



## Evaluación técnica de la flotación inversa de concentrados magnéticos en la celda neumática IMHOFLOT

M. Santander<sup>1</sup>, C. Morel<sup>2</sup>, H. Valencia<sup>1</sup>, F. Parra<sup>2</sup> y A. Rodríguez<sup>2</sup>

1. Departamento de Metalurgia, Facultad de Ingeniería, Universidad de Atacama, Copiapó, Chile.

2. Compañía Minera del Pacífico (CMP), Planta de Pellets Huasco, Vallenar, Chile.

E-mail: msantand@demet.uda.cl, arodriguez@cmp.cl

---

### Resumen

Este trabajo presenta el estudio de la factibilidad técnica de incrementar el contenido de hierro y disminuir la ley de las impurezas (principalmente sílice), de los concentrados magnéticos primarios que se producen en Planta Pellets de Huasco, aplicando la técnica de concentración por flotación en la celda neumática Imhoflot. Las variables evaluadas fueron porcentaje de sólidos y dosificación de reactivos. Los resultados experimentales muestran que para obtener concentrados con contenidos de hierro sobre 70% y niveles de sílice inferiores a 1.5%, es necesario operar la celda de flotación en los siguientes valores de las variables estudiadas: porcentaje de sólidos 35 %, presión de aire 15 psi, dosificación de colector, depresante y espumante 120, 200 y 50 g/t respectivamente.

**Palabras claves:** Flotación Neumática y Flotación de Concentrados Magnéticos

---

### Abstract

This work presents the study of the technical feasibility to increase the iron content and to diminish the law of the impurity (mainly silica), of the primary magnetic concentrate that is produced at the Pellets Plant of Huasco, applying the concentration technique for flotation in the pneumatic cell Imhoflot. The evaluated variables were percentage of solids and dosage of reagents. The experimental results show that to obtain concentrate with iron contents over 70% and silica levels to 1.5%, it is necessary to operate the flotation cell in the following values of the studied variables: percentage of solids 35%, pressure of air 15 psi, collector dosage, depressant and foamer 120, 200 and 50 g/t respectively.

**Key Words:** Flotation Pneumatic and Flotation of magnetic concentrate.

## 1 Introducción

La optimización de los procesos pirometalúrgicos involucrados en la obtención de hierro esponja (procesos HyL y Midrex), ha obligado a las empresas dedicadas a la fabricación de pellets en base a minerales de hierro a mejorar la calidad química de sus productos fundamentalmente en lo que respecta a los contenidos de SiO<sub>2</sub> ( $\%SiO_2 < 1,5\%$  para proceso HyL y  $\%SiO_2 < 1,2\%$  para proceso Midrex) (Tanigaki, 2000).

En el caso particular de Planta de Pellets de la Compañía Mínera del Pacífico (CMP), una mejora en la calidad química de sus productos permitirían competir en igualdad de condiciones con empresas extranjeras que intentan mantenerse o ingresar en este mercado. En la actualidad CMP sólo produce pellet de tipo básico y pellet de tipo reducción directa, RD HyL.

Si bien la concentración magnética es capaz de entregar concentrados con contenidos de SiO<sub>2</sub>, bastante bajos, llega un momento en que no es posible mejorar la calidad química de estos concentrados, ya sea por el grado de liberación que presentan los minerales de hierro y ganga silicea, por la adsorción de partículas ultrafinas en la superficie o por el atrapamiento de la ganga dentro de flóculos de mineral de hierro formados por el campo magnético. Es en estos casos donde es fundamental la búsqueda de un método alternativo de concentración.

