

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Optimización del rendimiento metalúrgico de un proceso de
flotación por espuma mediante diseño de experimento factorial**

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Lucio Fernando Collao Rojas

 [0009-0005-4818-7964](https://orcid.org/0009-0005-4818-7964)

Asesor

Ing. Edgar Fortunato Segura Tumialan

 [0009-0001-9462-5604](https://orcid.org/0009-0001-9462-5604)

LIMA – PERÚ

2024

Citar/How to cite	Collao Rojas [1]
Referencia/Reference	[1] L. Collao Rojas, " <i>Optimización del rendimiento metalúrgico de un proceso de flotación por espuma mediante diseño de experimento factorial</i> " [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2024.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Collao, 2024)
Referencia/Reference	Collao, L. (2024). <i>Optimización del rendimiento metalúrgico de un proceso de flotación por espuma mediante diseño de experimento factorial</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Resumen

El presente trabajo fue desarrollado en las instalaciones de una planta concentradora por flotación de 4200 TMS/día de capacidad que trata un material mineral de zinc con contenido de carbón. Se utilizó 200 kg de muestra representativa de un material mineral que ingresará a la planta concentradora durante los siguientes meses. El material mineral de estudio tiene la siguiente composición química; 6.26% de Zn, 0.85% de Pb, 0.23% de Cu, 46.65 g/t de Ag, 29.97% Fe, 0.18% de ZnOx y 0.20% de PbOx. y una gravedad específica de 3.65.

El estudio se centra en determinar las mejores condiciones de las variables de flotación, pH de la pulpa, granulometría de alimentación, dosis de espumante, dosis de colector, dosis de activador y porcentaje de sólidos en peso de la pulpa, que maximicen el valor económico del proceso de flotación a nivel de laboratorio (optimización). Para determinar el efecto de las variables de flotación de estudio sobre una o varias respuestas se realizó una serie de pruebas estándar de laboratorio (prueba estándar de flotación Rougher-Scavenger, Ro-Scv), cuya estructura sigue un diseño factorial fraccionado. Las variables de respuesta estudiadas son la ley de zinc en el concentrado Ro-Scv, la ley de hierro en el concentrado Ro-Scv y la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv.

Mediante un análisis de varianza se determinó la significancia de los efectos de las variables de estudio y sus interacciones, y mediante una regresión lineal múltiple se desarrollaron los modelos estadísticos para la ley de zinc en el concentrado Ro-Scv, la ley de hierro en el concentrado Ro-Scv y la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv.

Mediante los modelos estadísticos se hicieron 5 simulaciones; SIM 1 (Condiciones actuales de operación), SIM 2 (Máxima recuperación global de Zn), SIM 3 (Máxima ley de Zn en el concentrado final), SIM 4 (Máximo valor económico) y SIM 5 (Máximo valor económico sin modificar la molienda actual). Para todas las simulaciones se considera los mismos resultados metalúrgicos de la flotación de carbón y de la flotación de las etapas de limpieza. Para la etapa de flotación de carbón se consideró una recuperación en peso de 6.97%, y

un desplazamiento de zinc y hierro de 3.51% y 3.79% respectivamente. Para las etapas de limpieza, se consideró una recuperación en peso de 24.25%, y una recuperación de zinc y hierro de 94.86% y 9.26% respectivamente. Considerando estos valores para la etapa de flotación de carbón y las etapas de limpieza se realizó los balances metalúrgicos del circuito global de todas las simulaciones.

La SIM 1 dio un valor económico de 70.7 \$/t tratada, la SIM 2 dio un valor económico de 72.4 \$/t tratada, la SIM 3 dio un valor económico de 72.3 \$/t tratada, la SIM 4 dio un valor económico de 72.7 \$/t tratada y la SIM 5 dio un valor económico de 72.1 \$/t tratada. La SIM 4 que da el mayor valor económico de 72.7 \$/t tratada, implica una molienda más fina del alimento al circuito de flotación, 64% -200M. Sin embargo, debido a que aumentar la fineza de la granulometría de alimentación a un valor de 64% -200M podría causar una disminución del tonelaje tratado, con las condiciones actuales de la planta, la SIM 5 es la opción más conservadora. Comparando la SIM 5 con la SIM 1 (condiciones actuales) se tiene un margen positivo de 1.44 \$/t tratada. Los resultados a nivel de laboratorio fueron llevados a nivel planta, y se evaluó los resultados de una semana bajo las condiciones actuales (SIM 1) y de una semana bajo las condiciones optimizadas (SIM 5), los resultados dieron un valor promedio de 70.8 \$/t tratada para las condiciones actuales y un valor promedio de 72.7 \$/t tratada para las condiciones optimizadas, dando un margen positivo promedio de 1.95 \$/t tratada, lo que equivale \$245,277 de ingreso económico adicional al mes.

Palabras claves — Flotación, diseño factorial fraccionado, modelo estadístico, simulación, optimización.

Abstract

The present work was developed in the facilities of a flotation concentrator plant with a capacity of 4200 DMT/day that treats a zinc ore with carbon content. 200 kg of ore representative sample is used that will enter the concentrator plant during the following months. The ore of study has the following chemical composition; 6.26% Zn, 0.85% Pb, 0.23% Cu, 46.65 g/t Ag, 29.97% Fe, 0.18% ZnOx and 0.20% PbOx. and a specific gravity of 3.65.

The study focuses on determining the best conditions for the flotation variables, pulp pH, feed granulometry, frother dose, collector dose, activator dose and percentage of solids by weight of the pulp, which maximize the economic value of the flotation process at the laboratory level (optimization). To determine the effect of the study flotation variables on one or more responses, a series of standard laboratory tests were performed (Rougher-Scavenger, Ro-Scv, standard flotation test), which follows the structure of a fractional factorial design. The response variables studied are the zinc grade in the Ro-Scv concentrate, the iron grade in the Ro-Scv concentrate and the zinc recovery in the Ro-Scv flotation.

Through a variance analysis, the significance of the effects of the study variables and their interactions was determined, and through multiple linear regression, the statistical models were developed for the zinc grade in the Ro-Scv concentrate, the iron grade in the Ro-Scv concentrate and zinc recovery in the Ro-Scv flotation.

Using the statistical models, 5 simulations were made; SIM 1 (Current operating conditions), SIM 2 (Maximum overall recovery of Zn), SIM 3 (Maximum Zn grade of final concentrated), SIM 4 (Maximum economic value) and SIM 5 (Maximum economic value without modifying the current grinding). For all simulations, the same metallurgical results of the carbon flotation and the flotation of the cleaning stages are considered. For the carbon flotation stage, a weight recovery of 6.97%, and a zinc and iron displacement of 3.51 % and 3.79% respectively was considered. For the cleaning stages, a weight recovery

of 24.25%, and a recovery of zinc and iron of 94.86% and 9.26% respectively was considered. Considering these values for the carbon flotation stage and the cleaning stages, the metallurgical balances of the global circuit were carried out of all simulations. SIM 1 gave an economic value of 70.7 \$/t treated, SIM 2 gave an economic value of 72.4 \$/t treated, SIM 3 gave an economic value of 72.3 \$/t treated, SIM 4 gave an economic value of 72.7 \$/t treated and SIM 5 gave an economic value of 72.1 \$/t treated. SIM 4, which gives the highest economic value of 72.7 \$/t treated, implies a finer grinding of the feed to the flotation circuit, 64% -200M. However, because increasing the fineness of the feed granulometry to a value of 64% -200M could cause a decrease in the treated tonnage, with the current plant conditions, SIM 5 is the most conservative option. Comparing SIM 5 with SIM 1 (current conditions) there is a positive margin of 1.44 \$/t treated. The results at the laboratory level were taken to the plant level, and the results of one week under the current conditions (SIM 1) and one week under the optimized conditions (SIM 5) were evaluated, the results gave an average value of 70.8 \$ /t treated for current conditions and an average value of 72.7 \$/t treated for optimized conditions, giving an average positive margin of 1.95 \$/t treated, which is equivalent to \$245,277 of additional economic income per month.

Keywords — Flotation, fractional factorial design, statistical model, simulation, optimization.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	iii
Abstract	v
Introducción	xiv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades.....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	2
1.3 Objetivos del Estudio.....	4
1.3.1 Objetivo General	4
1.3.2 Objetivos Específicos	4
1.4 Antecedentes Investigativos.....	5
1.4.1 Antecedentes Internacionales	5
1.4.2 Antecedentes Nacionales.....	7
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual	10
2.1 Marco teórico	10
2.1.1 Procesamiento de Minerales.....	10
2.1.2 Técnicas de separación o concentración de minerales	11
2.1.3 Flotación por Espuma	12
2.1.4 Variables que afectan el proceso de flotación	18
2.1.5 Colector.....	25
2.1.6 Espumante.....	35
2.1.7 Activador	43
2.1.8 Potencial de pulpa.....	46
2.1.9 Medidas utilizadas en un proceso de separación	49
2.1.10 Proceso.....	50
2.1.11 Diseños de experimentos	50
2.1.12 Diseños factoriales	53

2.1.13	Análisis de Varianza	54
2.1.14	Regresión lineal múltiple	56
2.2	Marco Conceptual	57
2.2.1	Material Mineral.....	57
2.2.2	Mineral	58
2.2.3	%-200M.....	58
2.2.4	Agua fresca.....	58
2.2.5	Agua de proceso	58
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación		59
3.1	Descripción del circuito de flotación de estudio	59
3.2	Recopilación de información del proceso de flotación de estudio	62
3.2.1	Composición química y mineralógica del material mineral alimentado al circuito de flotación	62
3.2.2	Tonelaje y granulometría de alimentación al circuito de flotación	65
3.2.3	Reactivos, dosificación de reactivos y pH en el circuito de flotación.....	66
3.2.4	Recuperación, ratio de concentración y calidad del concentrado final	67
3.2.5	Análisis de la Recuperación por Etapas del Proceso de Flotación	70
3.3	Procedimiento experimental	73
3.3.1	Preparación de muestra	73
3.3.2	Prueba de moliendabilidad	75
3.3.3	Pruebas de flotación.....	77
3.4	Modelamiento estadístico de resultados metalúrgicos.....	84
3.4.1	Análisis de varianza	84
3.4.2	Regresión lineal múltiple	88
3.5	Simulación de resultados metalúrgicos	97
3.6	Resultados metalúrgicos a nivel planta industrial	101
Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados		104
4.1	Efectos de las variables de flotación sobre las respuestas estudiadas.....	104

4.2	Modelos estadísticos.....	106
4.3	Simulaciones de resultados metalúrgicos.....	107
4.4	Resultados a nivel planta industrial	107
	Conclusiones	109
	Recomendaciones	111
	Referencias bibliográficas.....	113
	Anexos	115

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Recuperaciones en peso, finos de zinc y finos de hierro por etapas	71
Tabla 2: Niveles de las variables de flotación estudiados	81
Tabla 3: Variables que deben permanecer constantes en todas las pruebas experimentales	82
Tabla 4: Diseño factorial fraccionado	83
Tabla 5: Corridas experimentales con sus respectivos resultados metalúrgicos	84
Tabla 6: Análisis de varianza de la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv.....	85
Tabla 7: Análisis de varianza de la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv.....	86
Tabla 8: Análisis de varianza de la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv.....	87
Tabla 9: Modelo estadístico para la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv	88
Tabla 10: Análisis de varianza del modelo para la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv .	88
Tabla 11: Modelo estadístico para la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv	91
Tabla 12: Análisis de varianza del modelo para la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv .	91
Tabla 13: Modelo estadístico para la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv.....	94
Tabla 14: Análisis de varianza del modelo para la recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv.....	94
Tabla 15: Simulación 1. Condiciones operativas actuales.....	98
Tabla 16: Simulación 2. Maximizando la recuperación global de zinc	98
Tabla 17: Simulación 3. Maximizando el grado de Zn en el concentrado final.....	99
Tabla 18: Simulación 4. Maximizando el valor económico	99
Tabla 19: Simulación 5. Maximizando el valor económico sin modificar la molienda actual.....	100
Tabla 20: Resultados metalúrgicos promedio de una semana bajo condiciones actuales de operación.....	101
Tabla 21: Resultados metalúrgicos promedio de una semana bajo las condiciones optimizadas	102

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Declive de las leyes de Cu en los yacimientos actuales.....	3
Figura 2: Representación gráfica del procesamiento de minerales	10
Figura 3: Rango de tamaño de partícula para las diferentes técnicas de separación de minerales	12
Figura 4: Representación gráfica del proceso de flotación en una celda de flotación.....	14
Figura 5: Representación esquemática del proceso de flotación	15
Figura 6: Representación esquemática de la recuperación en el proceso de flotación....	16
Figura 7: Representación gráfica de un mineral valioso contenido en una matriz de ganga	19
Figura 8: Representación gráfica de un material mineral molido	19
Figura 9: Grado de liberación vs la relación Tamaño de partícula / Tamaño de grano	20
Figura 10: Representación esquemática de la adsorción del colector	26
Figura 11: Clasificación de los colectores iónicos	26
Figura 12: Oxidación parcial de un mineral sulfurado sumergido en agua	29
Figura 13: Posible mecanismo de adsorción de un colector sulfhídrico en un mineral sulfurado.....	30
Figura 14: Modelo electroquímico de una partícula de mineral sulfurado sumergido en agua, con sitios anódicos y catódicos	30
Figura 15: Diagrama densidad de corriente vs potencial electroquímico de un mineral sulfurado en agua	31
Figura 16: Reacciones en la adsorción de xantato en la galena	32
Figura 17: Diagrama corriente vs potencial de la adsorción de xantato en galena	33
Figura 18: Resultado de la adsorción de xantato en la galena	34
Figura 19: Efecto de una baja concentración de oxígeno disuelto o un aumento de pH sobre la adsorción de xantato sobre la superficie de galena.....	35
Figura 20: Representación esquemática de la absorción de una molécula de espumante .	36

Figura 21: Cambio de la distribución de tamaño de burbujas, D_b , con el aumento de la concentración de espumante	38
Figura 22: Gráfico del Diámetro de burbuja D_{32} versus Concentración de espumante, realizado con la información de la Figura 21	39
Figura 23: Flotación de galena (Pb) a partir de una muestra mineral de la mina Brunswick de Cu-Pb-Zn que ilustra el efecto del potencial de la pulpa	47
Figura 24: Representación del contacto galvánico para el sistema de pirita-galena-acero dulce	47
Figura 25: Representación esquemática de un proceso	50
Figura 26: Factores controlables y no controlables en un proceso	51
Figura 27: Resultados del ejemplo aplicativo de un análisis de varianza	55
Figura 28: Diagrama de flujo del circuito de flotación de la planta concentradora	62
Figura 29: Leyes de Zn en la alimentación al proceso de flotación, %ZnOx, %ZnSulf y %ZnT (zinc oxidado, zinc sulfurado y zinc total)	63
Figura 30: Leyes de Pb en la alimentación al proceso de flotación, %PbOx, %PbSulf y %PbT (plomo oxidado, plomo sulfurado y plomo total)	63
Figura 31: Leyes de Cu en la alimentación al proceso de flotación	63
Figura 32: Leyes de Ag en la alimentación al proceso de flotación	64
Figura 33: Leyes de Fe en la alimentación al proceso de flotación	64
Figura 34: %ZnOx/ZnT en la alimentación al proceso de flotación	64
Figura 35: Composición mineralógica de la alimentación al proceso de flotación	65
Figura 36: Tonelaje de alimentación al proceso de flotación en TMS/h	66
Figura 37: Granulometría de alimentación al proceso de flotación	66
Figura 38: Dosificación de reactivos utilizados en el circuito de flotación de estudio	67
Figura 39: %Zn en el producto final del proceso de flotación	68
Figura 40: %Pb en el producto final del proceso de flotación	68
Figura 41: %Cu en el producto final del proceso de flotación	68
Figura 42: g/t Ag en el producto final del proceso de flotación	69

Figura 43: %Fe en el producto final del proceso de flotación	69
Figura 44: %Recuperación de Zn del proceso de flotación	69
Figura 45: Razón de concentración del proceso de flotación	70
Figura 46: Análisis de sensibilidad de la recuperación del circuito de flotación	72
Figura 47: Esquema de reducción de tamaño de muestra en laboratorio metalúrgico	74
Figura 48: Esquema de homogenizado y división de muestra en laboratorio metalúrgico.....	74
Figura 49: Curvas granulométricas de la prueba de moliendabilidad	77
Figura 50: Curva ajustada del %-200M vs Tiempo de molienda de la prueba de moliendabilidad.....	77
Figura 51: Prueba estándar de flotación rougher-scavenger de laboratorio	80
Figura 52: Gráficos de residuos del modelo ley de Zn en el concentrado Ro-Scv.....	89
Figura 53: Gráficos de efectos principales del modelo ley de Zn en el concentrado Ro-Scv.....	89
Figura 54: Gráficos de interacciones del modelo ley de Zn en el concentrado Ro-Scv ...	90
Figura 55: Gráficos de residuos del modelo ley de Fe en el concentrado Ro-Scv.....	92
Figura 56: Gráficos de efectos principales del modelo ley de Fe en el concentrado Ro-Scv.....	92
Figura 57: Gráficos de interacciones del modelo ley de Fe en el concentrado Ro-Scv ...	93
Figura 58: Gráficos de residuos del modelo recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv .	95
Figura 59: Gráficos de efectos principales del modelo recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv.....	95
Figura 60: Gráfico de interacciones del modelo recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv.....	96
Figura 61: Gráfico comparativo del valor económico de las simulaciones realizadas....	100
Figura 62: Gráfico comparativo del valor económico de las condiciones actuales y optimizadas a nivel planta.....	102

Introducción

La flotación por espuma (o simplemente flotación) es un proceso de separación de minerales que explota las diferencias, naturales o inducidas, de las propiedades superficiales de los minerales (propiedad hidrofílica y propiedad hidrofóbica). Si la superficie de un mineral tiene propiedad hidrofóbica tiene afinidad por el aire y repelencia por el agua. Una partícula de un mineral con superficie hidrofóbica sumergido en un medio acuoso cuando entra en contacto con burbujas de aire tiende a adherirse a las burbujas y el conglomerado partícula-burbuja debido a su menor densidad respecto al medio circundante tiende a ascender hacia la superficie, lo que denominamos flotación de las partículas de mineral. Las partículas de mineral de superficie hidrofílica tienen gran afinidad por el agua y se hidratan fácilmente, la capa hidratada no permite que la partícula de mineral se adhiera a las burbujas de aire, por lo tanto, no flotan. El proceso de flotación involucra tres fases; sólido, agua y aire, donde el sólido es el material mineral y combinado con el agua forman una pulpa de material mineral. El proceso de flotación se lleva a cabo en una máquina denominada celda de flotación el cuál agita la pulpa de material mineral e introduce burbujas de aire desde la parte inferior de la celda. La celda de flotación al agitar la pulpa proporciona suficiente turbulencia en la pulpa para promover dispersión y la colisión de partículas y burbujas. El proceso de flotación es complejo e involucra la interacción de una gran cantidad de variables químicas y físicas. Las variables químicas tienen como objetivo controlar la transición entre el estado hidrofílico y el hidrofóbico, estos comprenden el tipo y dosis de reactivos, el pH y el potencial redox (ORP) de la pulpa. Las variables físicas incluyen las que resultan de las propiedades del material mineral, como el tamaño de partícula, el grado de liberación de los minerales, la densidad de la pulpa, etc, y los factores derivados de la máquina, como el diseño de la celda de flotación, el flujo de aire y el grado de agitación de la pulpa (que crean las condiciones hidrodinámicas en la celda).

Debido a las bajas leyes de los yacimientos actuales, los crecientes costos operativos y las fluctuaciones de los precios de los metales, y entre otros desafíos, las empresas mineras están continuamente optimizando sus procesos. Existen muchos enfoques para optimizar un proceso. La optimización mediante experimentación en laboratorio resulta de mucha utilidad por su aplicación relativamente simple. El proceso de flotación por espuma tiene muchas variables que afectan el rendimiento del proceso, y muchas de estas variables presentan interacciones entre ellas, por lo que es muy difícil evaluar las contribuciones individuales de cada variable sobre los resultados del proceso. Esto lleva a la necesidad de un enfoque holístico en la evaluación de los efectos de las variables que afectan el rendimiento del proceso de flotación. La experimentación en laboratorio siguiendo un esquema adecuado de corridas experimentales, por ejemplo, un diseño de experimentos, DOE, en particular un diseño factorial, ofrece un enfoque holístico para evaluar los efectos individuales e interacciones de las variables que afectan el rendimiento del proceso de flotación, esto permite modelar el proceso y determinar las condiciones óptimas de las variables que optimicen el proceso.

El diseño de experimentos (DOE) es un enfoque estadístico que permite realizar experimentos de manera eficiente y económica. El diseño de experimentos permite determinar el efecto de un conjunto de variables independientes (o variables de entrada) sobre una o varias variables de respuesta (o variables dependientes) de un proceso. El conocimiento de esta relación, variables de entrada – variables de respuesta, nos da un conocimiento más amplio del proceso, y permite generar modelos estadísticos adecuados que expliquen las variables de respuesta en función de las variables de entrada. Los modelos estadísticos permiten predecir y optimizar resultados de un proceso.

Los diseños factoriales son un grupo de diseños utilizados ampliamente en experimentos que incluyen varias variables independientes, para estudiar los efectos que pueden tener estas variables o sus interacciones sobre una o más respuestas. Por diseño factorial completo se entiende que en el experimento se investigan todas las combinaciones posibles de las variables y niveles (valores que toma la variable). Cuando

se van a estudiar muchos factores por lo general se utilizan los diseños factoriales fraccionados de 2 niveles, que son diseños con un número de corridas experimentales que es la mitad, un cuarto o un octavo del número de corridas de un diseño factorial completo. Los diseños factoriales fraccionados son muy útiles en la etapa de cribado o selección de variables (determinar las variables independientes más significativas que afectan la respuesta), y en las etapas de caracterización y optimización (desarrollar un modelo estadístico de la respuesta en función de las variables independientes y encontrar el tratamiento que optimice la respuesta).

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

El proceso de flotación por espuma es un proceso de separación o concentración de minerales cuyos resultados metalúrgicos depende de un gran número de variables, y muchas de estas variables presentan interacciones entre ellas, por lo que es muy difícil evaluar las contribuciones individuales de cada variable sobre los resultados del proceso. La experimentación en laboratorio, cuya estructura de pruebas o corridas experimentales sigue un diseño factorial ofrece un enfoque holístico para evaluar los efectos individuales e interacciones de las variables que afectan los resultados metalúrgicos del proceso de flotación. El conocimiento de esta relación, variables de flotación – resultados metalúrgicos, proporciona un conocimiento más amplio del proceso, y permite generar modelos estadísticos adecuados que expliquen los resultados metalúrgicos en función de las variables de flotación. Los modelos estadísticos permiten predecir y optimizar resultados metalúrgicos del proceso de flotación.

Las plantas concentradoras por flotación normalmente tienen pruebas de flotación estándar de laboratorio para fines comparativos con los resultados a nivel industrial, o para fines de investigación metalúrgica para mejorar el proceso de flotación. Como la recuperación del mineral valioso se da principalmente en las etapas de flotación rougher y scavenger (Ro-Scv), las pruebas de flotación rougher-scavenger estándar son prácticas y útiles para estudiar el rendimiento de un proceso de flotación.

Las pruebas de flotación rougher-scavenger estándar de laboratorio, con una estructura de experimentación de un diseño factorial fraccionado $\frac{1}{2}$ para 2 niveles, permite estudiar los efectos de varias variables de flotación sobre la ley de zinc en el concentrado Ro-Scv, la ley de fierro en el concentrado Ro-Scv y la recuperación zinc en la flotación Ro-Scv, y desarrollar modelos estadísticos que permitan simular los resultados metalúrgicos de la flotación Ro-Scv, dentro del rango de estudio de las variables de flotación estudiadas.

Los resultados metalúrgicos simulados de la flotación Ro-Scv, junto con el conocimiento del rendimiento metalúrgico de las demás etapas de flotación permite simular el balance metalúrgico del proceso de flotación global, el cual será únicamente afectado solo por el rendimiento metalúrgico de las etapas de flotación rougher y scavenger.

El modelamiento estadístico de la flotación Ro-Scv y la simulación del balance metalúrgico del proceso de flotación global permite determinar las mejores condiciones de las variables de flotación estudiadas que maximicen el valor económico del concentrado obtenido, es decir, optimizar el proceso de flotación.

En la valorización del concentrado obtenido mediante simulación se deberá considerar los costos operativos que involucra las condiciones de operación de las variables estudiadas. Un margen positivo del valor económico con las condiciones optimizadas con respecto a las condiciones actuales incentivará a evaluar las condiciones optimizadas a nivel industrial.

1.2 Descripción del problema de investigación

Aunque el proceso de flotación por espuma es una técnica de separación o concentración muy versátil su mayor aplicación está en la industria minera, donde es ampliamente utilizado para recuperar diversos tipos de minerales, principalmente minerales sulfurados de cobre, plomo, zinc, níquel y minerales con contenido de oro y plata. Entre las distintas técnicas de separación o concentración de minerales el proceso de flotación por espuma es sin duda la más importante ya que ha permitido la explotación de yacimientos minerales complejos y de baja ley que, de otro modo, se habrían considerado antieconómicos.

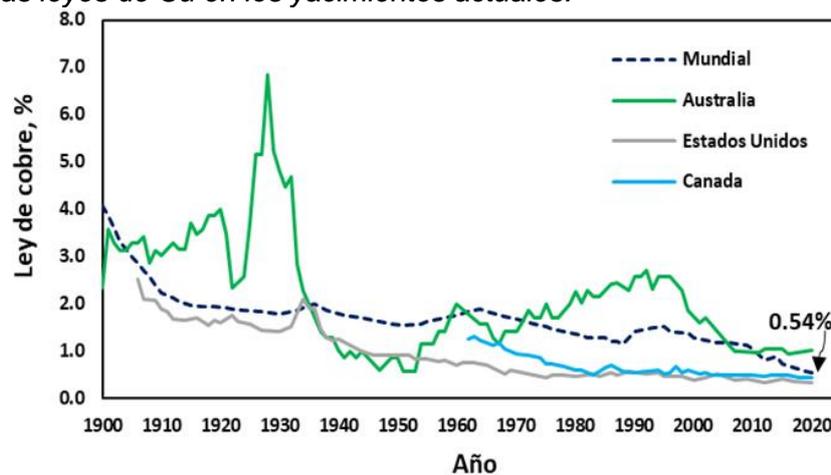
La flotación por espuma se utiliza para separar los minerales que contienen los metales de interés económico (mineral valioso) de los demás minerales (minerales de ganga), donde previamente los minerales valiosos tienen que ser liberados de los minerales de ganga mediante la reducción de tamaño del material mineral que contiene todas las especies mineralógicas. Del proceso de flotación se obtienen dos productos, que son el concentrado y el relave. El concentrado es la porción que contiene casi todos los

minerales de valor económico y tiene una alta concentración del metal de interés, es el producto comerciable. El relave está constituido casi en su totalidad de minerales de ganga.

En la actualidad los yacimientos que se encuentran tienen leyes de cabeza que son cada vez más bajas (ver Figura 1), por lo que la flotación por espuma como proceso de separación de minerales se ha vuelto un proceso muy relevante en la industria minera actual. Al ser un proceso ampliamente utilizado e importante en la industria minera viene siendo constantemente estudiado para innovar el proceso mediante nuevas tecnologías de equipos, reactivos, control de proceso, u otros que permitan mejorar la eficacia y eficiencia del proceso (Andrew L. Mular et al., 2002).

Figura 1

Declive de las leyes de Cu en los yacimientos actuales.



Fuente: Dr. Chris Pigram /2018/ The New Mineral Exploration Cooperative Research Center.

