



Universidad de Chile
Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas
Departamento de Ingeniería Química
Taller de Diseño de Procesos-IQ58B

“Proyecto de diseño conceptual de producción de cobre matte mediante la tecnología de fundición flash Outokumpu”

Informe de avance III

Realizaron	Alejandra Parra Felipe Recart Andrés Roque	1º de Diciembre 2004
Distribución	Prof. María Elena Lienqueo Jesús Casas de Prada Aux. Patricia Contreras	Semestre Primavera 2004
Documento	Proyecto: Cobre - 03	Rev - 00

Resumen Ejecutivo

En el presente informe se detalla la información relevante concerniente al proceso de fundición flash con tecnología Outokumpu. Se explicitan las reacciones involucradas, los parámetros de diseño según los requisitos de proceso (temperatura del horno 1250 °C), eficiencia y conversión.

El proceso propuesto ha sido estudiado para una entrada base de 1000 Kg./hr de concentrado de cobre con lo que el balance resultó sin errores, por lo que los balances fueron amplificados a la capacidad de diseño real para realizar los balances de masa por equipo y balance de energía.

El desarrollo del proyecto durará 15 semanas en las cuales se realizarán un conjunto de actividades que son organizadas como se muestra en la planificación. Los costos asociados al proyecto son explicitados de acuerdo a las necesidades de su realización y el total asciende a \$5.288.275.

La economía potencial del proceso arroja una ganancia de 192.6 dólares por tonelada de concentrado.

El resultado más importante de este informe radica en que el proceso es factible en el sentido de tecnología y operaciones unitarias involucradas. Junto con ello, se tiene una idea más completa de las necesidades energéticas y de insumos, pilar fundamental para un estudio de factibilidad técnica-económica posterior.

Índice

INTRODUCCIÓN	3
ANTECEDENTES BIBLIOGRÁFICOS DEL PROCESO	4
Proceso de fundición flash	4
Proceso de fundición Outokumpu	5
Antecedentes de operación: (Riveros , 2004; Davenport et al,1993, 1987)	6
PARÁMETROS UTILIZADOS	10
ECONOMÍA POTENCIAL	13
INTEGRACIÓN ENERGÉTICA DEL PROCESO	13
PROGRAMACIÓN DE PROCESOS BATCH	14
CONTROL DEL PROCESO	20
DISCUSIONES	22
CONCLUSIONES	24
BIBLIOGRAFÍA UTILIZADA	25
ANEXO Nº 1 : DIAGRAMAS DE ENTRADA Y SALIDA, Y TABLA DE FLUJOS	26
ANEXO Nº2 : DIAGRAMA DE BLOQUES	27
ANEXO Nº3 : TABLA DE FLUJOS DIAGRAMA DE BLOQUES	28
ANEXO Nº4 : DIAGRAMA DE FLUJOS Y TABLA DE FLUJOS	29
ANEXO Nº5 : DIAGRAMA PIDANEXO Nº6 : MEMORIA DE CÁLCULO	30
ANEXO Nº6 : MEMORIA DE CÁLCULO	31

Introducción

Dada la importancia nacional que representa la industria del cobre y la tendencia de implementar nuevas tecnologías más eficientes en términos; productivos, energéticos y ambientales, es que se propone el estudio del proyecto de diseño conceptual de proceso de producción de cobre Matte en pirometalurgia con tecnología Outokumpu.

El proceso Outokumpu consta básicamente de la fundición de concentrado de cobre obtenido de la cantera o mina, que contiene alrededor de un 20 o 30 % de Cobre después de un proceso de Pulverización y Flotación previo a su operación, mediante un tratamiento pirometalúrgico a alta temperatura donde los minerales de cobre decantan hacia la formación de **mata de cobre**, con un contenido de alrededor de un 45-60% Cu, que es llevado a un proceso de refinación posterior. Este tratamiento está insertado dentro del proceso de Pirometalurgia Flash, que permite un ahorro de material y de energía para la industria, dada las ventajas de la pulverización y tostación de los sulfuros de la mezcla alimentada.

Una aplicación práctica de este proceso en Chile puede ser encontrada en la **Fundición Chagres**, la cual trata del orden de unas 500.000 Toneladas de concentrados anuales, y con costos bastante bajos en comparación con otras fundiciones. Ellos implementaron desde 1995 la tecnología de horno Flash Outokumpu reemplazando su antiguo horno reverbero, el cual resulta ineficiente debido al gasto de energía.

También se incluye un diagrama de entrada-salida y su paso posterior, el diagrama de bloques del proceso. Para ello fue necesario definir estándares de composición de insumos y de producto deseado; la elección de ello fue realizada gracias a un juicio bien informado, mezclando diversos datos de la abundante literatura disponible. Luego, para reducir la complejidad del problema, se han hecho diversos supuestos de operación de sistemas periféricos al proceso principal, los cuales son explicitados en el informe, como lo es, por ejemplo, la planta de enriquecimiento de aire. Luego, y mediante las ecuaciones de las reacciones estimadas, se conforma el balance de masa y energía del proceso. Además, se incluye una primera tentativa de análisis económico, calculando la Economía potencial del proceso.

Antecedentes bibliográficos del proceso

Proceso de fundición flash

Es aquel proceso que combina tres etapas: tuesta, fusión y parcialmente conversión en un solo reactor. Su nombre proviene del hecho de que el concentrado es pulverizado en un ambiente de alta temperatura y se combustiona en un tiempo muy breve. Posee varias ventajas como lo son:

- Es casi autógeno: las reacciones son lo suficientemente exotérmicas como para casi no necesitar combustible, en caso de desarrollar la reacción con aire enriquecido.
- Posee mayor capacidad unitaria de producción, cuatro veces mayor al del ya obsoleto horno reverbero.
- Concentración alta y pareja de SO_2 en los gases.
- Las escorias producidas son altas en contenido de cobre, por lo tanto deben ser recirculadas.