Antecedentes teóricos y prácticos han demostrado la factibilidad de utilizar el método de concentración por flotación para disminuir los contenidos de SiO<sub>2</sub> en los concentrados magnéticos, es así, que muchas plantas en el mundo tienen este método de concentración dentro de sus diagramas de flujo (Imhof, 1993). Cabe destacar, que en la mayoría de los casos este proceso es aplicado de forma inversa, es decir, flotando la ganga. Otro aspecto importante a considerar es que, el constituyente mayoritario de la ganga presente en estos yacimientos corresponde a cuarzo, el cual presenta un buen comportamiento frente al proceso de flotación, no es el caso de CMP, donde los constituyentes principales de la ganga corresponden a silicatos de composición química más compleja. Antecedentes teóricos muestran que el proceso de flotación, muchas veces, no es

eficiente para concentrar este tipo de minerales, no obstante, estudios anteriores realizados por CMP demuestran la viabilidad de emplear este método de concentración como etapa de limpieza para los concentrados magnéticos, obtenidos en el proceso de molienda- concentración de planta de pellets, provenientes de los yacimientos de Algarrobo y los Colorados (Carmona, 1997 y Richard, 2000).

El método de concentración por flotación puede ser aplicado mediante el uso de diversos equipos los que presentan un comportamiento distinto frente a un mismo material. Dentro de los equipos de flotación más utilizados en el ámbito industrial se encuentran las celdas convencionales o celdas de agitación mecánica; las celdas columnares y las celdas neumáticas, siendo estas últimas las que presentaron en CMP una mayor eficiencia en la concentración de los silicatos presentes en las muestras estudiadas (Valderrama, 2001 y Valderrama, 2003)

El objetivo general de este trabajo es mejorar la calidad química de los concentrados magnéticos primarios destinados a la fabricación de pellets del tipo básico y RD, mediante una limpieza por flotación inversa en la celda Neumática Imhoflot, con el fin de destinarlos a la producción de pellets para los procesos HyL y Midrex, respectivamente.

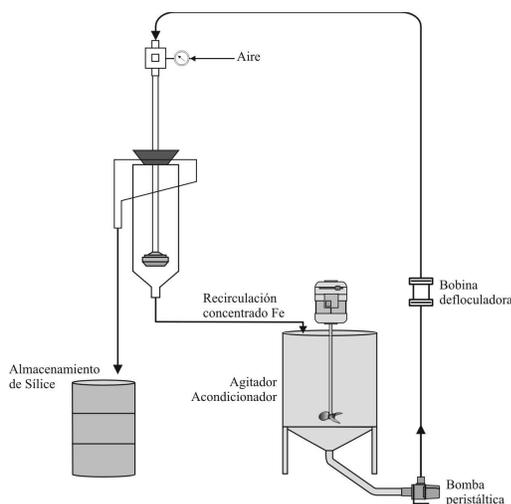
## 2. Procedimiento experimental

Para el desarrollo de los estudios de flotación fueron utilizadas muestras de concentrado magnético primario del tipo RD con bajo contenido de sílice ( $<2\%$ ) y del tipo básico con alto contenido de sílice ( $>2\%$ ). Las muestras fueron colectadas en forma de pulpa desde el Concentrador Magnético ubicado en la Línea N°2 del área de Molienda- Concentración de la Planta de Pellets de Huasco. La colecta se realizó con una bomba de diafragma desde el rebose del concentrador magnético en la zona que presentaba mayor turbulencia y que no estaba en contacto con el agua de dilución. La pulpa se colectó en volúmenes de 150 L con porcentajes de sólidos que variaron entre 50 y 70% y se almacenó para su transporte en 6 tambores de 200 L de capacidad. Posteriormente el contenido de los tambores fue almacenada en un estanque de 1000 L de capacidad que está conectado a una bomba

centrífuga encargada de recircular la pulpa para su homogenización. De dicho estanque fueron obtenidas las muestras para los estudios de flotación y para su caracterización granulométrica y química.

La Figura 1, muestra una representación esquemática del dispositivo experimental, éste consta de un estanque de acondicionamiento; una bomba peristáltica; una bobina desfloculadora electromagnética marca Eriez modelo 3RD; y una Celda Neumática modelo Imhoflot.