Debido a las bajas leyes de los yacimientos, los crecientes costos operativos y las fluctuaciones de los precios de los metales, y entre otros desafíos, las empresas mineras están continuamente optimizando sus procesos para lograr una mayor competitividad en el mercado de metales (Barry A. Wills, 2016). La eficiencia de una empresa depende de sus procesos por lo que la optimización de estos les permite reducir sus costos operativos e incrementar sus ingresos.

Existen muchos enfoques para optimizar un proceso. Algunos de los enfoques son; automatización del proceso, control experto del proceso, experimentación a escala

laboratorio, etc. La optimización mediante experimentación en laboratorio resulta de mucha utilidad por su aplicación relativamente simple.

El proceso de flotación por espuma tiene muchas variables que afectan el rendimiento del proceso, y muchas de estas variables presentan interacciones entre ellas, por lo que es muy difícil evaluar las contribuciones individuales de cada variable. Esto lleva a la necesidad de un enfoque holístico en la evaluación de los efectos de las variables que afectan el rendimiento del proceso de flotación. La experimentación en laboratorio siguiendo un esquema adecuado de corridas experimentales, es decir, un diseño de experimentos, DOE, en particular un diseño factorial ofrece un enfoque holístico para evaluar los efectos individuales e interacciones de las variables que afectan el rendimiento del proceso de flotación, esto permite modelar el proceso y determinar las condiciones óptimas de las variables que optimicen el proceso.

El Perú como parte de sus exportaciones mineras, incluye las exportaciones de concentrados de metales, siendo el concentrado de cobre, zinc, plomo y molibdeno los principales concentrados exportados, los cuales fueron obtenidos, en casi su totalidad, mediante un proceso de flotación (Ministerio de Energía y Minas del Perú). Las empresas mineras en el Perú, y en este caso particular, aquellas cuyo producto final son concentrados metálicos obtenidos mediante un proceso de flotación, ven la optimización de sus procesos como un plan estratégico para el crecimiento de su organización.

1.3 Objetivos del Estudio

1.3.1 Objetivo General

Optimizar un proceso de flotación por espumas mediante experimentación en laboratorio siguiendo un esquema experimental de un diseño factorial.

1.3.2 Objetivos Específicos

Determinar los efectos principales y de interacciones de las variables de flotación de estudio y determinar la significancia estadística de los efectos sobre la ley de zinc en el concentrado Ro-Scv, sobre la ley de fierro en el concentrado Ro-Scv, y sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv.

Realizar un modelo estadístico, en función de las variables de flotación estudiadas, de la ley de zinc en el concentrado Ro-Scv, de la ley de hierro en el concentrado Ro-Scv y de la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv.

Simular resultados metalúrgicos con los modelos estadísticos desarrollados, y determinar la mejor condición favorable.

1.4 Antecedentes Investigativos

1.4.1 Antecedentes Internacionales

M. Kostović et al., (Serbia – 2014), en el artículo “Factorial Design of Selective Flotation of Chalcopyrite from Copper Sulfides”; en su estudio utilizan el diseño de experimentos factorial para estudiar los efectos de las variables; pH de la pulpa, granulometría de alimentación, tipo de colector y dosis de colector sobre la eficiencia de flotación de un mineral de cobre con moderado contenido de pirita. Realizaron su investigación a nivel de laboratorio donde las corridas experimentales fueron llevadas a cabo según un diseño factorial fraccionado 1/2 de 2 niveles con 3 factores, para 3 tipos de colectores.

En las corridas experimentales sus variables independientes de estudio fueron el pH de la pulpa, granulometría de alimentación, tipo y dosis de colector y la respuesta fue la recuperación de cobre en la etapa rougher, las demás variables que afectan el proceso de flotación lo mantuvieron constantes y trabajaron con la misma calidad del material mineral en todas las corridas experimentales.

Determinaron que el efecto del pH y la granulometría de alimentación sobre la recuperación de cobre es positivo independientemente del tipo de colector. El efecto del colector sobre la recuperación de cobre depende del tipo de colector, considerado como el mejor colector aquel cuyo efecto es positivo y de mayor valor.

T. M. Moimane et al., (Sudáfrica – 2016), en el artículo “Investigation of the interactive effects of the reagent suite in froth flotation of a Merensky ore”; estudian los efectos de los reactivos y la calidad del agua sobre el rendimiento del proceso de flotación de minerales de níquel y minerales del grupo del platino utilizando un enfoque de diseños

de experimentos factoriales. Su investigación se realizó a nivel de laboratorio donde las corridas experimentales fueron llevadas a cabo según un diseño factorial completo de 2 niveles con 4 factores.

En las corridas experimentales las variables independientes consideradas para su estudio fueron la dosis de colector, la dosis de depresor, la dosis de espumante y la calidad del agua representada por su fuerza iónica y las respuestas fueron la recuperación de agua, la recuperación de sólido, la recuperación de níquel y la recuperación de cobre. Las demás variables que afectan el proceso de flotación lo mantuvieron constantes y trabajaron con la misma calidad del material mineral en todas las corridas experimentales. La recuperación de cobre fue un indicador de la recuperación de metales del grupo del platino debido a la fuerte asociación entre la calcopirita y los minerales del grupo del platino en este material en particular.

Concluyeron que el aumento de la fuerza iónica del agua aumenta las recuperaciones y su efecto en la disminución de la ley del concentrado es mínimo; por lo tanto, la práctica de reutilización del agua no debería imponer ningún impacto adverso durante el proceso de flotación. También observaron que la dosis de espumante tiene un mayor efecto sobre la recuperación que la dosis del colector.

A. Alouani et al., (USA – 2017), en el artículo “Optimization of Flotation Reagents’ Specific Consumption by Modeling During Mineral Enrichment”; centran su estudio en determinar los efectos y sus posibles interacciones de 3 reactivos sobre la eficiencia de un proceso de flotación mediante pruebas experimentales de laboratorio, donde el diseño para las pruebas es un diseño de experimento factorial completo de 2 niveles para 3 factores. El diseño de experimentos les ha permitido estudiar los efectos principales y los efectos de las posibles interacciones de los reactivos sobre una respuesta del proceso de flotación. En las corridas experimentales las variables independientes de su estudio son las dosificaciones de los reactivos de flotación R1 (g/t), R2 (g/t) y R3 (g/t) y la respuesta es la eficiencia del proceso de flotación (recuperación, grado del concentrado o índice de separación), las demás variables que afectan el proceso de flotación lo mantuvieron

constantes y trabajaron con la misma calidad del material mineral en todas las corridas experimentales.

Determinaron el grado de significancia de los efectos e interacciones de las 3 variables de estudio y desarrollaron el mejor modelo estadístico que explique la eficiencia del proceso en función de las 3 variables. Con el modelo escogido adecuadamente determinaron las mejores condiciones de dosificación de los reactivos que permitió maximizar la eficiencia del proceso de flotación.

1.4.2 Antecedentes Nacionales

Miguel Ricardo Valdivia Chalco (Perú – 2014), en su tesis “Optimización del Proceso de Recuperación de Estaño del Relave depositado en los bofedales 2 y 2.5 – MINSUR, mediante la Aplicación de Diseños Experimentales”; centra su estudio en maximizar la recuperación de estaño (Sn) por flotación en una planta piloto de relaves de la Unidad Minera San Rafael. La metodología utilizada para maximizar la recuperación de estaño por flotación es el diseño de experimentos (DOE) cuyas corridas experimentales se llevaron a cabo a nivel de laboratorio. El material mineral de su estudio es un relave almacenado en los bofedales 2 y 2.5 de la Unidad Minera San Rafael, cuya ley promedio de estaño es de 0.85% mientras que el contenido de fierro es de 38.4%. El material mineral contiene minerales oxidados de estaño, principalmente casiterita (SnO_2), pirita (FeS_2), magnetita (Fe_3O_4), hematita (Fe_2O_3) y ganga de cuarzo, feldespato, moscovita. En el material mineral de su estudio los minerales de estaño se encuentran muy asociado a ganga cuarcífera, por lo que en la planta piloto realizan la liberación de estos minerales mediante una molienda ultrafina en un equipo Isamill.

Su estudio se llevó a cabo en 3 etapas. En la primera etapa las corridas experimentales fueron llevadas a cabo según un diseño factorial fraccionado de 2 niveles, 2^{k-1} , para 6 factores ($k = 6$), con el objetivo de evaluar el nivel de significancia del efecto de estos factores sobre la recuperación de estaño en el proceso de flotación. Los factores que estudiaron fueron; la granulometría (%pasante a la malla 400 de la serie Tyler), el pH de la pulpa, la dosificación del colector Z-11, la dosificación del colector AP-84, la

dosificación de espumante y la velocidad de agitación de la celda. Encontraron que las variables de efectos más significativos sobre la recuperación de estaño fueron la granulometría y la agitación de la celda. En la segunda etapa añadieron corridas experimentales centrales para determinar si un modelo lineal es suficiente para explicar la respuesta dentro del rango establecido de las variables.

La tercera etapa de la experimentación lo realizaron según un diseño hexagonal para las variables de mayor significancia determinadas en la primera y segunda etapa. La tercera etapa lo realizaron con el objetivo de encontrar las condiciones de granulometría y agitación de la celda que maximicen la recuperación de estaño en el proceso de flotación.

José Roberto Apaza Choqueluque (Perú – 2020), en su tesis “Modelamiento y Optimización en el Proceso de Concentración de Minerales, Flotación de cobre de la Concesión Minera MESA FRANCA”; centra su estudio en mejorar la recuperación de cobre y la calidad del concentrado de un proceso de flotación que trata un material mineral de sulfuros de cobre con alto contenido de fierro. La metodología utilizada para mejorar el proceso de flotación es el diseño de experimentos (DOE) cuyas corridas experimentales se llevaron a cabo a nivel de laboratorio.

En su estudio en una primera etapa la experimentación se llevó a cabo según un diseño factorial fraccionado de 2 niveles para 4 factores con el objetivo de estudiar el efecto de las variables; granulometría, pH de operación, dosis de colector y densidad de la pulpa, sobre la recuperación de cobre y de la calidad del concentrado. En esta etapa de estudio determino que las variables de mayor significancia estadística son el pH de operación y la granulometría.

En una segunda etapa de su estudio la experimentación lo llevo a cabo según un diseño hexagonal para las variables de mayor significancia determinadas en la primera etapa. Su objetivo con esta etapa fue determinar las condiciones de pH y granulometría que optimicen el proceso de flotación.

Vidal Sixto Aramburú Rojas et al., (Perú – 2022), en el artículo “Modelo Matemático para la Recuperación de Oro y Zinc mediante el Proceso de Flotación a partir de Minerales

Sulfurados de Zinc Marmatítico en la Provincia de Casma – Ancash”; centran su estudio en maximizar la recuperación de zinc y oro de un proceso de flotación que trata un material mineral de sulfuro de zinc marmatítico asociado a oro. La metodología que utilizó para maximizar la recuperación del proceso de flotación es el diseño de experimentos (DOE) cuyas corridas experimentales lo llevaron a cabo a nivel de laboratorio.

La experimentación lo llevó a cabo según un diseño factorial completo de 2 niveles para 3 factores y 2 réplicas con el objetivo de estudiar el efecto de las variables; dosis de activador sulfato de cobre CuSO_4 , dosis de colector AR 3418 y dosis de colector AR 1242, sobre la recuperación de zinc y oro. Determinaron que las variables de mayor significancia estadística son el activador sulfato de cobre y el colector AR 1242.

Desarrollaron el mejor modelo estadístico para la recuperación de zinc y el mejor modelo para la recuperación de oro. Según los modelos determinaron las dosificaciones de activador y colector que maximicen la recuperación de zinc y oro.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

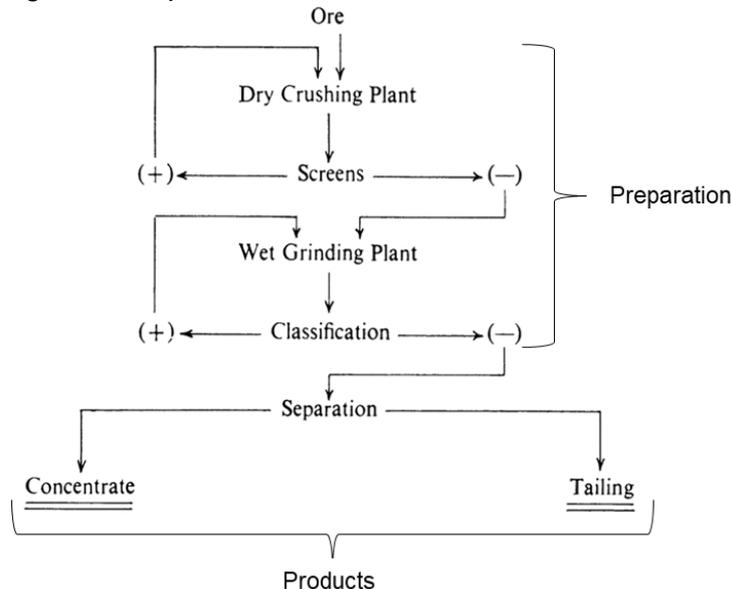
2.1 Marco teórico

2.1.1 *Procesamiento de Minerales*

Edmund James Pryor, (1985), en el libro “Mineral Processing”; el procesamiento de minerales es el tratamiento del material mineral, extraído desde las labores mineras, mediante un conjunto de operaciones físico-mecánicas de reducción y clasificación de tamaños y procesos de separación de minerales (también llamados procesos de concentración), con el fin de producir una porción enriquecida denominado concentrado el cual contiene la mayor proporción de los minerales que contienen el metal de valor económico, y una porción de descarte denominado relave el cual contiene a la gran mayoría de los minerales que no tienen valor económico (minerales de ganga). La Figura 2 muestra una representación gráfica del procesamiento de minerales.

Figura 2

Representación gráfica del procesamiento de minerales.



Fuente: Edmund James Pryor /1985/ Mineral Processing.

En resumen, el procesamiento de minerales comienza con la liberación de los minerales valiosos de los minerales de ganga por medio de una serie de operaciones de reducción y clasificación de tamaños (preparación del material mineral) para luego separar los minerales valiosos de los que no tienen valor económico mediante alguna técnica de

separación de minerales, y finalmente obtener un concentrado comerciable que contiene el metal de valor económico y un relave sin valor.

Las dos operaciones fundamentales en el procesamiento de minerales son, por lo tanto, la liberación, liberar los minerales valiosos de los minerales de ganga, y la separación o concentración, separar los minerales valiosos de los minerales de ganga

2.1.2 Técnicas de separación o concentración de minerales

Barry A. Wills, (2016), en el libro “Wills’ Mineral Processing Technology”; las técnicas de separación o concentración de minerales, parte central del procesamiento de minerales, tiene como objetivo separar los minerales que contienen los metales de interés de los minerales de ganga, para ello los minerales valiosos deberán estar previamente liberados de los minerales de ganga.

La separación de minerales es posible debido a las diferencias de las propiedades físicas de los diferentes minerales. Las propiedades físicas más importantes que se utilizan para separar o concentrar minerales son; el color, la densidad, la susceptibilidad magnética, la conductividad eléctrica y la hidrofobicidad superficial.

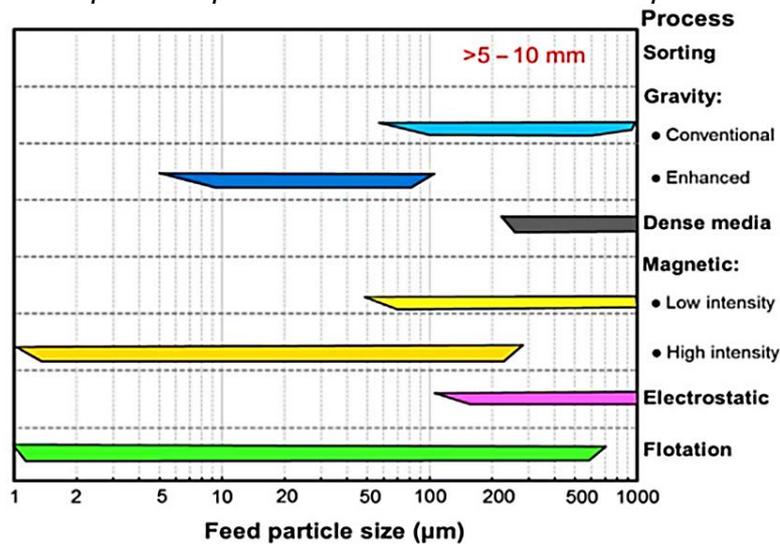
Las diferentes técnicas de separación explotan estas propiedades, por ejemplo, la separación magnética explota las diferencias en la susceptibilidad magnética de los minerales, la separación eléctrica explota las diferencias en la conductividad eléctrica de los minerales y la concentración gravimétrica explota las diferencias de la densidad de los minerales.

El material mineral previamente al proceso de separación de minerales deberá pasar por una serie de operaciones de reducción y clasificación de tamaño para liberar los minerales valiosos de los minerales de ganga, esta liberación se logra a un determinado tamaño de partícula, este tamaño de partícula donde se logra un grado de liberación aceptable dependerá del tamaño de grano y la diseminación de los minerales valiosos en la roca matriz, así como en las características de asociación de los minerales valiosos con los demás minerales. El tamaño de la partícula es una consideración importante en las técnicas de separación de minerales. Existe un rango de tamaño de partículas donde las

técnicas de separación son eficientes (ver Figura 3), y que fuera de este rango la técnica de separación es ineficiente. La ampliación de este rango de tamaño mediante nuevas tecnologías o cualquier tipo de innovación es constantemente evaluado.

Figura 3

Rango de tamaño de partícula para las diferentes técnicas de separación de minerales.



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

2.1.3 Flotación por Espuma

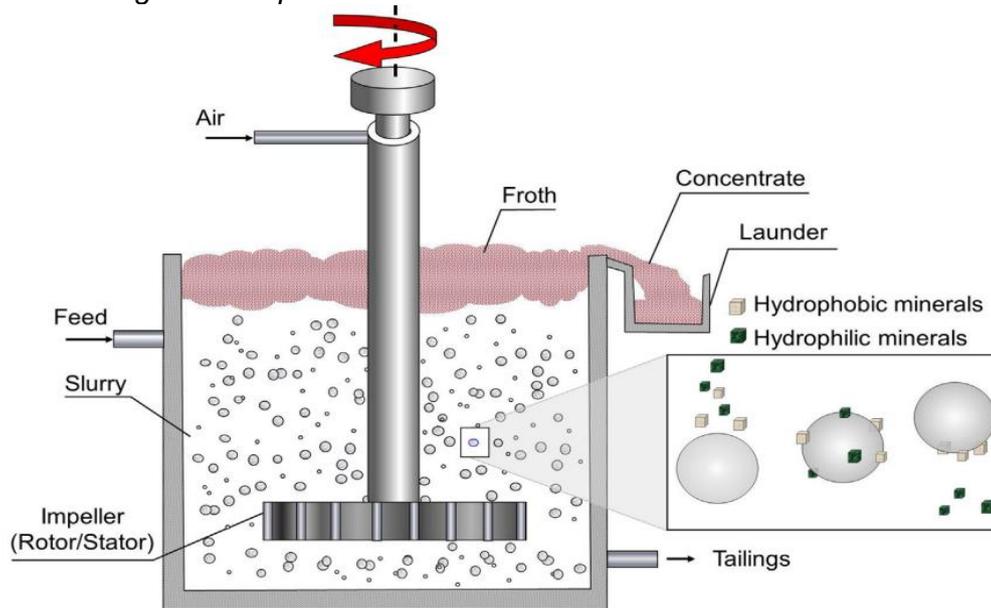
Barry A. Wills, (2016), en el libro “Wills’ Mineral Processing Technology”; la flotación por espuma (o simplemente flotación) es un proceso de separación de minerales que explota las diferencias, naturales o inducidas, de las propiedades superficiales de los minerales. Si la superficie de un mineral se humedece rápidamente con el agua el mineral tiene una propiedad superficial de tipo hidrofílico, y si la superficie de un mineral tiene la tendencia de repeler el agua el mineral tiene una propiedad superficial de tipo hidrofóbico. El proceso de flotación involucra tres fases, sólidos, agua y aire, donde el sólido es el material mineral y combinado con el agua forman una pulpa de material mineral. El proceso de flotación se lleva a cabo en una máquina denominada celda de flotación el cuál agita la pulpa de material mineral e introduce burbujas de aire desde la parte inferior de la celda. Los principales tipos de celdas de flotación se pueden clasificar en celdas mecánicas y celdas columnas. La celda de flotación al agitar la pulpa proporciona suficiente turbulencia en la pulpa para promover la dispersión y la colisión de partículas y burbujas. La celda

debe promover una adecuada dispersión de las burbujas de aire y de las partículas de mineral. Si una partícula de mineral de superficie hidrofóbica colisiona con las burbujas de aire estas se adhieren a las burbujas y juntas ascienden (debido a su menor densidad que de la pulpa circundante) formando un colchón de espumas sobre la superficie de la pulpa, es decir, flotan. Los minerales de superficie hidrofílica se hidratan fácilmente y no son capaces de adherirse a las burbujas de aire y tienden a permanecer en el fondo de la celda (ver Figura 4). Solo pocos minerales tales como talco, grafito, carbón, molibdenita, estibina y azufre poseen propiedades superficiales hidrofóbicas fuertemente pronunciadas, mientras que la mayoría de los minerales poseen propiedades hidrofóbicas relativamente bajas, para lograr la separación selectiva de estos minerales se le debe proporcionar características hidrofóbicas pronunciadas a sus superficies, esto se hace mediante la adición de un tensioactivo conocido como colector.

El proceso de flotación no sería posible sin la utilización de reactivos llamados reactivos de flotación, tales como los colectores, espumantes, activadores, depresores y modificadores de pH. El colector se adsorbe en la superficie de minerales específicos y forman una superficie de propiedad hidrofóbica la cual puede adherirse a las burbujas de aire. Los espumantes ayudan a la formación de burbujas finas y estables (que no exploten y que no se produzca la coalescencia de burbujas) necesarias para aumentar la cantidad de colisiones entre partículas y burbujas, además ayuda a mantener una zona de espuma razonablemente estable. Los activadores forman en minerales específicos superficies que favorecen la adsorción de los colectores, los depresores forman una superficie hidrofílica o evitan la adsorción de colectores sobre minerales específicos, y los modificadores de pH modifican el pH de la pulpa dentro de la celda de flotación.

Figura 4

Representación gráfica del proceso de flotación en una celda de flotación.



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

En el proceso de separación de minerales por flotación la transferencia de partículas minerales de la pulpa a la zona de espuma se da principalmente por, la adhesión selectiva de los minerales hidrofóbicos a las burbujas de aire (lo que denominamos flotación verdadera) y por arrastre mecánico. El arrastre de partículas de minerales (hidrofóbicas o hidrofílicas) de la pulpa a la zona de la espuma se da de varias maneras:

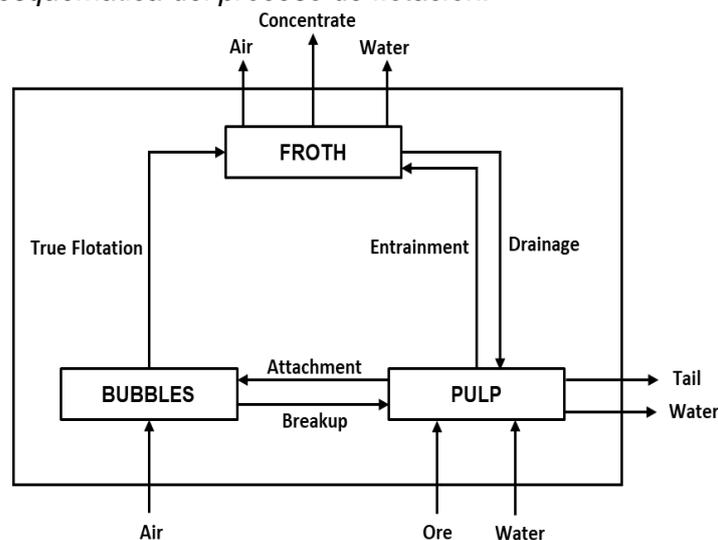
- Arrastre de partículas a la zona de espuma por el agua que se transfiere de la pulpa a la zona de espuma.
- Arrastre de partículas por atrapamiento, donde partículas quedan atrapadas entre aglomerados de partículas-burbujas adheridas, y son transportadas a la zona de espuma.
- Arrastre por soporte, donde aglomerados partículas- burbujas actúan como una cama ascendente que transportan partículas minerales.
- Arrastre de lamas, las partículas muy finas tienden a pegarse a partículas más grandes y, por ende, pueden ser transportados a la zona de espuma junto a las partículas en donde se adhieren.

La adherencia de minerales valiosos a las burbujas de aire es el mecanismo más importante y representa la mayoría de las partículas que se recuperan en el concentrado. Aunque la flotación verdadera es el mecanismo dominante para la recuperación de minerales valiosos, la eficiencia de separación entre el mineral valioso y la ganga también depende del grado de arrastre mecánico. A diferencia de la flotación verdadera, que es selectiva para las propiedades superficiales hidrofóbicas de los minerales, tanto la ganga como los minerales valiosos se pueden recuperar por arrastre mecánico. El drenaje de las partículas de minerales no deseados transportados a la zona de espuma por arrastre mecánico se da en la zona de espuma, por lo tanto, controlar la estabilidad de la zona espuma es importante para lograr una adecuada separación. La zona de espuma debe permitir que las partículas no deseadas arrastradas se drenen reteniendo preferentemente las partículas de minerales valiosos transportadas por adherencia a las burbujas. La espuma solo puede soportar las partículas minerales si es razonablemente estable, de lo contrario estallarán y dejarán caer las partículas minerales, el espumante ayuda a lograr esta condición de estabilidad.

El proceso de flotación puede ser representado esquemáticamente por la Figura 5, donde se observa los componentes principales del proceso.

Figura 5

Representación esquemática del proceso de flotación.

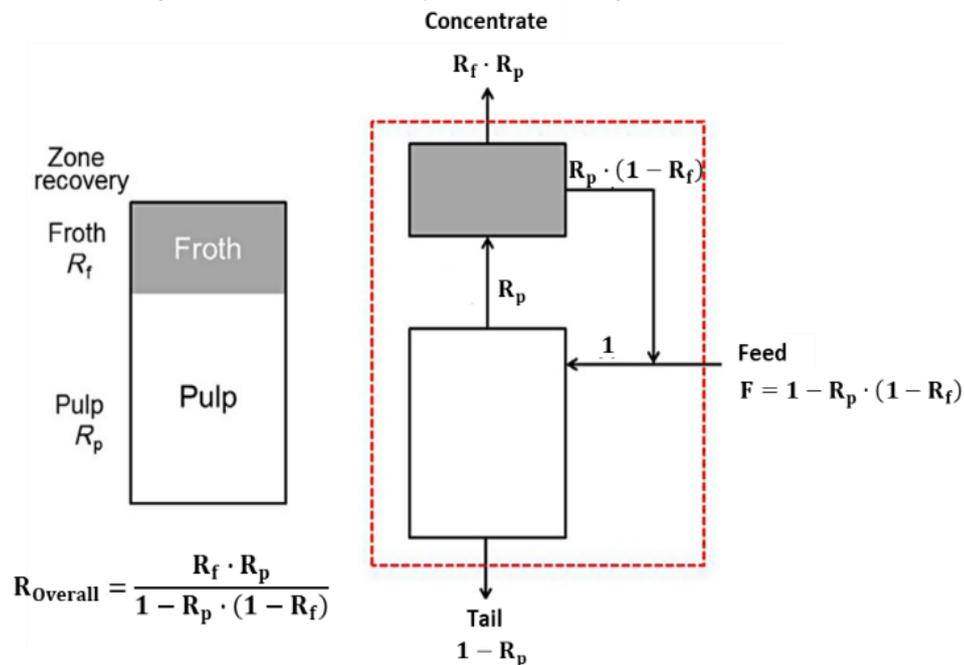


Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

La recuperación del mineral valioso es el resultado de la recuperación del mineral en la zona de la pulpa y de la recuperación del mineral en la zona de espuma, ambos componentes importantes que determinan la recuperación del mineral valioso en un proceso de flotación. La Figura 6 muestra la relación de la recuperación en la zona de la pulpa y la recuperación en la zona de espuma sobre la recuperación general del mineral valioso.

