85	8.10	33.75	26.50	30.89	34.47	50.67	8.10	30.09
26.40	0.91	8.50	35.63	26.40	30.87	33.98	49.06	8.50	30.98
27.50	1.10	9.65	39.08	27.50	28.97	35.16	48.36	9.65	27.33
27.66	0.89	6.90	28.15	27.66	28.23	33.06	57.37	6.90	20.72
28.25	0.99	10.95	42.25	28.25	29.79	32.24	47.10	10.95	29.56
26.51	0.54	6.55	26.74	26.51	29.37	34.96	56.06	6.55	23.92
26.37	0.67	7.70	31.72	26.37	30.47	32.60	51.97	7.70	28.50
27.40	0.52	4.55	18.49	27.40	30.27	33.24	64.47	4.55	20.89
27.70	0.53	4.60	18.52	27.70	30.56	32.11	65.15	4.60	21.05
27.93	0.76	7.65	30.11	27.93	29.46	32.49	56.35	7.65	23.73
29.12	0.79	9.80	36.37	29.12	28.43	32.01	53.49	9.80	23.02
27.32	1.37	13.15	53.16	27.32	29.16	32.66	36.94	13.15	34.18
27.56	0.86	16.25	62.09	27.56	28.62	33.32	30.16	16.25	36.74
27.66	0.94	8.35	33.59	27.66	29.24	33.43	53.02	8.35	25.22
28.06	1.05	9.25	36.70	28.06	28.12	28.83	51.27	9.25	23.86
28.03	0.86	3.58	15.84	28.03	29.17	32.64	68.10	3.58	16.57
26.68	0.57	4.23	17.99	26.68	28.97	34.81	63.16	4.23	19.11
28.39	0.80	7.95	30.81	28.39	27.65	33.03	56.70	7.95	19.76
28.40	0.98	9.50	36.90	28.40	28.46	31.86	51.73	9.50	24.23
27.91	1.08	3.30	15.69	27.91	28.06	31.39	67.92	3.30	14.47
28.84	0.92	7.90	30.57	28.84	28.23	33.05	57.80	7.90	20.27
28.67	0.72	5.90	23.10	28.67	27.71	32.89	63.64	5.90	15.94
27.89	0.68	5.85	23.41	27.89	27.42	32.58	61.66	5.85	16.59
27.90	0.45	4.55	17.91	27.90	29.01	31.58	66.12	4.55	17.30
28.10	0.55	3.65	14.95	28.10	29.27	32.06	68.99	3.65	16.21
29.11	0.32	2.15	8.49	29.11	29.86	31.50	76.90	2.15	12.77
28.94	0.29	1.40	5.85	28.94	29.16	32.72	78.65	1.40	10.39
29.14	0.55	3.60	14.23	29.14	28.14	31.03	72.15	3.60	11.95
26.77	0.48	3.45	14.69	26.77	29.23	30.41	65.92	3.45	18.07
28.69	0.86	5.55	22.36	28.69	28.60	34.28	64.30	5.55	17.41
27.22	0.76	4.05	17.68	27.22	27.86	35.46	64.68	4.05	15.94
27.36	0.49	1.09	5.76	27.36	28.64	32.42	74.43	1.09	12.01
26.94	0.29	1.25	5.73	26.94	30.92	31.78	73.31	1.25	17.32
29.13	0.33	3.10	11.79	29.13	30.51	31.00	74.17	3.10	15.62
28.58	0.32	1.50	6.35	28.58	29.93	31.64	77.26	1.50	12.81
30.12	0.27	1.35	5.37	30.12	29.81	31.78	82.28	1.35	9.47
29.74	0.27	1.70	6.61	29.74	29.73	31.66	80.17	1.70	10.55
27.25	0.35	2.70	11.19	27.25	29.00	32.00	69.86	2.70	15.29
26.48	0.53	2.80	12.59	26.48	30.48	32.00	66.81	2.80	20.18
26.15	1.41	12.25	52.22	26.15	30.38	33.37	36.07	12.25	37.37
25.93	0.95	8.47	36.33	25.93	28.79	34.71	47.66	8.47	27.61
26.19	1.47	12.00	51.43	26.19	29.49	34.32	36.72	12.00	35.20
25.39	1.04	7.50	33.63	25.39	30.54	35.00	48.65	7.50	30.74
26.94	0.51	3.91	16.40	26.94	30.90	35.00	65.01	3.91	21.96
28.59	1.28	9.50	37.72	28.59	28.87	32.68	51.40	9.50	25.27
26.44	0.81	5.88	25.28	26.44	28.18	33.13	57.03	5.88	21.02
26.47	0.67	5.00	21.40	26.47	28.33	35.35	60.06	5.00	19.60