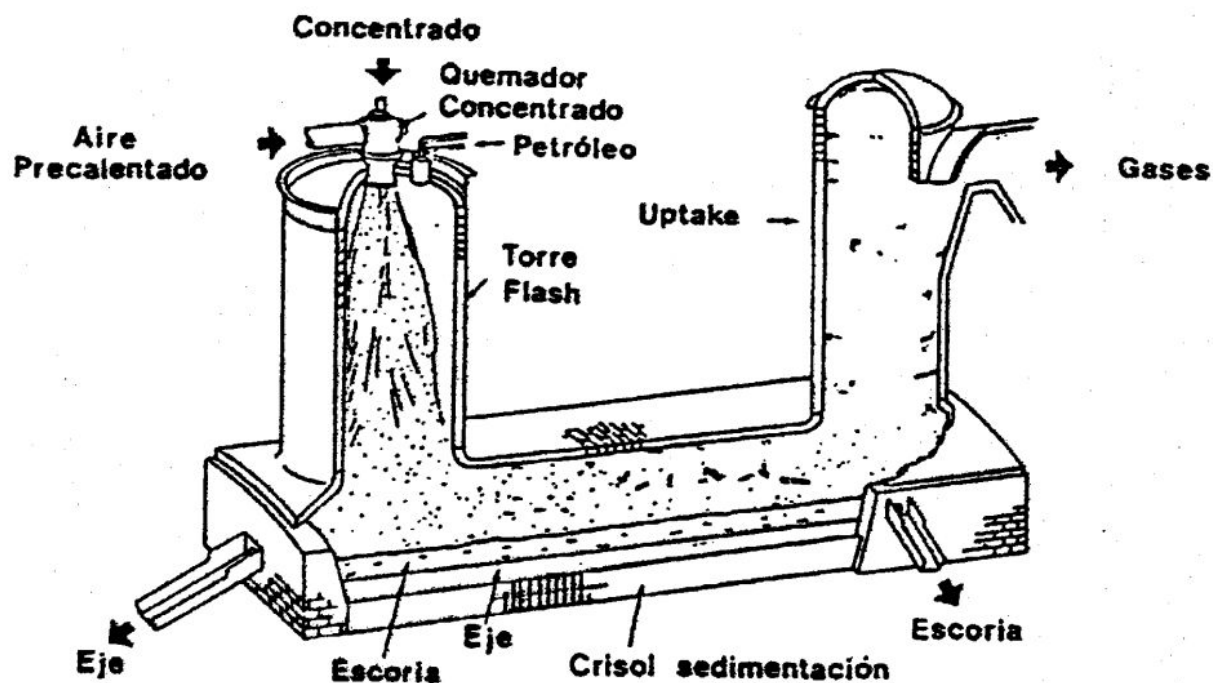
Debido a la extensión del proceso de refinación pirometalúrgica se considerará sólo una fracción del proceso, que va desde la entrada de concentrado, y considerando como producto final el cobre matte (mata, o equivalentemente eje). Este producto, según la bibliografía, existe y es vendido en Chile desde el 2003, pero por lo general es considerado como un producto intermedio. En caso de tener algún problema con esta consideración, principalmente en cálculo de precios de venta, hemos decidido tomar el valor de cobre obtenido hasta ese momento como una ponderación entre el valor del producto comercial más cercano (es decir, cobre blister (98,5% Cu), por ejemplo) y calcular un precio ponderando el precio del producto elegido con la razón entre el costo del proceso estudiado y el costo de producción del cobre blister.

Proceso de fundición Outokumpu

El proceso de fundición Outokumpu fue desarrollado entre los años 1946-1948 en la fundición Outokumpu Oyj de Finlandia. El reactor (horno) está compuesto por tres cámaras (fig. nº1) : reacción, sedimentación y salida. Otras características del proceso:

- Concentrado posee de 20% a 30 % de cobre, y 8% a 10% de humedad (Bustos, 2003)
- El concentrado debe ser secado previo a la fundición hasta poseer de 0,1% a 0,3% de H₂O. (Davenport et al, 1987)
- El quemador de concentrado está ubicado verticalmente. (Bustos, 2003)
- Contenido de cobre en eje varía entre 45% y 75%, dependiendo de la ley de concentrado y enriquecimiento de O₂. (Bustos, 2003)
- Se utiliza fundente (SiO₂) finamente molido para favorecer la formación de una segunda fase que remueve la mayor parte de magnetita (Fe₃O₄). (Davenport et al, 1987, 1993)
- La escoria resultante contiene de 1% a 2 % de cobre. (Bustos, 2003)
- La escoria es tratada mediante una etapa de flotación u horno eléctrico, tal que se recupera parte del material cuprífero. (Bustos, 2003)
- La escoria de descarte final contiene entre 0,3% a 0,6% de cobre. (Bustos, 2003)
- Los gases de salida están a 1350 °C. (Riveros, 2004)
- La energía calórica de los gases es recuperada en la caldera recuperadora, la temperatura de salida es de alrededor de 328 °C. (Riveros, 2004)
- Los gases enfriados son separados de residuos sólidos (polvos) en el precipitador electrostático. Dichos polvos son en parte recirculados al horno flash, siendo el resto purados del sistema. (Riveros, 2004)
- Los gases resultantes, ricos en SO₂ (12% a 18%) se dirigen finalmente a una planta de ácido sulfúrico. (Davenport et al, 1987)
- Permite además una buena instrumentación lo que se traduce en una información confiable que abarata costos. (Gallo, 2001)

Fig. 1: Detalle del horno de fundición flash.
(Apuntes de Pirometalurgia, Riveros, 2004)



Antecedentes de operación: (Riveros , 2004; Davenport et al,1993, 1987)

