

Análisis de circuitos de flotación  
utilizando el software de simulación  
hsc sim chemistry

Analysis of flotation circuits using  
simulation software hsc sim  
chemistry

Manríquez, J.<sup>1</sup>  
Vargas C.<sup>1</sup>  
Navarro, P.<sup>1</sup>  
Olivera, H.<sup>1</sup>

---

<sup>1</sup>Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Facultad de Ingeniería, Universidad de Santiago de Chile, Avda. Libertador Bernardo O'Higgins 3363, Santiago, CHILE.  
jorge.manriquez@usach.cl



## RESUMEN

**S**e diseñó y evaluó un circuito de flotación mediante simulación en el software HSC versión 6.12, modelado en el módulo “Sim Flowsheet Simulation”, empleando etapas rougher, scavenger y cleaner, sin remolienda y una mineralogía de alimentación compuesta por 0,0012% de oro, 11,2% de  $\text{FeS}_2$ , 3,2% de  $\text{CuFeS}_2$  y 85,6% de ganga no sulfurosa compuesta por un 90% de  $\text{SiO}_2$  y un 10% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

El modelo de simulación se basa en el balance másico de los distintos minerales participantes del proceso, con principal atención en los parámetros de operación como lo son mineralogía y leyes de alimentación, tiempos de residencia, fracciones de mineral flotable, medianamente flotable y no flotable con sus respectivas constantes de cinéticas.

Como resultado de las simulaciones que evalúan distintos circuitos, se obtuvieron resultados de ley de cobre en el concentrado de 28,6% y en las colas de un 0,15%, con porcentaje de recuperación de cobre de un 86,5% para un circuito que consta de dos etapas rougher, dos etapas cleaner y dos etapas scavenger.

El modelo permitió determinar el efecto del cambio en el contenido de  $\text{FeS}_2$  y de los tiempos de residencia en las leyes de concentrado y recuperación de Cu.

**Palabras Clave:** Flotación, modelación, simulación, HSC.

## ABSTRACT

A flotation circuit was designed and evaluated by simulation in HSC software version 6.12, modeled in the “Sim Flowsheet Simulation” module, using rougher, scavenger and cleaner stages, without regrinding and a feed mineralogy composed of 0.0012% gold, 11.2%  $\text{FeS}_2$ , 3.2%  $\text{CuFeS}_2$  and 85.6% non-sulphurous gangue composed of 90%  $\text{SiO}_2$  and 10%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

The simulation model is based on the mass balance of the different minerals involved in the process, with the focus on operating parameters such as mineralogy and feed laws, residence times, fractions of floatable, moderately floatable and non-floatable minerals with their respective kinetic constants.

Because of the simulations that evaluate different circuits, results of copper grade in the concentrate were obtained of 28.6 % and in the tails of 0.15 %, with recovery percentage of copper of 86.5% for a Circuit consisting of two rougher stages, two cleaner stages and two scavenger stages.

The model allowed to determine the effect of the change in the content of  $\text{FeS}_2$  and the residence times in the laws of concentrate and recovery of Cu.

**Keywords:** Flotation, modelation, simulation, HSC.

## INTRODUCCIÓN

La Flotación es un proceso fisicoquímico, cuyo objetivo es la separación de especies minerales a través del uso de la adhesión selectiva de partículas a burbujas de aire, es decir, aprovecha la diferencia de mojabilidad o hidrofobicidad en un sistema heterogéneo que involucra tres fases: sólido (mineral), líquido (agua) y gas (normalmente aire) [1].

En el proceso de flotación existen varias etapas, cada una con su función específica, la adecuada elaboración de un circuito que nos permita obtener concentrados óptimos para el proceso de fusión [2], es muy importante a la hora de confeccionar una planta, tomando en cuenta cuantas etapas a utilizar y el adecuado manejo de los flujos a alimentar y recircular a cada etapa del proceso.

Evaluar estos factores una vez confeccionada la planta de flotación es muy complejo es por ello que realizar simulaciones nos facilita el adecuado modelamiento de circuitos de flotación.

El modelo a simular fue desarrollado en el módulo “Sim Flowsheet Simulation” correspondiente al programa HSC - Chemistry versión 6.12, el cual se basa en balances de masas para un circuito convencional de flotación, donde el flujo de mineral que entra es igual al que sale, evaluando la recuperación de la especie de interés, en nuestro caso cobre (Cu) y por ende las ley de este en el concentrado y las colas.

El modelo en HSC evalúa una serie de factores que influyen en la obtención de concentrados óptimos (26 - 31% de Cu) para la etapa siguiente al proceso de flotación, como el volumen de celda, granulometría, fracciones de mineral flotable, medianamente flotable y no

flotable, tiempos de residencia, constantes de cinética, mineralogía y leyes de alimentación.

Utilizando el programa antes mencionado se simuló un modelo de balance de masa, leyes, y agua del proceso de flotación.