Analisis Secuencial			Indices	Analisis Quimico			Composicion Mineralogica		
% Cu _T	% Cu _(ac)	% Cu _(CN)	I.S.	%Cu	%Fe	%S	CuFeS ₂	Cu secundario	FeS ₂
27.60	0.53	4.03	16.52	27.60	28.58	34.02	66.51	4.03	16.27
26.86	0.65	3.65	15.99	26.86	28.04	34.93	65.13	3.65	16.10
26.95	1.03	8.30	34.63	26.95	28.30	33.80	50.86	8.30	24.66
26.65	0.59	6.70	27.35	26.65	30.04	34.79	55.89	6.70	25.37
27.43	0.57	5.50	22.11	27.43	29.78	34.00	61.67	5.50	21.46
28.63	0.52	4.40	17.19	28.63	28.29	34.22	68.44	4.40	14.42
27.04	0.53	3.60	15.28	27.04	28.76	34.65	66.13	3.60	16.96
28.51	0.54	3.25	13.29	28.51	30.63	33.59	71.36	3.25	17.59
27.56	0.55	3.60	15.05	27.56	29.80	34.50	67.58	3.60	18.17
28.39	0.47	2.80	11.52	28.39	29.86	31.02	72.51	2.80	15.38
27.51	0.63	4.70	19.37	27.51	31.60	33.96	64.03	4.70	23.85
29.12	0.38	3.45	13.16	29.12	29.99	33.49	73.00	3.45	15.23
28.66	0.43	5.39	20.32	28.66	29.01	33.58	65.92	5.39	17.27
28.49	0.39	2.25	9.25	28.49	28.50	33.14	74.63	2.25	11.39
28.80	0.25	1.80	7.10	28.80	28.07	32.44	77.23	1.80	8.98
28.80	0.54	2.95	12.10	28.80	28.38	33.78	73.07	2.95	11.99
27.90	0.51	2.68	11.43	27.90	27.93	32.45	71.33	2.68	12.19
28.37	0.44	2.27	9.54	28.37	28.22	33.14	74.08	2.27	11.32
28.77	0.22	1.05	4.40	28.77	28.63	32.15	79.39	1.05	8.99
29.60	0.25	1.06	4.41	29.60	28.63	32.15	81.67	1.06	7.57
28.74	0.65	1.22	6.51	28.74	29.25	32.83	77.56	1.22	11.37
28.76	0.43	1.95	8.26	28.76	29.37	33.70	76.16	1.95	12.41
27.30	0.37	1.70	7.58	27.30	28.86	35.06	72.84	1.70	13.46
27.94	0.42	2.50	10.44	27.94	28.29	33.98	72.23	2.50	12.58
28.33	0.46	2.20	9.38	28.33	29.15	33.62	74.11	2.20	13.21
28.26	0.44	8.70	32.34	28.26	28.58	33.00	55.20	8.70	23.08
27.77	0.47	2.30	9.96	27.77	28.09	38.88	72.18	2.30	12.23
27.24	0.28	3.83	15.07	27.24	28.28	35.48	66.78	3.83	15.81
25.33	0.82	7.84	34.18	25.33	28.24	34.71	48.12	7.84	26.88
26.51	0.68	3.65	16.35	26.51	28.56	35.57	64.01	3.65	18.11
28.23	0.40	1.45	6.55	28.23	28.50	33.35	76.15	1.45	10.69
28.51	0.36	2.10	8.64	28.51	29.43	33.43	75.19	2.10	13.11
25.60	0.79	6.75	29.45	25.60	29.80	36.12	52.14	6.75	27.68
28.16	0.46	3.75	14.96	28.16	30.44	33.50	69.12	3.75	18.76
28.18	0.37	1.85	7.86	28.18	30.33	33.28	74.95	1.85	15.13
27.73	0.43	1.70	7.70	27.73	29.33	33.00	73.88	1.70	13.77
28.40	0.43	3.07	12.31	28.40	30.38	33.00	71.89	3.07	17.00
28.21	1.15	23.21	86.33	28.21	30.35	32.66	11.13	23.21	52.50
27.26	0.60	5.33	21.74	27.26	29.85	33.90	61.59	5.33	22.07
24.90	0.90	6.32	29.01	24.90	30.43	35.92	51.02	6.32	29.71
27.68	0.79	7.45	29.75	27.68	28.65	33.56	56.13	7.45	22.78
28.80	0.67	5.20	20.38	28.80	28.91	33.59	66.19	5.20	17.31
28.01	0.65	4.75	19.29	28.01	27.77	34.08	65.25	4.75	15.61
28.44	0.60	7.30	27.78	28.44	28.58	34.37	59.29	7.30	20.70
28.42	0.66	3.25	13.76	28.42	31.24	33.95	70.75	3.25	19.44
28.90	1.09	6.80	27.29	28.90	29.50	33.20	60.65	6.80	21.78
28.35	0.54	3.00	12.45	28.35	27.91	33.94	71.65	3.00	12.87
28.00	0.46	1.35	6.48	28.00	28.74	34.86	75.59	1.35	12.20
29.60	0.45	3.50	13.35	29.60	27.97	34.03	74.04	3.50	11.40
27.37	0.50	3.15	13.34	27.37	27.56	33.27	68.47	3.15	14.18
28.18	0.56	3.80	15.48	28.18	28.48	34.54	68.75	3.80	15.92
28.97	0.47	2.95	11.80	28.97	27.84	33.39	73.76	2.95	11.34
29.59	0.79	6.60	24.97	29.59	29.07	32.20	64.09	6.60	20.03
27.91	0.45	1.45	6.80	27.91	26.63	33.46	75.09	1.45	7.99
28.61	0.72	4.10	16.84	28.61	29.87	32.98	68.68	4.10	18.93
28.06	0.41	1.32	6.15	28.06	29.97	31.70	76.02	1.32	14.56
28.80	0.53	3.75	14.88	28.80	26.63	32.51	70.77	3.75	10.64
26.59	0.57	2.08	9.95	26.59	27.75	33.31	69.12	2.08	14.25
27.53	1.58	5.63	26.19	27.53	28.86	33.69	58.66	5.63	23.20
27.02	0.82	2.53	12.41	27.02	28.12	31.55	68.31	2.53	15.53
27.03	0.25	3.76	14.80	27.03	28.45	33.79	66.48	3.76	17.35
27.83	1.01	7.25	29.69	27.83	30.16	33.12	56.49	7.25	27.29
28.85	1.72	19.00	71.81	28.85	28.30	33.51	23.47	19.00	43.98
29.77	0.79	6.40	24.16	29.77	28.26	33.57	65.17	6.40	17.59
24.75	0.96	6.10	28.53	24.75	29.43	34.70	51.06	6.10	29.35
26.09	0.63	4.25	18.70	26.09	28.71	35.90	61.23	4.25	21.30
26.09	0.48	3.20	14.09	26.09	28.71	35.90	64.70	3.20	19.11
27.88	0.49	3.05	12.69	27.88	27.85	31.80	70.27	3.05	13.64
27.29	0.86	6.30	26.24	27.29	30.01	33.50	58.11	6.30	25.98
27.50	0.76	12.02	46.47	27.50	25.71	35.33	42.49	12.02	26.52