Las condiciones experimentales, N° de etapas de flotación, tiempo de acondicionamiento de reactivos y presión de aire fueron determinadas en estudios preliminares. Dichos estudios demostraron que para obtener concentrado de hierro con contenidos de sílice inferior a 1,5% son necesarias: tres etapas de flotación, tiempo de acondicionamiento del colector y espumante de 3 min y para el depresante de 8 min, debido a que la adsorción de este reactivo es más lenta que el colector y espumante. La presión de aire fue establecida en 15 psi.



**Figura 1.:** Representación esquemática del dispositivo experimental utilizado en los estudios de flotación.

Los estudios fueron realizados con concentrados magnéticos con contenidos de sílice que varían en el rango de 1,63 a 2,8% y porcentajes de sólidos en la pulpa de alimentación de 35% y 40%. El reactivo depresante se adicionó en la 1ra etapa de flotación en concentraciones que varían en el rango de 0 a 200 (g/t), el colector y

espumante se adicionó en la 1ra, 2da y 3ra etapa de flotación en concentraciones variables, colector en el rango de 80 a 180 g/t y espumante en el rango de 30 a 100 (g/t).

La metodología aplicada para el desarrollo de las pruebas fue la siguiente: se adicionaron 30 L de pulpa en el estanque de acondicionamiento, se ajustó el porcentaje de sólidos y se adiciona el depresante, colector y espumante en las concentraciones preestablecidas para la 1ra etapa de flotación.

Una vez finalizado el acondicionamiento de reactivos, la pulpa pasa por una bobina desfloculadora y posteriormente es alimentada a la celda de flotación con un flujo de 4.8 L/min. El tiempo de flotación para cada etapa fue establecida en 8 min; tiempo necesario para tratar los 30 L de pulpa. Al final de la 1ra y 2da etapa de flotación se adicionó nuevamente colector y espumante en concentraciones variables. La eficiencia de flotación fue evaluada determinando el % Fe y %SiO<sub>2</sub>, y las recuperaciones en peso y metalúrgicas en el concentrado final (concentrado de la 3ra etapa de flotación). Para simular las tres etapas de flotación el concentrado de cada etapa de flotación es recirculado al acondicionador (ver Figura 1).

### 3. Resultados y Discusión

La Tabla 1 presenta los resultados del set de pruebas, N°1 a N°9, realizadas para analizar el efecto de la concentración de reactivo depresante, colector y espumante sobre la recuperación y la ley de hierro y SiO<sub>2</sub>, en el concentrado final. En la 1ra etapa de flotación, de este set de pruebas, se adicionó una concentración variable de depresante (en el rango de 0 a 200 g/t) y concentraciones fijas de colector y espumante, 60 y 50 g/t respectivamente y en la 2da y 3ra etapa de flotación se adicionó concentraciones variables de colector y espumante, colector (30 a 60 g/t) y espumante (0 y 25 g/t). Las pruebas fueron realizadas con concentrados magnéticos tipo RD, con un contenido de hierro del orden de 69,24%, un nivel de impureza, SiO<sub>2</sub> de 1,87%, CaO de 0,31%, MgO 0,73% y Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> de 0,52% y una distribución de tamaño de partículas con 75,56% -325 mallas Tyler.

Prueba No	1ra Etapa		2da Etapa		3ra Etapa		Concentrado Final			
	Depresante (g./t)		Colector (g./t)	Espumante (g./t)	Colector (g./t)	Espumante (g./t)	Fe (%)	(%)SiO <sub>2</sub>	Recuperación Peso (%)	(%)Recuperación Metalúrgica
1	200		60	25	60	25	70,8	0,76	73,8	75,3
2	200		30	0	30	0	70,5	0,86	90,5	92,1
3	0		60	25	60	25	70,6	0,82	68,8	70,1
4	0		30	0	30	0	70,8	0,80	78,4	80,1
5	100		45	12,5	45	12,5	70,6	0,82	78,7	80,2
6	0		60	0	60	0	70,8	0,86	66,1	67,5
7	0		30	25	30	25	70,6	0,86	83,1	84,7
8	200		60	0	60	0	70,9	0,80	81,5	83,4
9	200		30	25	30	25	70,8	0,90	90,6	92,5

**Tabla 1.:** Efecto de la concentración de depresante, colector y espumante. En todas las pruebas se adicionó en la 1ra etapa de flotación la misma concentración de colector y espumante 60 y 50 g/t respectivamente.

