

Optimización de variables en la flotación polimetálica utilizando MINITAB Proyecto Minero Hilarión-Milpo

POLYMETALLIC ORE FLOTATION OPTIMIZATION OF VARIABLES THROUGH MINITAB SOFTWARE. HILARION-MILPO MINING PROJECT

Juan Chia¹, Augusto Chung Ching², German Arce¹, Daniel Lovera D.², Vladimir Arias A.¹, Luis Puente S.², Rosa Coronado F.²

RECIBIDO: 14/10/2013 – APROBADO: 20/12/2013

RESUMEN

En el marco del Convenio Minera MILPO–UNMSM se desarrollaron actividades con el objeto de motivar a los estudiantes de la carrera de Ingeniería Metalúrgica y lograr su participación en la realización de ensayos de flotación de minerales y el tratamiento de los resultados usando el software estadístico de MINTAB, teniendo como material el mineral proveniente del Proyecto Minero Hilarión de la Cia. de Minas MILPO. El diseño factorial 2² abordado tuvieron como objetivo optimizar la recuperación y ley del concentrado rougher-scavenger de Plomo-zinc. La performance metalúrgica fue aceptable para la ley de cabeza reportada; sin embargo se evidenció que optimizando las condiciones de flotación, es posible obtener mejores resultados. Los resultados que da el software MINITAB, luego de correr el diseño factorial 2², indican que las ecuaciones que gobiernan la recuperación de zinc son las siguientes:

Recup. Zn = 33.44 - 1.66 [Z₁₁] + 11.01[CuSO₄] + 4.08 [Z₁₁] [CuSO₄](1.0)

Grado de conc. Zn = 31.442 - 1.467[Z₁₁] + 3.942[CuSO₄] + 1.053[Z₁₁][CuSO₄] (2.0)

De acuerdo a los gráficos de superficie entregados por MINITAB, el punto en que se logra mejor performance es a mayores valores de xantato y de sulfato de cobre, obteniéndose mejores resultados en la parte superior derecha del cuadrado del diseño factorial. Por lo que se recomienda continuar con la investigación incrementando a mayores valores que podrían ser de 11 a 19 g/t de Xantato y de 300 a 400 g/t de sulfato de cobre.

Palabras clave: Diseño factorial, flotación, molienda, MINITAB

ABSTRACT

Under the Milpo-UNMSM mining agreement, activities were carried out to motivate students of the metallurgical engineering career to get their participation in mineral flotation tests and further use of the results in statistical analysis by applying the MINTAB software. The material for tests was ore from the San Hilarión mining project of Milpo mining company (Cía. Minera Milpo). A 2 x 2 factorial design was carried out on the data to optimize ore recovery and rougher-scavenger concentrate grade of zinc-lead ore. The metallurgical performance for the reported head grade was acceptable, but it was evident that by optimizing ore flotation conditions better results may be obtained. After running the 2 x 2 factorial design the results of the MINITAB software show that chemical governing equations of zinc recovery are as follows:

Zinc recuperation = 33.44 - 1.66[Zn₁₁] + 11.01[CuSO₄] (1.0)

Zinc concentrate grade = 31.442 - 1.467[Zn₁₁] + 3.942[CuSO₄] + 1.053[Zn₁₁] [CuSO₄] (2.0)

The MINITAB surface charts show best performance points at high levels of both xanthate and copper sulphate. Better results are reached at top of the right hand side of the factorial design. For this reason research should be continued by increasing xanthate from 11 to 19 grams per ton and copper sulphate from 300 to 400 grams per ton.

Key words: Factorial design, ore flotation, ore grinding, MINITAB.

1 Profesionales de la Compañía de Minas MILPO

2 Docentes adscritos al Instituto de Investigaciones de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Correo electrónico: iigeo.2010@unmsm.edu.pe.

I. INTRODUCCIÓN

En la Escuela de Ingeniería Metalúrgica de la UNMSM se programan prácticas en laboratorio de concentración y flotación de minerales como parte experimental del desarrollo de los cursos en el campo de metalurgia extractiva. Y en los meses de setiembre a noviembre del 2012 se llevó a cabo un programa de formación de capacidades en alumnos que llevaban cursos afines al tema con el soporte técnico de profesionales de la Compañía minera MILPO.