## PARTE EXPERIMENTAL

En una primera etapa se evaluó el desempeño de varias configuraciones de circuito evaluando leyes de concentrado, leyes de colas y recuperaciones de cobre, determinándose que el circuito mostrado en la Figura 1 resulta ser el de mejor desempeño, y fue el circuito utilizado para evaluar el efecto de las distintas variables mencionadas. Este circuito consta de una segunda etapa scavenger, la cual es alimentada con las colas de la primera etapa scavenger, el concentrado de la segunda etapa scavenger es alimentado a la primera etapa y las colas corresponden a las colas finales del proceso.

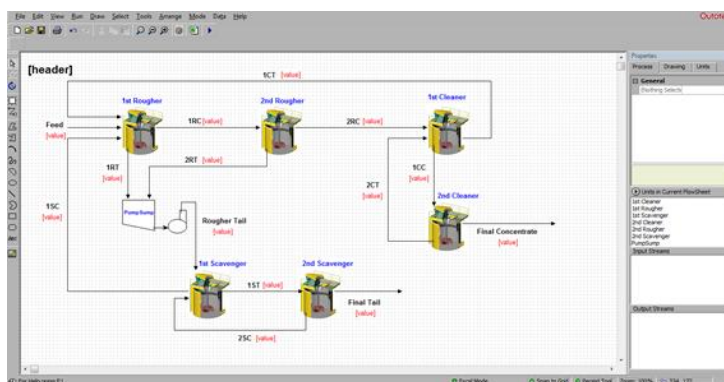


Figura 1. Circuito utilizado para evaluar la ley de concentrado, cola y recuperación de cobre.

Con el circuito seleccionado, con una ley de cobre en el concentrado y en las colas de 28,6% y 0,15%, respectivamente y con porcentaje de recuperación de cobre de un 86,5%, se evaluó el efecto de ley de  $FeS_2$  alimentado y tiempos de residencia para cada etapa en términos de recuperación de cobre, leyes de cobre en el concentrado y en colas.

Ley de  $FeS_2$  alimentado, se fue aumentando gradualmente en un

5% hasta llegar a 31,2% de  $\text{FeS}_2$ , manteniendo la ley de  $\text{CuFeS}_2$  constante, como muestra la Tabla 1.

Tabla 1. Porcentaje de  $\text{FeS}_2$  alimentado, de acuerdo a su aumento gradual.

Nº de Prueba	$\text{FeS}_2$ alimentado
1	11,2
2	16,2
3	21,2
4	26,2
5	31,2

Para cada etapa se fue aumentando el tiempo de residencia en 5 minutos, evaluando en este caso 5 tiempos de residencia distintos, como muestra la Tabla 2.

Tabla 2. Aumento gradual del tiempo de residencia para cada etapa.

Etapas	t1(min)	t2(min)	t3(min)	t4(min)	t5(min)
Rougher	25	30	35	40	45
Scavenger	25	30	35	40	45
Cleaner	20	25	30	35	40

Las constantes de cinética para cada tipo de mineral, ya sea flotable, medianamente flotable y no flotable, son descritas en la Tabla 3, obtenidas de estudios de laboratorio (3).

Tabla 3. Constantes de cinética de flotación para cada tipo de mineral.

Mineral	Flotabilidad		
	Flotable	Medianamente	No flotable
Oro	1,20	0,11	0,0
$\text{CuFeS}_2$	1,42	0,16	0,0
$\text{FeS}_2$	0,0510	0,0012	0,0
NGS	0,0072	0,0008	0,0

## RESULTADOS

En la Figura 2(a) se muestran las gráficas de porcentaje de cobre en concentrados finales y colas finales para distintos porcentajes de alimentación de  $\text{FeS}_2$ , y en la Figura 2(b) se muestran la gráfica de los porcentajes de recuperación de cobre para distintos porcentajes de alimentación de  $\text{FeS}_2$ .

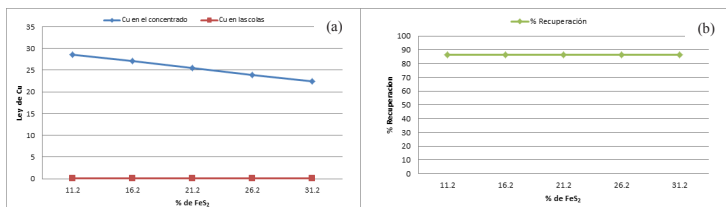


Figura 2. Ley de Cu en el concentrado y colas versus el porcentaje de FeS<sub>2</sub> alimentado (a) y porcentajes de recuperación para distintos % de FeS<sub>2</sub> alimentado (b).

En la Figura 3(a) se muestran las gráficas de ley de cobre en concentrados finales y colas finales para distintos tiempos de residencia y en la Figura 3(b) se muestra la gráfica de los porcentajes de recuperación de cobre para distintos tiempos de residencia.

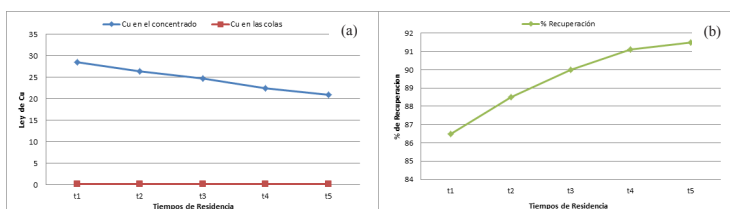


Figura 3. Porcentaje de cobre en concentrado y colas, para los distintos tiempos de residencia (a) y porcentaje de recuperación de Cu versus distintos tiempos de residencia (b).