La alimentación del horno flash requiere grano fino del sulfuro concentrado obtenido de procesos previos (flotación, espesado, filtrado). Este grano debe ser pulverizado en la entrada del reactor y para ello se necesita que esté lo más seco posible (0,1 - 0,3% H_2O). El calor requerido está provisto en gran parte por las reacciones de oxidación del concentrado. En caso de proveer oxígeno enriquecido, este proceso puede convertirse en autógeno (es decir, sin necesidad de combustible). Sin embargo, al aumentar el enriquecimiento del oxígeno aumentamos la formación de Magnetita (Fe_3O_4), que es perjudicial para

la formación de escoria al ser un elemento sólido que puede producir la espumación de ésta (al igual que la nata de la leche produce que la leche se espume y luego rebalse). Luego el punto de enriquecimiento óptimo podría requerir que a veces se deba proveer una cierta cantidad de combustible. Según bibliografía (Ricveros, 2004), el porcentaje de óxido ferroso que se oxida a magnetita es de un 15% aproximadamente.

El horno trabaja a una temperatura de 1250°C, unos 100°C más que la temperatura de fusión de cobre. Ello, para lograr una holgura que permita el escurrimiento del cobre sin aumentar los requerimientos energéticos. La conversión del horno es prácticamente de un 100%, debido a la velocidad de la reacción y el tamaño de partícula del concentrado; y la eficiencia del horno se aproxima a 95%: es decir del concentrado de entrada se pierde un 5% en el horno de fundición, que no reacciona. Este efecto es debido a la suspensión del concentrado en los gases de salida y la solubilización en la fase de escoria. Una parte de este concentrado en suspensión es recuperado en las etapas de tratamiento de gases.

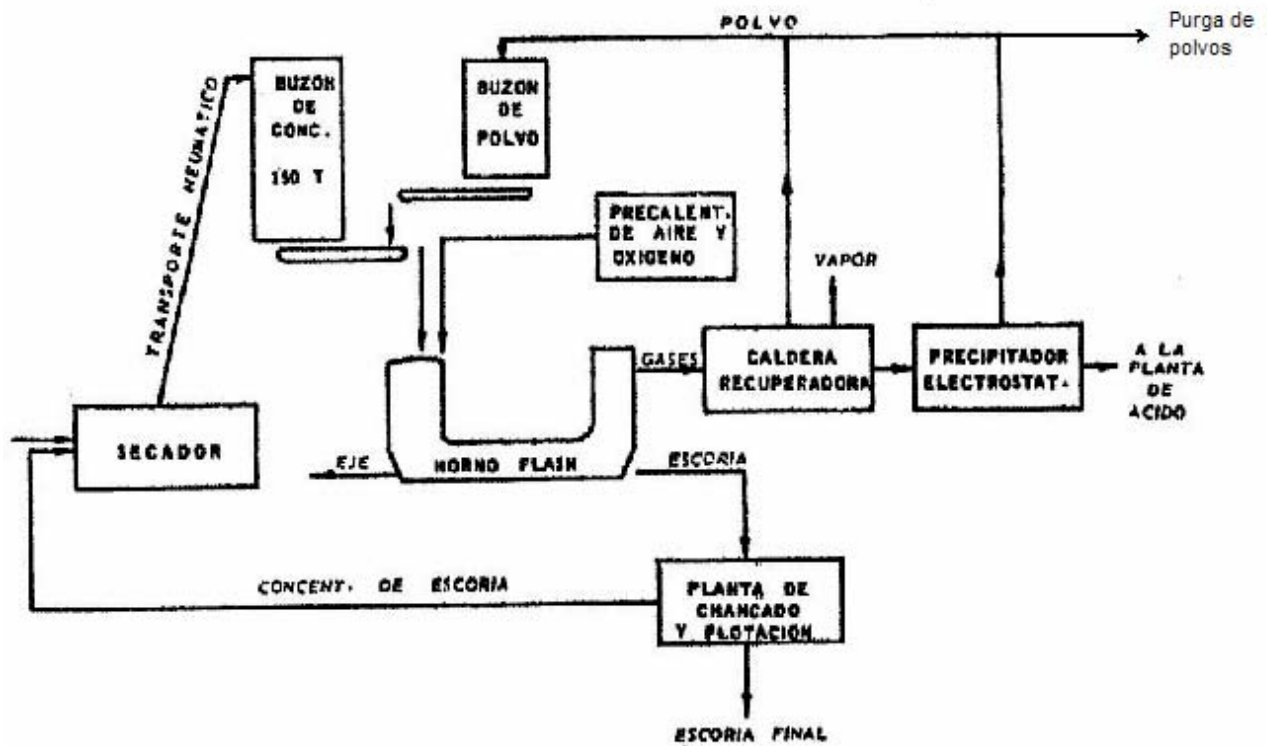
El eje o mata producida es de 45% a 65% Cu. La escoria queda con un 1% a 2%, que puede recuperarse en hornos eléctricos a fuego quedando una escoria de descarte de 0,3% a 0,6% de cobre. Para lograr una buena separación entre fase escoria y mata de cobre (algo conocido comúnmente como "cortar escoria") es necesario aplicar sílice la cual es aplicada en forma de cuarzos o sencillamente arenas.

Para aumentar la eficiencia del proceso, se incluye un calentamiento previo de los gases comburentes antes de entrar al reactor. (aire enriquecido a 110°C y 2 atm).

Los gases de salida del horno contienen un 10 a 14% de SO₂. El calor se recupera en calderas para producir vapor. El SO₂, además, es recuperable como ácido sulfúrico, lo que además es un proceso necesario en términos ambientales. La recuperación del SO₂ alcanza un 96%. Otra alternativa es obtener azufre elemental mediante reducción de polvo de carbono o nafta ligera. Este punto no será considerado en el trabajo, sin embargo, se supondrá que este tratamiento de gases existe para fines de evaluación ambiental.