Figura 6

Representación esquemática de la recuperación en el proceso de flotación.



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

En la práctica industrial, el arrastre de ganga no deseada es un hecho, por lo tanto, se requieren varias etapas de flotación (que forman circuitos de flotación) para alcanzar una calidad económicamente aceptable de metal valioso en el producto final.

Un circuito de flotación es un arreglo de los flujos másicos que entran y salen de las celdas y bancos de flotación. En un circuito de flotación normalmente se pueden presentar todas o algunas de las siguientes etapas: etapa de flotación rougher, flotación scavenger, flotación cleaner, flotación cleaner-scavenger y remolienda. El objetivo general de la elección de un buen circuito es maximizar la recuperación de los metales valiosos y maximizar la calidad de los concentrados obtenidos.

La etapa de flotación rougher (devastadora), normalmente es la primera etapa de flotación donde se deberá de colectar o recuperar la mayor cantidad posible de los minerales valiosos que tienen cinética de flotación rápida, es decir, en esta etapa se prioriza la recuperación de minerales valiosos. Las espumas de la flotación rougher por lo general no tienen la calidad suficiente para ser considerados como un concentrado final, por lo tanto, estas espumas requieren de etapas de flotación de limpieza.

La etapa de flotación scavenger (de carroña) recibe el relave de la etapa de flotación rougher y tratan de hacer flotar los minerales valiosos que no pudieron flotar en la etapa rougher debido a su cinética lenta (requieren más tiempo de residencia) u algún otro motivo (falta de reactivo, problemas mecánicos, etc).

La etapa de flotación cleaner (de limpieza), recibe las espumas de la flotación rougher, y generalmente también las espumas de flotación scavenger. Una práctica común es remoler el material mineral que será alimentado a las etapas de limpieza. La limpieza de las espumas rougher (y scavenger, según sea el caso) se puede llevar a cabo en una o en varias etapas de limpieza. La espuma de la última etapa de limpieza forma el concentrado final con la calidad comerciable.

La etapa de flotación cleaner-scavenger tiene una función similar a la etapa scavenger. Reciben el relave de la etapa de primera limpieza y tratan de hacer flotar los minerales valiosos que no pudieron flotar en la etapa de primera limpieza debido a su cinética lenta u algún otro motivo.

Es común tener un circuito de remolienda dentro del circuito de flotación para moler las espumas de la flotación rougher (y scavenger, según sea el caso) antes de ser alimentados a la primera etapa de limpieza. El objetivo de la remolienda es conseguir espumas de mayor calidad en las etapas de limpieza. Las espumas de las etapas rougher y scavenger tienen, aparte de partículas libres de mineral valioso, una proporción significativa de partículas denominadas "intermedias" (partículas compuestas de mineral valioso y mineral de ganga) y quizás también partículas bloqueadas de mineral valioso que de algún modo flotaron en las etapas rougher y scavenger. La remolienda ayuda a liberar

los minerales valiosos de los minerales de ganga esto permite obtener espumas con menor presencia de minerales de ganga, mejorando la calidad de las espumas en las etapas de limpieza.

2.1.4 Variables que afectan el proceso de flotación

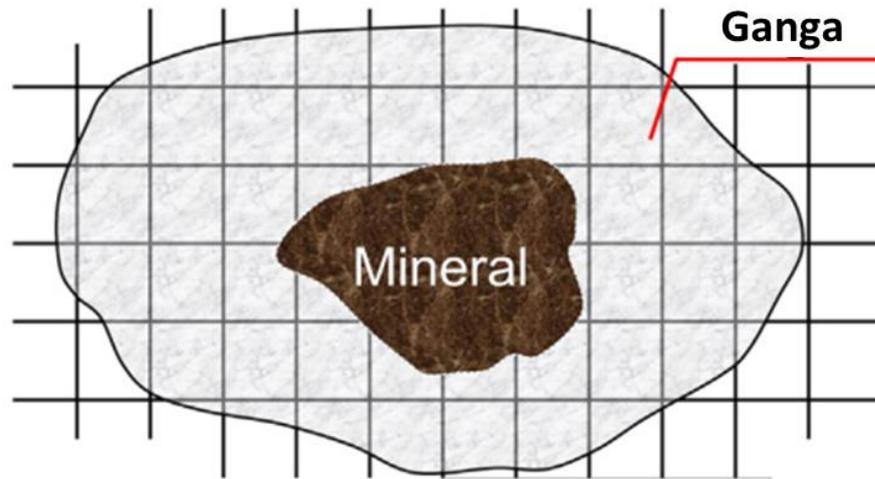
Barry A. Wills, (2016), en el libro “Wills’ Mineral Processing Technology”; el proceso de flotación es complejo e involucra la interacción de una gran cantidad de variables químicas y físicas. Las variables químicas tienen como objetivo controlar la transición entre el estado hidrofílico y el hidrofóbico, estos comprenden el tipo y dosis de reactivos, el pH y el potencial redox (ORP) de la pulpa. Las variables físicas incluyen las que resultan de las propiedades del mineral, como el tamaño de partícula, el grado de liberación de los minerales, la densidad de la pulpa, etc, y los factores derivados de la máquina, como el diseño de la celda de flotación, el flujo de aire y el grado de agitación de la pulpa (que crean las condiciones hidrodinámicas en la celda).

De las muchas variables que afectan el proceso de flotación por espuma podemos mencionar los siguientes:

2.1.4.1 Grado de liberación. La liberación completa de todos los minerales valiosos no es posible, incluso si el material mineral se muele a un tamaño menor al tamaño de grano de los minerales valiosos, por lo que la liberación del mineral valioso se expresa en términos de grado de liberación. La Figura 7 muestra un grano de mineral valioso contenido en una matriz de ganga, el cual es dividido en partículas cúbicas de volumen idéntico y de un tamaño inferior al del grano del mineral valioso. En la Figura 8 se puede observar la presencia de partículas que contienen mineral valioso y una porción de ganga, es decir, no se ha logrado la liberación completa, pero la mayor parte del mineral valioso ha sido liberado de la ganga.

Figura 7

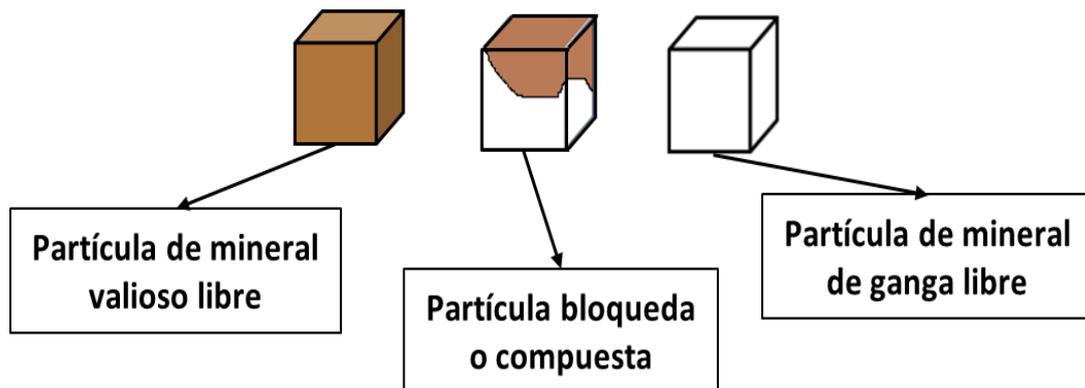
Representación gráfica de un mineral valioso contenido en una matriz de ganga.



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

Figura 8

Representación gráfica de un material mineral molido.

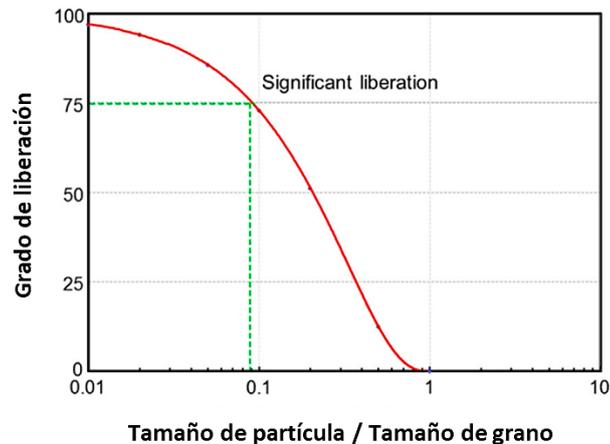


Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

El "grado de liberación" del mineral valioso se refiere al porcentaje del mineral valioso que se encuentra como partículas libres en el material mineral molido en relación con el contenido total de mineral valioso. De la Figura 8 se tendría un grado de liberación de $2/3$ (66.7%). Un grado de liberación considerado alto está por encima del 75%. El grado de liberación puede modelarse en función a la relación tamaño de partícula / tamaño de grano, como se observa en la Figura 9.

Figura 9

Grado de liberación vs la relación Tamaño de partícula / Tamaño de grano.



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

De la Figura 2.8, si se desea un grado de liberación de 75%, el tamaño de partícula tiene que ser mucho más pequeño que el tamaño de grano, en este caso aproximadamente en una relación de 1/10, esto quiere decir, si el tamaño de grano es de 1 mm, la reducción de tamaño (molienda) debe producir un tamaño de partícula de al menos 0.1 mm (100 μm) o menos.

2.1.4.2 Tamaño de partícula. Normalmente siempre se trata de obtener un grado de liberación razonable de los minerales valiosos a un tamaño de partícula lo más grueso posible, si esto se logra, no solo se ahorra energía, sino que también se reduce la cantidad de partículas muy finas producidas (lomas), que afectan la eficiencia de separación de minerales. Además, se debe tener presente que la aplicabilidad del proceso de flotación tiene un límite máximo de tamaño de partícula, por encima del cual el proceso no es eficiente ya que si las partículas son demasiado grandes, la fuerza de adhesión entre la partícula y la burbuja será menor que el peso de la partícula y, por lo tanto, la partícula no se podrá adherir a la burbuja, y en el caso se pueda adherir la densidad del agregada partícula-burbuja excederá al de la pulpa y simplemente no flotarán. El tamaño óptimo de partícula es un compromiso entre el grado de liberación requerido y el consumo de energía que involucra la reducción de tamaño.

Si el tamaño de partícula es muy grande (molienda gruesa) puede presentarse pérdidas de minerales valiosos en los relaves por falta de liberación o porque no pueden ser transportados por las burbujas debido a su tamaño, las partículas muy grandes tienen baja estabilidad de adhesión en la burbuja, es decir, una mayor probabilidad de desprendimiento por la agitación de la pulpa. Además, la probabilidad de retención de partículas gruesas de mineral valioso en la zona espuma es menor.

Si el tamaño de partícula es muy fino (molienda fina) se puede perder mineral valioso como lamas en los relaves, ya que las partículas muy finas tienen una inercia insuficiente para cruzar las líneas de corriente de agua que se forman alrededor de la burbuja en movimiento, por lo tanto, no son capaces de conseguir una colisión exitosa con las burbujas de aire. Las lamas tienden a adherirse a partículas más grandes y cubrir las, si lamas de minerales de ganga cubren la superficie de las partículas de minerales valiosos hacen que las partículas de minerales valiosos pierdan su propiedad hidrofóbica y disminuya su flotabilidad, perdiéndose mineral valioso en los relaves. Las partículas finas están sujetas a la oxidación de la superficie y otros efectos de contaminación (por ejemplo, adsorción de iones metálicos).

A demás, un tamaño de partícula muy grande producirá concentrados más sucios por falta de liberación, y un tamaño de partícula muy fino producirá concentrados sucios por arrastre de lamas de ganga adheridas a partículas de minerales que son transportados a la zona de espuma.

2.1.4.3 Reactivos de flotación. Es quizás la variable más importante en el proceso de flotación. Los principales reactivos que se utilizan en el proceso de flotación son; colectores, espumantes, activadores, depresores y modificadores de pH. El colector se adsorbe en la superficie de minerales específicos y forman una superficie de propiedad hidrofóbica la cual puede adherirse a las burbujas de aire. Los espumantes ayudan a la formación de burbujas finas y estables (que no exploten y que no se produzca la coalescencia de burbujas) necesarias para aumentar la cantidad de colisiones entre partículas y burbujas, además ayuda a mantener una zona de espuma razonablemente

estable. Los activadores forman en minerales específicos superficies que favorecen la adsorción de los colectores sobre estas. Los depresores forman una superficie hidrofílica o evitan la adsorción de colectores sobre minerales específicos, y los modificadores de pH modifican el pH de la pulpa dentro de la celda de flotación.

2.1.4.4 pH de la pulpa. Es evidente que la alcalinidad de la pulpa desempeña un papel importante, aunque complejo, en la flotación y, en la práctica, la selectividad en las separaciones complejas depende de un equilibrio entre las concentraciones de reactivos y el pH. En la flotación de minerales sulfurados con colectores sulfhidrúlicos el aumento del pH desfavorece la adsorción del colector en el mineral (disminuye su flotabilidad). La flotabilidad de cada mineral sulfurado es diferente en distintos niveles de pH, por ejemplo, a un pH 10 la flotabilidad de la pirita es muy baja mientras que la flotabilidad de la calcopirita es superior, esto proporciona un indicador de pH para la flotación selectiva. El pH crítico para la flotabilidad de los sulfuros dependerá de la concentración del colector. Por lo general, es aconsejable mantener lo más bajo posible la dosis del colector para mejorar la selectividad.

La flotación generalmente se lleva a cabo en condiciones alcalinas, con la ventaja adicional de que la mayoría de los colectores, incluidos los xantatos, son estables en estas condiciones (los xantatos se descomponen a pH bajos), y se minimiza la corrosión de las celdas, tuberías, etc. La alcalinidad se controla mediante la adición de cal, carbonato de sodio (ceniza de soda) y, en menor medida, hidróxido de sodio (soda cáustica) o amoníaco. La cal es, con mucho, el álcali más comúnmente utilizado. Cuando se agrega cal para aumentar el pH se produce sulfato de calcio disuelto que reduce la flotación de algunos minerales. El sulfato de calcio tiene el mismo mecanismo de depresión para la flotación que los hidróxidos metálicos, los cuales reducen la hidrofobicidad del mineral debido a su precipitación como una capa delgada (revestimiento de lama) en la superficie del mineral, lo que afecta la adsorción de xantato. En el caso la depresión por sulfato de calcio sea crítico, se recomienda la utilización de carbonato de sodio o hidróxido de sodio. La cal se

utiliza en forma de lechada de cal, una suspensión de partículas de hidróxido de calcio en una solución acuosa saturada.

A menudo se agrega cal o carbonato de sodio a la pulpa antes de la flotación para precipitar los iones de metales pesados de la solución. En este sentido, el álcali puede considerarse un desactivador, ya que algunos iones de metales pesados pueden activar minerales como la esfalerita y la pirita. Dado que las sales de metales pesados precipitadas por el álcali pueden disociarse hasta cierto punto y, por lo tanto, permitir que los iones vuelvan a la solución, el cianuro se usa a menudo con el álcali para acomplejarlos.

La cal actúa como depresor de la pirita y la arsenopirita cuando se utilizan colectores de xantato. Tanto los iones hidroxilo como los iones calcio participan en el efecto depresivo mediante la formación de películas mixtas de $\text{Fe}(\text{OH})$, $\text{FeO}(\text{OH})$, CaSO_4 y CaCO_3 en la superficie, reduciendo así la adsorción de xantato. La cal tiene poco efecto con los minerales de cobre, pero deprime la galena hasta cierto punto. Por lo tanto, en la flotación de galena, el control del pH puede efectuarse mediante el uso de carbonato de sodio, y la pirita y esfalerita se puede deprimir con cianuro.

Además de controlar la interacción del mineral con los colectores y reguladores, el pH también controla la formación de compuestos de los iones metálicos en solución y, en algunos casos, la formación de compuestos del colector, es decir, la forma del colector puede cambiar con el pH (la forma iónica es la que actúa como colector y no la forma molecular no disociada).

Para reducir el pH, se prefieren los ácidos sulfúrico o sulfuroso (adición de SO_2) dependiendo del costo. La inyección gas CO_2 también modifica el pH proporcionando suficiente acidez.

2.1.4.5 Densidad de pulpa (o %sólido en peso de la pulpa). Una pulpa diluida (bajo %sólido) tiene una menor recuperación de agua. Puede parecer contradictorio, pero recuerda que el transporte de agua se realiza a través de las burbujas. Diluir la alimentación a una etapa de flotación significa aumentar el flujo de agua alimentado, pero dado que el flujo de aire no cambia, el flujo de agua en el concentrado no cambia, al menos en una

primera aproximación. Dado que la recuperación de agua es la relación entre flujo de agua en el concentrado y el flujo de agua de alimentación, la recuperación de agua disminuye. Ya que la flotación por arrastre se ve favorecida por la recuperación de agua, disminuir la recuperación de agua significa disminuir la flotación por arrastre obteniéndose concentrados más limpios de partículas de minerales de ganga. Si bien una pulpa diluida ayuda a obtener concentrados más limpios de ganga, la recuperación de los minerales valiosos se ve desfavorecida en cierto grado.

La operación común en plantas concentradoras es operar las etapas rougher y scavenger con pulpas más concentradas para favorecer la recuperación de minerales valiosos y operar con pulpa diluidas en las etapas de limpieza para disminuir el arrastre de ganga y obtener concentrados más limpios. La disminución de la recuperación del mineral valioso por la dilución de la pulpa también se explica por el hecho de que aumentar el porcentaje de agua a un flujo de sólido constante significa aumentar el flujo de pulpa de alimentación y por consiguiente disminuye el tiempo de residencia de la pulpa dentro de la celda, lo que afecta negativamente a la recuperación del mineral valioso.

Hasta cierto punto un mayor porcentaje sólido (pulpa más densa) de alimentación favorece la recuperación del mineral valioso, pero a medida que aumenta la densidad de la pulpa aumenta su viscosidad el cual afecta el movimiento y la dispersión de las partículas minerales, lo que afecta negativamente a la recuperación de los minerales valiosos, especialmente cuando se tiene una granulometría fina ya que el aumento de su viscosidad con el aumento de la densidad de pulpa es exponencial. El efecto negativo de una alta viscosidad es un motivo por el cual las etapas de limpieza operan con pulpas más diluidas ya que por lo general la granulometría de alimentación en estas etapas es más fina, que en algunas ocasiones son productos de una remolienda. Además, hay que tener en cuenta que las partículas tienden a estabilizar las espumas en la zona de espuma y una pulpa muy diluida formará espumas de poca estabilidad disminuyendo la recuperación en la zona de espuma, por ende, disminuye la recuperación del mineral valioso. En una espuma muy

estable las partículas de minerales de ganga tendrán una mayor probabilidad de ser retenidos y baja probabilidad de ser drenados.

Ya que las partículas tienden a estabilizar las espumas y aumentan la recuperación de agua (la recuperación de agua es proporcional al flujo sólido que va al concentrado) una estrategia de flotación es flotar el mineral valioso de menor cantidad para reducir el arrastre de minerales no deseados.

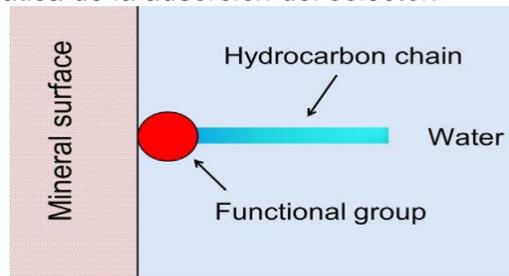
2.1.5 Colector

Barry A. Wills, (2016), en el libro "Wills' Mineral Processing Technology"; los colectores son compuestos orgánicos que hacen que la superficie de las partículas minerales donde se adsorben se vuelva hidrofóbica, es decir, una superficie que repele el agua. El colector reduce estabilidad de la capa hidratada que rodea la partícula mineral creando las condiciones favorables para permitir el contacto de la superficie de la partícula con la burbuja de aire. Los colectores pueden ser del tipo iónico o no iónico, estos últimos son prácticamente insolubles en el agua y otorgan propiedades hidrofóbicas fuertes. Los colectores iónicos solubles son la forma más común. Son heteropolares, es decir, la molécula contiene un grupo no polar (cadena carbonada, R) y un grupo polar, que puede ser de varios tipos. El hidrocarburo, R, no polar tiene propiedades repelentes al agua pronunciadas, mientras que el grupo polar le da a la molécula su solubilidad. El grupo polar es el grupo funcional (o reactivo) y es a través de este grupo que se produce la reacción con los sitios de la superficie del mineral (es decir, la adsorción). La adsorción puede ser química o física.

La Figura 10 muestra una representación esquemática de la adsorción del colector en la superficie mineral, el colector se adsorbe a través del grupo polar quedando el grupo no polar (la cadena hidrocarbonada) orientada hacia el agua lo cual hace que el sitio sea hidrofóbico. Los colectores iónicos se clasifican en aniónicos y catiónicos (ver la Figura 11).

Figura 10

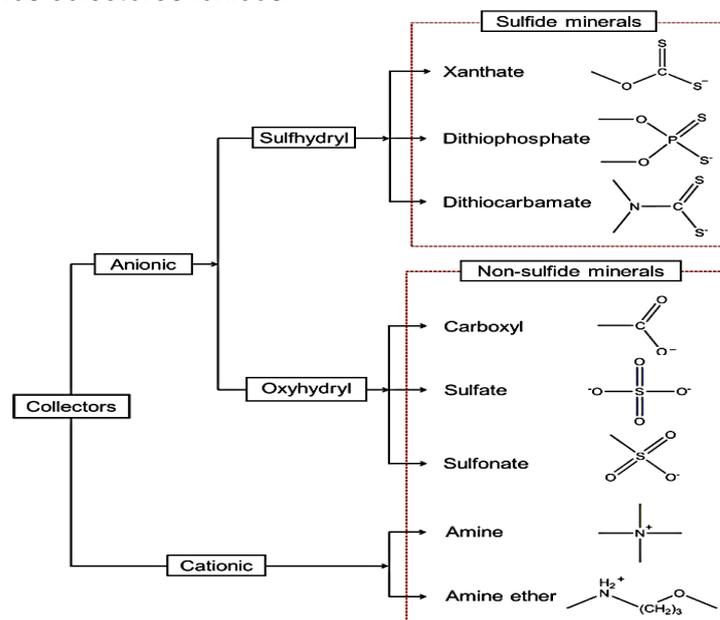
Representación esquemática de la adsorción del colector.



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

Figura 11

Clasificación de los colectores iónicos.



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

Los colectores catiónicos son usados en la flotación de minerales no-sulfurados. Los colectores aniónicos son de dos tipos, sulfhídricos (para la flotación de minerales sulfurados) y oxhídricos (para la flotación de minerales no-sulfurados). El término oxhídrico se refiere al grupo OH presente en su forma no disociada del colector. El término sulfhídrico se refiere al grupo SH presente en su forma no disociada del colector. El término tiol se refiere al carbono unido al SH, es decir, C-SH o R-SH. Tanto el término sulfhídrico como tiol (tio) se utilizan para clasificar esta clase de colectores. Los colectores aniónicos son normalmente suministrados como sales de Na o K, estos cationes no desempeñan ningún papel en la acción de estos colectores. Normalmente los colectores de cadenas

carbonadas más largas son más fuertes (imparten mayor grado de hidrofobicidad), pero menos selectivos y menos solubles. Los colectores oxhídricos suelen tener cadenas carbonadas más largas que los colectores sulfhídricos, esta diferencia se puede atribuir a que los minerales no-sulfurados generalmente presentan propiedades superficiales más hidrofílicas en comparación con los minerales sulfurados. Los colectores del tipo sulfhídricos más utilizados son los tiocarbonatos (xantatos), los ditiofosfatos (aerofloats), los ditiocarbamatos y los mercaptanos (tioles) los cuales son ampliamente utilizados en la flotación de minerales sulfurados.

Los xantatos son los colectores sulfhídricos más importantes. Los xantatos tienen buena solubilidad en agua y estabilidad en condiciones alcalinas, tiene con un costo relativamente bajo y facilidad de fabricación, transporte, almacenamiento y manipulación. Sin embargo, debido a que interactúan con todos los sulfuros (la esfalerita y la pirrotita son excepciones parciales, ya que los xantatos de cadena corta no se adsorben en la superficie de estos minerales), los xantatos requieren agentes reguladores (depresores, activadores y modificadores de pH) para lograr la selectividad entre los minerales sulfurados. Por ejemplo, para lograr una buena selectividad frente a la pirita a menudo se necesita de un alto consumo de cal para lograr un pH de pulpa alcalino en el cual el colector no se adsorbe en la superficie de la pirita. Los xantatos tienen la desventaja de descomponerse en CS_2 , el cual es un peligro para la salud, y aguas con xantato residual pueden crear condiciones tóxicas para la vida acuática. Los ditiofosfatos son los segundos colectores sulfhídricos más comunes. Se pueden usar solos, pero generalmente se usan junto con xantatos u otros colectores. Los ditiofosfatos y los ditiocarbamatos, en comparación con los xantatos, son más estables en un rango más amplio de pH. Los xantatos se descomponen en medio ácido.

La reacción de los colectores de tipo sulfhídrico con la superficie del mineral se produce a través del átomo de azufre, las propiedades del enlace son modificadas por la presencia de átomos vecinos, especialmente por N y O, y otros grupos. La estructura de los colectores determina su interacción con el mineral. El oxígeno es un átomo

electronegativo fuerte y extrae electrones del azufre del xantato, reduciendo la densidad de electrones, lo que reduce su reactividad en comparación con los mercaptanos que no tienen oxígeno. Los dos átomos de oxígeno en los ditiofosfatos reducen aún más la densidad de electrones en el azufre, lo que hace que estos colectores sean menos reactivos que el xantato. Por el contrario, con el ditiocarbamato, el nitrógeno es menos electronegativo que el oxígeno y hace que este colector sea más reactivo que el xantato. Cuanto más reactivo sea el colector, en general, mayor fuerza colectora y menor selectividad. Según esto, la secuencia general de fuerza colectora es: mercaptano > ditiocarbamatos > xantatos > ditiofosfatos. En el ditiofosfinato, la falta de O o N preserva la densidad de electrones en el azufre, lo que hace que este colector sea bastante reactivo. Los tionocarbamatos son colectores quelantes, la quelación con iones metálicos superficiales tiene lugar a través de dos miembros, los grupos C=S y N=H, formando complejos estables. Los mercaptanos se han utilizado como colectores en la flotación de cobre y zinc, así como para algunos minerales sulfurados refractarios, por ejemplo, el dodecil (C12) mercaptano se usa como colector en la flotación de pirita aurífera y arsenopirita. Los mercaptanos son también buenos colectores para minerales oxidados. El difenil tiourea o tiocarbamilida es una sal poco soluble que es un excelente colector para la galena, teniendo el mérito de no flotar bien los sulfuros de hierro. En el Anexo I se resume los principales colectores y sus ejemplos de aplicación.