### Modificación de los flujos.

La herramienta de simulación nos permite modificar el destino de los distintos flujos que participan en el proceso. La siguiente Figura 4, muestra la redestinación de las colas de la primera etapa cleaner, desde la primera etapa rougher a la segunda etapa rougher.

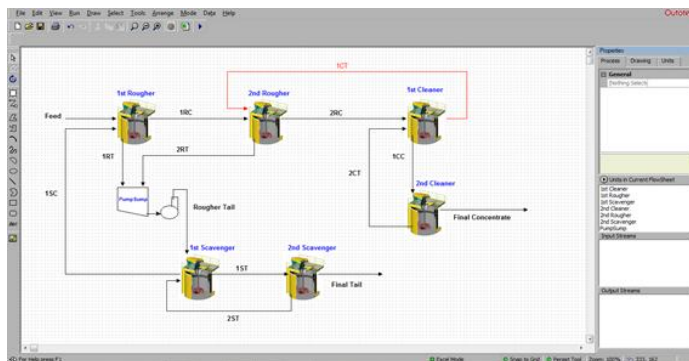


Figura 4. Re destinación de las colas de la primera etapa cleaner.

## DISCUSIONES

Como se aprecia en la Figura 2(a), ante una alimentación constante de 140 tph, manteniendo la ley de alimentación de  $\text{CuFeS}_2$  y aumentando la ley  $\text{FeS}_2$ , disminuye la ley de Cu en el concentrado, ya que al alimentar más  $\text{FeS}_2$  aumenta su recuperación, ensuciando el concentrado, pero manteniendo el porcentaje de recuperación de Cu constante como se aprecia en la Figura 2(b). El  $\text{FeS}_2$  ensucia más el concentrado que la ganga no sulfurosa (NGS) ya que posee una constante cinética más alta, como se observa en la tabla 1, por ende flota con mayor facilidad, es por esto que al aumentar el porcentaje de  $\text{FeS}_2$  en la alimentación, más cantidad de  $\text{FeS}_2$  flota, disminuyendo la ley cobre en el concentrado.

Al aumentar el tiempo de residencia en la celdas según Figura 3(a), disminuye la ley de Cu en el concentrado de 28,6% a 21 %, debido a que se les da más tiempo a la  $\text{FeS}_2$  y NGS para que floten y logren integrarse a la espuma mineralizada, logrando ensuciar los concentrados. Como se aprecia en la Figura 3(b), ante el aumento del tiempo de residencia aumenta la recuperación de cobre desde 86,5 a 91,4 %.

Al modificar el destino las colas de la primera etapa cleaner, desde la primera etapa rougher recirculándolo a la segunda etapa rougher, disminuyo la ley del concentrado final y de las colas a 27,8%, y 0,14 %, respectivamente, ya que bajan las leyes de Cu que alimentan directamente a la primera etapa cleaner, aun así se logró aumentar la

recuperación de Cu 87,9%, esto debido a que al alimentar la colas de la primera etapa cleaner a la segunda etapa rougher aumento la recuperación másica, por ende, aumento el flujo de Cu fino en los concentrados, logrando mejores recuperaciones.

## CONCLUSIONES

Se simuló en un software comercial, un modelo del proceso de flotación para etapas rougher, cleaner y scavenger, analizando el efecto de distintas variables y la confección de distintos circuitos, encontrándose que el circuito que obtuvo los mejores parámetros metalúrgicos fue con una ley de cobre en los concentrados de un 28,6%, colas finales con un 0,15% de Cu y con un porcentaje de recuperación de un 86,5%.

Al aumentar la ley de alimentación de  $\text{FeS}_2$  de un 11,2% a un 31,2% las leyes de Cu en el concentrado disminuyeron de 28,6% a un 22,5% manteniendo fija la recuperación en 86,5%.

Al aumentar los tiempos de residencia de las etapas rougher y scavenger de 25 minutos a 45 minutos y de las etapas cleaner de 20 a 40 min, aumento la recuperación de cobre de 86,5% a 91,5%, y las leyes de Cu en los concentrados disminuyeron de 28,6 % a 21,0 %.

Al modificar la recirculación de los flujos se puede analizar fácilmente mediante los índices metalúrgicos de la flotación las mejoras al circuito, en este caso, la recirculación de la cola de la primera etapa cleaner a la segunda etapa rougher disminuyo las leyes de concentrado y cola final, y aumento la recuperación global del circuito modificado.

## REFERENCIAS

1. B. A. Wills, Mineral Processing Technology, 6ª ed., Butterworth-Heinemann, 1997.
2. J. L. Reyes B, "Optimización de circuitos de flotación en computadora", XIII Encuentro Sobre Procesamiento de Minerales, San Luis Potosí, México, 2006.
3. P. Lamberg, "HSC Sim 6.1 Tutorials, Building a Circuit with Floatability Components Models", 2007.