Los componentes volátiles del horno como Pb, Zn, As, Bi, etc., se concentran en polvo y pueden ser extraídos si se presentan en concentraciones suficientes.

Fig. 2: Ejemplo de proceso de fundición Flash Outokumpu.



En la página siguiente, se representan las principales reacciones presentes en un proceso de fundición. Estas reacciones ocurren en el horno de fundición. Las demás operaciones son por lo general procesos mecánicos y de transferencia de calor y masa, sin implicar reacciones químicas.

Reacciones que se producen:

Reacción 1:



Reacción 2:



Reacción 3:



Reacción 4:



Reacción 5:



Reacción 6:



Reacción 7:



Fuente: Davenport et al, 1987.

Parámetros utilizados

En base a la bibliografía y los antecedentes anteriormente expuestos, consideraremos para el diagrama de entrada y salida, diagrama de bloques y balances de masa y energía, los siguientes parámetros de entrada, condiciones de operación y requerimientos de salida:

1. Se toma como base de cálculo un flujo másico de 1000 kg de concentrado de cobre, con un 10 % de humedad, que proviene de la operación de flotación de un proceso anterior. La elección de esta base facilita los cálculos de requerimientos de oxígeno, por ejemplo. Además, esto ayuda al futuro escalamiento del proceso en cuestión.
2. En el proceso de secado el concentrado baja su humedad a un 0,2%. La composición de concentrado utilizada considera el concentrado ya secado.
3. La eficiencia del reactor en cuanto a los reactantes es de un 95%, lo que se traduce que el 5% del polvo reactante que ingresa al horno se va con los gases de desecho (SO_2 , O_2 , N_2). (Informe de Producción de Chagres, 2001) Se ingresa un 10% de exceso de sílice.
4. Las reacciones de formación de los productos se realizan de forma completa, es decir, las conversiones se pueden asumir como completas (100%), considerando el reactante que no se volatiliza en los gases. Este hecho se demuestra ya que en forma empírica no se manifiesta presencia de reactivos tanto en la escoria como en el eje. (Davenport, 1993)
5. Dentro de los productos, se considera que el eje atrapado en la escoria tiene la misma composición que el eje de salida (62% Cu, formado solo por Cu_2S y FeS)
6. Los gases y los polvos son enfriados en la caldera para luego ser depurados mediante un precipitador electrostático, el cual posee una eficiencia, en condiciones de operación normales, de un 97%. (USEPA, 2004).

7. El proceso de limpieza en el horno de escoria, se supone una recuperación del 80% del eje, que sale con la misma composición que el eje resultante de horno flash y luego se une con él como producto final. Suponemos también que es la magnetita el compuesto que al reducirse permite la liberación del eje, y que ésta se reduce en un 95% con metano, el que entra con un 10% de exceso al horno. Consideramos asimismo que el exceso no reacciona.
8. Con respecto a la escoria, se realizaron las hipótesis siguientes: que contiene un 2% de cobre (en forma de eje atrapado en la escoria) y posee una razón entre magnetita y óxido ferroso de un 0,3252. (Gallo, 1996)
9. Los polvos retenidos por el equipo separador caen a un buzón de acumulación de concentrado, el cual se mezcla con el concentrado original antes de entrar al reactor.
10. La composición mineralógica del concentrado es la siguiente: (en % en peso) (Gallo, 1996)

CuFeS ₂	82,08%
FeS	4,18%
Cu ₂ S	0,48%
ZnS	0,59%
Fe ₃ O ₄	2,15%
CaO	1,00%
MgO	1,00%
SiO ₂	6,00%
Al ₂ O ₃	2,00%
Metales	
Nobles	0.3%
H ₂ O	0,22%

Como metales nobles se encuentran As, Pb, Bi, etc.

11. Se utilizará como aire enriquecido oxígeno en grado técnico, que corresponde a un 90% de Oxígeno y 10% de impurezas, que se representan como Nitrógeno (N₂). La cantidad utilizada son 203,222 Nm³

12. Los balances de energía necesarios corresponden a los calculados gracias al software HSC Chemistry, de la Compañía Outokumpu, el cual posee propiedades termodinámicas incluidas y especializadas para las condiciones de operación de los sistemas del proceso.
13. Las condiciones de operación para cada etapa están descritas en las tablas generales de los diagramas, tanto en el I-O y en el de bloques (ver anexos para más detalles). Todos los datos están especificados en la literatura (Davenport, 1993; Outokumpu Oyj, 2001, Gallo, 1996; Bonifaz, 2001)
14. La formación de productos se realizan en forma estequiométrica, lo cual involucra todos los supuestos destacados anteriormente.
15. El agua que ingresa al reactor sólo sufre efectos de vaporización y se escapa por los flujos de gases hacia la planta de ácido.

Así, con todas estas hipótesis de diseño, se pueden explicar los resultados mostrados en la sección del mismo nombre más adelante en este informe de avance.

Economía Potencial

El análisis de la conveniencia de implementar este tipo de proceso no es directo pues la matta de cobre no tiene precio asignado en el mercado. Sin embargo sin perjuicio de lo anterior la economía potencial se puede estimar por la diferencia de precio de ánodos de cobre (que es el producto directo a partir de matta) mas el precio del ácido sulfúrico (producto secundario) menos el precio del concentrado de cobre, o sea:

Cobre anódico: \$ 242 dólares la tonelada.

Ácido Sulfúrico: \$ 25 dólares la tonelada.

Concentrado de cobre: \$ 88 dólares la tonelada

Ahora por tonelada de concentrado se extraen 431 kg. de matta, y 1,2 ton de ácido sulfúrico. Luego por tonelada de concentrado se tiene una economía potencial de \$ 124 dólares.