CONCENTRADO II

Análisis Secuencial			Indicadores	Análisis Químico			Composición Mineralógica		
% Cu _T	% Cu _(sc)	% Cu _(CN)	I.S.	%Cu	%Fe	%S	CuFeS ₂	Cu secundario	FeS ₂
27.13	0.71	4.85	20.48	27.13	29.15	31.53	62.28	4.85	19.92
26.96	0.65	4.75	20.01	26.96	28.91	31.41	62.25	4.75	19.46
27.15	0.72	4.80	20.31	27.15	28.47	32.78	62.45	4.80	18.43
27.87	0.52	3.85	15.68	27.87	27.58	32.99	67.84	3.85	13.44
26.83	0.17	2.70	10.69	26.83	28.41	33.10	69.17	2.70	14.51
26.83	0.18	2.80	11.11	26.83	28.55	33.18	68.84	2.80	14.99
26.82	0.18	2.60	10.38	26.82	28.48	33.06	69.38	2.60	14.54
27.10	0.48	2.80	12.08	27.10	27.93	32.54	68.77	2.80	13.76
26.95	0.35	5.65	22.24	26.95	29.48	31.05	60.49	5.65	21.56
27.22	0.62	4.05	17.17	27.22	28.87	31.91	65.08	4.05	17.75
27.39	0.59	4.40	18.20	27.39	28.38	32.99	64.67	4.40	16.94
27.36	0.88	8.25	33.38	27.36	26.76	34.04	52.62	8.25	20.43
29.24	1.43	14.50	54.49	29.24	25.82	32.48	38.42	14.50	26.21
27.69	0.67	5.15	21.02	27.69	26.86	32.77	63.13	5.15	14.66
27.38	0.78	5.05	21.29	27.38	26.27	34.20	62.21	5.05	14.05
25.94	0.44	2.95	13.08	25.94	29.35	30.43	65.09	2.95	18.92
26.80	0.48	3.50	14.84	26.80	28.39	27.61	65.88	3.50	16.37
27.40	0.56	2.88	12.53	27.40	26.76	25.66	69.18	2.88	11.11
26.92	0.26	1.93	8.14	26.92	27.01	31.87	71.38	1.93	10.42
26.14	0.38	2.20	9.86	26.14	27.10	30.65	68.01	2.20	12.65
27.42	0.44	3.25	13.46	27.42	27.59	29.21	68.50	3.25	13.16
27.44	0.45	11.05	41.92	27.44	27.38	31.22	46.00	11.05	25.30
26.85	0.40	3.65	15.07	26.85	27.50	29.92	65.83	3.65	14.56
26.29	0.49	3.50	15.17	26.29	26.53	31.79	64.38	3.50	13.51
26.86	0.99	5.40	23.78	26.86	28.19	32.54	59.10	5.40	19.83
26.95	1.54	9.19	39.81	26.95	27.37	31.95	46.83	9.19	25.10
25.88	0.77	4.70	21.13	25.88	28.46	34.39	58.92	4.70	20.62
26.22	1.02	6.76	29.69	26.22	28.78	34.88	53.22	6.76	24.45
26.64	0.27	1.70	7.41	26.64	27.40	32.50	71.20	1.70	11.37
25.79	0.51	3.05	13.82	25.79	30.54	31.19	64.16	3.05	21.91
26.24	0.64	5.08	21.80	26.24	29.17	34.57	59.23	5.08	21.81
26.27	1.26	10.25	43.81	26.27	27.26	33.55	42.61	10.25	27.31
26.64	1.61	13.75	57.66	26.64	27.48	33.09	32.56	13.75	33.37
26.52	0.69	5.06	21.70	26.52	26.95	33.83	59.94	5.06	16.84