Los resultados presentados en la Tabla 1, muestran que el contenido de hierro en el concentrado final para todos los ensayos es del orden de 70% y el contenido de sílice inferior a 1%. La tabla, también, muestra que para los rangos de concentración de depresante, colector y espumante utilizado en el desarrollo de estas pruebas no se producen variaciones significativas en la calidad química de dichos concentrados, sin embargo, se observa un efecto significativo tanto en la recuperación en peso y metalúrgica.

Al comparar las pruebas N° 1 y N°3, en las que se adiciono 200 g/t y 0 g/t de depresante respectivamente, y la misma concentración de colector y espumante, se observa que al adicionar depresante se incrementa la recuperación en peso y metalúrgica. Con la adición de depresante se obtienen recuperaciones en peso y metalúrgicas del orden de 73,8% y 75,3% respectivamente y sin la adición de depresante se obtienen recuperaciones en peso y metalúrgicas del orden de 68,8% y 70,1% respectivamente. En ambas pruebas de adición 180 g/t de colector, el que fue dosificado parcialmente en concentraciones de 60 g/t a cada etapa de flotación, y 100 g/t de espumante, el cual también fue dosificado parcialmente, 50 g/t en la 1ra etapa de flotación y 25 g/t en la 2da y 3ra etapa de flotación. Este mismo efecto se observa al comparar las pruebas N° 2 y N°4, en las que también se adiciono 200 g/t y 0 g/t de depresante respectivamente, y la misma concentración de colector y espumante, sin embargo, en las pruebas N°2 y N°4 se adicionó menor concentración de colector y espumante que en las pruebas N° 1 y N°3, 120 g/t de colector, el que fue dosificado parcialmente, 60 g/t en la 1ra etapa y 30 g/t en la 2da y 3ra etapa y 50 g/t de espumante el que fue adicionado en la 1ra etapa de flotación.

En la Tabla 1, también se observa que una menor concentración de colector y espumante produce un incremento en la recuperación en peso y metalurgia, en la prueba N°1 se obtienen recuperaciones en peso y metalúrgicas de 73,8% y 75,3% y en la prueba N°2 de 90,5 y 92,1%. Ambas pruebas se realizaron con la misma concentración de depresante, 200 g/t, y diferentes concentraciones de colector y espumante, la prueba N° 1 se realizó adicionando 180 g/t de colector (total adicionado en las tres etapas) y 100 g/t de espumante (total adicionado en las tres etapas), y la prueba N°2 se realizó adicionando 120 g/t de colector (total adicionado en las tres etapas) y 50 g/t de espumante (adicionado en 1ra etapa de flotación).

Las mayores recuperaciones en peso y metalúrgicas se obtienen en las pruebas N°2 y N°9, sobre 90%, sin embargo la prueba N° 2

alcanzó dichos valores con una dosificación de espumante un 50% menor.

Con el propósito de verificar si una menor concentración de reactivos permite obtener concentrados de hierro de la misma calidad química y recuperaciones en peso y metalúrgicas sobre 90%, se realizaron pruebas con menores concentración de colector y espumante. La forma de dosificar los reactivos fue la misma aplicada en el set de pruebas N° 1 a N°9. En la 1ra etapa de flotación se adiciono depresante en concentraciones variables, colector y espumante en concentraciones de 60 g/t y 30 g/t respectivamente. En la 2da y 3ra etapa de flotación se adiciono colector y espumante en concentraciones variables.

La Tabla 2 muestra los resultados obtenidos en el set de pruebas N°10 a N°18. En ella se observa que al disminuir la dosificación de colector y espumante, aumentan las recuperaciones en peso y metalúrgica, sin embargo, el contenido de sílice en el concentrado final aumenta.