Otro punto de vista para analizar este proceso es en comparación con otras tecnologías existentes, en este sentido el proceso Outokumpu prescinde del uso de combustible fósil para la incineración de concentrado, método utilizado por las otras tecnologías disponibles. Luego la economía potencial es igual al total de petróleo ahorrado, 16 m³ por hora, o sea alrededor de 0,29 m³ por tonelada de concentrado, que a precio del 1 de octubre 2004 \$ 60 dólares el barril, se tiene un ahorro de \$ 87 dólares por tonelada de concentrado, lo que sumado al hecho de la posibilidad de producir adicionalmente ácido sulfúrico, entrega una economía potencial de \$192.6 dólares.

Integración Energética del Proceso

Dada la configuración del proceso, se puede realizar un proceso de integración de energía, dada la gran cantidad de calor que se libera en todos los equipos. Mediante la metodología Pinch, se pudo realizar un análisis de cuáles son las corrientes que podrían aportar su energía para calentar a las otras, dando como resultado que las corrientes de gases de salida del reactor y del horno como la corriente de polvos pueden lograr aumentar la temperatura de las corrientes de concentrado y de oxígeno para el reactor.

Este proceso de integración logró, entre otros puntos, reproducir un sistema de interconexión de energía donde no se requiere de un sistema de enfriamiento para el proceso, y se reduce el suministro de vapor necesario para los equipos. Aunque los requerimientos de vapor siguen siendo altos, los intercambiadores propuestos incluso eliminan varios equipos que se estaban utilizando hasta el momento, como lo eran el secador de concentrado y la caldera recuperadora.¹

Programación de procesos Batch

Hasta el momento, se ha modelado el proceso considerándolo de forma continua. Sin embargo, es necesario considerar que en el horno flash debe existir un tiempo para la sedimentación del concentrado ya fundido que permita la coordinación entre el dióxido de sílice y los óxidos de hierro, y la separación entre mata y escoria. Este proceso implica que **tanto la salida de escoria como la de mata son discontinuas**, y por lo tanto, es necesario aplicar criterios de programación de operaciones batch, para las salidas del horno flash. Esto involucraría también que el horno de limpieza de escoria recibe carga en forma discontinua.

Dada la velocidad de la fusión del concentrado en el horno flash, podemos suponer alimentación continua de concentrado seco. Por bibliografía, podemos suponer que el tiempo de residencia en este reactor es de **3 horas**. Es decir, que el horno tiene capacidad para los productos de concentrado que entran en tres horas.

Para el caso del horno de limpieza de escoria, se estima un tiempo de residencia en el reactor de **2 horas**. El que su tiempo de residencia sea menor se debe a la menor cantidad de material que debe ser procesado y a que existen varias sustancias que ya están reaccionadas y no sufren otra transformación, a diferencia del horno flash. Este proceso también tiene procesamiento discontinuo no sólo por su entrada, sino también porque al igual que el horno flash es necesario un tiempo de sedimentación dentro del horno.

Las salidas del horno flash, por lo tanto, determinarán la operación del horno de limpieza de escoria.

¹ Para más detalle vea el diagrama de bloques y el PID del proceso en este mismo informe.
Rev-00

Como supuestos para este diseño, podemos ver que:

1. El horno flash recibe continuamente concentrado. Como base de cálculo, se utilizarán los 1000 [kg/hr] de concentrado entrante.
2. El flujo de sílice entra también de forma continua. Suponemos que ésta entra arriba de la línea límite de capacidad (es decir, siempre se agrega sobre la escoria). La entrada del flujo de sílice será en forma pulverizada inmediatamente debajo de la torre de reacción, de manera que se combine lo más rápido posible con el óxido de hierro.
3. La descarga del horno (sangrado) se efectúa de forma alternada: es decir, primero se descarga la mata y luego se descarga la escoria. Para efectos prácticos, suponemos que este sangrado no dura más de 20 minutos y se descarga cada una hora, para cada corriente.

Una vez determinada la forma de la descarga y el orden de descarga, es necesario determinar cuánto es conveniente descargar.

Es claro que debido a que la alimentación es continua, no se puede vaciar toda una carga del reactor de una sola vez. Esto implicaría la pérdida de mata que no ha alcanzado a sedimentar. Asimismo, y por un asunto de separación entre escoria y mata, a mayor cantidad de descarga, es más probable que por un efecto de succión de la corriente de sangrado el eje incluya a una mayor cantidad de escoria y viceversa.

Pero, dado que se tienen tantas ventajas para pequeñas descargas repetitivas, ¿por qué no se utiliza sangrado continuo? Esto es por dos razones:

- Un sangrado continuo debería considerar un tiempo de decantación prudente entre las fases de mata y escoria. Si el sangrado es continuo, es probable que para alguna parte del concentrado este tiempo sea insuficiente. Luego, para asegurar que no pase esto, el tamaño del equipo debería aumentar lo que sería contraproducente tanto para el layout como para los costos de instalación y mantención.
- El sangrado continuo de las dos especies podría hacer corrientes de succión cercanas a las salidas que abarquen no sólo a la fase que nos interesa descargar sino también a la otra, lo que produciría una mala separación a la larga.

Luego, se tiene un tiempo de residencia presupuestado de 3 horas y un sangrado alternado que debe durar 20 minutos. Por las razones antes expuestas, parece razonable descargar cada fase cada una hora, con intervalos de 10 minutos de descanso entre descarga de mata y descarga de escoria, lo que amortiguaría cualquier efecto de mezcla producido por el movimiento de la descarga. Luego, en este sangrado de 20 minutos es necesario vaciar lo procesado en una hora de operación, y el horno queda a un 2/3 de su capacidad a lo más.