26.40	1.73	15.65	65.85	26.40	27.89	34.98	26.03	15.65	37.92
28.10	0.91	8.73	34.30	28.10	25.75	35.20	53.29	8.73	17.87
28.22	0.85	5.70	23.22	28.22	26.09	34.24	62.55	5.70	13.36
28.36	0.59	4.43	17.69	28.36	26.20	33.76	67.39	4.43	10.81
28.99	0.94	6.65	26.17	28.99	24.65	35.32	61.78	6.65	10.73
28.94	1.97	14.30	56.23	28.94	25.13	34.73	36.57	14.30	25.99
29.20	0.66	6.60	24.86	29.20	25.99	32.53	63.33	6.60	12.50
28.72	0.50	5.10	19.48	28.72	26.39	34.27	66.75	5.10	11.47
27.25	0.59	5.10	20.87	27.25	27.43	33.65	62.24	5.10	16.39
28.86	0.70	6.10	23.58	28.86	26.67	34.74	63.67	6.10	13.77
28.61	0.54	3.30	13.42	28.61	28.71	33.29	71.50	3.30	13.57
27.53	0.55	3.75	15.61	27.53	27.03	33.80	67.06	3.75	12.82
27.44	0.71	4.35	18.43	27.44	28.28	34.64	64.61	4.35	16.79
27.79	0.71	5.85	23.61	27.79	28.22	33.20	61.28	5.85	18.46
27.25	0.71	6.20	25.35	27.25	28.11	33.50	58.72	6.20	19.76
26.69	0.66	2.17	10.59	26.69	28.28	34.51	68.89	2.17	14.52
28.18	0.45	2.90	11.87	28.18	27.49	34.89	71.69	2.90	11.04
24.71	0.85	7.83	35.14	24.71	28.76	36.21	46.26	7.83	28.53
24.80	1.76	15.90	71.20	24.80	29.94	35.86	20.62	15.90	45.42
25.62	1.83	13.55	60.03	25.62	28.65	36.57	29.56	13.55	37.65
26.12	1.76	18.21	76.45	26.12	28.76	36.00	17.75	18.21	44.37
26.73	0.92	6.75	28.69	26.73	28.48	35.26	55.02	6.75	22.72
26.73	0.92	6.75	28.69	26.73	29.02	34.34	55.02	6.75	23.82
27.80	0.83	5.78	23.77	27.80	28.11	33.05	61.17	5.78	18.32
28.41	2.08	7.94	35.26	28.41	28.53	34.64	53.09	7.94	23.80
26.16	1.24	7.65	33.99	26.16	27.58	36.18	49.85	7.65	23.93
25.33	1.28	10.75	47.51	25.33	27.29	38.25	38.38	10.75	29.90
27.79	1.02	8.60	34.62	27.79	26.53	35.95	52.45	8.60	20.00
24.12	1.40	9.15	43.73	24.12	30.83	37.43	39.18	9.15	36.92
28.54	0.56	13.40	48.92	28.54	25.66	35.98	42.08	13.40	23.81
28.05	1.21	12.30	48.16	28.05	25.67	35.69	41.97	12.30	24.09
28.18	0.52	10.23	38.16	28.18	24.90	35.39	50.30	10.23	17.72
28.86	1.13	10.70	40.99	28.86	24.01	34.70	49.16	10.70	16.53
28.73	1.46	8.80	35.70	28.73	24.78	35.75	53.32	8.80	15.86
26.44	1.13	4.55	21.48	26.44	27.66	34.94	59.93	4.55	18.39
28.08	0.95	6.50	26.54	28.08	27.72	33.17	59.55	6.50	18.40