Se programó la ejecución de un conjunto de pruebas de flotación de un mineral de plomo-zinc, las cuales fueron estructuradas de acuerdo al esquema de diseño factorial 2^2 , es decir, para intentar optimizar dos variables principales. Esta prueba tendría como principal objetivo demostrar a los alumnos la manera de optimizar las variables de la flotación, mediante la utilización de ajustes por mínimos cuadrados y el software estadístico MINITAB, que ayudó eficazmente en esta tarea. Las pruebas se realizaron en el laboratorio de procesamiento de minerales, con la participación de los ingenieros de MILPO, profesores y alumnos del Curso de “Concentración de Minerales” (Figura N.º 1).

El mineral con el cual se experimentó procede de las actividades de exploración del Proyecto Minero Hilarión-MILPO y se trabajó con mineral convenientemente preparado para estas pruebas, así como los reactivos involucrados en la flotación, y utilizando equipos de protección personal correspondiente.

II. DISEÑO FACTORIAL PROGRAMADO

Las pruebas del diseño factorial tuvieron como objetivo optimizar la recuperación y ley del concentrado Rougher-Scavenger de zinc para la muestra del Proyecto Minero Hilarión. Ver Figura N.º 2.

Para el experimento se trabajó con el diseño factorial de dos variables independientes, cada uno de los cuales tiene distintos niveles y, las unidades experimentales cubren todas las posibles combinaciones de esos niveles. Este tipo de experimentos permite el estudio del efecto de cada factor sobre la variable respuesta, así como el efecto de las interacciones entre factores sobre dicha variable.

Finalmente, permite el cálculo de un modelo estadístico que relaciona a la variable dependiente con las variables independientes.

Las variables a evaluar fueron las dosis de colector SIPX-Z11 (variable X1) y la dosis del activador CuSO_4 (variable X2); cuyos rangos seleccionados fueron de 9 a 13 y de 250 a 350 gramos por tonelada de mineral, respectivamente.

III. PRUEBAS EXPERIMENTALES DE MOLIENDA Y FLOTACIÓN

Se llevaron a cabo las seis pruebas de molienda y flotación con minerales provenientes de la exploración del Proyecto Minero Hilarión. Para evitar la distorsión de los resultados por el efecto del envejecimiento del mineral molido y la degradación de los reactivos preparados, las pruebas se ejecutaron el mismo día. Ver Figura N.º 3.

El mineral se preparó a 100 % bajo malla 10 y se contó con un análisis aproximado de su ley de cabeza que re-



Figura N.º 1. Ensayos de Laboratorio bajo la supervisión del Ing. Germán Arce



Figura N.º 2. Pruebas de Flotación del Mineral Proyecto Hilarión-Milpo.



Figura N.º 3. Determinación de la dosificación de reactivos, realizado por estudiantes de la EAP de Ingeniería Metalúrgica.

ferencialmente fue 0.17 % Pb y 4.7 % Zn. La molienda se efectuó en el molino de bolas por 20 minutos con una carga aproximada de 12 kilos de bolas, de 1.0" y 1.5" de diámetro. Ver Figura N.º 4.

Luego de moler 1.5 kilos del mineral con 66.6 % de sólidos, se trasvasó la pulpa a la celda de flotación de 4.0 litros de capacidad, y se adicionó agua en cantidad suficiente para lograr una densidad para flotación de aproximadamente 29 a 30 % de sólidos en peso. El procedimiento seguido para cada una de las seis pruebas de flotación se detalla en la Tabla N.º 1, adjuntado al final de este reporte. Los concentrados de plomo, zinc y relaves obtenidos fueron secados y pesados en las Instalaciones de la Universidad y posteriormente enviados para su análisis en el laboratorio de Química Germana.



Figura N.º 4. Adecuado control de variables en pruebas de molienda.

Tabla N.º 1. Determinación de distribución de las seis pruebas del diseño factorial.