Los colectores generalmente se usan en pequeñas cantidades, ya que el aumento de la dosificación, aparte del costo, tiende a flotar otros minerales, reduciendo la selectividad. La sobredosificación de colector puede provocar problemas de estabilidad de la espuma, que van desde la inmovilidad hasta el colapso, y puede inducir al agrupamiento de burbujas en la pulpa, es decir, matrices de burbujas unidas por partículas, que pueden atrapar minerales de ganga y transportarla a la espuma. En el Anexo II se dan ejemplos de tipos de colectores y dosificaciones plantas canadienses, donde se observa la prevalencia del xantato. Por lo general, el consumo se mide en g/t de material mineral

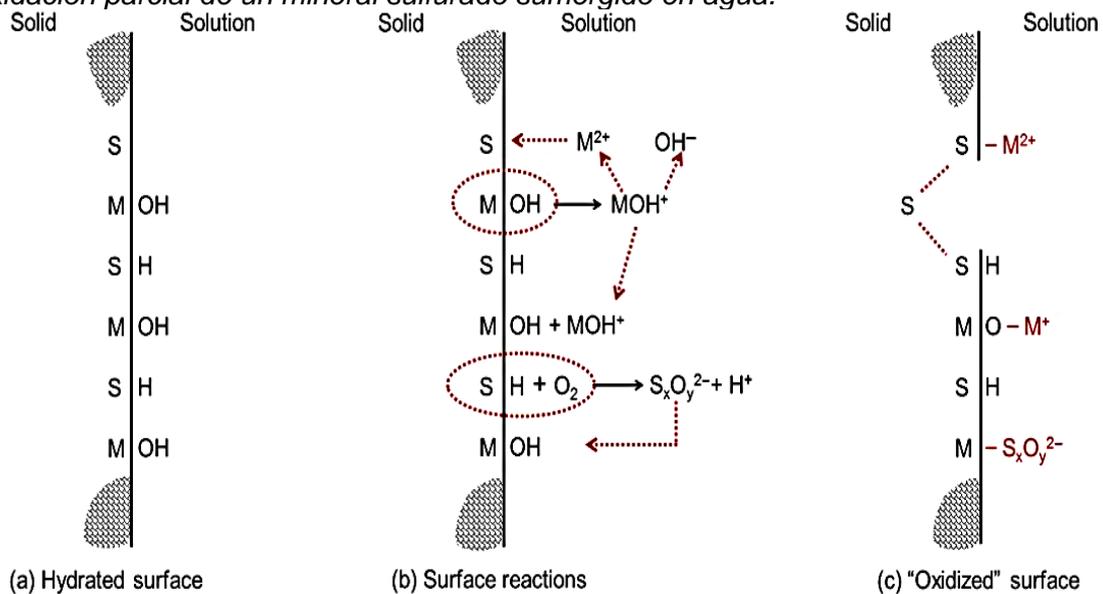
tratado, pero si se divide por la ley de la cabeza, se obtiene el consumo en g/t de metal, lo que permite realizar una comparación entre las operaciones.

Es común agregar más de un colector a un sistema de flotación. Se puede utilizar un colector selectivo en las primeras celdas del circuito, para hacer flotar las partículas altamente hidrofóbicas, después se puede añadir un colector más fuerte, pero menos selectivo, para promover la recuperación de las partículas de flotación lenta. También se suelen utilizar mezclas de colectores, por ejemplo, una mezcla de colector sulfhídrico (xantato) y oxhídrico (hidroxamato) para flotar minerales mixtos de sulfuro/óxido.

La Figura 12 muestra una serie de reacciones que se producen en una partícula de mineral sulfurado sumergido en agua, donde se produce una superficie "parcialmente oxidada" que comprende grupos como M-OH y especies sulfoxi ($S_xO_y^{2-}$) dependiendo del pH y las condiciones de oxidación. Estas especies representan sitios hidrofílicos, que se unen con el H del agua, lo que se suma a la capa hidratada y hace que la superficie sea más hidrofílica. Un producto de oxidación que se muestra es S-S-S, un sulfuro o polisulfuro deficiente en metales, los azufres se unen entre sí a medida que se elimina el ion metálico. A diferencia de los otros productos de oxidación, este representa un sitio hidrofóbico.

Figura 12

Oxidación parcial de un mineral sulfurado sumergido en agua.



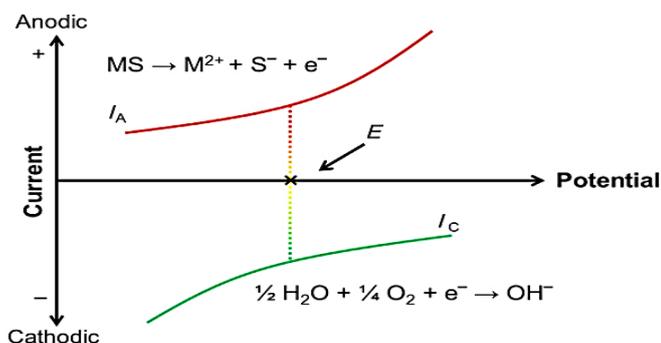
Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

El mecanismo electroquímico se refiere a una especie que dona electrones, la especie oxidada o anódica, y otra que acepta los electrones, la especie reducida o catódica. En el sitio anódico, el sulfuro metálico se oxida y los electrones liberados se transfieren al sitio catódico, donde se produce la reducción del oxígeno disuelto en el agua para producir iones OH^- . El oxígeno es el receptor de electrones común en los sistemas de flotación, pero en ocasiones pueden estar involucrados otros receptores de electrones, por ejemplo, iones férricos, que se reducen a iones ferrosos. La mayoría de los minerales sulfurados son semiconductores y pueden sostener el proceso de transferencia de electrones.

Una forma de representar el proceso es utilizar un diagrama de densidad de corriente versus potencial electroquímico, como se muestra en la Figura 15. Aquí, la corriente asociada con las reacciones anódicas y catódicas se representa gráficamente contra el potencial electroquímico: a medida que aumenta el potencial, la corriente anódica aumenta y la corriente catódica disminuye. Sin potencial externo aplicado, el potencial de equilibrio E es cuando la corriente anódica I_A es igual a la corriente catódica I_C . Este es el potencial que se mide. El potencial de equilibrio también se conoce como potencial de circuito abierto; y cuando se mide solo en un mineral, se conoce como potencial de reposo. Dado que los sulfuros tienen diferentes valores de potencial de reposo significa que cuando están en contacto entre sí en el electrolito (es decir, en el agua de proceso) inducirá una interacción galvánica.

Figura 15

Diagrama densidad de corriente vs potencial electroquímico de un mineral sulfurado en agua.



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

Los valores de potencial de reposo de algunos minerales se muestran en el Anexo III. El valor depende del electrodo de referencia en uso. Los electrodos de referencia prácticos comunes son el electrodo de calomel saturado (SCE, Hg/Hg₂Cl₂) y el electrodo de plata/cloruro de plata (Ag/AgCl), pero el potencial a menudo se convierte a la escala estándar del electrodo de hidrógeno (SHE), simbolizada como E_h. La conversión a E_h consiste en añadir 0.24 V al valor de la escala SCE y 0.22 V al valor de la escala Ag/AgCl.

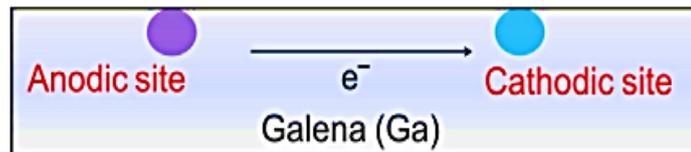
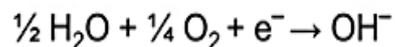
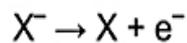
En lugar del valor real del potencial de reposo, el valor relativo suele ser más útil (y puede recordarse); el potencial de reposo relativo para algunos sulfuros comunes y acero dulce (con los que son fabricados los medios de molienda) en orden decreciente es: Pirita > Calcopirita > Esfalerita > Pentlandita > Pirrotita > Galena > Acero dulce. La pirita tiene el mayor potencial de reposo entre los sulfuros comunes. El acero dulce tiene el potencial de reposo más bajo y se oxida en presencia de los sulfuros comunes.

La adsorción de xantato se puede entender como la reacción anódica en la superficie mineral. La reacción de la adsorción de xantato en la galena se representa en la Figura 16, y su diagrama de densidad de corriente versus potencial electroquímico se muestra en la Figura 17.

Figura 16

Reacciones en la adsorción de xantato en la galena.

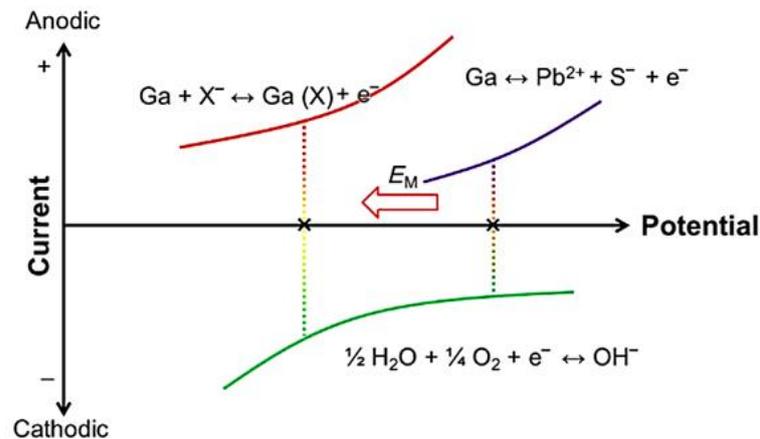
Oxidation (anodic) reaction Reduction (cathodic) reaction



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

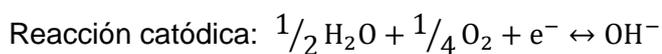
Figura 17

Diagrama corriente vs potencial de la adsorción de xantato en galena.



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

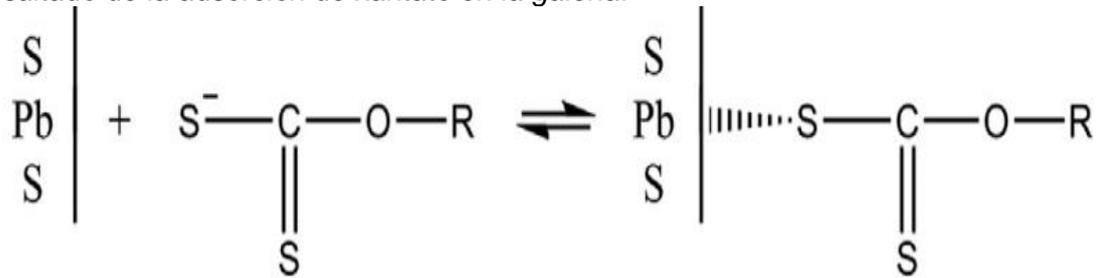
El potencial de equilibrio de la reacción galena-xantato es menor que el potencial de equilibrio (reposo) de la galena; es decir, el xantato se oxida (pierde un electrón) más fácilmente que la galena. Tras la adición de xantato, el potencial medido de la galena disminuye (ver Figura 17), y ahora se denomina potencial mixto E_M , que es el potencial cuando se producen dos (o más) procesos electroquímicos en el mismo electrodo (superficie mineral en este caso). El potencial mixto E_M (conocido también como el potencial de pulpa) representa ahora el equilibrio entre la corriente anódica asociada con la adsorción de xantato y la corriente catódica asociada con la reducción de oxígeno. La reacción se puede generalizar de la siguiente manera (introduciendo X^- para representar el ion xantato):



La adsorción de xantato es probablemente una combinación de mecanismos químicos y electroquímicos. En cualquier caso, el resultado final es un enlace químico (quimisorción) entre el azufre del xantato y el átomo metálico de la superficie mineral (ver Figura 18). El modelo electroquímico se aplica a todos los colectores sulfhídricos.

Figura 18

Resultado de la adsorción de xantato en la galena.

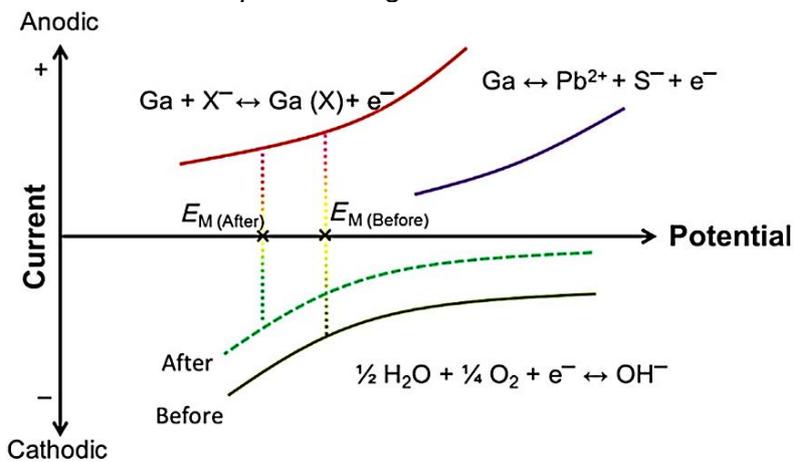


Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

El modelo electroquímico explica el efecto negativo que tiene la elevación del pH sobre la adsorción del colector. El aumento en la concentración de OH⁻ impulsa la reacción catódica a la inversa y, por lo tanto, reduce la reacción de la superficie del mineral con el xantato. También se identifica un efecto del oxígeno, en donde una concentración demasiado baja de oxígeno disuelto puede reducir la reacción catódica, en la medida en que la reacción con (adsorción de) xantato se reduce el mineral no se vuelve lo suficientemente hidrofóbico como para flotar. Una disminución del oxígeno disuelto (OD) o un aumento del pH tiene un efecto similar en el potencial de pulpa, ya que, al reducir la magnitud de la corriente catódica, la curva de corriente catódica se mueve hacia arriba (a valores de corriente menos negativos) y, por lo tanto, la equivalencia entre la corriente anódica y la corriente catódica ($I_A = I_C$), que define el potencial de pulpa, se mueve a un valor más bajo (ver Figura 19). En el nuevo potencial de pulpa más bajo, observe que la corriente anódica es menor que antes, lo que indica una menor adsorción de xantato sobre la superficie del mineral.

Figura 19

Efecto de una baja concentración de oxígeno disuelto o un aumento de pH sobre la adsorción de xantato sobre la superficie de galena.



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

En un estudio observaron una mala recuperación de galena por un bajo potencial de pulpa debido al consumo de oxígeno por parte de los medios de molienda en el molino. La disminución del oxígeno disuelto (OD) en la descarga del molino de molienda puede retrasar la adsorción del colector y reducir la flotabilidad. La aireación en un banco de celdas de flotación puede restaurar el nivel de OD necesario para la flotación, pero puede darse el caso que se requiera de una aireación previa a la flotación para mejorar la adsorción de xantato. En las celdas de flotación que tienen un tiempo de retención corto, es importante asegurarse de que el nivel de OD sea suficiente para la flotación.

En la adsorción de xantato sobre la superficie de pirita se forma dixantógeno en la superficie de la pirita. El dixantógeno de baja solubilidad es hidrofóbico. La presencia de dixantógeno en la pirita se demuestra fácilmente en experimentos de laboratorio, pero no siempre está claro si se trata de una especie hidrofóbica en todos los casos de flotación de pirita.

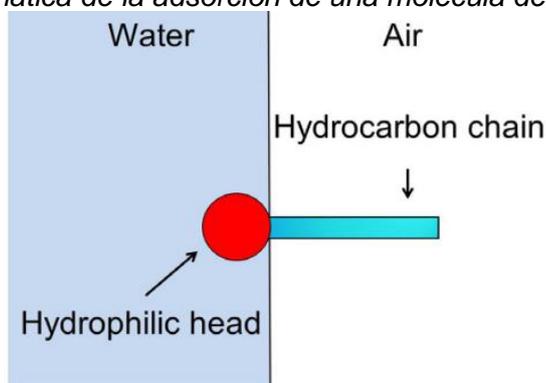
2.1.6 Espumante

Barry A. Wills, (2016), en el libro "Wills' Mineral Processing Technology"; al igual que los colectores, los espumadores son una clase de tensioactivo, que se adsorben en la interfaz aire-agua. La mayoría de los espumadores son compuestos heteropolares que comprenden un grupo polar (es decir, hidrofílico), típicamente hidroxilo (OH), y una cadena

carbonada hidrofóbica (el grupo no polar). Cuando las moléculas tensioactivas están en el agua, los dipolos de agua se combinan fácilmente (enlace H) con los grupos polares, pero prácticamente no hay reacción con la cadena carbonada, esto fuerza a la cadena carbonada a entrar en la fase aireada. Por lo tanto, la estructura heteropolar de la molécula de espumante conduce su adsorción en la interfaz aire-agua, con el grupo no polar orientado hacia el aire y el grupo polar hacia el agua (ver Figura 20). De este modo, el espumante controla las propiedades de la interfaz aire-agua.

Figura 20

Representación esquemática de la adsorción de una molécula de espumante.



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

Inicialmente, los aceites naturales como el aceite de pino se utilizaban como espumantes, pero su uso disminuyó con el paso de los años. Algunas propiedades colectoras de los aceites naturales interferían con la selectividad del proceso. Tener propiedades colectoras y espumadoras en el mismo reactivo puede dificultar la flotación selectiva. Los principales espumantes comerciales en la actualidad son los alcoholes y los poliglicoles, y un tercer tipo, alcoxi que sustituyó a las parafinas.

Los espumantes de tipo alcohol ($C_nH_{2n+1}OH$) generalmente contienen un solo grupo hidroxilo (OH) y están restringidos a 5-7 carbonos, ya sean rectos o de cadena ramificada. Los alcoholes de cadena más corta no son lo suficientemente tensioactivos y los alcoholes de cadena más larga son cada vez menos solubles. El MIBC, metil isobutil carbinol ($((CH_3)_2CHCH_2CH(OH)CH_3)$), es el espumante más usado de este tipo.

Los espumantes poliglicoles incluyen los polipropilenglicoles (PPG) ($H(OC_3H_6)_mOH$), los éteres de alquilo de PPG ($C_nH_{2n+1}(OC_3H_6)_mOH$) y los éteres de alquilo

de polietilenglicol ($C_nH_{2n+1}(OC_2H_4)IOH$), que forman un grupo grande con una estructura molecular y un peso molecular variable. El grupo propoxi ($PO=OC_3H_6$) y el grupo etoxi ($EO=OC_2H_4$) son muy solubles en agua. Dos espumantes conocidos de la familia del polipropileno son DF250 ($CH_3(PO)_4OH$), que es un éter metílico de PPG, y el F150 ($H(PO)_7OH$), que es un PPG. Los nombres DF250 y F150 son nomenclaturas alternativas que usan un acrónimo e incluyen el peso molecular, se conoce como nombres comerciales.

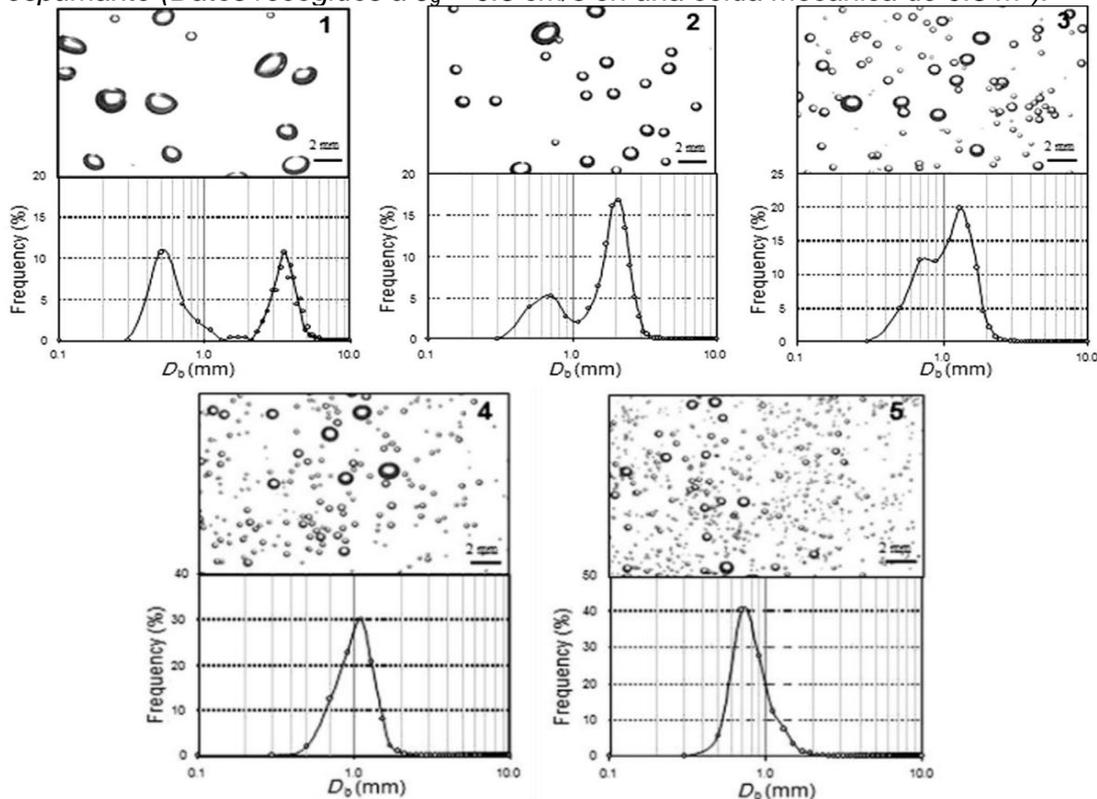
En lugar de compuestos individuales puros, los espumantes comerciales suelen ser subproductos y mezclas. La disponibilidad y el costo siguen siendo consideraciones importantes en la selección de un espumante, pero muchas operaciones buscan nuevos espumantes o mezclas de espumantes que se adapten a la operación, se estima que el MIBC y los éteres de PPG representan más del 80% de los espumantes utilizados hoy en día en la flotación de minerales metálicos. Usar mezclas de espumantes ayuda a manejar el amplio rango de tamaños de partículas. Se ha observado que un solo espumante generalmente no puede flotar la amplia distribución de tamaño de partículas típica de una alimentación de flotación; en general, el MIBC se adapta a las partículas más finas, los poliglicoles a las partículas más gruesas. Otro argumento a favor de las mezclas es tratar de lograr cierta independencia sobre la reducción del tamaño de la burbuja y la estabilización de la espuma.

Los espumantes tienen tres funciones principales en la flotación: 1) Permitir la formación y conservación de pequeñas burbujas, 2) Reducir la velocidad de ascenso de la burbuja, y 3) Formar una espuma razonablemente estable. La reducción del tamaño de las burbujas aumenta el número y la superficie total de las burbujas, lo que aumenta la tasa de colisión partícula-burbuja, por lo tanto, aumenta la cinética de flotación. La reducción de la velocidad de subida aumenta el tiempo de residencia de las burbujas en la pulpa, lo que aumenta el número de colisiones con las partículas y, por lo tanto, aumenta aún más la cinética de flotación. La formación de una espuma razonablemente estable significa que las burbujas no estallen cuando lleguen a la parte superior de la pulpa.

La acción del espumante en la reducción del tamaño de la burbuja se ilustra en la Figura 21. La figura muestra la disminución del tamaño y el aumento del número de burbujas a medida que aumenta la concentración de espumante, se aprecia el cambio progresivo de la distribución de tamaño, de bimodal a unimodal.

Figura 21

Cambio de la distribución de tamaño de burbujas, D_b , con el aumento de la concentración de espumante (Datos recogidos a $J_g = 0.5 \text{ cm/s}$ en una celda mecánica de 0.8 m^3).

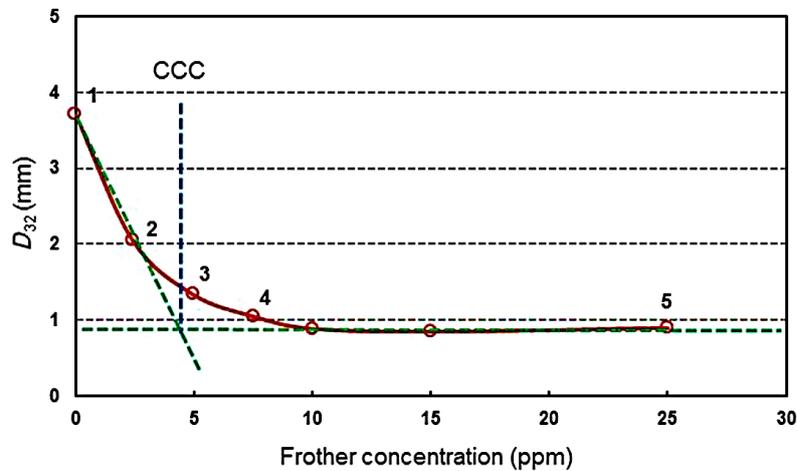


Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

La Figura 22 muestra el diámetro medio de Sauter (D_{32}) en función de la concentración de espumante ($D_{32} - C$). El diámetro medio de Sauter, produce la misma relación área superficial / volumen que la que produce la distribución de tamaño de burbuja (BSD), el D_{32} es el tamaño de burbuja promedio comúnmente utilizado en el análisis de los sistemas de flotación.

Figura 22

Gráfico del Diámetro de burbuja D_{32} versus Concentración de espumante, realizado con la información de la Figura 21 (Datos recogidos a $J_g = 0.5 \text{ cm/s}$ en una celda mecánica de 0.8 m^3).



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

Solo en agua, el tamaño promedio de burbujas producido, en prácticamente cualquier máquina de flotación, es de al menos 4 mm (diámetro), con la adición de unos pocos ppm's (parte por millón) de espumante se reduce el tamaño promedio de burbujas a aproximadamente 1 mm o menos. Para dar un poco de perspectiva, unos pocos ppm's equivalen a unos pocos gramos por tonelada de agua. Reducir una burbuja de 4 mm a burbujas de 1 mm aumenta el número de burbujas en 64 veces y el área de superficie total en 16 veces, lo que se traduce en un aumento del flujo de área superficial de burbujas S_b , por lo tanto, en un aumento de la cinética de flotación. El flujo de área superficial de burbujas S_b viene dado por,

$$S_b = \frac{6 \cdot J_g}{D_{32}}$$

donde J_g es la velocidad superficial de gas (aire) definido como el flujo volumétrico (cm^3/s) de aire por unidad de área transversal de la celda (cm^2). El rango típico para J_g es de 0.4 – 2.5 cm/s. Para una velocidad superficial de gas dado, reducir el tamaño de la burbuja de 4 mm (0.4 cm) a 1 mm (0.1 cm) aumenta S_b 4 veces.

Los espumantes evitan la coalescencia de las burbujas, es decir, la fusión de burbujas pequeñas para formar burbujas más grandes, en este sentido se supone que la

celda de flotación produce pequeñas burbujas las cuales el espumante las conserva. Existe cierta evidencia de que los espumantes también ayudan a la ruptura de masas de aire.

La Figura 22 muestra la tendencia común observado para todos los espumantes; una rápida disminución inicial del tamaño hasta una concentración de transición en la que se alcanza el mínimo D_{32} . Cho y Laskowski (2002) introdujeron el término concentración crítica de coalescencia (CCC) para referirse a esta concentración de transición. Su método gráfico para estimar el CCC se observa en la Figura 2.21. En el Anexo IV se indica el CCC para algunos espumantes comerciales determinado en agua pura. Los CCC mostrados oscilan entre 5 ppm (espumante PFW31) y 23 ppm (espumante NF240), en términos de reducción de tamaño de burbuja, estos dos espumantes se pueden clasificar como "fuertes" y "débiles" respectivamente. A concentraciones superiores a CCC, todos los espumantes dan un tamaño mínimo de burbuja similar, aunque es evidente cierta dependencia del tipo de espumante. Se recomienda utilizar una celda grande (0.8 m^3 en el caso de la Figura 22) en lugar de una celda de tamaño laboratorio para estimar el CCC.

El CCC dependerá en cierta medida de factores como la tasa del gas y quizás el método de generación de burbujas. El tamaño de la burbuja aumentará a medida que aumente la tasa de gas, según la relación aproximada de $D_{32} = J_g^{0.25}$. En la figura 2.21, esto significa que a medida que aumenta el flujo de gas, la curva se desplaza hacia arriba y hacia la derecha; es decir, el CCC aumenta con el aumento del flujo de gas. No hay información suficiente para determinar el efecto del dispositivo de dispersión de aire sobre el tamaño de la burbuja, la tendencia general de $D_{32} - C$ no cambiará, pero puede desplazarse a valores de C más altos o más bajos en comparación con la Figura 22 y, por lo tanto, CCC se vería influenciado por el tipo de máquina de flotación. Por el momento, los datos del Anexo IV proporcionan una guía útil. La presencia de sólidos no parece tener un impacto significativo en el tamaño de las burbujas o en el CCC, aunque se puede anticipar un efecto si se tiene una granulometría fina con un alto porcentaje en sólido (es decir, alta viscosidad de la pulpa).