Analisis Secuencial			Indices	Analisis Quimico			Composicion Mineralogica		
% Cu _T	% Cu _(ec)	% Cu _(CN)	I.S.	%Cu	%Fe	%S	CuFeS ₂	Cu secundario	FeS ₂
29.21	0.85	4.95	19.87	29.21	26.64	33.09	67.56	4.95	11.50
29.03	0.74	9.55	35.44	29.03	24.03	33.82	54.10	9.55	13.71
28.72	0.82	9.75	36.82	28.72	24.62	33.11	52.38	9.75	15.94
28.26	1.10	11.20	43.51	28.26	25.97	34.31	46.08	11.20	22.35
29.61	0.85	7.89	29.52	29.61	24.63	31.98	60.24	7.89	11.42
29.92	2.08	9.23	37.81	29.92	23.86	33.86	53.71	9.23	13.66
27.26	0.84	10.56	41.83	27.26	23.33	33.10	45.77	10.56	17.27
27.05	1.15	10.23	42.06	27.05	24.47	33.93	45.24	10.23	19.99
27.92	0.86	11.75	45.18	27.92	25.37	33.20	44.18	11.75	22.21
27.70	1.12	8.60	35.10	27.70	26.64	32.99	51.89	8.60	20.58
27.87	0.91	8.75	34.65	27.87	25.61	33.00	52.58	8.75	18.02
27.93	0.86	11.75	45.16	27.93	24.46	33.84	44.22	11.75	20.33
27.39	1.18	11.00	44.47	27.39	25.91	33.64	43.91	11.00	23.61
26.28	1.84	20.30	84.26	26.28	25.07	34.92	11.94	20.30	40.08
27.39	0.88	11.27	44.37	27.39	25.91	33.64	43.98	11.27	23.52
30.22	1.47	18.00	64.43	30.22	20.40	32.00	31.03	18.00	22.02
29.67	1.07	15.00	54.15	29.67	21.94	32.00	39.27	15.00	20.10
29.23	0.96	18.00	64.85	29.23	22.40	34.00	29.66	18.00	26.95
28.36	1.12	13.00	49.80	28.36	22.87	32.01	41.10	13.00	20.89
28.52	0.92	14.00	52.31	28.52	24.03	33.90	39.26	14.00	24.39
30.02	1.17	15.00	53.86	30.02	22.52	33.36	39.99	15.00	20.84
27.81	1.38	12.75	50.82	27.81	24.45	33.60	39.48	12.75	25.13
26.78	0.80	13.00	51.53	26.78	25.63	35.67	37.47	13.00	28.78
24.59	1.39	5.00	25.97	24.59	30.13	35.85	52.55	5.00	28.74
25.28	0.88	15.00	62.81	25.28	27.47	38.43	27.14	15.00	38.91
24.15	1.28	15.00	67.42	24.15	27.13	38.72	22.71	15.00	40.96
21.54	1.25	12.00	61.51	21.54	29.27	38.99	23.93	12.00	44.62
22.27	1.99	13.00	67.31	22.27	29.64	39.69	21.01	13.00	47.17
24.92	1.10	12.00	52.57	24.92	27.00	37.11	34.12	12.00	33.67
23.99	0.55	14.00	60.67	23.99	26.94	35.89	27.24	14.00	37.78
25.93	0.51	9.00	36.69	25.93	25.32	33.98	47.39	9.00	22.06
25.93	1.54	11.50	50.30	25.93	25.32	33.98	37.20	11.50	28.34
30.96	0.96	11.55	40.40	30.96	24.38	33.90	53.27	11.55	16.45
30.18	0.87	11.00	39.34	30.18	25.05	34.75	52.85	11.00	18.08
30.03	1.11	11.00	40.32	30.03	24.96	33.90	51.73	11.00	18.59
28.24	0.41	8.00	29.79	28.24	25.79	33.80	57.23	8.00	16.92
27.18	0.39	2.48	10.53	27.18	27.17	32.98	70.19	2.48	11.79
26.97	0.59	4.40	18.52	26.97	28.16	33.20	63.44	4.40	17.97
32.67	0.67	5.00	17.34	32.67	25.36	30.97	77.95	5.00	3.24