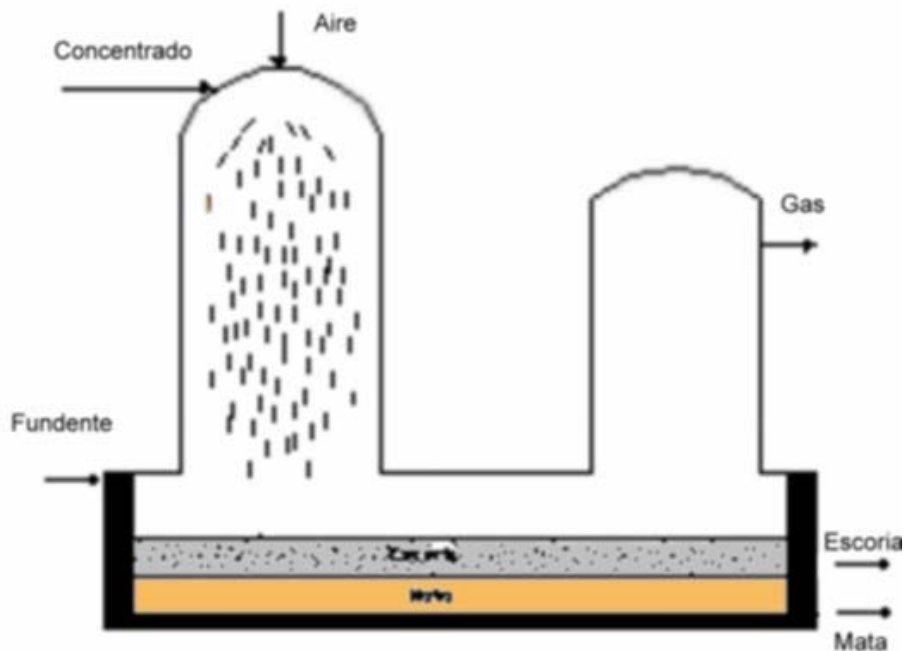


Imagen: Disposición espacial de alimentaciones y descargas Horno Flash

t=0 min	t=20 min	t=30 min	t=50 min
Sangrado escoria	Sin descarga	Sangrado eje	Sin descarga
1 Hora			

Diagrama 1: Programación del horno Flash, por hora.

En el caso del horno de limpieza de escoria, se tiene que a diferencia del horno flash su alimentación es discontinua. Según lo programado, cada una hora se tendrá una alimentación constante de escoria por 20 minutos. El tiempo de residencia es de dos horas, de los cuales 40 minutos de este tiempo serán de carguío de escoria. La cantidad de eje producido es considerablemente menor que la cantidad de escoria producida, lo que en

la práctica significaría que deberían existir más descargas de escoria que descargas de eje. Debido a que la posibilidad de mezcla con la otra fase es menor en el caso de la descarga de la escoria que en el caso del eje, conviene acumular un poco más de éste para su descarga, que tampoco debe de ser total.

Según los balances, se producen 4,518 Kg. de mata (eje) v/s una descarga de 424,786 Kg. de escoria, tomando en base una tonelada de concentrado seco entrante al horno flash. Es decir, existe una diferencia de 1 es a 100 y esto puede producir grandes problemas en el caso de la descarga del eje.

Entonces, ¿de qué manera podemos hacer que la cantidad de eje sea la necesaria?

Lo que se puede hacer es antes de comenzar las operaciones, llenar el horno de limpieza de escoria con una cantidad de eje (alrededor de 300 Kg.) para hacer más parejas las fases existentes en el horno.

Se puede establecer además un tiempo de residencia diferente para el eje y para la escoria. La programación por hora, sería como sigue:

- Carguío de horno: 20 min
- Tiempo de reposo: 10 min
- Sangrado de escoria: 20 min
- Tiempo de reposo: 10 min



Diagrama 2: Programación Horno Limpieza Escoria, horas 1-19

Debido a que se desea un tiempo de residencia de 2 horas para la escoria, el horno inmediatamente antes del sangrado de escoria está cargado con 829,5 Kg. de ésta, y en cada sangrado, se vacía la mitad de esta carga.

El metano agregado para la reducción de la magnetita es introducido al horno en todo momento, salvo en la etapa del sangrado de escoria.

El sangrado de Eje, por la poca cantidad que se produce, estaría programado cada 20 horas. En este cargado se eliminaría una cantidad equivalente al total de eje producido hasta ese momento, es decir, 90,36 Kg. de eje. El hecho de que exista una cantidad de eje (300Kg.) agregado al horno al principio de las operaciones evita los problemas que podría acarrear retirar todo el eje producido a ese momento.

Luego a la hora 20 de operación, la programación sería la siguiente:

- Carguío de horno: 20 min.
- Sangrado de eje: 20 min.
- Sangrado de escoria: 20 min.

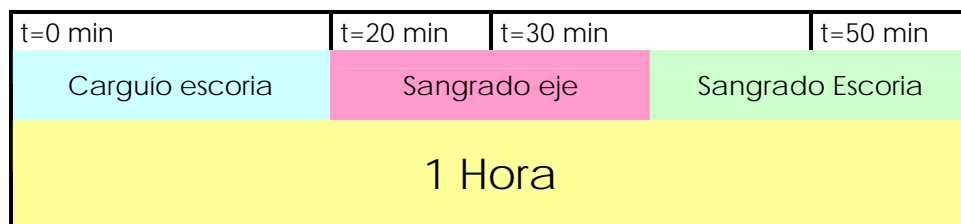


Diagrama 3: Programación horno limpieza de escoria, hora 20.

En este caso la carga de metano no se vería afectada. La capa de escoria haría de "pared" y evitaría la fuga de metano sin reaccionar que se podría producir.