El concepto CCC indica que es la concentración de espumante en la solución lo que controla el tamaño de la burbuja. Normalmente la dosificación de espumante en una planta se mide en g/t de material mineral tratado, el cual es útil para fines contables, pero no es adecuado para comprender el papel del espumante. En el Anexo V se muestra la dosificación de espumante (kg/t tratada) de algunas plantas concentradoras de Canadá y se calcula su respectiva concentración de espumante en la pulpa, muestra que la concentración de espumante en la pulpa de estas operaciones está por encima del CCC de sus respectivos espumantes. Para maximizar el beneficio de la adición de espumante, el objetivo es una concentración ligeramente superior a CCC; una concentración inferior a CCC significa (de la Figura 22) que cualquier cambio en la concentración tiene un gran impacto en el tamaño de la burbuja, lo que afecta a la cinética de flotación. El aumento de C mucho más allá del CCC, además del costo, aumenta la recuperación de agua, esto afecta la estabilidad de la zona espuma y aumenta el arrastre de partículas no deseadas a esta zona. Si el incremento de la concentración de espumante a valores inferiores al CCC afecta la estabilidad de la espuma y aumenta el arrastre de partículas no deseadas, esta situación sugiere utilizar un espumante diferente al utilizado.

El carbón y otras materias carbonosas adsorben espumante, aumentando el consumo de espumante. Algunos sólidos pueden adsorber un tipo de espumante, pero no otro. Un ejemplo es el talco, que adsorbe los espumantes poliglicoles, pero no los alcoholes.

Las burbujas pequeñas (2.5 mm) se elevan más lentamente que las burbujas grandes y las burbujas pequeñas en una pulpa se elevan más lentamente que en agua sola. La disminución de la velocidad de ascenso de las burbujas significa que las burbujas pasan más tiempo en la zona pulpa de la celda de flotación (mayor tiempo de residencia de las burbujas), lo que significa más tiempo para colisionar y colectar partículas hidrofóbicas. El aumento del tiempo de residencia de burbujas aumenta el contenido de aire en la celda, lo que se conoce como retención de aire (air holdup, ϵ_g). El área superficial

específica de las burbujas (área superficial por unidad de volumen, A_b) está relacionada con ε_g y el diámetro medio de Sauter por:

$$A_b = \frac{6 \cdot \varepsilon_g}{D_{32}}$$

En ausencia de espumante, ε_g rara vez supera el 5%, pero con espumante puede alcanzar el 15% en celdas mecánicas y columnas. Un mayor A_b significa una mayor probabilidad de colisiones de las burbujas con las partículas hidrofóbicas lo que aumenta la cinética de flotación. En contraposición un elevado ε_g disminuye el tiempo de residencia de las partículas minerales, disminuyendo la probabilidad de colisiones partículas-burbujas, por lo tanto, se deberá encontrar un ε_g óptimo que maximice la cinética de flotación. El ε_g depende del flujo de aire en la celda de flotación. El ε_g es una variable importante en el diseño y funcionamiento de una celda. En el diseño de una celda, una característica es que la celda deba lograr una alta ε_g que permita aumentar la cinética de flotación.

La tercera función principal del espumante es promover la estabilidad de la espuma. La función inhibidora de la coalescencia junto con el pequeño tamaño de la burbuja generada son factores que contribuyen a la estabilidad de la espuma, pero la estabilidad de la espuma depende en gran medida de la cantidad y la hidrofobicidad de las partículas en la espuma. El MIBC, por ejemplo, proporciona poca espuma en un sistema de solo aire-agua, pero claramente puede crear mayor espumación en un proceso de flotación. Por lo tanto, no es sorprendente que cualquier factor que influya en la hidrofobicidad de las partículas, como colectores y los reguladores, pueda afectar a la espuma. La explicación más simple para el aumento de la estabilidad de la espuma es que las partículas adheridas a las burbujas impiden el drenaje del agua de la espuma. El impacto de las partículas es a menudo evidente en un banco de flotación, donde la espuma en la primera celda puede incluso cargarse demasiado y "colapsar", mientras que la última celda lucha por formar espuma. El MIBC que es un espumante débil suele crear una espuma de poca profundidad, mientras que los espumantes fuertes crean una espuma más profunda. Las partículas

hidrofílicas también pueden influir en la estabilidad de la espuma, por ejemplo, las arcillas que se arrastran a la espuma. No es deseable una espuma demasiado estable, ya que puede afectar a las operaciones posteriores, como el bombeo y el espesamiento del concentrado. El requisito de que la espuma no sea demasiado estable restringe el tipo de tensioactivo que se puede considerar como espumante. En ocasiones, pueden ser necesarios agentes antiespumantes.

Existen colectores que presentan propiedades espumantes, por ejemplo, los colectores para minerales no-sulfurados, como los ácidos grasos, sulfatos de alquilo y aminas, presentan propiedades espumantes considerables, que a veces ya no se necesita espumante en el proceso de flotación. Pero es preferible no utilizar un reactivo que actúe como colector y espumante para evitar comprometer las dos funciones. La elección del espumante para usar con colectores con propiedades espumantes no es fácil. Los colectores sulfhídricos tienen menor acción espumante.

2.1.7 Activador

Barry A. Wills, (2016), en el libro “Wills’ Mineral Processing Technology”; los activadores son generalmente sales inorgánicas solubles que se ionizan en solución, y los iones reaccionan con la superficie mineral. Los activadores de mayor uso en la flotación de minerales sulfurados son; el sulfato de cobre CuSO_4 , y el sulfuro de sodio Na_2S (o hidrosulfuro de sodio NaSH).

El uso clásico del sulfato de cobre CuSO_4 es en la activación de la esfalerita en los procesos flotación de recuperación de zinc. La esfalerita no flota fácilmente con el colector xantato, por dos razones: (1) el producto xantato de zinc que se forma en la superficie de la esfalerita, en comparación con otros xantatos de metales base (como por ejemplo el cobre Cu), es relativamente soluble y no proporciona sitios hidrofóbicos estables; y (2) debido a que la esfalerita es un semiconductor pobre, no admite fácilmente reacciones de transferencia de electrones que es el mecanismo electroquímico de adsorción de xantato. La flotabilidad se puede mejorar mediante el uso de grandes cantidades de xantatos de cadena larga, pero un método más eficiente es usar sulfato de cobre como activador, que

es fácilmente soluble y se disocia en iones de cobre en solución. La activación se debe al intercambio de Cu por Zn en la red superficial de la esfalerita: $ZnS + Cu^{2+} \leftrightarrow CuS + Zn^{2+}$. Este intercambio se ve favorecido (a) debido a su posición relativa en la serie electroquímica (los agentes oxidantes más fuertes están en la parte superior y los agentes reductores más fuertes están en la parte superior), donde el cobre está por encima del zinc y, por lo tanto, cuando se juntan, el zinc se oxida a iones de zinc y los iones de cobre se reducen a cobre, y (b) porque la red de esfalerita puede acomodar los iones de cobre sin distorsión indebida. El intercambio continúa hasta que se alcanza la capacidad de retener Cu en la superficie de la esfalerita. En la práctica, la dosificación oscila entre 0.2 y 1.6 g de Cu por kg de Zn.

Las esfaleritas casi siempre contienen hierro variable en solución sólida, siendo la variedad de bajo contenido de Fe de color marrón pálido y el miembro final de alto contenido de Fe, la marmatita (con hasta un 20% de Fe), de color negro. La presencia de hierro se expresa en la fórmula general de la esfalerita y sus variedades $(Zn, Fe)S$. En general, la flotación de la esfalerita no se ve afectada significativamente por la presencia de hierro, aunque se ha informado que el desplazamiento de Zn a los concentrados de plomo puede ser mayor para la variedad de esfalerita con bajo contenido de hierro.

La presencia del cobre en la superficie de la esfalerita tiene dos efectos: (1) con el xantato el cobre forma xantato de cobre altamente insoluble; y (2) aumenta la conductividad superficial para apoyar el mecanismo electroquímico de adsorción de xantato. La reacción anódica del xantato también parece estar asociada con el Cu^{2+} que actúa como receptor de electrones y se reduce a Cu^+ ya que el producto de reacción identificado es $Cu(I)$ -xantato.

El principal uso del sulfato de cobre como activador es en la flotación diferencial de minerales de plomo-zinc y cobre-zinc, donde después de la flotación de plomo o cobre la esfalerita se activa y se flota. La selectividad en la etapa de flotación de zinc es generalmente contra sulfuros de hierro, pirita y pirrotita. Los experimentos en sistemas de esfalerita/pirita/xantato mostraron que en ausencia de iones cobre tanto la esfalerita como

la pirita flotaban, pero la adición de iones cobre alteró el equilibrio de la competencia por el xantato a favor de la esfalerita y la pirita se "quedó sin xantato". Si bien el mecanismo de selectividad de la esfalerita y la pirita sigue siendo objeto de investigación, un resultado práctico está en el orden de adición de reactivos, donde en lugar de la práctica común, de aumentar primero el pH para deprimir la pirita y luego agregar sulfato de cobre, podemos primero activar la esfalerita y "matar de hambre" a la pirita de xantato y luego elevar el pH para deprimir la pirita. Esta secuencia de adición de reactivos de CuSO_4 - cal en muchas plantas concentradora ha demostrado una mayor selectividad de esfalerita/pirita sobre la secuencia de cal - CuSO_4 . Siempre que la dosificación de cobre se mantenga por debajo de la capacidad de la esfalerita para retener el cobre, parece haber poca activación de la pirita.

Hay estudios que informan que el exceso de iones cobre activan la pirita según la siguiente reacción: $\text{FeS}_2 + 4\text{Cu}^{2+} \leftrightarrow \text{Fe}^{2+} + 2\text{Cu}_2\text{S}$. También los iones Pb^{2+} en solución pueden activar accidentalmente otros minerales. Ante la sospecha de que los iones Pb^{2+} estaban activando la pirita en una planta concentradora se instaló una etapa de flotación de Pb entre el molino autógeno (AG) y el molino de bolas para recuperar la galena antes de que la reducción adicional de tamaño (es decir, el aumento de la superficie específica de la galena) libere más iones Pb^{2+} . El resultado fue una disminución del desplazamiento de pirita en el concentrado bulk Cu-Pb. La adición de agentes reductores en el circuito de molienda para reducir la oxidación de la galena (liberación de iones Pb^{2+}) fue otra opción exitosa en otra planta.

En la flotación diferencial cobre-zinc o plomo zinc, la presencia de minerales de cobre secundarios como la covelita (CuS) y la calcocita (Cu_2S) puede resultar abrumador ya que estos minerales liberan iones de cobre en solución que producen una activación indeseada de la esfalerita perjudicando la selectividad Cu/Zn o Pb/Zn. En ocasiones, también se sospecha de la activación accidental de la ganga no sulfurada por iones Cu. En estudios de activación accidental de esfalerita se encontró que en varias operaciones de flotación Cu-Zn, la esfalerita presenta una activación indeseada por cianuro. A bajo

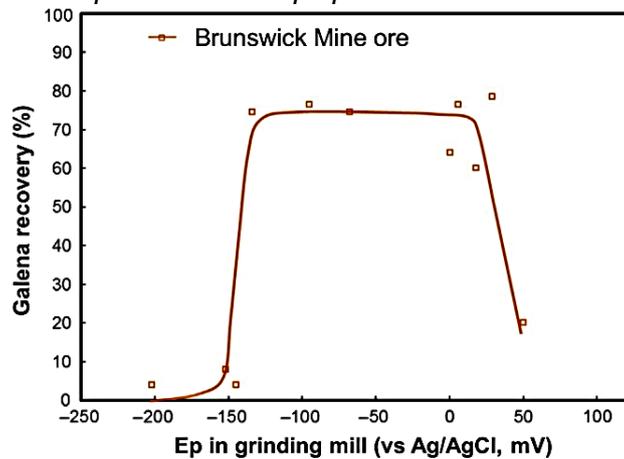
potencial de pulpa, el cobre lixiviado en solución se mantiene como un complejo cupro-cianuro, que no es estable, con el Cu en su estado de oxidación +1, esto significa que no hay intercambio con iones Zn^{2+} en la red superficial de esfalerita, es decir, no hay activación. Sin embargo, si se eleva el potencial de la pulpa, el cupro-cianuro se oxida a cianuro cúprico, una reacción que aumenta la lixiviación del cobre y pone al Cu en su estado de oxidación +2, lo que hace posible el intercambio iónico con iones Zn^{2+} en la red de esfalerita, es decir, la esfalerita se activa.

2.1.8 Potencial de pulpa

Barry A. Wills, (2016), en el libro “Wills’ Mineral Processing Technology”; en la flotación de minerales sulfurados, las condiciones de oxidación/reducción juegan un papel importante en la selectividad a través del control de las reacciones electroquímicas. El potencial de pulpa de un sistema es el resultado de todas las reacciones anódicas (oxidación) y catódicas (reducción) que tienen lugar y es difícil de predecir. Sin embargo, se entiende que el potencial de la pulpa tiene un impacto y se puede interpretar a partir de la representación de la Figura 16. En ese ejemplo, si el potencial de pulpa se disminuiría con un reductor más fuerte que el xantato, la adsorción de xantato se verá desfavorecida, entonces el colector no se adsorbe adecuadamente y disminuiría la flotabilidad del mineral. Si se incrementa el potencial de pulpa a un valor suficientemente alto como para oxidar los sulfuros se forma especies hidrofílicas de oxi-hidróxido en la superficie del mineral. La aireación previa a la flotación era una práctica común para deprimir los sulfuros de hierro. El oxígeno es un agente oxidante fuerte que incrementa el potencial de pulpa. El efecto del potencial de la pulpa, por lo tanto, puede ser tanto para promover como para deprimir la flotación, dependiendo de la magnitud del potencial. En la flotación de galena un adecuado potencial de pulpa que favorezca la adsorción de xantato permitirá una mejor recuperación de la galena, pero si el potencial de pulpa es demasiado alto se producirá especies oxidadas oxi-hidróxido en la superficie de la galena disminuyendo la recuperación de la galena. La Figura 23 muestra un rango óptimo de potencial de pulpa donde la recuperación de la galena es máxima y fuera de este rango la recuperación de la galena cae fuertemente.

Figura 23

Flotación de galena (Pb) a partir de una muestra mineral de la mina Brunswick de Cu-Pb-Zn que ilustra el efecto del potencial de la pulpa.

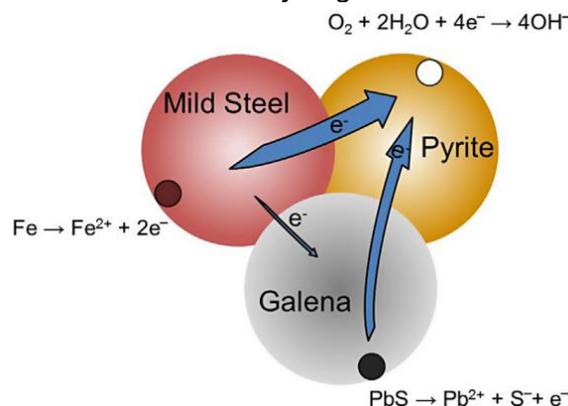


Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

La oxidación del acero (es decir, la corrosión) libera una serie de especies hidrofílicas de oxi-hidróxido de hierro en la pulpa que se adsorben indiscriminadamente y actúan como depresores generales. Una de las razones por las que el aumento del pH es una práctica común es retardar la liberación de iones de hierro del acero a través de la supresión de las interacciones galvánicas mediante la inhibición de la reducción de oxígeno en la pirita (Ver la Figura 24).

Figura 24

Representación del contacto galvánico para el sistema de pirita-galena-acero dulce, que muestra el flujo de electrones a la pirita (el ancho de la flecha indica la magnitud relativa) y la liberación de iones metálicos del acero y la galena.



Fuente: Barry A. Wills /2016/ Wills' Mineral Processing Technology.

Teniendo en cuenta que la adsorción de xantato es una reacción de oxidación, cuando la galena está en contacto con la pirita se promueve la adsorción de xantato sobre

galena, mientras que al mismo tiempo sobre la superficie de la pirita los iones hidroxilo (OH) generan productos de oxi-hidróxido de Fe hidrofílicos (se genera una superficie hidrofílica). Por lo tanto, el contacto galvánico galena-pirita promueve la flotación selectiva de galena sobre pirita.

Una manera de reducir las interacciones galvánicas es usar gas nitrógeno en lugar de aire. Existen operaciones donde se practica la flotación inversa de pirita con xantato (es decir, flotar la pirita y conservar los minerales valiosos) las cuales usan nitrógeno en lugar de aire, el nitrógeno promueve la flotación selectiva de la pirita en presencia de otros sulfuros. El mecanismo postulado es que el nitrógeno rompe la interacción galvánica entre la esfalerita y la pirita, lo que suprime la formación de oxi-hidróxidos en la superficie de la pirita. La eliminación de estas especies hidrofílicas que deprimen la pirita genera sitios para la adsorción del colector sobre la pirita. En los procesos de flotación inversa de pirita normalmente calientan la pulpa (hasta aprox. 75°) y la acidifican con SO₂ para flotar la pirita. El calentamiento reduce el oxígeno disuelto lo suficiente como para suprimir el contacto galvánico y, por lo tanto, evitar que se forme oxi-hidróxido en la superficie de la pirita. Los experimentos con pirita pura muestran que la pirita no flota con nitrógeno, pero cuando la pirita está en combinación con otros sulfuros flota fácilmente con nitrógeno. La pirrotita no tiene el mismo comportamiento que la pirita cuando se usa nitrógeno, el nitrógeno no favorece la flotación de pirrotita, al contrario, deprime la pirrotita. En la flotación de pentlandita con presencia de pirrotita una alternativa para deprimir la pirrotita es el uso de gas nitrógeno en lugar de aire. Las aplicaciones prácticas del nitrógeno deben hacer frente al reto de mantener una atmósfera de nitrógeno frente a las muchas oportunidades que tiene el aire (oxígeno) para ingresar al sistema de flotación. Otra aplicación importante de nitrógeno es en la flotación diferencial Cu-Mo, donde el nitrógeno reduce las reacciones de oxidación que consumen los depresores de calcopirita, NaHS / Na₂S, y ayuda a mantener un bajo potencial de pulpa, lo que favorece la depresión de la calcopirita.

Para aprovechar el potencial de la pulpa en el control de las separaciones de minerales se requiere medición. La medición del potencial de pulpa es más problemática que la medición del pH.

2.1.9 Medidas utilizadas en un proceso de separación

Wills Barry A., (2016), en el libro “Wills’ Mineral Processing Technology”; el objetivo del procesamiento de minerales, independientemente de la técnica de separación o concentración que se utilice, es siempre el mismo: separar los minerales con valor económico en los concentrados y los minerales de ganga en los relaves. Las medidas más conocidas de un proceso de separación son la ley de alimentación, la ley o grado del concentrado, ley del relave y la recuperación del metal valioso.

2.1.9.1 Ley de alimentación. Es la concentración del metal de interés presente en el flujo sólido de alimentación, a menudo se expresa como porcentaje del metal (%), aunque en el caso de materiales minerales de muy baja ley, como los que provienen de yacimientos de oro, la concentración del metal puede expresarse como partes por millón (ppm), o su equivalente en gramos por tonelada (g/t), u onzas por tonelada (oz/t).

2.1.9.2 Ley o grado del concentrado. Es la concentración del metal de interés presente en el flujo sólido de concentrado, y se expresa de igual forma que la alimentación.

2.1.9.3 Ley del relave: es la concentración del metal de interés presente en el flujo sólido de relave, y se expresa de igual forma que la alimentación y el concentrado.

2.1.9.4 Recuperación del metal valioso. En el caso de un material mineral metálico, es la fracción o porcentaje del contenido metálico del material mineral que ingresa al proceso, que es recuperado en el concentrado. Por ejemplo, una recuperación del 90% significa que el 90% del metal contenido en el material mineral que ingresa al proceso se recupera en el concentrado y el 10% se pierde en los relaves.

Otras medidas relacionadas al grado y la recuperación son; la razón de concentración (que expresa cuantas toneladas de alimentación se requiere para obtener una tonelada de concentrado), la recuperación de peso (o recuperación de masa o sólidos, que expresa la relación del tonelaje de concentrado respecto al tonelaje alimentado) y la

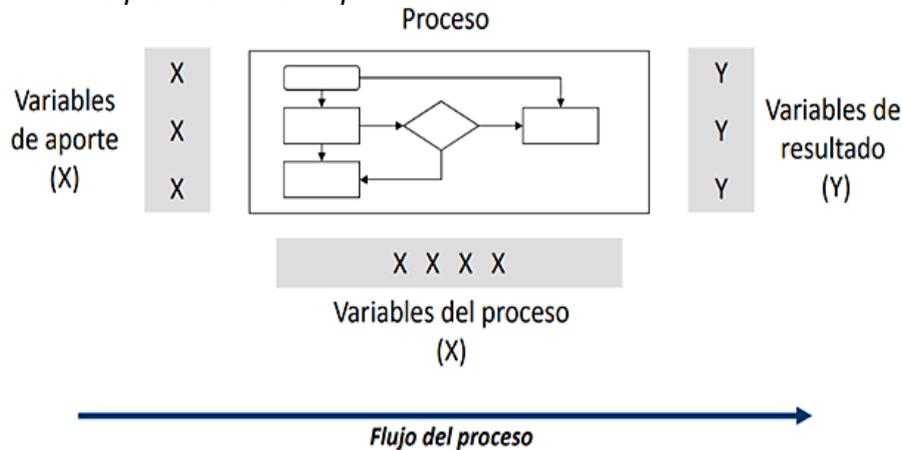
razón de enriquecimiento (que expresa en cuantas veces mayor es la ley del concentrado respecto a la ley de cabeza), todas ellas se utilizan como medidas de eficiencia metalúrgica.

2.1.10 Proceso

Humberto Gutiérrez Pulido et al., (2009), en el libro “Control Estadístico de Calidad y Seis Sigma”; desde el punto de vista estadístico un proceso es un conjunto de acciones u operaciones relacionadas entre sí, que transforman elementos de entrada (variables de entrada) para obtener elementos de salida (variables de respuestas o resultados). Desde el punto de vista empresarial, los procesos son las actividades estructuradas sistemáticamente para producir un resultado que tenga valor para unos clientes. En este sentido una organización empresarial puede ser definida como un conjunto de procesos interrelacionados que generan un bien o servicio de valor para un cliente. La Figura 25 muestra una representación esquemática de un proceso.

Figura 25

Representación esquemática de un proceso.



Fuente: Humberto Gutiérrez Pulido et al. /2009/ Control Estadístico de Calidad y Seis Sigma.

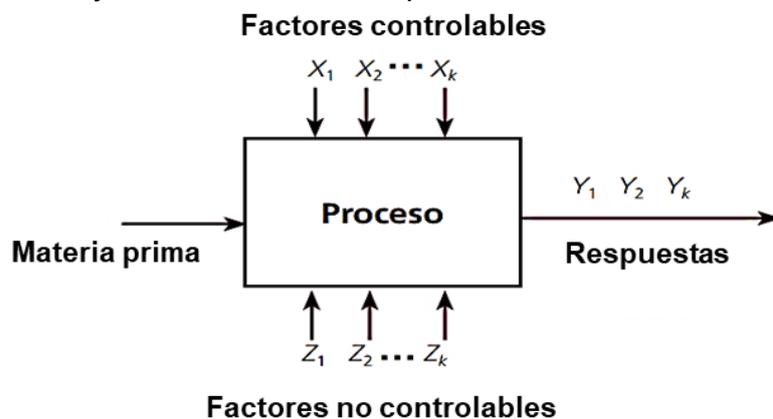
2.1.11 Diseños de experimentos

Douglas C. Montgomery, (2004), en el libro “Diseño y Análisis de Experimentos”; el diseño de experimentos (DOE) es un enfoque estadístico que permite realizar experimentos de manera eficiente y económico. El experimento debe permitir determinar el efecto de un conjunto de variables independientes (o variables de entrada) sobre una o

varias variables de respuesta (o variables dependientes) de un proceso. El conocimiento de esta relación, variables independientes – variables de respuestas permiten predecir y optimizar el proceso. En otras palabras, el diseño de experimentos es una serie de corridas, o pruebas, en las que se hacen cambios intencionales en las variables independientes de un proceso de modo que se pueda observar e identificar el efecto de estas variables sobre una o varias variables de respuesta, con el objetivo de generar conocimiento acerca del proceso y establecer la relación matemática $y = f(x)$, donde “x” es una lista de variables independientes e “y” es una variable de respuesta. En un DOE las variables independientes son conocidos como factores. Los factores se dividen en 2 tipos: factores que podemos controlar y factores que no podemos controlar, como se observa en la Figura 26. Los factores también se conocen como variables explicativas o variables predictoras.

Figura 26

Factores controlables y no controlables en un proceso.



Fuente: Douglas C. Montgomery /2004/ Diseño y Análisis de Experimentos.

Los experimentadores seleccionan factores que harán variar sistemáticamente durante un experimento con el fin de determinar su efecto sobre una o varias respuestas.

Los niveles de un factor son los valores que tomará el factor. Cada factor puede tomar dos (usualmente) o tres niveles (en experimentos de modelado u optimización). Si el factor en el experimento va a tomar dos niveles, entonces uno será el nivel “-1” y el otro el nivel “+1”. Si toma tres niveles, entonces serán los niveles “-1”, “0” y “+1”. El valor máximo y el valor mínimo que toma un factor determina el rango de evaluación del factor, elegir el rango correcto determina la capacidad del experimento para detectar algún efecto del

factor sobre la respuesta. El efecto de un factor sobre la respuesta es el grado de cambio en la respuesta cuando el factor cambia de un nivel a otro. Los principales efectos incluyen a los efectos principales (efecto de un factor) y efectos de interacción de factores. Un tratamiento es una combinación específica de los factores seleccionados y sus niveles. El espacio de diseño es la región multidimensional de todos los posibles tratamientos.

Los factores de ruido son variables independientes que no fueron seleccionadas para el experimento ya sea porque son difíciles o muy costoso de controlar u otro motivo, pero pueden tener cierto efecto sobre la respuesta estudiada. Como son variables no seleccionadas la variación de la respuesta debido a estas variables son introducidas al error experimental. La variación de la variable de respuesta que no es explicada por los factores seleccionados u otra fuente asignable (como un bloque o una covariable) en un experimento se conoce como error experimental o simplemente "error."

Un bloque es un conjunto de corridas experimentales que son afectadas homogéneamente por algún factor de ruido. Por ejemplo, si en un experimento que tiene 40 corridas experimentales no se puede realizar todas en un turno y con el mismo operador, podemos bloquear los factores de ruido turno u operador del siguiente modo, digamos podemos bloqueemos el factor de ruido turno en 2 bloques, 20 corridas se realizan en el turno día y 20 corridas se realizan en el turno noche. Si el efecto del bloque sobre la respuesta resulta significativo significa que bloquear el turno fue adecuado y que dicho factor de ruido tiene un efecto significativo sobre la respuesta. Con esto la variación de la respuesta debido al factor de ruido turno está siendo considerado en el estudio.

Las covariables son factores que no pueden ser controlados, pero si pueden ser medidos, y se cree que tienen algún efecto significativo sobre la respuesta. Aunque no aparecen en el modelo estadístico $y = f(x)$, la variación de la respuesta "y" debido a las covariables debe de ser considerado en el estudio de los factores seleccionados.

La aleatorización de las corridas experimentales minimiza el efecto de los factores de ruido incontrolables sobre la variación de la respuesta. Un diseño completamente al azar es un diseño donde el orden de las corridas se asignó al azar. La aleatorización en

un diseño que tiene bloques se produce dentro de los bloques. Aleatorizar las corridas experimentales generalmente requiere más tiempo y esfuerzo e incluso hay situaciones en las que no se puede aleatorizar las corridas experimentales, pero se aconseja aleatorizar siempre las corridas experimentales en la medida de lo posible.