ANEXO E

Valores de las capacidades caloríficas (*cp*) y calores latentes de los diferentes compuestos que intervienen en la pirometalurgia del cobre (Kubaschewski).

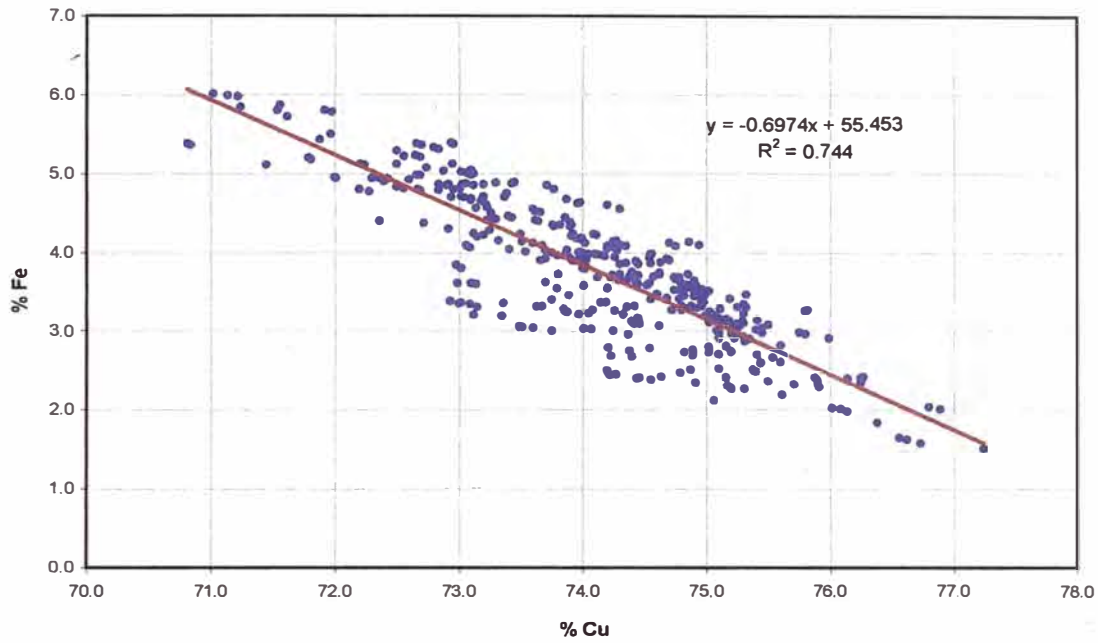
Capacidad Calorífica (cal/mol-K)			
Compuesto	$C_p = A + B \times 10^3 \times T + C \times 10^5 \times T^2$		
	A	B	C
Al₂O₃	25.480	4.250	-6.820
CaO	11.860	1.080	-1.660
Cu₂S	20.670	0.120	0.210
H₂O (g)	7.170	2.560	0.080
FeO	11.660	2.000	-0.670
Fe₃O₄	48.000	0.000	0.000
FeS	12.200	2.380	0.000
N₂	6.660	1.020	0.000
O₂	7.160	1.000	-0.400
SiO₂	17.384	0.318	-9.868
SO₂	10.380	2.540	-1.420