.Prueba N°	1ra Etapa		2da Etapa		3ra Etapa		Concentrado Final			
	Depresante (g./ton)	Colector (g./t)	Espumante (g./t)	Colector (g./t)	Espumante (g./t)	(%)Fe	(%)SiO2	(%)Recuperación Peso	Recuperación Metalúrgica (%)	
10	100	10	0	10	0	69,7	1,5	98,2	98,9	
11	100	10	10	10	10	69,8	1,4	97,0	98,1	
12	200	10	0	10	0	69,5	1,5	97,5	98,3	
13	200	10	10	10	10	70,0	1,3	96,2	97,9	
14	100	30	0	30	0	69,9	1,3	94,6	95,5	
15	100	30	10	30	10	70,8	1,0	86,1	88,9	

16	200	30	0	30	0	70,1	1,2	95,8	96,3
17	200	30	10	30	10	70,5	0,9	92,3	94,2
18	150	20	10	20	0	70,2	1,2	94,1	95,6

**Tabla 2.:** Efecto de la disminución en la concentración de colector y espumante. En todas las pruebas se adiciono, en la 1ra etapa de flotación, la misma concentración de colector y espumante 60 y 30 g/t respectivamente.

Los resultados obtenidos en la prueba N°8 (Tabla 1) y la prueba N°12 (Tabla 2), en los cuales se trabajo con las mismas concentraciones de depresante 200 g/t; muestran que al disminuir la concentración de colector y espumante, aumenta la recuperación en peso y metalúrgica. La recuperación en peso aumenta en aproximadamente 5,54 puntos porcentuales y la recuperación metalúrgica en 4 puntos porcentuales, sin embargo, el contenido de hierro en el concentrado disminuye en 1 punto porcentual y el de sílice aumenta en 0,62 puntos porcentuales. En la prueba N° 8 se adicionó 180 g/t de colector y 50 g/t de espumante y en la prueba N° 12 se adicionó 80 g/t de colector y 30 g/t de espumante.

Los resultados obtenidos en las pruebas N°2 y N°4 (Tabla 1) y N°15 (Tabla 2), las que fueron realizados con la misma concentración de colector y espumante 120 y 50 g/t, respectivamente, confirman que el depresante tiene un efecto significativo sobre la recuperación en peso y metalúrgica. Un incremento en la concentración de depresante de 0 a 200 g/t, produce un aumento en la recuperación en peso y metalúrgica. Sin la adición de depresante, prueba N°4, se obtiene una recuperación en peso del orden de 78,4% y una recuperación metalúrgica del orden de 80,1%, con la adición de 100 g/t de depresante, prueba N°15, se obtiene una recuperación en peso del orden de 86,9% y una metalúrgica del orden de 88,9% y con la adición de 200 g/t de depresante, prueba N°2, se obtiene una recuperación en peso del orden de 90,5% y una metalúrgica del orden de 92,1%. Este aumento en la recuperación puede ser explicado en función de una menor adsorción

de colector en la superficie de las partículas finas de hierro debido a la adición de depresante.

La prueba N°2 Tabla 1 y la prueba N°17 Tabla 2, fue realizada con la mismas concentraciones de depresante, colector y espumante, sin embargo en la prueba N°2 se obtiene un concentrado final con un contenido menor de sílice (0,86% en la prueba N°2 y 0,93% en la prueba N°17) y recuperaciones en peso y metalúrgicas aproximadamente 2 puntos porcentuales menores.

Esta diferencias pueden ser explicadas en función de la forma de dosificación del espumante. En la prueba N°2 los 50 g/t de espumante fueron adicionados en la primera etapa de flotación y en la prueba N°17 fueron adicionados 30 g/t en la 1ra etapa ; 10 g/t en la 2da etapa y 10 g/t en la 3ra etapa.

En base a los resultados presentados en las Tabla 1 y 2, los que fueron realizados con concentrado magnético con contenido de sílice menor que 2%, se concluye que varias combinaciones de dosificación de reactivos cumple con el objetivo de este estudio: producir concentrados con un contenido de hierro mayor que 69% y un nivel de SiO<sub>2</sub> que permite utilizarlos para producir pellets con los niveles de sílice exigidos por el proceso HyL (SiO<sub>2</sub><1,5%) y proceso Midrex (SiO<sub>2</sub><1,2%).