2.1.12 Diseños factoriales

Douglas C. Montgomery, (2004), en el libro “Diseño y Análisis de Experimentos”; los diseños factoriales son un grupo de diseños utilizados ampliamente en experimentos que incluyen varios factores, y permite estudiar los efectos que pueden tener estos factores o sus interacciones sobre una o más respuestas. Por diseño factorial completo se entiende que en el experimento o réplica se investigan todas las combinaciones posibles de los factores y niveles. Por ejemplo, si el factor A tiene “a” niveles, el factor B tiene “b” niveles y el factor C tiene “c” niveles, cada réplica del experimento contiene “ $axbxc$ ” corridas (pruebas o tratamientos). Los diseños factoriales completos donde todos los factores tienen 2 niveles son de la forma 2^k donde k es el número de factores. Cuando se van a estudiar muchos factores por lo general se utilizan los diseños factoriales fraccionados de 2 niveles los cuales son de la forma $2^{(k-1)}$. Los diseños factoriales fraccionados son muy útiles en la etapa de cribado (determinar los factores más significativos que afectan la respuesta), y en las etapas de caracterización y optimización (desarrollar un modelo estadístico de la respuesta en función de los factores y encontrar el tratamiento que optimice la respuesta). También pueden comprobar la posible presencia de términos cuadráticos en el modelo estadístico, es decir, es posible que la respuesta se explique mejor mediante un modelo estadístico cuadrático.

En los diseños factoriales fraccionados como no incluyen todas las combinaciones posibles de factores se produce el fenómeno de confusión, o alias, esto es cuando los factores o interacciones no son distinguibles unos de otros. Sin embargo, las interacciones de orden superior a 2 por lo general se asumen como no significativas estadísticamente. Afortunadamente, podemos elegir qué factores o interacciones se confunden. La resolución de un diseño factorial fraccionado se refiere al nivel de confusión que tiene el

diseño. Las resoluciones están numeradas con números romanos. Un diseño factorial fraccionado de resolución III, significa que no hay efectos principales que se confundan con otro efecto principal, pero hay efectos principales que se confunden con interacciones de dos factores. Un diseño de resolución IV, significa que no hay efectos principales que se confundan con otro efecto principal, tampoco hay efectos principales que se confundan con interacciones de dos factores, pero si hay efectos principales que se confunden con las interacciones de tres factores, e interacciones de dos factores pueden ser confundidos con otras interacciones de dos factores. Un diseño de resolución V, significa que no hay efectos principales que se confundan con otro efecto principal, tampoco hay efectos principales que se confundan con interacciones de dos factores, no hay interacciones de dos factores que se confundan con otras interacciones de dos factores, efectos principales se confunden con las interacciones de cuatro factores, e interacciones de dos factores pueden ser confundidos con interacciones de tres factores.

2.1.13 Análisis de Varianza

Douglas C. Montgomery, (2004), en el libro "Diseño y Análisis de Experimentos"; el análisis de varianza ANOVA evalúa la importancia de uno o más factores sobre un resultado, comparando las medias de la variable de respuesta de los diferentes niveles de los factores. La hipótesis nula establece que todas las medias poblacionales de los niveles de los factores son iguales mientras que la hipótesis alternativa establece que al menos una es diferente. Si se concluye que debemos rechazar la hipótesis nula y aceptar la hipótesis alternativa se tiene que el efecto del factor sobre la respuesta es estadísticamente significativo, es decir, el valor de la respuesta depende del nivel del factor. Si no podemos rechazar la hipótesis nula, hay una probabilidad considerable de que el factor no tiene ningún efecto sobre la respuesta, es decir, para cualquier nivel del factor nos da el mismo resultado en la respuesta estadísticamente hablando.

El nombre "análisis de varianza" se basa en el enfoque en el cual el procedimiento utiliza las varianzas para determinar si las medias son diferentes. El procedimiento funciona comparando la varianza entre las medias de los niveles de un factor y la varianza

dentro de los niveles de un factor, como una manera de determinar si los niveles son todos parte de una población más grande o son poblaciones separadas con características diferentes.

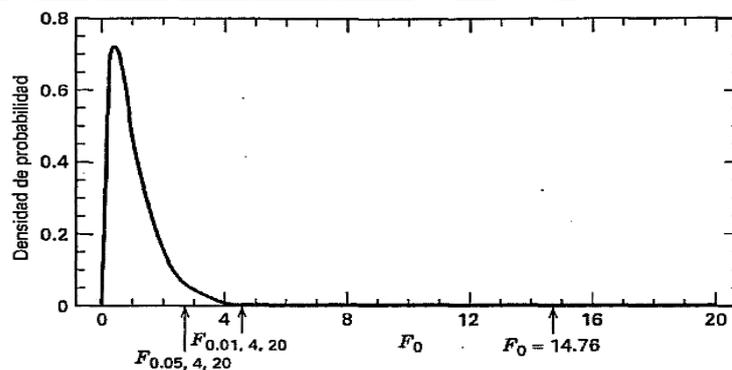
El ANOVA requiere de una variable de respuesta continua y al menos un factor categórico con dos o más niveles. El ANOVA requieren datos de poblaciones que sigan una distribución aproximadamente normal con varianzas iguales entre los niveles de los factores. Sin embargo, los procedimientos de ANOVA funcionan bastante bien incluso cuando se viola el supuesto de normalidad, a menos que una o más de las distribuciones sean muy asimétricas o si las varianzas son bastante diferentes.

Por ejemplo, un ingeniero tiene interés en investigar la resistencia a la tensión de una fibra sintética, y desea determinar si la proporción de algodón de la fibra sintética afecta su resistencia a la tensión. La proporción de algodón varía entre 10% y 40%. El ingeniero decide medir la resistencia de 5 ejemplares para cinco niveles de proporción de algodón, 15, 20, 25, 30 y 35%. La pregunta que el ingeniero se hace es, ¿Hay diferencia en la resistencia para las diferentes proporciones de algodón?, para responder esto objetivamente el ingeniero realiza un análisis de varianza. La Figura 27 muestra los resultados del análisis de varianza encontrados por el ingeniero.

Figura 27

Resultados del ejemplo aplicativo de un análisis de varianza.

Fuente de variación	Suma de cuadrados	Grados de libertad	Cuadrado medio	F_0	Valor P
Peso porcentual del algodón	475.76	4	118.94	$F_0=14.76$	<0.01
Error	161.20	20	8.06		
Total	636.96	24			



Fuente: Douglas C. Montgomery /2004/ Diseño y Análisis de Experimentos.

Del análisis de varianza el ingeniero rechaza la hipótesis nula (valor P menor al nivel de significancia, α) y concluye que la proporción de algodón influye en la resistencia a la tensión de la fibra sintética.

2.1.14 Regresión lineal múltiple

Douglas C. Montgomery, (2004), en el libro “Diseño y Análisis de Experimentos”; en muchos problemas hay dos o más variables relacionadas, y el interés se centra en modelar y explorar esta relación. Suponga que hay una variable dependiente (o de respuesta) que depende de k variables independientes, por ejemplo, x_1, x_2, \dots, x_k . La relación que existe entre estas variables se caracteriza por un modelo matemático llamado modelo de regresión. Dicho modelo se ajusta a un conjunto de datos experimentales.

Existe una fuerte relación recíproca entre el diseño de experimentos y el análisis de regresión debido a la importancia de expresar cuantitativamente los resultados de un experimento, en términos de un modelo empírico, a fin de facilitar su comprensión, interpretación e implementación. La regresión lineal múltiple permite determinar modelos estadísticos, a partir de datos experimentales, que relacionan cuantitativamente las variables independientes con las variables de respuesta.

En general, la variable de respuesta “y” puede relacionarse con k variables independientes. Al modelo de la forma,

$$y = \beta_0 + \beta_1 \cdot x_1 + \beta_2 \cdot x_2 + \dots + \beta_k \cdot x_k + \varepsilon$$

se le llama modelo de regresión lineal múltiple con k variables independientes. A los parámetros $\beta_1, \beta_2, \beta_3, \dots, \beta_k$ se les llama los coeficientes de regresión y β_0 la constante de regresión. En ocasiones a $\beta_1, \beta_2, \beta_3, \dots, \beta_k$ se les denominan coeficientes de regresión parcial, porque β_i ($i = 1, 2, \dots, k$) mide el cambio esperado en “y” para cada cambio unitario de x_i cuando las demás variables independientes se mantienen constante.

En general, cualquier modelo de regresión que es lineal en los parámetros (los valores β_i) es un modelo de regresión lineal, independientemente de la forma de la

superficie de respuesta que genera. Por ejemplo, el siguiente modelo, es también un modelo de regresión lineal múltiple.

$$y = \beta_0 + \beta_1 \cdot x_1 + \beta_2 \cdot x_2 + \beta_3 \cdot x_1^2 + \beta_4 \cdot x_2^2 + \beta_5 \cdot x_1 \cdot x_2 + \varepsilon$$

El método usado para determinar el modelo de regresión lineal múltiple que mejor se ajuste a los datos experimentales es el criterio de mínimos cuadrados, el cual minimiza la suma de los errores (o residuos) al cuadrado, donde los residuos es la diferencia del valor experimental menos el valor modelado.

$$\text{Residuo} = e_i = Y_i - \hat{Y}_i$$

El análisis de regresión no termina una vez que se ajusta el modelo de regresión. Debe examinar los gráficos de residuos y otras estadísticas de diagnóstico para determinar si su modelo es adecuado y si se han cumplido los supuestos de regresión. Si su modelo es inadecuado, no representará correctamente sus datos. Los estadísticos de bondad de ajuste (desviación estándar y R^2) son simplemente una medida de qué tan bien se ajusta el modelo a los datos, e incluso cuando un modelo tenga un valor deseable de bondad de ajuste, usted deberá revisar las gráficas de residuos para verificar que el procedimiento de regresión lineal cumpla con los supuestos sobre los residuos. Si su modelo viola estos supuestos, los resultados del análisis de regresión pueden ser engañosos.

Los procedimientos de regresión lineal múltiple hacen las siguientes suposiciones sobre los residuos; los residuos tienen una distribución normal con media cero, la varianza de los residuos es constante y los residuos son independientes entre sí. Compruebe la validez de estos supuestos en su análisis de regresión. Se puede comprobar cada uno de estos supuestos gráficamente utilizando los gráficos de residuos.

2.2 Marco Conceptual

2.2.1 Material Mineral

Es el material extraído de las labores mineras que está compuesto de rocas que contienen minerales valiosos y minerales de ganga sin valor económico. Los minerales valiosos contienen el metal de interés económico.

2.2.2 Mineral

Son sustancias inorgánicas naturales que poseen composiciones químicas y estructuras atómicas definidas. Sin embargo, se permite cierta flexibilidad en esta definición. Muchos minerales exhiben isomorfismo, donde la sustitución de átomos dentro de la estructura cristalina por átomos similares tiene lugar sin afectar la estructura atómica. El mineral olivino, por ejemplo, tiene la composición química $(Mg, Fe)_2SiO_4$, pero la proporción de átomos de Mg a átomos de Fe varía. Los minerales también pueden exhibir polimorfismo, diferentes minerales que tienen la misma composición química, pero propiedades físicas marcadamente diferentes debido a una diferencia en la estructura cristalina. Por ejemplo, el grafito y el diamante tienen exactamente la misma composición química, pero tienen propiedades físicas muy diferentes.

2.2.3 %-200M

Es un indicador de la granulometría de un material particulado, expresa el porcentaje en masa de material que pasa la malla 200, es decir, porcentaje de material de tamaño menor a 74 micras (malla 200 de la serie Tyler).

2.2.4 Agua fresca

Se denomina agua fresca al agua usada en una planta concentradora que proviene de algún reservorio natural (río o laguna) de agua.

2.2.5 Agua de proceso

Se denomina agua de proceso al agua que se utiliza para los procesos productivos de la planta concentradora, y generalmente son una mezcla de agua fresca con agua recirculada recuperada de las pulpas de concentrados y relaves finales del circuito de flotación.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Descripción del circuito de flotación de estudio

La planta concentradora de estudio tiene una capacidad de 4200 TMS/día y trata un material mineral de zinc marmatítico con alto contenido de pirita y carbón. El material mineral que ingresa a la planta concentradora tiene una ley de cabeza promedio de 6.65% Zn, 0.75 %Pb, 0.25% Cu, 48 g/t Ag y 26.5% Fe, y una mineralogía donde los principales minerales son; marmatita, esfalerita (muy baja cantidad en comparación con la marmatita), smithsonita, galena, cerusita, calcopirita, y una muy baja cantidad de covelina, tetraedrita y bornita, la plata está presente como plata nativa. La ganga está conformada principalmente de pirita e insolubles. La planta produce un concentrado de zinc con una calidad promedio de 46% Zn, con una recuperación de zinc de 86%.

La reducción de tamaño del material mineral extraído de las labores se lleva a cabo en etapas de chancado y molienda, el objetivo final de estas etapas es conseguir la liberación de los minerales valiosos de la ganga y un tamaño óptimo de partículas para que el proceso de flotación por espumas se lleve a cabo adecuadamente. El producto del área de molienda, tiene una granulometría promedio de 60 % - 200M con un P80 = 150 μ m y una densidad de 1450 - 1550 g/l, el cual es el alimento del proceso de flotación por espuma.

El área de flotación comprende 2 circuitos, el circuito de flotación naturalmente flotable (flotación de carbón) y el circuito de flotación de zinc. La configuración del circuito de flotación está diseñada para obtener un concentrado de zinc con un grado de 46% Zn con una recuperación de zinc de 86%.

El circuito de flotación de carbón está compuesto de 2 celdas OK-50 (50 m³) y un banco de 3 celdas Denver DR-100 (100 ft³). La pulpa producto del circuito de molienda alimenta a las dos celdas OK-50 que están en paralelo, los relaves de ambas celdas OK-50 constituyen la pulpa de alimentación al circuito de flotación zinc. El concentrado de carbón de las celdas OK-50 es alimentado a una etapa de limpieza de carbón compuesta por un banco de 3 celdas Denver DR-100, el relave de la limpieza de carbón es recirculada

a la alimentación de las celdas OK-50, y el concentrado de la limpieza de carbón es bombeado hacia el cajón de relave final general.

El circuito de flotación de zinc comprende las etapas Rougher, Scavenger, Remolienda, Cleaner 1, Cleaner-Scavenger, Cleaner 2 y Cleaner 3. El relave de la etapa de flotación de carbón es alimentado a un grupo de acondicionadores N° 1, 2 y 3 dispuestos en serie para luego alimentar a la etapa Rougher, compuesta por dos bancos en serie, el primer banco, Rougher 1, de 3 celdas OK-16 (16 m³) y el segundo banco, Rougher 2, de 4 celdas OK-16 (16 m³), el concentrado Rougher es enviado a una etapa de remolienda y el relave Rougher alimenta a la etapa Scavenger que está compuesta por un banco de 3 celdas OK-16 (16 m³), 85% del concentrado Scavenger es enviado a la etapa Cleaner-Scavenger y el 15% restante es enviado a remolienda junto con el concentrado Rougher, esta división va depender de la condiciones operativas del circuito. El relave Scavenger es un relave final. El circuito de remolienda es un circuito cerrado inverso compuesto por un molino de bolas 8' x 12' Kurimoto, un nido de ciclones G-MAX 10 (ápex de 1.5" y vortex de 4") y 2 bombas ASH 150 (una en stand-by), el producto de remolienda tiene una granulometría de 80% -325M y junto con el relave de la etapa Cleaner 2 forman el alimento a la etapa Cleaner 1. La etapa Cleaner 1 está compuesta por dos bancos en serie, el primer banco de 2 celdas OK-16 (16 m³) y el segundo banco de 3 celdas OK-16 (16 m³), el concentrado de la etapa Cleaner 1 junto al relave de la etapa Cleaner 3 forman el alimento a la etapa Cleaner 2 y su relave junto al 85% del concentrado Scavenger conforman el alimento a la etapa Cleaner-Scavenger. La etapa Cleaner-Scavenger está compuesta por un banco de 2 celdas OK-16 (16 m³) y 2 celdas OK-20 (20 m³) dispuestas en serie, el concentrado Cleaner-Scavenger es bombeado hacia el acondicionador N° 3 que junto al relave de la flotación de carbón conforman el alimento a la etapa Rougher. El relave Cleaner-Scavenger es un relave final que junto al concentrado de carbón y el relave de la etapa Scavenger conforman el relave final general. La etapa Cleaner 2 está compuesto por 2 bancos dispuestos en serie, el primer banco de 4 celdas OK-8 (8 m³) y el segundo banco de también de 4 celdas OK-8 (8 m³), la etapa Cleaner 2 es alimentado por el

concentrado de la etapa Cleaner 1 y el relave de la etapa Cleaner ³, el concentrado de la etapa Cleaner 2 es bombeado para alimentar a la etapa Cleaner 3 y su relave junto al producto del circuito de remolienda es alimento a la etapa Cleaner 1. La etapa Cleaner 3 está compuesta por 2 bancos en serie, el primer banco de 3 celdas Denver DR-180 (180 ft³) y el segundo banco de 4 celdas Denver DR-180 (180 ft³), el concentrado de la etapa Cleaner 3 es el concentrado final de zinc y tiene una calidad promedio de 46% Zn, el relave de esta etapa junto al concentrado Cleaner 1 forman el alimento a la etapa de Cleaner 2.

Los reactivos son adicionados de la siguiente manera: En la etapa de flotación de carbón el único reactivo que se utiliza es espumante MIBC y es adicionada en el cajón divisorio de alimentación a las celdas OK-50 a una dosis de 40 g/t. Esta etapa se trabaja a un pH natural de 7 - 9 aprox. En el circuito zinc como activador de Zn se utiliza sulfato de cobre (CuSO₄) a una concentración del 10%, como colector se utiliza una mezcla de xantato de Z:11 y Z:14 (1:1) a una concentración del 10%, como depresor de pirita se utiliza lechada de cal a una densidad de 1050 g/l y como espumante se usa el reactivo MT-342-3. La dosificación de reactivos es de la siguiente manera; sulfato de cobre (CuSO₄), en el acondicionador N° 2 a una dosis de 750 g/t, en la alimentación al banco Rougher 2 a una dosis de 150 g/t y en la alimentación al banco Scavenger a una dosis de 50 g/t. Xantato y espumante MT-342-3 en el acondicionador N° 3 a una dosis de 50 g/t y 25 g/t respectivamente. La dosificación de xantato en la alimentación al banco Rougher 2 es de 35 g/t, en la alimentación al banco Scavenger es de 15 g/t y en la alimentación a la etapa Cleaner-Scavenger es de 5 g/T. La lechada de cal se adiciona en el acondicionador N° 1 hasta un pH = 10.5, en la alimentación a la etapa Rougher hasta un pH = 11, en la alimentación a la etapa Cleaner 1 hasta un pH = 12 y en la alimentación de la etapa Cleaner 3 hasta un pH = 13.2, el consumo promedio de cal es de 1.4 kg/ton.

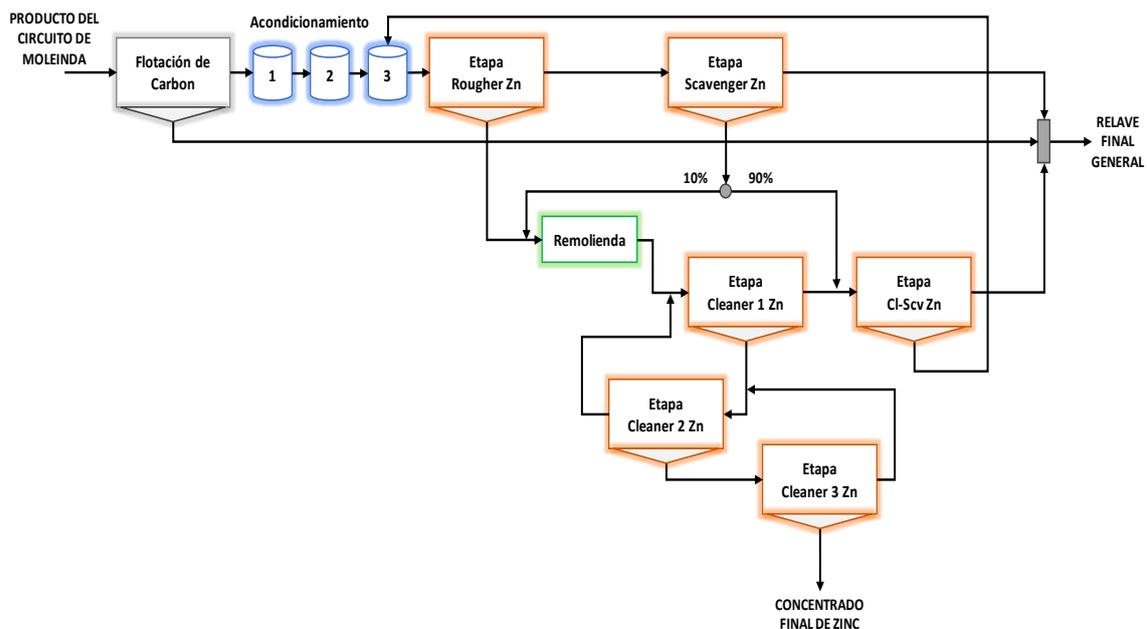
El concentrado final de zinc es enviado a 2 espesadores de 70 ft de diámetro y 12 ft de altura. El concentrado de zinc espesado a una densidad de pulpa de 2000 g/l aproximadamente es bambeado y almacenado en 2 Holding Tank (8.5 m D x 9 m H) con una capacidad almacenamiento de 422 m³ de pulpa cada tanque, para luego ser enviado

mediante un mineroducto hacia la planta de filtrado de concentrado de zinc. El agua clara de los espesadores es almacenada en 3 cochas de 350 m³ de capacidad cada uno, el agua clara de las cochas es recuperada.

El relave final general es enviado hacia la relavera mediante 2 bombas horizontal ASH-200 (una en stand-by). La relavera comprende un espesador Outokumpu Superflo High Rate de 16 m de diámetro y 2 trenes de bombas (un tren en stand-by) de 6 bombas Warman 6" x 4" cada tren. El relave espesado es enviado mediante los trenes de bombas hacia la relavera y el agua clara del espesador es almacenada en una laguna de agua recuperada.

Figura 28

Diagrama de flujo del circuito de flotación de la planta concentradora.



Fuente: Elaboración propia.

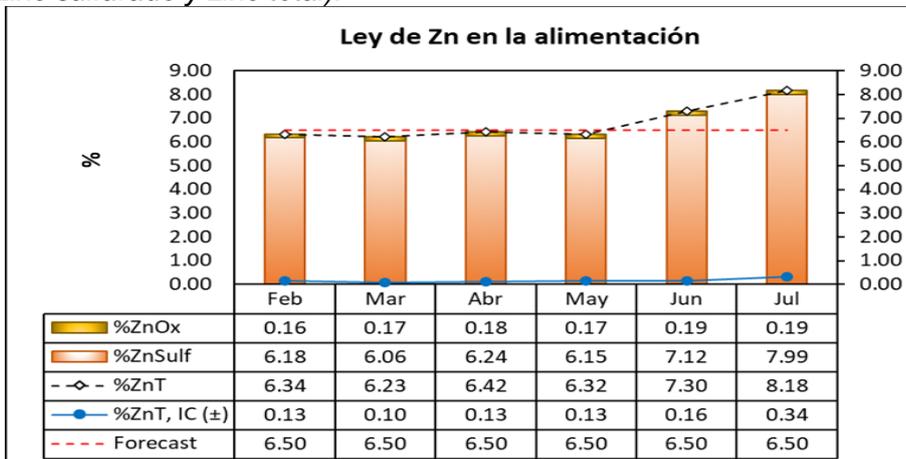
3.2 Recopilación de información del proceso de flotación de estudio

3.2.1 Composición química y mineralógica del material mineral alimentado al circuito de flotación

Se describe la composición química y mineralógica del material mineral que se alimentó al proceso de flotación en la planta concentradora en los últimos seis meses.

Figura 29

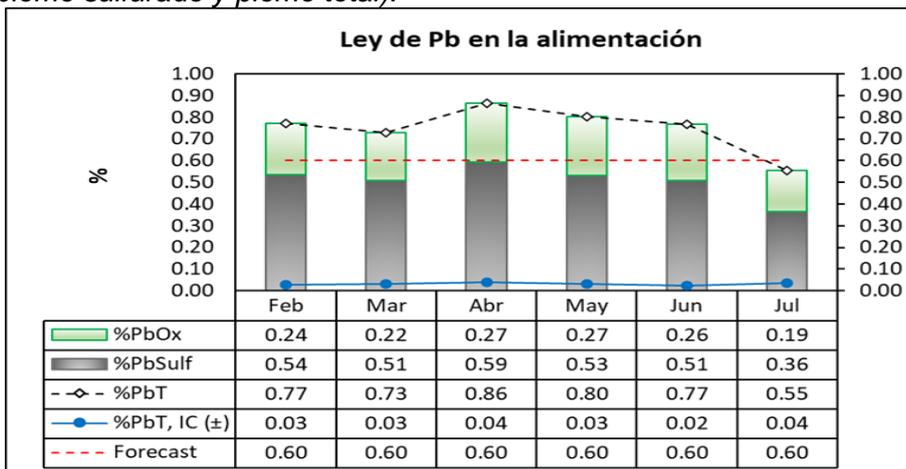
Leyes de Zn en la alimentación al proceso de flotación, %ZnOx, %ZnSulf y %ZnT (zinc oxidado, zinc sulfurado y zinc total).



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 30

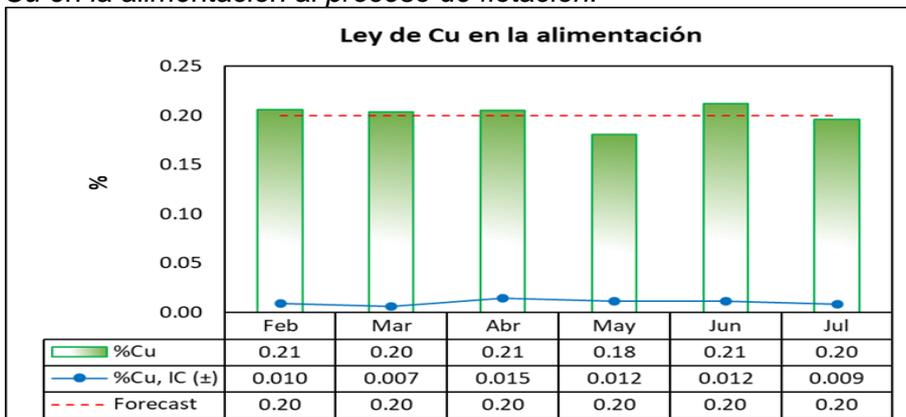
Leyes de Pb en la alimentación al proceso de flotación, %PbOx, %PbSulf y %PbT (plomo oxidado, plomo sulfurado y plomo total).