En total, la operación combinada entre el horno flash y el horno de limpieza de escoria es la siguiente:

		0 -10 min	10 - 20 min	20- 30 min	30 - 40 min	40 - 50 min	50 - 60 min
Hora 1	Flash						
	Escoria						
Hora 2	Flash						
	Escoria						
Hora 3	Flash						
	Escoria						
Hora 4	Flash						
	Escoria						
Hora 5	Flash						
	Escoria						
Hora 6	Flash						
	Escoria						
Hora 7	Flash						
	Escoria						
Hora 8	Flash						
	Escoria						
Hora 9	Flash						
	Escoria						
Hora 10	Flash						
	Escoria						
Hora 11	Flash						
	Escoria						
Hora 12	Flash						
	Escoria						
Hora 13	Flash						
	Escoria						
Hora 14	Flash						
	Escoria						
Hora 15	Flash						
	Escoria						
Hora 16	Flash						
	Escoria						
Hora 17	Flash						
	Escoria						
Hora 18	Flash						
	Escoria						
Hora 19	Flash						
	Escoria						
Hora 20	Flash						
	Escoria						

	Sangrado Escoria Horno Flash
	Sangrado Eje horno flash
	Intermedio Horno Flash
	Carguío Horno de Limpieza de Escoria
	Intermedio Horno Limpieza de Escoria
	Sangrado Escoria Horno Limpieza Escoria
	Sangrado Eje Horno de Limpieza de Escoria

Diagrama 4: Programación de Operaciones

Control del proceso

El proceso de fundición flash se caracteriza por la operación de fundición de concentrado de cobre seco, cuya energía proviene principalmente de la oxidación de los sulfuros de cobre.

El diseño del horno de fundición flash permite que si bien las descargas de cobre matte y de escoria sean en forma batch, el efluente gaseoso se mantiene constante y es un reflejo de la calidad e matte y escoria (en función del concentrado de entrada). Por otro lado la flexibilidad de la operación del proceso se ve limitada por la operatividad del horno flash, que si bien es mas flexible que el horno reverbero y el convertidor teniente, es bastante estrecha en cuanto a la calidad del concentrado que ingresa. Entonces en el manejo del oxígeno técnico se tendrá una influencia directa sobre la ley de la matta de cobre producida (y la temperatura del reactor). Paralelamente para asegurar un producto de alta ley, se monitorean además paulatinamente las composiciones tanto de la matta como de la escoria, y el nivel de operación del horno flash.

Para que esta operación sea energéticamente estable, y se genere un producto de calidad de manera eficiente, se requiere un estricto control principalmente sobre las temperaturas del proceso, ya que desequilibrios de las temperaturas de operación pueden incurrir por ejemplo en un contenido no apropiado de agua en el concentrado "seco" y luego desencadenar la inestabilidad del sistema (explosiones en el horno). Se puede entonces utilizar termocuplas para censar las temperaturas de los flujos inferiores a 1000°C, y para las temperaturas superiores se utilizarían pirómetros ópticos (o termocuplas de sacrificio). Luego los actuadores son seleccionados según la dinámica y naturaleza local asociada a cada temperatura medida, estos pueden ser, sopladores, compresores, válvulas de diversos tipos o transportadores.

Además, para poder responder ante pequeñas variaciones del estado estacionario, es necesario un sistema de control sobre los flujos del proceso, para esto se utilizan sensores de presión diferencial para los flujos gaseosos, y galgas de extensión para el transporte de particulados.

Resulta fundamental además conocer las composiciones químicas de las corrientes, claro está que en muchos casos no se pueden obtener registros en línea. En la composición de gases se pueden utilizar cromatógrafos en línea, pero para conocer las composiciones de los particulados y fundidos es necesario realizar análisis de laboratorio para asegurar las condiciones de operación de diseño. En el caso de los fundidos, los análisis sirven de certificación del producto, y el resultado de conocer la composición del concentrado seco es de vital importancia. El

contenido de agua en este concentrado es la variable más crítica y es informada por teléfono a 15 min. De tomada la muestra por técnica gravimétrica. El resto del análisis es entregado en el curso de 2 horas, lo cuál no representa un peligro puesto que el tiempo de proceso desde el punto de toma de muestra (salida secador) hasta la entrada del horno flash es de 6 horas. La frecuencia de mediciones es de cada 4 horas, puesto que las entidades suministradoras de concentrado certifican por contrato una composición bastante constante.

Discusiones

El sistema de fundición flash Outokumpu provee grandes ventajas debido a la velocidad de producción y el bajo consumo energético. Sus gases de salida suelen tener una composición constante de SO_2 y concentrada lo que facilita su posterior recuperación como ácido sulfúrico. Sin embargo requiere de un tratamiento de las escorias pues contienen un gran contenido de cobre.

Debido a la extensión del proyecto se decidió considerar algunos procesos no relevantes para la producción como parámetros dados, como lo es la planta de oxígeno y el tratamiento de gases

En el horno de fundición se consideraron 7 reacciones posibles. El hecho de que estas reacciones ocurran en forma paralela, hacen que sea necesario incluir a todas ellas en el diseño del reactor.

Se modificó la base de concentrado utilizada, debido a que la anterior no consideraba otros componentes (metales nobles) de menor concentración. Esto implicó la necesidad de purgar dicho material que se separa en los polvos suspendidos. Finalmente los balances de masa por equipos no arrojan ningún tipo de error.

Por otro lado las reacciones en el horno flash generan una gran cantidad de energía (11754.81 Mcal/hr), y el horno de limpieza de escoria utiliza metano como fuente reductora, y según los parámetros de diseño utilizados, se dispone adicionalmente de 565.87 Mcal/hr. El diseño de la red de intercambio de calor arroja que se logra una gran recuperación de energía, necesitando adicionalmente un suministro de aire caliente para la operación de secado de 1094.42 Mcal/hr.