Con el propósito de verificar sí a partir de concentrados magnéticos con contenidos de sílice mayor al 2%, del tipo básico, es posible producir concentrado vía flotación con niveles de sílice que permitan utilizarlos en la producción de pellets para los procesos anteriormente indicados, se realizaron estudios utilizando muestras con diferentes contenidos de sílice. Las dosificaciones de reactivos utilizadas en estas pruebas fueron las de la prueba N°17 presentada en la Tabla 2. Los resultados de este estudio presentados en la Tabla 3, muestran que cuando el contenido de sílice en la alimentación a flotación es mayor que 2%, el concentrado de hierro producido, presenta niveles de sílice que no permite utilizarlos en la fabricación de pellets para ser utilizados en el proceso Midrex. En esta tabla también se observa que al trabajar con porcentaje de sólidos igual 40%, es posible producir concentrados de hierro con el mismo nivel de impurezas que cuando se trabaja con porcentajes de sólidos igual a 35 %.

Muestra	Alimentación			Concentrado Final			
	Sólidos (%)	Fe (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	Fe (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	Recuperación	
						Peso (%)	(%)Metalúrgica
M-1	35	68,43	2,45	69,73	1,43	94,4	96,2
M-2	35	69,69	1,63	70,43	1,04	93,8	94,8
M-3	35	69,69	1,63	70,58	0,94	93,3	94,5
M-4	35	67,84	2,83	69,40	1,66	93,6	95,8
M-5	40	69,29	1,90	70,58	0,93	93,3	95,1
M-6	40	69,29	1,90	70,48	0,97	93,6	95,2

**Tabla 3:** Resultado de los estudios realizados para analizar el efecto de la concentración de sílice en la calidad del concentrado final de hierro y las recuperaciones en peso y metalúrgicas.

#### 4. Conclusiones

Bajo las condiciones experimentales en las que se realizaron estos estudios, se concluye que sólo es posible producir concentrados de hierro que cumplan con los niveles de sílice exigidos para la fabricación de pellets para los procesos HyL y Midrex, cuando se limpian vía flotación, utilizando la celda neumática Imhoflot, concentrados magnéticos primarios con contenidos de sílice menor a 2%.

Para obtener concentrados con los niveles de sílice exigidos por los procesos HyL y Midrex, es necesario operar la celda de flotación en los siguientes valores de las variables estudiadas: porcentaje de sólidos 35 %, presión de aire 15 psi, dosificación de colector, depresante y espumante 120, 200 y 50 g/t respectivamente.

## 5. Bibliografía

Carmona, L. (1997): Flotación de Mineral de Hierro- Trabajo de Titulación de Ingeniería Civil en Metalurgia, Universidad de Atacama, 71p.

Imhof, R.; Lotzien, R.M.; Sobek S. (1993):Pneumatic Flotation: A Realiabile Procedure for a corret Plant Layout. In: VIII International Mineral Processing Congress, Sydney, 971-976.

Richard, P.; Valderrama, L.; Parra, F.; Rodríguez A. .(2000): Flotación Inversa de Concentrado Magnético de Hierro. In: XI Congreso Nacional de Metalurgia y Materiales, CONAMET, 2000. Universidad de La Serena - La serena - Chile, 445 - 450.

Tanigaki,Y. (2000):Direct Reduction Iron Production Processing- Kobelco technology review, 3-6.

Valderrama, L., Richard, P., Parra, F., Rodríguez A.(2001): Purificación de Concentrado Magnético de Hierro mediante Flotación-Revista de la Facultad de Ingeniería - Universidad de Atacama, N°14, pp. 62 - 67.

Valderrama, L. Vega, K. Meléndez, M.(2003): Recuperación de cobre de rechazos de concentración magnética de hierro. Taller de Concentración de Minerales 2003, Antofagasta, agosto 21-22.