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 31

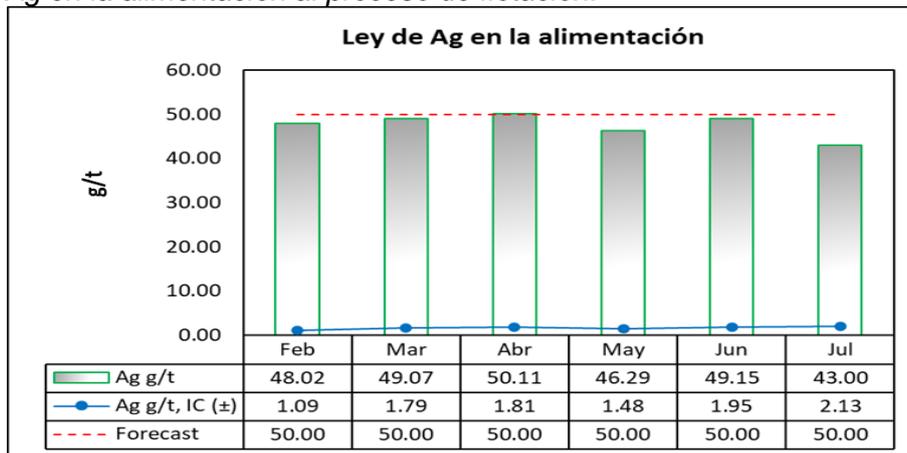
Leyes de Cu en la alimentación al proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 32

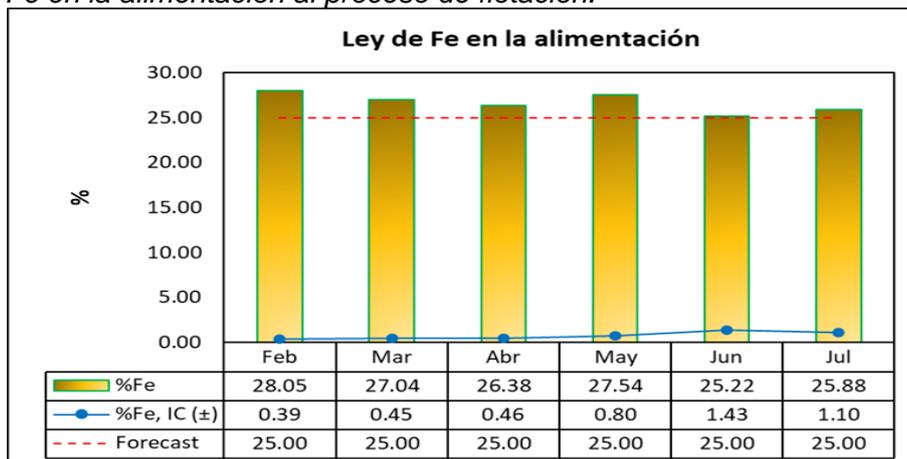
Leyes de Ag en la alimentación al proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 33

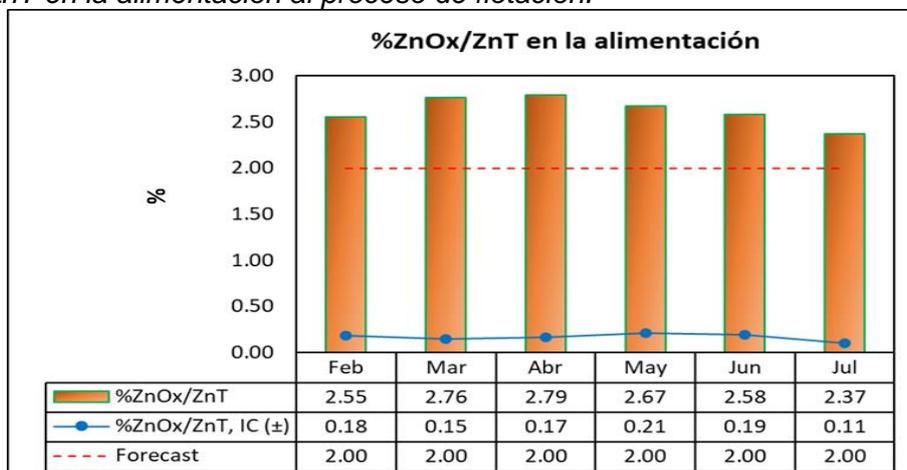
Leyes de Fe en la alimentación al proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 34

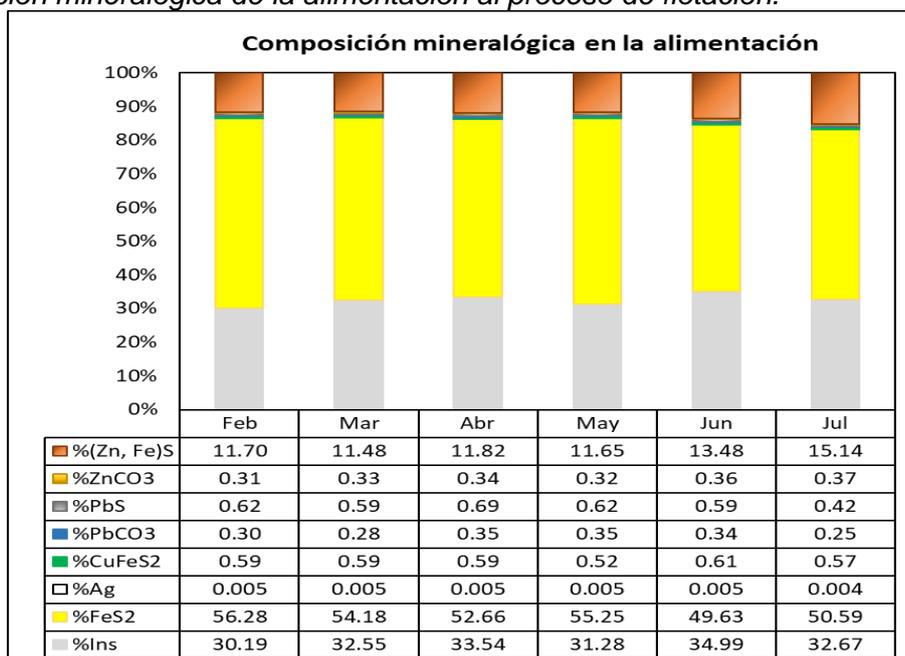
%ZnOx/ZnT en la alimentación al proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 35

Composición mineralógica de la alimentación al proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

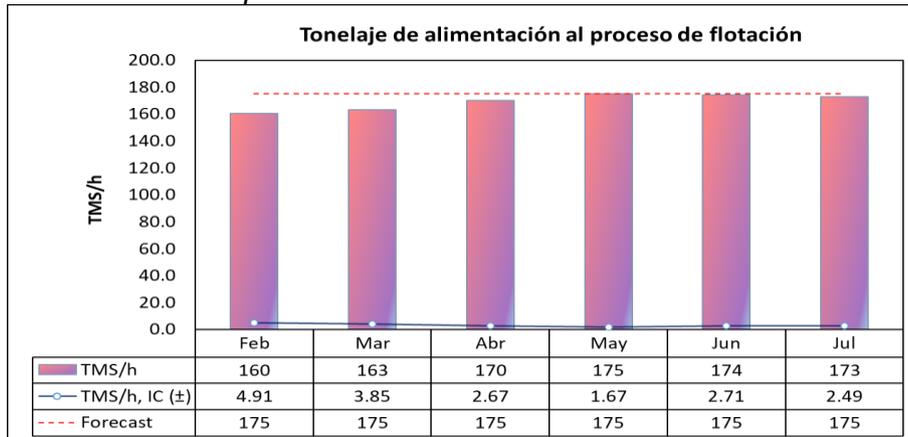
El %ZnT en la alimentación al proceso de flotación durante los meses de junio y julio estuvo por encima del valor planificado de 6.5. Este incremento en el %ZnT en estos meses se debe principalmente al incremento del %ZnSulf, ya que el incremento del %ZnOx es relativamente bajo. El %ZnOx/ZnT en la alimentación estuvo ligeramente por encima del valor planificado de 2% en los últimos 6 meses. El %Fe en la alimentación en los meses de junio y julio estuvieron aproximadamente en el valor planificado de 25%. El %PbT está por debajo del valor planificado y %Cu está alrededor del valor planificado. En resumen, en los meses de junio y julio se tuvieron mejores leyes de alimentación al proceso de flotación, esto se traduce en una mejor recuperación y un concentrado más limpio en estos meses.

3.2.2 Tonelaje y granulometría de alimentación al circuito de flotación

Se describe el comportamiento del tonelaje y la granulometría de alimentación al circuito de flotación durante los últimos seis meses, el tonelaje expresado en toneladas métricas secas por hora, TMS/h, y la granulometría representada por el % -200 Mallas (Malla de la serie Tyler).

Figura 36

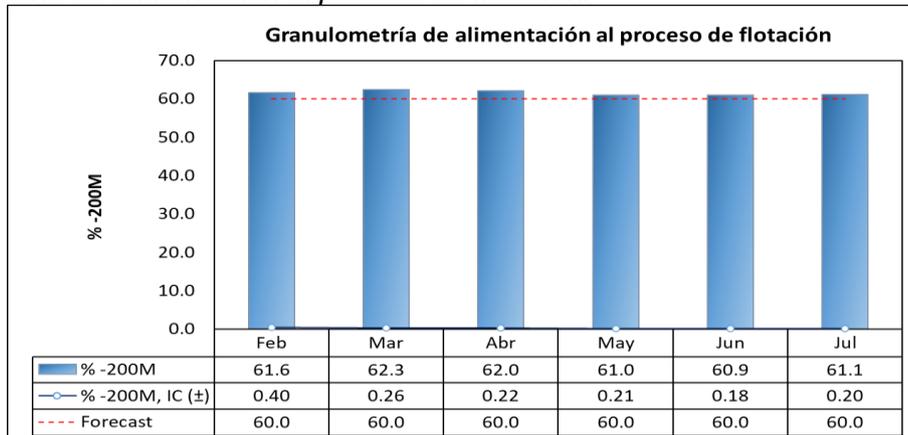
Tonelaje de alimentación al proceso de flotación en TMS/h.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 37

Granulometría de alimentación al proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

El tonelaje de los meses de mayo, junio y julio estuvieron cercano al valor planificado que es de 175 TMS/h, los meses de febrero y marzo estuvieron por debajo de lo planificado básicamente por el clima lluvioso de esos meses. La granulometría de alimentación, % -200M en todos los meses estuvieron por encima del valor planificado que es de 60%.

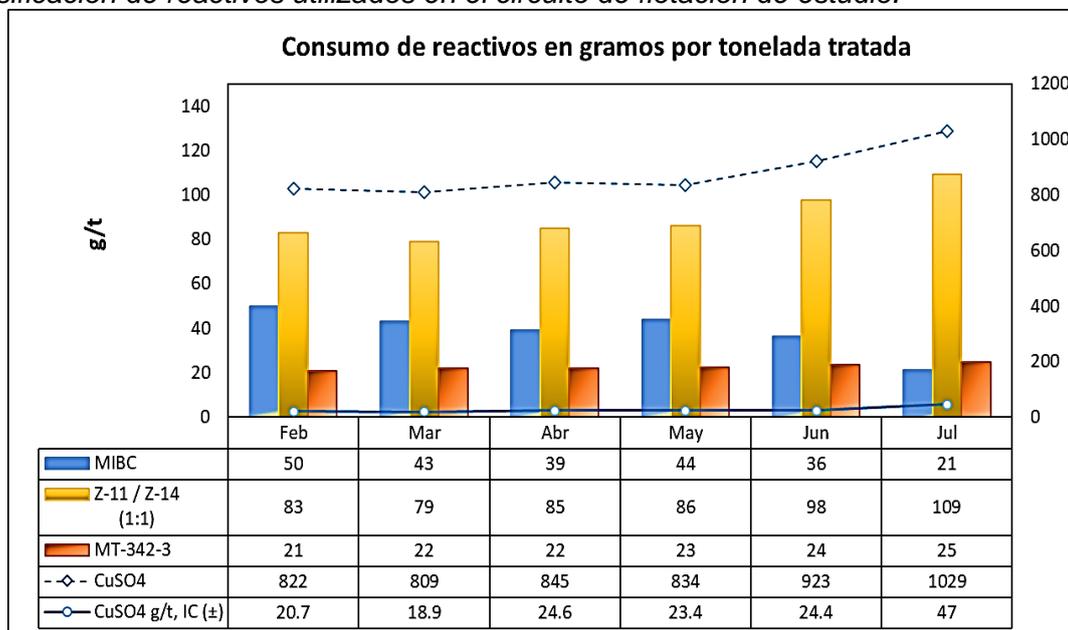
3.2.3 Reactivos, dosificación de reactivos y pH en el circuito de flotación

En el circuito de flotación de estudio el reactivo colector que se usa es una mezcla de xantato Z-11 y Z-14 en proporción 1:1, el activador de zinc que se usa es el sulfato de cobre CuSO₄, para deprimir la pirita se usa lechada de cal, en el circuito de flotación de carbón se usa el espumante MIBC y en el circuito zinc se usa el MT-342-3 que es un

espumante más fuerte. El promedio mensual, en los últimos 6 meses, de las dosificaciones de los reactivos se muestra en la Figura 38.

Figura 38

Dosificación de reactivos utilizados en el circuito de flotación de estudio.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

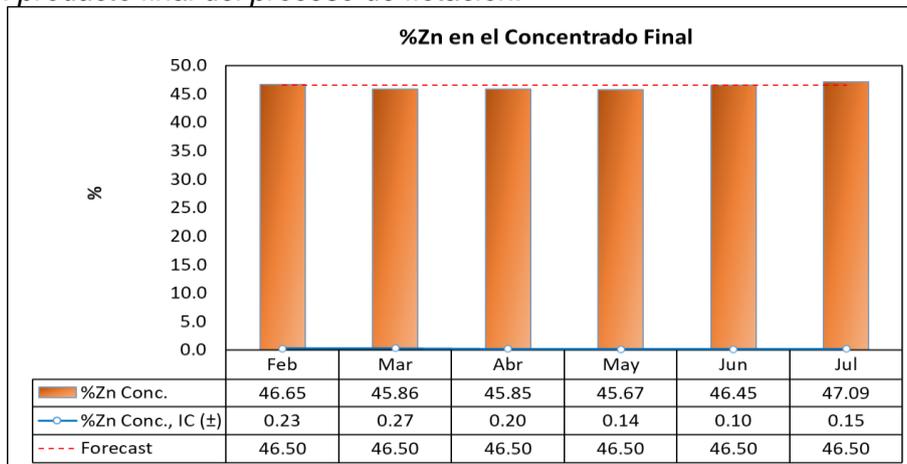
En la flotación de carbón el consumo de MIBC fue disminuyen de 50 g/t hasta 21 g/t con el objetivo de disminuir el arrastre de zinc en las espumas de carbón el cual va al relave final. La dosificación de xantato y espumante MT-342-3 tuvieron un ligero incremento, mientras que el activador tuvo un incremento mayor. Para modificar el pH de la pulpa se utiliza lechada de cal. No se tiene información registrada de los pH's de flotación, pero se sabe que los pH's están seteados de la siguiente manera; pH acondicionador N° 1 = 10.5, pH etapa rougher = 11, pH etapa cleaner I = 12 y pH etapa cleaner III = 13.2, el consumo promedio de cal es de 1400 g/ton.

3.2.4 Recuperación, ratio de concentración y calidad del concentrado final

Se describe la calidad del concentrado obtenido en la planta, así como las recuperaciones y las razones de concentración. El promedio mensual, de los últimos 6 meses, de las leyes de Zn, Pb, Cu, Ag y Fe del concentrado final de zinc, las recuperaciones y las razones de concentración se muestran los siguientes gráficos.

Figura 39

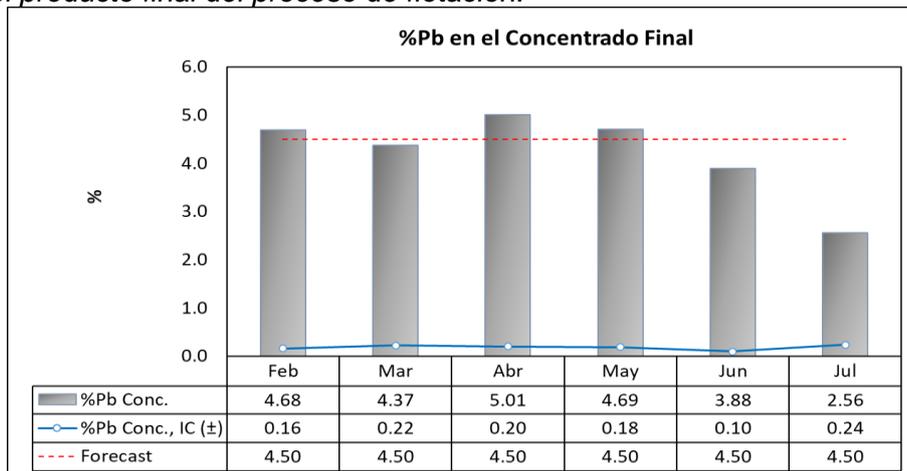
%Zn en el producto final del proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 40

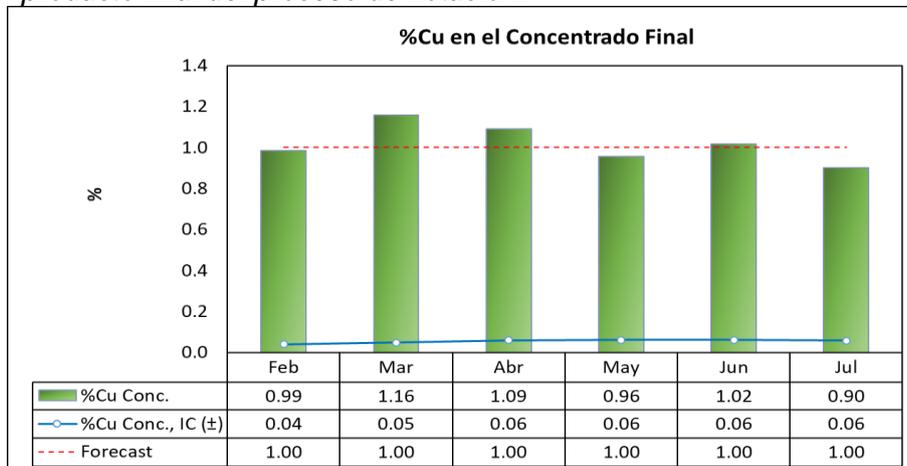
%Pb en el producto final del proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 41

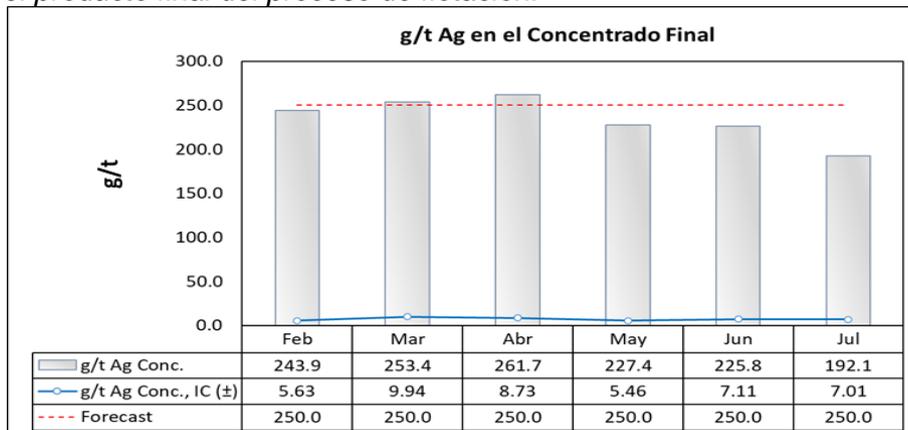
%Cu en el producto final del proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 42

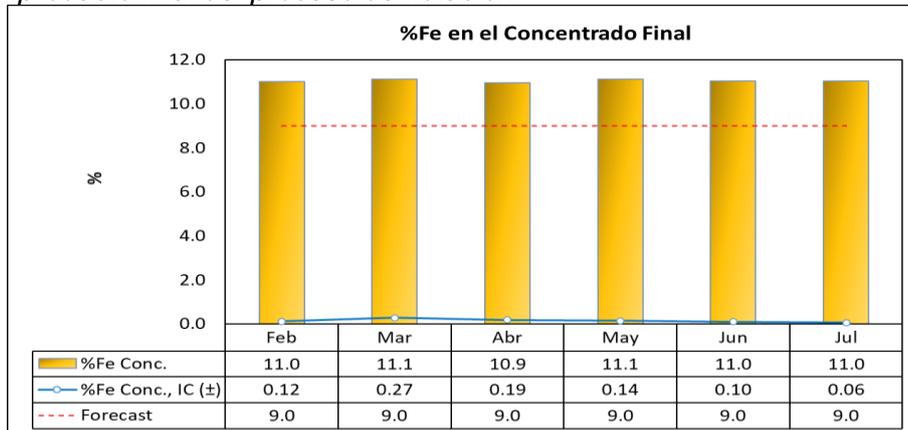
g/t Ag en el producto final del proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 43

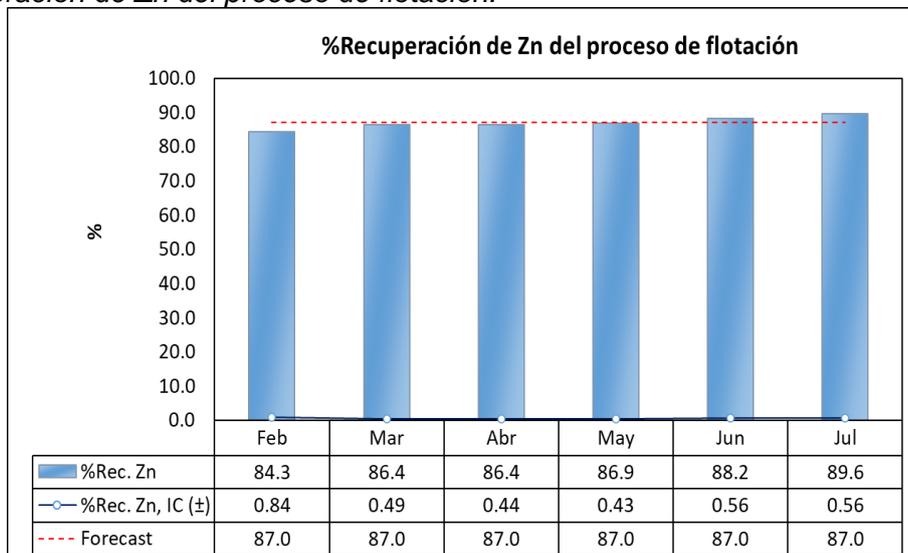
%Fe en el producto final del proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 44

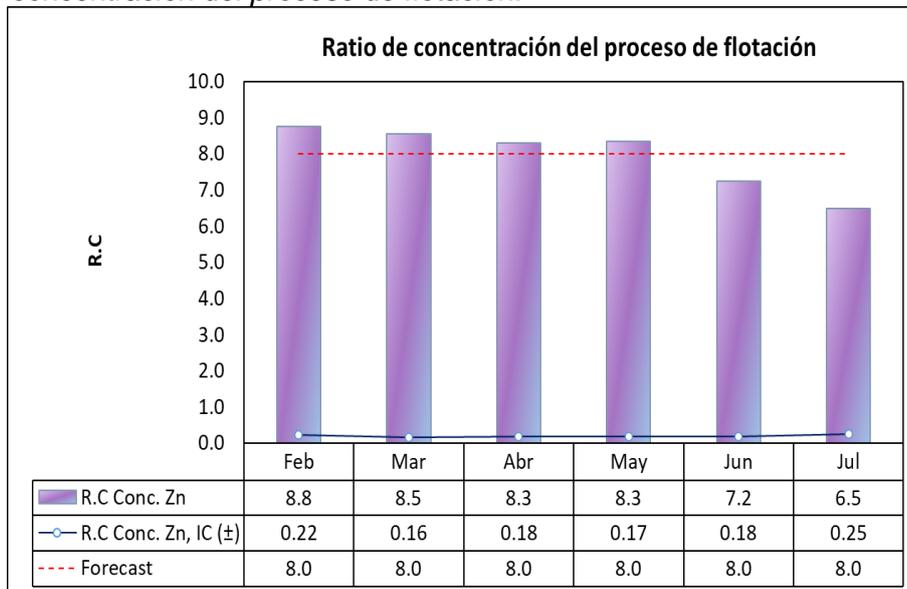
%Recuperación de Zn del proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

Figura 45

Razón de concentración del proceso de flotación.



Fuente: Base de datos de la planta concentradora.

La ley de zinc en el concentrado final y las recuperaciones fueron mayores para los meses de junio y julio esto debido básicamente a la mejor ley de ZnSulf de la alimentación al proceso de flotación que se tuvieron en esos meses. El %Pb en el concentrado final estuvieron en los meses de junio y julio por debajo del valor planificado que es de 4.5% como máximo. El %Cu en el concentrado final fue bajo en todos los meses alrededor del 1%. La plata en el concentrado final disminuyo en el mes de julio básicamente por la menor ley de plata en la alimentación a flotación de este mes. El %Fe en el concentrado final se mantuvo por encima del valor planificado (%Fe = 9) en todos los meses. En los meses de junio y julio se tuvieron ratios de concentración bajos debido a las mejores recuperaciones y a las mejores leyes de alimentación en estos meses.

3.2.5 Análisis de la Recuperación por Etapas del Proceso de Flotación

Se realiza el análisis de la recuperación total del circuito de flotación en función de las recuperaciones por etapas. El análisis se realiza con la información proveniente de los diversos balances másicos del circuito de flotación. La relación general de la recuperación total del circuito de flotación tiene la siguiente forma.

$$\alpha_0 (\text{circuit}) = \frac{(1 - \alpha_1) \cdot [\alpha_2 + (1 - \alpha_2) \cdot \alpha_3] \cdot \left[\frac{1}{(1 - \alpha_2) \cdot \alpha_3} - (1 - X_T) \cdot \alpha_5 \right] - (1 - X_T) \cdot (1 - \alpha_1)}{\frac{\left(\frac{1}{\alpha_4} - 1 \right) \cdot \left(\frac{1}{\alpha_6 \cdot \alpha_7} - \frac{1}{\alpha_7} + 1 \right)}{(1 - \alpha_2) \cdot \alpha_3} + \frac{\left[\frac{1}{(1 - \alpha_2) \cdot \alpha_3} - (1 - X_T) \cdot \alpha_5 \right]}{[1 - \alpha_2 \cdot \alpha_5 - (1 - \alpha_2) \cdot \alpha_3 \cdot \alpha_5]}}$$

Donde:

α_0 : Recuperación de finos del metal "X" del circuito de flotación.

α_1 : Recuperación de finos del metal "X" en la etapa de flotación de carbón.

α_2 : Recuperación de finos del metal "X" en la etapa rougher.

α_3 : Recuperación de finos del metal "X" en la etapa scavenger.

α_4 : Recuperación de finos del metal "X" en la etapa cleaner I.

α_5 : Recuperación de finos del metal "X" en la etapa cleaner-scavenger.

α_6 : Recuperación de finos del metal "X" en la etapa cleaner II.

α_7 : Recuperación de finos del metal "X" en la etapa cleaner III.

X_T : Fracción de finos del metal "X" del concentrado scavenger que van a la remolienda. Se considera que la cantidad de finos de metal "X" que van a la remolienda es proporcional al flujo másico enviado a remolienda.

Se realizó un balance masico del circuito de flotación, cuando este operaba con una ley de alimentación similar al del material mineral de estudio. Del balance de masa se tiene los siguientes valores para las recuperaciones en peso, recuperaciones de zinc y recuperaciones de fierro, para todas las etapas del circuito de flotación.

Tabla 1

Recuperaciones en peso, finos de zinc y finos de fierro por etapas.