Calores Latentes	
Evaporación H₂O	9770 cal/mol
Cu₂S	4215 cal/mol
FeS	493 cal/mol
2 FeO.SiO₂	22030 cal/mol

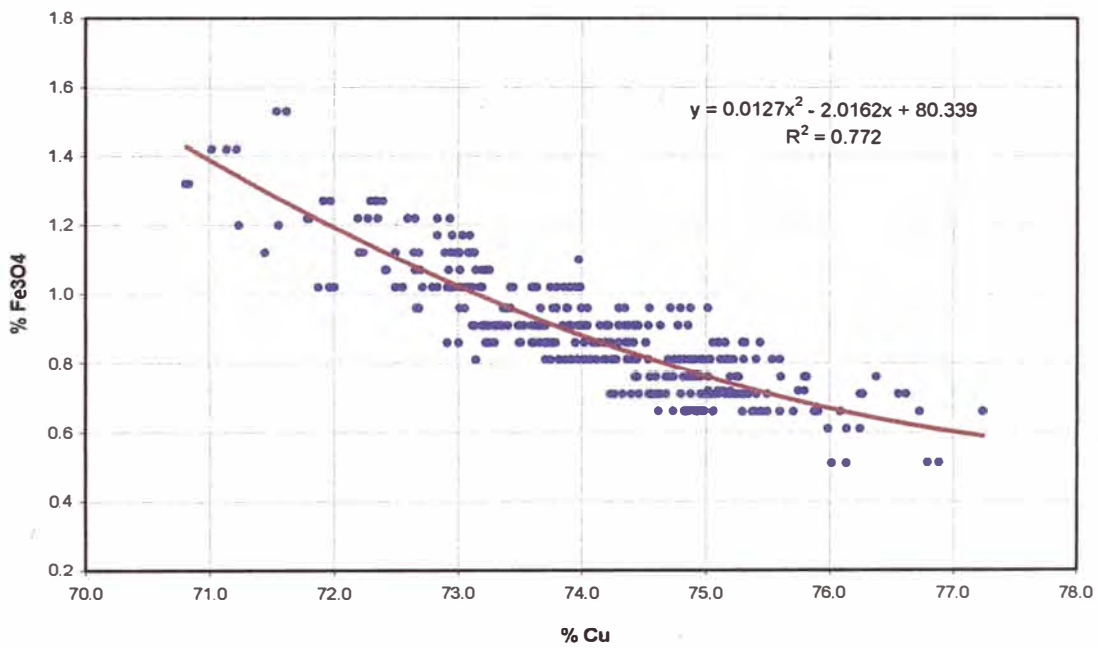
ANEXO F

Grafica de los modelos del %Fe y %Fe₃O₄ en el metal blanco del CT obtenidos estadísticamente.