PRUEBA 1	Peso, g	Ensayos, %		Contenido, g		Distribución %	
		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
Concentrado Pb	14.11	19.5	2.98	2.751	0.420	50.6	0.5
Concentrado Zn	77.75	1.56	22.37	1.213	17.393	22.3	19.6
Relave	1472.5	0.1	4.81	1.473	70.827	27.1	79.9
PRUEBA 2							
Concentrado Pb	17.93	8.6	3.37	1.542	0.604	52.6	0.9
Concentrado Zn	56.49	0.45	23.07	0.254	13.032	8.7	18.5
Relave	1422	0.08	3.99	1.138	56.738	38.8	80.6
PRUEBA 3							
Concentrado Pb	16.69	8.1	3.43	1.352	0.572	47.1	0.8
Concentrado Zn	47.23	0.49	24.98	0.231	11.798	8.1	16.7
Relave	1432.8	0.09	4.07	1.290	58.315	44.9	82.5
PRUEBA 4							
Concentrado Pb	13.42	9.7	3.24	1.302	0.435	45.9	0.6
Concentrado Zn	83.25	0.33	35.8	0.275	29.804	9.7	42.0
Relave	1397.5	0.09	2.91	1.258	40.667	44.4	57.4
PRUEBA 5							
Concentrado Pb	13.11	9.01	3.45	1.181	0.452	41.1	0.6
Concentrado Zn	96.24	0.32	34.97	0.308	33.655	10.7	46.9
Relave	1386.4	0.1	2.72	1.386	37.710	48.2	52.5
PRUEBA 6							
Concentrado Pb	12.8	10.54	3.29	1.349	0.421	45.4	0.6
Concentrado Zn	65.9	0.31	30.02	0.204	19.783	6.9	28.2
Relave	1417	0.1	3.53	1.417	50.020	47.7	71.2
Cabeza Calculada	1495.7	0.20	4.70	2.970	70.224	100.0	100.0

IV. ANÁLISIS DEL DISEÑO FACTORIAL 2²

4.1. Ajuste factorial: Recuperación Zn vs. Xantato, CuSO₄

Los resultados que da el software MINITAB, luego de correr el diseño factorial, indican que la ecuación que modela o gobierna la recuperación de zinc en esta etapa rougher, considerando las variables codificadas, se muestran en la Tabla N.º 2.

Tabla N.º 2. Efectos y coeficientes estimados para recuperación Zn

Término	Coef.	Coef. de EE	T	P
Constante	33.44	0.3182	105.08	0.006
Xantato	-1.66	0.3282	-5.22	0.120
CuSO ₄	11.01	0.3282	34.59	0.018
Xantato*CuSO ₄	4.08	0.3182	12.81	0.050
Ct Pt	-15.37	0.5511	-27.88	0.023

% de Recuperación de Zn = 33.44 -1.66 [Z11] + 11.01[CuSO₄] + 4.08 [Z11] [CuSO₄]

4.2. Ajuste factorial: Grado Zn vs. Xantato, CuSO₄

Los valores se obtienen de la columna de coeficientes en la evaluación que arroja el MINITAB (ver hojas de resultados). Mayores detalles, así como el análisis de varianza, se dan en el anexo, al final de este reporte. Y la ecuación que expresa el grado de concentrado en función de las dos variables independientes, Z11 y CuSO₄, es mostrada en la Tabla N.º 3

Tabla N.º 3. Efectos y coeficientes estimados para Grado Zn

Término	Coef.	Coef. de EE	T	P
Constante	31.44	0.2475	127.05	0.005
Xantato	-1.47	0.2475	-5.93	0.106
CuSO ₄	3.94	0.2475	15.93	0.040
Xantato*CuSO ₄	1.05	0.2475	4.25	0.147
Ct Pt	-8.72	0.4287	-20.35	0.031

Grado de concentración de Zn = 31.442 - 1.467[Z11] + 3.942[CuSO₄] + 1.053[Z11][CuSO₄]

Si ambas ecuaciones (1) y (2) se llevan a un gráfico tridimensional, se puede visualizar en la superficie respuesta que la recuperación máxima se obtiene cuando nos ubicamos en un alto nivel de Xantato y alto nivel de Sulfato de cobre (ver hoja de trabajo de Minitab en el anexo). Lo anterior sugiere que si se desea obtener mayor precisión en la maximización de la recuperación, debe programarse un nuevo diseño factorial en rangos de dosificación de Xantato y Sulfato de cobre más altos, por decir, colector Xantato en rango de 11 a 19 g/t y el activador sulfato de cobre en el rango de 300 a 400 g/t. Ver Figura N.º 5.

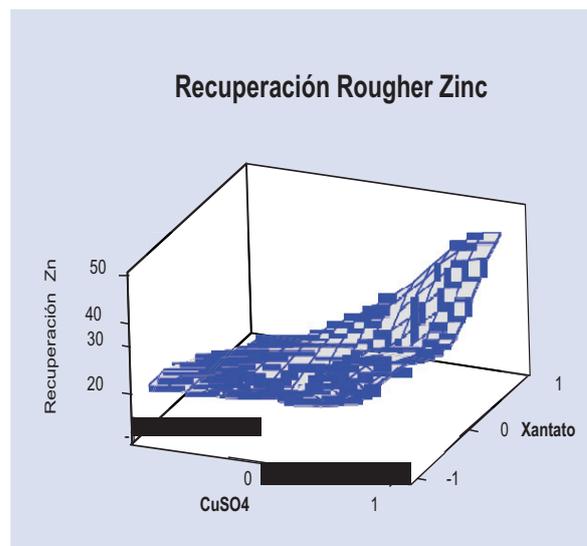


Figura N.º 5. Superficie de Recuperación Zn vs. Xantato, CuSO₄

V. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Los resultados obtenidos de cada una de las pruebas de flotación mostrados en la Tabla N.º 1 nos permiten verter los siguientes comentarios:

La galena PbS de este mineral mostró buena flotabilidad, a pesar que el contenido metálico de plomo o ley de la muestra estuvo en niveles marginales; solo 0.19 % Pb; con lo cual su recuperación es limitada. Sin embargo, el concentrado de plomo mostró un radio de enriquecimiento aceptable, entre 8 a 10.5 % Pb, para este nivel de cabeza ensayado. No obstante, se tiene la percepción y evidencias de que este plomo es dócil y su performance metalúrgica se puede mejorar cuando el contenido de plomo del mineral se eleve significativamente.

La esfalerita/marmatita ZnS mostró un aceptable grado de enriquecimiento, siendo capaz de enriquecerse hasta 35.8 % Zn en una primera flotación Rougher, pero en desmedro de la recuperación, que solo alcanzó 46.86 % Zn. Esta baja recuperación se debe tomar con cuidado ya que parcialmente se podría explicar o justificar por un evidente déficit de colector y activador, sobre todo aquellas que estuvieron en los niveles bajos de aditivos. Sin embargo, no se debe descartar que haya alguna significativa complejidad mineralógica en este componente, que estaría impidiendo la obtención de mejores resultados. Cuando se le dosifica los reactivos mencionados en niveles altos, como en la prueba 5, se observa una evidente mejora en la recuperación, llega a reportar hasta un 46.86 %. La molienda recomendada para este mineral era de 60% bajo malla 200; este nivel fue alcanzado e incluso superado, reportó hasta 65%, considerando la masa que constituyen ambos concentrados obtenidos. No se evidencia que haya habido falta de liberación del sulfuro de zinc, el alto desplazamiento de zinc hacia el relave final se atribuye parcialmente a la falta de colector y/o activador.

El probable exceso de cal en que se pudiese haber incurrido, jugó a favor de obtener una buena ley de concentrado de zinc, pero en contra de la recuperación de este elemento. Las espumas flojas y grandes observadas, eran indicativos

de que había exceso de alcalinidad en el medio, por lo cual la dosificación de cal tuvo que ser detenida para no afectar mucho el proceso. El modelo estadístico obtenido indica que los dos reactivos, principalmente el activador, tienen efectos significativos a determinado intervalo de confianza, sobre las variables recuperación y grado de concentrado. Además, indica que la dosis de activador incide contundente y positivamente en la recuperación, es decir, mayores dosis de sulfato impactan en un incremento en la recuperación. Para el colector es evidente que por más que se adicione xantato, si la esfalerita no está previamente activada, no contribuiría en nada en la recuperación de zinc, llegando en ciertos casos a disminuirla. Esto es válido para el rango de dosificación investigado. Ver Figura N.º 6.

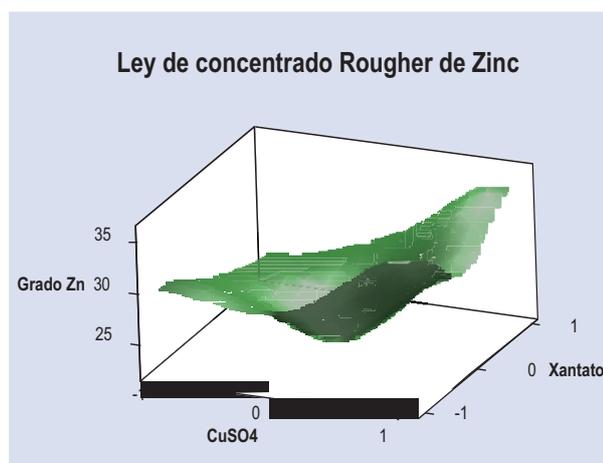


Figura N.º 6. Superficie de grado Zn vs. Xantato, CuSO₄

Lo mismo sucede con el grado de concentrado, en donde se ratifica el efecto relevante del sulfato de cobre y además se observa que la variable colector por tener signo negativo, evidencia que a mayor dosis de xantato habrá un detrimento del grado de concentrado, por lo que se debe tener cuidado en no aumentar indiscriminadamente la dosificación de este reactivo. De acuerdo al análisis de varianza, se observa que las ecuaciones N.º 1 y N.º 2, tanto para la recuperación así como para el grado, presentan un buen ajuste, ya que el coeficiente de determinación es 0.99 (cerca de 1) para ambos casos. Por lo tanto, el modelo ofrece una explicación apropiada de la variabilidad de los valores experimentales contra los valores predichos por los modelos.