En los equipos; secador, mezclador, y planta de oxígeno se encuentran pequeños calores del balance de calor, esto indica que se pueden considerar como operaciones adiabáticas. Pero se detecta una gran pérdida de calor en el precalentador de oxígeno 2 y en el precipitador electrostático. Esto se puede justificar por el hecho de que las cantidades de material involucrado son importantes, como es el caso del agua, que a las condiciones citadas ya no se encuentra en estado gaseoso, sino que disociado. A pesar de esta consideración, se puede concluir que la integración energética es un proceso que logra disminuir el

consumo de calor; por otro lado, queda una tarea más importante que hacer: la de aprovechar la gran cantidad de calor que se desprende tanto del reactor flash como el horno de limpieza de escoria, asunto que se debe analizar en posteriores entregas.

Como resultado de este proceso se obtienen 23.57 ton /hr de cobre mate con un 62% Cu.

Debido a que tanto en el reactor como en el horno de limpieza de escoria es necesario un tiempo de sedimentación, es conveniente programarlo como un proceso Batch, trayendo ventajas tanto en dimensiones de equipos como en evitar que la mezcla de fases merme la calidad del producto. En el caso del horno flash se modela como un proceso semicontinuo, con alimentación constante y descargas programadas. Para el horno de limpieza de escoria, tanto las entradas como las salidas son discontinuas. Debido a la pequeñísima cantidad de eje producido con respecto a la escoria de descarte, para evitar la mezcla de fases es conveniente agregar al inicio de las operaciones una cantidad de eje adicional a la producida.

El potencial económico fue determinado por un acercamiento por el producto comercial directo, cobre anódico, lo que asociado a la producción del sub-producto ácido sulfúrico entrega una economía potencial de \$124 dólares por tonelada de concentrado. Por otro lado el proyecto se puede evaluar haciendo un ceteris paribus antes y después del proyecto, y el cambio tecnológico implica un ahorro de consumo de petróleo y la generación de ácido sulfúrico, lo que entrega una economía potencial de \$ 192.6 dólares por tonelada de concentrado, lo que se considerará como la economía potencial final.

Tanto los materiales de los equipos como de los sistemas de transporte deberán ser estudiados con mayor detenimiento en posteriores estudios, sobre la base de cumplir condiciones de diseño críticas como lo son las altas temperatura en muchos puntos y sustancias corrosivas. Se puede proponer por lo pronto la utilización de acero al carbono en usos de alta temperatura y acero inoxidable en lugares expuesto a la corrosión. Por otro lado en los hornos se debe contar con recubrimiento interno de ladrillos refractarios y un diseño más acabado.

El diseño del proceso y su instrumentación responde a cumplir los requerimientos de producción y seguridad, sobre la base del esquema productivo Outokumpu con una red de mínima energía.

Conclusiones

- El proceso elegido para la producción de cobre Matte es el método de fundición flash Outokumpu.
- El costo de proyecto es de unos **\$5.288.275** (en pesos chilenos).
- Para una base de cálculo de 1000 kg de concentrado, con una composición mineralógica de:

CuFeS ₂	82,08%
FeS	4,18%
Cu ₂ S	0,48%
ZnS	0,59%
Fe ₃ O ₄	2,15%
CaO	1,00%
MgO	1,00%
SiO ₂	6,00%
Al ₂ O ₃	2,30%
H ₂ O	0,22%

Tenemos una cantidad de 431,6 Kg de cobre matte con una ley de 62% de Cobre.

- La economía del proceso es de 192.6 dólares por tonelada de concentrado.
- La programación batch de los hornos es factible y estructurada.
- Se requiere de un servicio de calor que provea 1094.42 Mcal/hr.
- El diseño del proceso y su instrumentación es suficiente y provee de mecanismos de seguridad.

Bibliografía utilizada

- A. K. Biswas, W.G. Davenport; "*El Cobre: Metalurgia Extractiva*", 1º Edición, Editorial Limusa S.A., México, D.F., 1993, Páginas 183-193.
- W.G.Davenport, E.H. Partelpoeg; "*Flash Smelting: Analysis, Control and Optimization*", 1ºEdición, Editorial A. Wheaton and Co., Londres, Reino Unido, 1987, Páginas 1-35, 50-63 y 71-77.
- R. Bonifaz; "*Optimización de la capacidad de Producción de la fundición de Chagres 1995-2001*", 1ºEdición, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas, Santiago de Chile, 2001.
- Marcelo Bustos J. "*Informe trimestral metalurgia fundición Chagres*", Enero 2003
- Andrés Trivelli. "*Proceso de concentrados de cobre de alta ley en una fundición con fusión flash*". Memoria de título de Ingeniero Civil Industrial, 1999.
- Software HSC, V 4.0, desarrollado por la Empresa Outokumpu.
- Gabriel Riveros, "*Apuntes de Pirometalurgia*" 2004.
- Revista Minería Chilena , "*Chagres producirá un 96% de cobre anódico en 2002*"
<http://www.editec.cl/mchilena/Nov2002/Articulo/chagres.htm>
Última visita: 29 de Agosto del 2004
- Enviromental Proteccion Agency, "*Hoja de Datos - Tecnología de Control de Contaminantes del Aire*"
<http://www.epa.gov/ttn/catc/dir2/fdesppls.pdf>
Última visita: 29 de Agosto del 2004.
- H. Gallo, "*Control de proceso de fusión flash*" 1 ° edición, Universidad de Chile. Departamento de Ingeniería de Minas, Santiago de Chile (2001)

Anexo N° 1 : Diagramas de entrada y salida, y Tabla de flujos

Anexo N°2 : Diagrama de Bloques

Anexo N°3 : Tabla de flujos Diagrama de bloques

Anexo N°4 : Diagrama de flujos y Tabla de flujos

Anexo N°5 : Diagrama PID

Anexo N°6 : Memoria de Cálculo