RELACION ENTRE EL % Cu Y % Fe EN EL METAL BLANCO DEL CT



RELACION ENTRE EL % Cu Y % Fe₃O₄ EN EL METAL BLANCO DEL CT



ANEXO G

Datos de fusión de concentrado y mata requerida en el CT, reales y calculadas por balance usados para la validación estadística.

Composición de Cama					% O2	% Cu Mata	REAL		BALANCE	
% Cu	% Fe	% S	% Hum.	% Frio			Fusión	Mata	Fusión	Mata
26.17	27.54	32.80	7.15	8.62	31.61	38.91	1160	16	1161	19
26.89	27.71	33.14	6.70	8.55	31.64	40.66	1139	17	1160	18
27.65	27.48	32.52	7.38	8.63	31.43	41.79	1073	21	1112	24
27.50	27.85	32.30	6.48	8.55	31.13	37.24	1156	15	1165	18
27.48	29.21	31.71	7.25	6.04	31.21	36.76	1145	16	1154	18
26.81	28.90	32.46	7.55	4.33	31.71	42.86	1198	17	1192	17
27.42	30.97	31.78	6.90	5.12	32.22	43.07	1271	7	1263	8
27.17	29.75	32.74	7.06	3.57	32.25	37.38	1283	10	1266	10
26.96	27.99	32.73	8.29	4.36	32.12	37.53	1222	18	1207	18
27.40	29.04	31.88	6.92	4.30	32.41	39.22	1309	7	1301	5
27.81	27.92	30.95	6.86	4.50	32.21	45.64	1266	17	1268	18
27.25	28.52	31.56	7.54	5.41	33.17	42.00	1327	16	1309	14
26.57	29.11	30.96	7.11	5.19	32.55	43.15	1299	12	1286	13
26.84	28.10	30.58	7.61	5.41	32.54	45.77	1280	19	1269	17
26.22	29.03	32.23	7.22	5.00	31.99	38.18	1268	12	1239	11
27.24	27.34	32.26	7.39	7.01	32.40	40.35	1261	14	1254	15
28.13	29.90	31.97	7.63	6.47	32.67	43.33	1256	18	1243	17
27.87	28.56	31.45	7.09	7.11	32.81	43.97	1293	17	1292	17
26.28	29.34	33.26	7.35	6.75	32.63	36.17	1261	12	1261	11
27.24	28.52	32.56	7.51	7.59	32.77	43.74	1254	17	1257	17
28.45	25.64	31.15	8.56	7.61	32.41	43.21	1126	33	1144	34
28.08	28.04	31.29	7.94	7.54	32.21	44.37	1174	30	1167	28
25.68	28.84	33.29	7.37	7.51	32.42	38.91	1274	13	1249	12
27.49	28.45	32.41	7.56	7.53	32.49	40.74	1231	18	1236	18
28.79	25.98	32.15	7.13	7.50	32.31	40.40	1246	16	1245	18
28.54	27.94	31.20	6.87	12.90	32.48	46.57	1218	20	1232	22
27.34	29.05	32.09	5.93	12.76	32.39	36.13	1227	9	1240	10
26.78	29.92	32.20	5.88	12.61	32.52	40.41	1256	7	1252	6
27.66	27.53	31.47	6.56	12.84	32.36	38.81	1179	17	1200	18
27.18	27.23	32.50	6.02	12.76	32.74	42.51	1262	12	1256	13
27.33	28.50	32.23	6.57	11.25	32.15	47.55	1218	12	1223	13
26.84	29.04	32.17	6.85	10.74	32.51	40.60	1268	14	1257	14
29.22	26.38	30.50	5.91	10.63	32.58	41.81	1278	22	1289	23
25.98	28.50	32.85	7.36	4.32	31.23	41.93	1138	14	1150	14
25.99	28.47	32.91	7.51	4.31	31.23	40.47	1110	16	1128	16
26.93	27.87	34.28	7.11	4.29	31.31	41.00	1180	13	1175	12
27.15	28.16	32.63	6.33	4.27	31.12	40.39	1205	11	1211	13
26.65	27.60	34.75	7.24	4.31	30.89	38.72	1184	16	1171	14