Los gráficos de Pareto de efectos estandarizados indican que para la recuperación, la variable de mayor significancia es el sulfato de cobre (variable B), luego le sigue la interacción entre ambos y finalmente el efecto del colector no llega a ser significativo (por ubicarse en el sector izquierdo de la línea vertical roja). Para el caso del grado de concentrado, nuevamente la variable de mayor significancia resulta ser solo el sulfato de cobre, por lo que se debe continuar la experimentación con mayores rangos de dosificación de sulfato. El software estadístico MINITAB, permite calcular la varianza, el modelo matemático y las gráficas para la optimización de cada una de las variables.

VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- Los resultados de los ensayos de flotación evidencian su aplicación al mineral del proyecto Hilarión. La performance metalúrgica proyectada al circuito de plomo es aceptable para la ley de cabeza reportada, mientras que la performance proyectada al circuito de zinc, si bien dejó la sensación de una baja recuperación, evidenció que optimizando las condiciones de flotación, es posible obtener mejores resultados.
- El control del pH es crítico en la flotación y la obtención de los resultados está en función de esta variable.
- De acuerdo a los gráficos de superficie entregados por MINITAB, el punto en que se logra mejor performance es aquel en donde se dosificaron alta dosis de xantato y también alta dosis de sulfato de cobre, indicando que la mejor performance, dentro del rango investigado, está en la parte superior derecha del cuadrado del diseño factorial. Por lo tanto se recomienda hacer otro diseño factorial en otro sector hacia la derecha, pero con niveles de estos dos reactivos en rangos mayores que podrían ser de 11 a 19 g/t de Xantato y de 300 a 400 g/t de sulfato de cobre.
- Las pruebas cumplieron con el objetivo propuesto, de hacer participar a los alumnos de la carrera profesional de Ingeniería Metalúrgica de la UNMSM, directamente en la flotación selectiva del mineral de Hilarión y también, motivar a los estudiantes a usar esta herramienta estadística MINITAB, para optimizar las variables del proceso de flotación, intentando optimizar la dosificación de Xantato y sulfato de cobre.

VII. AGRADECIMIENTOS

A la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, a la Empresa Minera MILPO, en el Marco del Convenio Marco MILPO-UNMSM, a la Escuela de Ingeniería Metalúrgica por el apoyo con sus Laboratorios, a los docentes y alumnos de la mencionada Escuela. Y al Instituto de Investigación IIGEO de las FIGMMG por su apoyo en las coordinaciones y publicación del presente artículo.

VIII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Adam, K., Natarajan, K., & Iwasaki, I. (1984). Grinding media wear and its effect on the flotation of sulfide minerals. *International Journal of Mineral Processing*, 12, 39-54.
2. Casteel, K. (1998). Flotation. *World Mining Equipment*, 22, 6, 47-53.
3. Castro, J. (2005). *Optimización del proceso de flotación de concentrado de zinc en la compañía minera Yauliyacu S.A. mediante diseños experimentales*. Tesis, UNMSM, Lima, Perú.
4. Hadler, K., Greyling, M., Plint, N., Cilliers, J. J., & SI: Froth Flotation. (2012). The effect of froth depth on air recovery and flotation performance. *Minerals Engineering*, 248-253.

5. Informe Técnico interno – MILPO – UNMSM - 2013
6. K.S .Eric Forssberg (1984) *Flotation of Sulphide Minerals* Volume 6, 159-174.
7. Martin, C. (January 01, 1991). Review of the effect of grinding media on flotation of sulphide minerals. *Minerals Engineering*, 4, 2, 121-132.
8. Persson, I. (1994). Review: adsorption of ions and molecules to solid surfaces in connection with flotation of sulphide minerals. *Journal of Coordination Chemistry*, 32, 4, 261-342.
9. Yelloji, R. M. (1990). Effect of electrochemical interactions among sulphide minerals and grinding medium on the flotation of sphalerite and galena. *International Journal of Mineral Processing*, 29, 175-194.