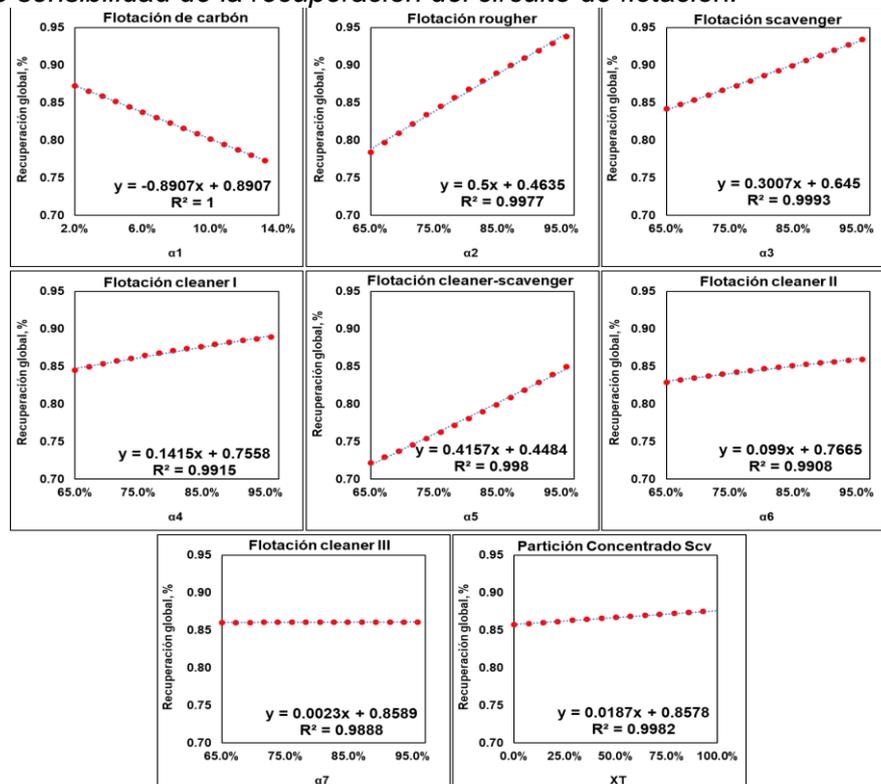
Etapa	%Rec. Peso	%Rec. Zn fino	%Rec. Fe fino
Flotación de carbón, α_1	6.97	3.51	3.79
Rougher, α_2	37.00	78.69	28.40
Scavenger, α_3	23.39	71.33	26.01
Cleaner I, α_4	40.79	72.79	38.38
Cl-Scv, α_5	52.77	97.70	44.87
Cleaner II, α_6	70.37	95.30	45.76
Cleaner III, α_7	42.09	45.69	31.56

Fuente: Elaboración propia.

Con estos valores se realizó el análisis de sensibilidad de la recuperación global del circuito respecto a la recuperación de cada etapa, con el objetivo de determinar el grado de efecto que tiene la recuperación de cada etapa en la recuperación global del circuito. Para encontrar el cambio en la recuperación global del circuito por unidad de cambio en la recuperación de una etapa manteniendo las recuperaciones de las demás etapas constantes debemos de realizar una derivada parcial de la función mostrada, respecto a la recuperación de la etapa de cambio manteniendo las demás recuperaciones de las etapas constantes, como esto resulta un poco complicado, una manera practica de encontrar la pendiente de cambio es de manera gráfica, donde se grafican los valores de la recuperación global de circuito para distintos valores de recuperación de una etapa, manteniendo los valores de recuperación de las demás etapas en valores fijos de referencia. La pendiente de los gráficos expresa el grado de efecto que tiene la recuperación de cada etapa sobre la recuperación global. Una mayor pendiente indica un mayor efecto.

Figura 46

Análisis de sensibilidad de la recuperación del circuito de flotación.



Fuente: Elaboración propia.

De las curvas se puede ver que, en el circuito de flotación, la flotación de carbón tiene un fuerte efecto negativo sobre la recuperación global de zinc, por lo tanto, controlar el desplazamiento de zinc en las espumas de carbón es de vital importancia. Las etapas rougher y cleaner-scavenger tienen un efecto positivo fuerte en la recuperación global de zinc, maximizar la recuperación de estas etapas es importante para mejorar la recuperación global. La etapa scavenger tiene moderado efecto positivo sobre la recuperación global, incrementar la recuperación de zinc en esta etapa ayuda a incrementar la recuperación global. Las etapas cleaner I y cleaner II tienen un efecto positivo mínimo sobre la recuperación global, propias de una etapa de limpieza. La etapa cleaner III prácticamente no tiene efecto sobre la recuperación global. La partición del flujo másico del concentrado scavenger hacia la remolienda tiene un efecto positivo muy bajo sobre la recuperación global, pero incrementar el flujo másico de concentrado scavenger enviado a remolienda ayudaría a incrementar un poco la recuperación global, sin embargo, hacer esto está limitado por la capacidad del circuito de remolienda de la planta concentradora de estudio.

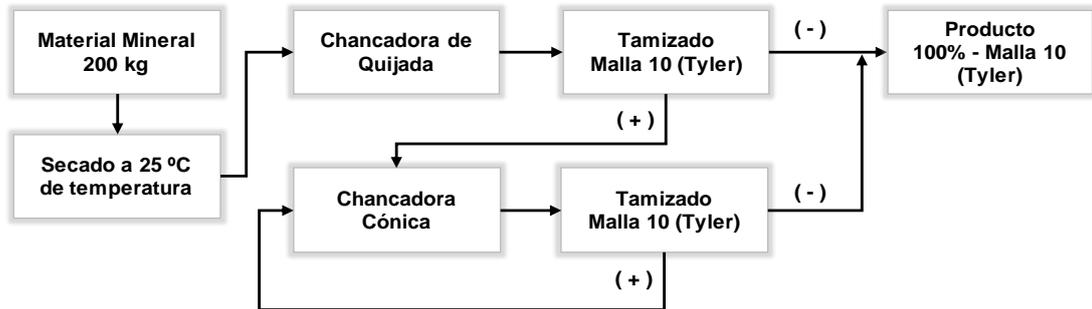
3.3 Procedimiento experimental

3.3.1 Preparación de muestra

La muestra para el estudio fue proporcionada por el área de geología. Se recibió 200 kg de muestra representativa que ingresará a la planta concentradora durante los siguientes meses. La muestra fue extendida en varias bandejas de acero y fueron introducidas a un horno para su secado a una temperatura de 30 °C. La reducción de tamaño de la muestra se realizó siguiendo el esquema de la Figura 47.

Figura 47

Esquema de reducción de tamaño de muestra en laboratorio metalúrgico.

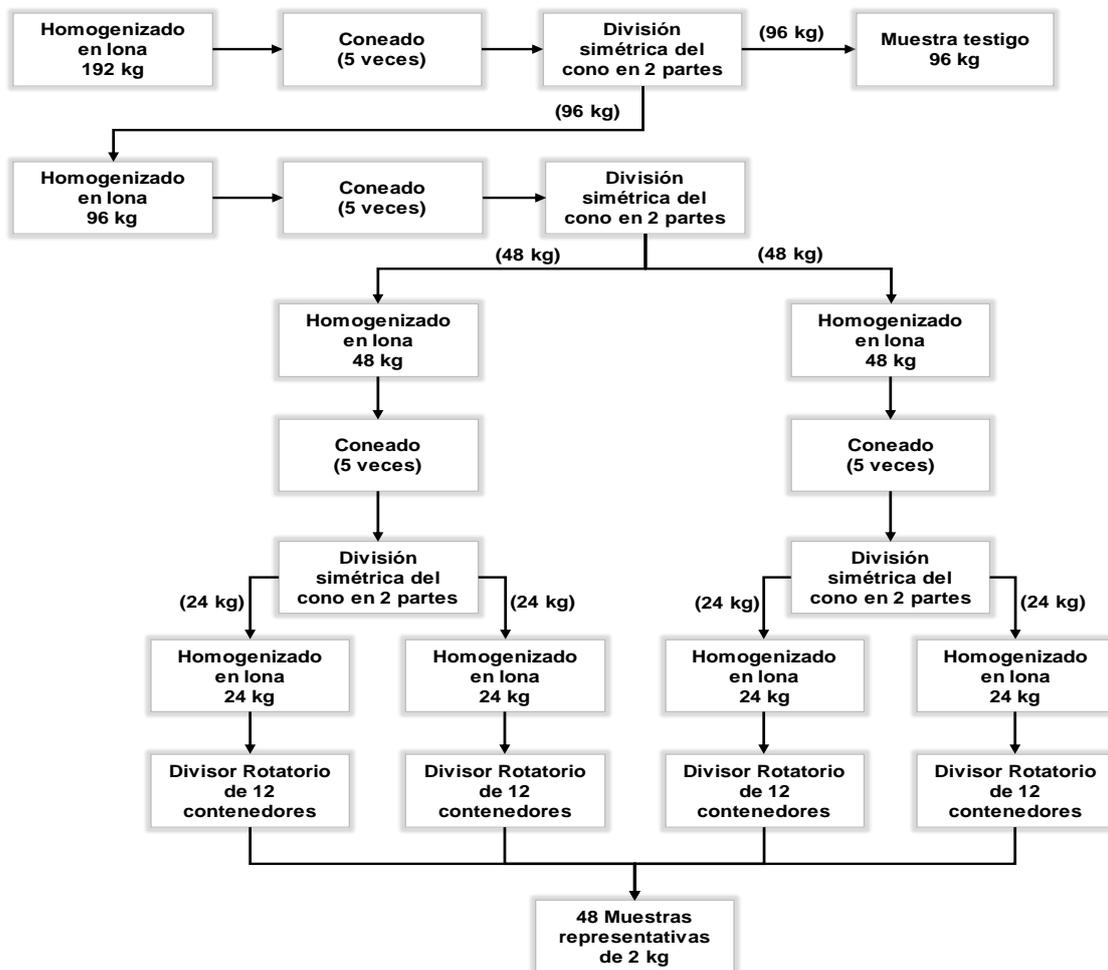


Fuente: Elaboración propia.

El homogenizado y la división de muestra se realizó siguiendo el esquema de la Figura 3.21. Se obtuvieron 48 muestras representativas de 2 kg, las cuales son embolsadas y codificadas para su respectivo almacenamiento.

Figura 48

Esquema de homogenizado y división de muestra en laboratorio metalúrgico.



Fuente: Elaboración propia.

3.3.2 Prueba de moliendabilidad

El objetivo de la prueba de moliendabilidad es determinar el tiempo de molienda requerido para obtener un producto de granulometría específica, la granulometría del producto molido será representada por el %-200M (Porcentaje pasante la malla 200 de la serie Tyler).

Equipos

- Molino de bolas de laboratorio de 8" x 11" (Diámetro x Largo).
- Bolas de acero forjado de 1" y ½".
- Mesa de rodillos giratorios con temporizador y con frecuencia programable que permite programar el tiempo y la frecuencia de giro del molino de laboratorio.
- Tamizador Ro-Tap con juego de mallas Tyler (Mallas N° 10, 14, 20, 35, 48, 65, 100, 150, 200, 270 y 400).
- Filtro a presión de laboratorio.
- Horno eléctrico con temperatura programable.
- Colador de descarga del molino de bolas de laboratorio, con una abertura menor al menor tamaño de bola.

Materiales

- Pipetas de 1 litro.
- Probeta de 1 y 2 litros.
- Guantes de látex.
- Bandejas de acero de laboratorio.
- Brochas medianas y pequeñas.
- Lona de 1m x 1m.
- Rodillo de acero inoxidable 4" 36cm+20cm.
- Papel Kraft.
- Plumón indeleble delgado negro.
- Balde de plástico de 20 litros.
- Cucharón metálico mediano de laboratorio.

- Agua de proceso

Procedimiento

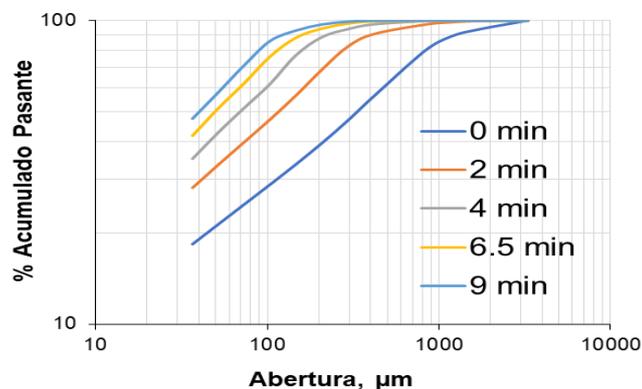
El molino de laboratorio tiene un llenado de bolas de 33.8%. El collar de bolas va desde ½” hasta 1”. Se adiciona los 2 kg de muestra representativa y se le añade 1000 ml de agua de proceso para formar una pulpa de 66.67% de sólidos en peso. El molino de bolas es cerrado fuerte y herméticamente de tal manera que no se derrame pulpa al momento del giro. Se coloca de manera horizontal sobre la mesa giratoria y se programa la velocidad de giro del rodillo y el temporizador con el tiempo de molienda de experimento. Se experimenta para los tiempos 2 min, 4 min 6.5 min y 9 min a una velocidad de giro de 46 rpm. Una vez pasado el tiempo de molienda especificado el molino se detiene y se procede a retirar la pulpa del molino. Se coloca el colador de descarga por encima de un balde de plástico de 20 litros y se procede a descargar el molino lentamente hacia el colador el cual solo deberá retener las bolas y dejar pasar la pulpa. Se vacía toda la pulpa hacia el balde de plástico de 20 litros lavando las paredes del molino y las bolas retenidas en el colador de descarga, el lavado se realiza mediante una pipeta con agua de proceso. La pulpa molida se deslama con la malla 400 de la serie Tyler. Tanto el retenido como el pasante en la malla 400 se filtran y se secan en un horno eléctrico. Una vez seco las muestras pasante y retenido se desgrupan con un rodillo de acero inoxidable sobre una lona. Para determinar la granulometría se coloca la muestra en el ro-tap utilizando las mallas Tyler N° 14, 20, 35, 48, 65, 100, 150, 200, 270 y 400 y se deja agitar por un lapso de tiempo de 20 min. Se pesan las masas retenidas de todas las mallas y se registran (peso en gramos). La masa de la base (-400 Mallas) se junta con la fracción fina del deslamado y se pesan juntos para ser registrados. Con los pesos registrados se determina la granulometría del producto de molienda a un tiempo de molienda específico. Para determinar la granulometría de la muestra sin moler también se tiene que deslamar la muestra con la malla 400.

Resultado

Se obtuvieron las siguientes curvas granulométricas para los tiempos de molienda experimentados. Y se determina la curva % -200M vs Tiempo de molienda que mejor se ajusta a los resultados experimentales. Con la ecuación ajustada se determinaron los tiempos de molienda requerido para obtener un producto con un %-200M de 60, 62 y 64. Los resultados se muestran en la Figura 50.

Figura 49

Curvas granulométricas de la prueba de moliendabilidad.



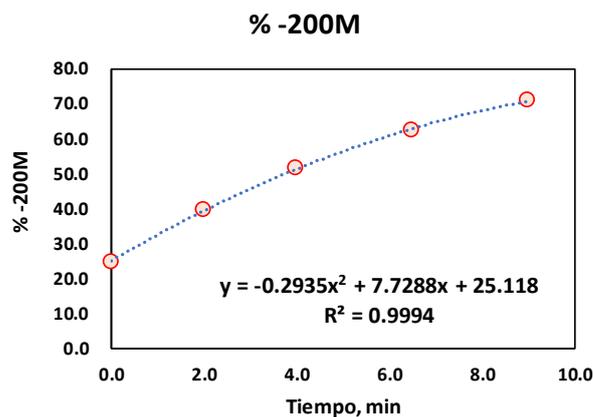
Fuente: Elaboración propia.

Figura 50

Curva ajustada del %-200M vs Tiempo de molienda de la prueba de moliendabilidad.

Tiempo, min	% -200M
0.0	24.9
2.0	39.7
4.0	51.7
6.5	62.3
9.0	71.2

% -200M	Tiempo
60	5' 47"
62	6' 16"
64	6' 46"



Fuente: Elaboración propia.

3.3.3 Pruebas de flotación

Las pruebas de flotación se realizaron siguiendo la prueba estándar de flotación Ro-Scv de la planta concentradora. El peso de muestra para las pruebas es de 2000 g (peso seco). La muestra tiene la siguiente composición química; 6.26% de Zn, 0.85% de

Pb, 0.23% de Cu, 46.65 g/t de Ag, 29.97% Fe, 0.18% de ZnOx y 0.20% de PbOx. y una gravedad específica de 3.65. Los resultados de la prueba que serán estudiados son la ley de Zn y Fe del concentrado Ro-Scv y la recuperación de zinc.

Equipos

- Molino de bolas de laboratorio de 8" x 11" (Diámetro x Largo).
- Bolas de acero forjado de 1" y ½".
- Mesa de rodillos giratorios con temporizador y con frecuencia programable que permite programar el tiempo y la frecuencia de giro del molino de laboratorio.
- Colador de descarga del molino de bolas de laboratorio, con una abertura menor al menor tamaño de bola.
- Equipo de flotación de laboratorio Denver.
- Regulador de velocidad de agitación del equipo de flotación.
- Celdas de flotación de 3, 3.5 y 4 litros.
- Fluviómetro de aire.
- pH-metro.
- Filtro a presión de laboratorio.
- Horno eléctrico con temperatura programable.
- Agitador magnético.
- Balanzas digitales.

Materiales

- Reactivos de flotación.
- Paletas de plástico.
- Pipetas de 1 litro.
- Probeta de 1 y 2 litros.
- Fiolas de 100 ml.
- Vasos de precipitado de 100 y 200 ml.
- Jeringas 1, 5, 10 y 40 ml
- Lunas de reloj.

- Guantes de látex.
- Bandejas de acero de laboratorio.
- Espátulas delgadas.
- Brochas medianas y pequeñas.
- Lona de 1m x 1m.
- Rodillo de acero inoxidable 4" 36cm+20cm.
- Cucharón metálico mediano de laboratorio.
- Agua de proceso.
- Papel Kraft.
- Plumón indeleble delgado negro.
- Sobres para muestras.

Procedimiento

Los reactivos utilizados en las pruebas de flotación son; xantato (Z-11 y Z-14), sulfato de cobre pentahidratado ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$), espumante MIBC y espumante MT-342-3. Se preparo los reactivos de la siguiente manera; el xantato se preparó al 1% (1 gr de Z-11 y 1 g de Z-14 por cada 200 ml de agua), el sulfato de cobre al 5% (5 g de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ por cada 100 ml de agua), los espumante MIBC y MT-342-3 se usan puros. Para la preparación de reactivos se utilizó agua fresca.

La prueba de flotación inicia con la molienda del material mineral a un tiempo específico de molienda, luego el material molido es trasladado a una celda metálica de flotación de un volumen determinado (3, 3.5 ó 4 litros) y es enrasado con agua hasta 1 cm por debajo del labio de la celda para obtener una pulpa con un porcentaje de sólidos determinado. Se lleva la celda al equipo de flotación Denver, el cual tiene un agitador de velocidad variable, y se procede a efectuar la flotación del material mineral. Los productos de las pruebas de flotación o corridas experimentales, concentrados y relaves, fueron filtrados y secados a 100 °C. Las muestras secas de concentrados y relaves fueron desgrumadas, homogenizadas y cuarteadas para obtener muestras pequeñas de 50 g

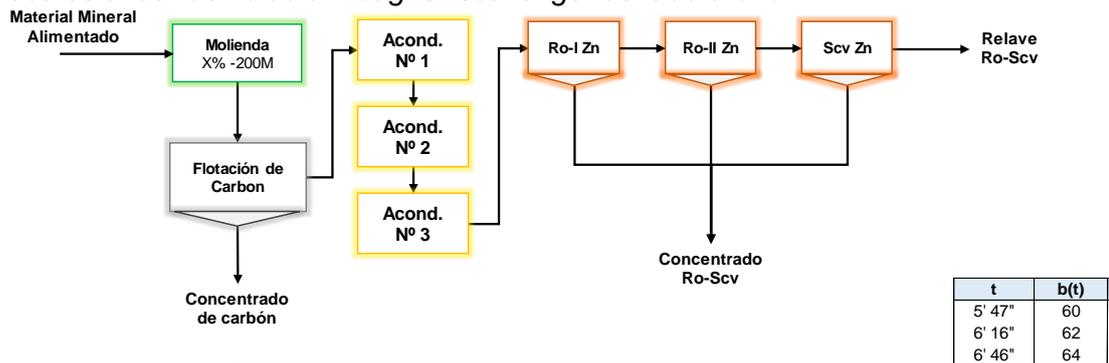
aproximadamente, las cuales fueron empaquetadas y codificadas para ser enviadas a laboratorio químico para su análisis de ley. Se analizó la ley del metal Zn y Fe.

La Figura 51 muestra una representación esquemática de las pruebas de flotación Ro-Scv, donde:

- a: es el pH de la pulpa,
- b(t): es el % -200M de molienda para un tiempo de molienda t,
- c: es la dosificación de espumante en g/t,
- d: es la dosificación de colector en g/t,
- e: es la dosificación de activador en g/t, y
- f: es el porcentaje de sólido en peso de la pulpa dentro de la celda, %.

Figura 51

Prueba estándar de flotación rougher-scavenger de laboratorio.



Etapa	pH	Reactivos añadidos, g/t				Tiempo, min			Agitation, rpm	Flujo de aire, l/min	%Sólidos	% -200M
		MIBC 100%	CuSO ₄ 5%	Xantato* 1%	MT-342-3 100%	Molido	Acond.	Flotación				
Molienda						t						
Flotación de carbón	**	20						8.0	1000	6	66.67	b(t)
Acond. 1	a - 0.5						4.0		800		f	
Acond. 2			0.75 x e				4.0		800			
Acond. 3	a			0.50 x d	c		4.0		800			
Rougher-I Zn								5.0	1100	6		
Rougher-II Zn			0.20 x e	0.35 x d				4.0	1100	6		
Scavenger Zn			0.05 x e	0.15 x d				6.0	1100	6		
Total		20	e	d			12	23				

*Colector, mezcla de xantatos Z-11 y Z-14 en proporción de 1:1.

**Flotación de carbón a pH natural 7 - 9.

Fuente: Elaboración propia.

Las pruebas experimentales se llevaron a cabo siguiendo un diseño factorial fraccionado 1/2 en 2 niveles para 6 factores con 3 puntos centrales y aleatorizado. El diseño tiene resolución VI, esta resolución garantiza que ningún efecto principal se confunde con ningún efecto de interacción de 2 factores. Las variables o factores de estudio fueron el pH de la pulpa, la granulometría de alimentación (representada por el % -200M), la dosificación

de espumante (MT-342-3), la dosificación de colector (Mezcla de xantato Z-11 y Z-14 en proporción 1:1), la dosificación de activador (Sulfato de cobre pentahidratado $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) y el porcentaje de sólido en peso de la pulpa dentro de la celda. Los niveles de estudio de los factores se muestran en la Tabla 2.

Tabla 2

Niveles de las variables de flotación estudiados.

Variable	Nivel bajo	Centro	Nivel alto
	-1	0	1
A: pH	10.0	11	12
B: Granulometría, %-200M	60 (5 min 47 s)	62 (6 min 16 s)	64 (6 min 46 s)
C: Dosis de espumante, g/t	18	24	30
D: Dosis de colector, g/t	85	95	105
E: Dosis de activador, g/t	900	950	1000
F: %Sólido en peso de pulpa	37	41	45

Nota: En la variable granulometría en paréntesis se muestra el tiempo de molienda.
Fuente: Elaboración propia.

Las variables que se mantuvieron constantes, en la medida de lo posible, fueron; el material mineral, porcentaje de sólido en peso de molienda, los tiempos de acondicionamiento, los tiempos de flotación, la agitación de acondicionamiento y de flotación, el flujo de aire, dosificación de MIBC en la flotación de carbón, grosor de espumas, frecuencia de remoción de espuma, grosor de espuma y calidad del agua. El agua utilizada es el agua de proceso que ingresa al circuito de flotación de la planta concentradora. En la Tabla 3 se resumen las variables que deberán permanecer constantes para todas las pruebas experimentales.

Los niveles de las variables de estudio fueron codificados mediante la codificación -1, 0, +1, donde "-1" representa el valor del factor en su nivel más bajo, "0" representa el valor del factor en su nivel central, y "+1" representa el valor del factor en su nivel más alto. Para transformar de unidades reales a unidades codificadas, y viceversa, se usa la siguiente expresión.

$$\text{Codificado} = \frac{\text{Real} - \frac{\text{Real Alto} + \text{Real Bajo}}{2}}{\frac{\text{Real Alto} - \text{Real Bajo}}{2}}$$

Tabla 3

Variables que deben permanecer constantes en todas las pruebas experimentales.

Variables constantes	Valor
Material mineral	2000 gr, %Zn = 6.26 y %Fe = 29.97
%Sólido en peso de molienda	66.67%
Velocidad de giro del molino	46 rpm
Nivel de carga de bolas	34%
pH de flotación de carbón	pH natural
Dosificación de espumante MIBC	20 g/t
Agitación flotación de carbón	1000 rpm
Flujo de aire flotación de carbón	6 l/min
Tiempo de flotación de carbón	8 min
Tiempo de acondicionamiento 1, 2 y 3	4 min
Agitación de acondicionamiento 1, 2 y 3	800 rpm
Agitación flotación Ro-I Zn / Ro-II Zn / Scv Zn	1100 rpm
Tiempo de flotación Ro-I Zn / Ro-II Zn / Scv Zn	5 min / 4 min / 6 min
Flujo de aire flotación Ro-I Zn / Ro-II Zn / Scv Zn	6 l/min
Grosor de espumas	Aprox. 1 cm
Remoción de espumas	3 paleteos por 5 segundos
Calidad del agua	Agua de proceso

Fuente: Elaboración propia.

Las corridas experimentales se realizaron siguiendo un arreglo factorial fraccionado $\frac{1}{2}$ en 2 niveles para 6 factores con 3 puntos centrales y aleatorizado, como se muestra en la Tabla 4 . Donde X1, X2, X3, X4, X5 y X6 son las variables de estudio pH de la pulpa, granulometría, dosis de espumante, dosis de colector, dosis de activador y %sólido en peso de pulpa respectivamente, pero en unidades codificadas. Las letras A, B, C, D, E y F son las variables de estudio en unidades reales.

Tabla 4

Diseño factorial fraccionado $\frac{1}{2}$ en 2 niveles para 6 factores con 3 puntos centrales y aleatorizado.

Orden estándar	Orden corrida	Unidades Codificadas						Unidades Reales					
		X1	X2	X3	X4	X5	X6	A	B	C	D	E	F
25	1	-1	-1	-1	1	1	1	10.0	60	18	105	1000	45
10	2	1	-1	-1	1	-1	1	12.0	60	18	105	900	45
33	3	0	0	0	0	0	0	11.0	62	24	95	950	41
6	4	1	-1	1	-1	-1	1	12.0	60	30	85	900	45
2	5	1	-1	-1	-1	-1	-1	12.0	60	18	85	900	37
11	6	-1	1	-1	1	-1	1	10.0	64	18	105	900	45
26	7	1	-1	-1	1	1	-1	12.0	60	18	105	1000	37
19	8	-1	1	-1	-1	1	1	10.0	64	18	85	1000	45
7	9	-1	1	1	-1	-1	1	10.0	64	30	85	900	45
16	10	1	1	1	1	-1	1	12.0	64	30	105	900	45
28	11	1	1	-1	1	1	1	12.0	64	18	105	1000	45
14	12	1	-1	1	1	-1	-1	12.0	60	30	105	900	37
21	13	-1	-1	1	-1	1	1	10.0	60	30	85	1000	45
23	14	-1	1	1	-1	1	-1	10.0	64	30	85	1000	37
27	15	-1	1	-1	1	1	-1	10.0	64	18	105	1000	37
15	16	-1	1	1	1	-1	-1	10.0	64	30	105	900	37
18	17	1	-1	-1	-1	1	1	12.0	60	18	85	1000	45
32	18	1	1	1	1	1	-1	12.0	64	30	105	1000	37
20	19	1	1	-1	-1	1	-1	12.0	64	18	85	1000	37
31	20	-1	1	1	1	1	1	10.0	64	30	105	1000	45
5	21	-1	-1	1	-1	-1	-1	10.0	60	30	85	900	37
9	22	-1	-1	-1	1	-1	-1	10.0	60	18	105	900	37
1	23	-1	-1	-1	-1	-1	1	10.0	60	18	85	900	45
22	24	1	-1	1	-1	1	-1	12.0	60	30	85	1000	37
29	25	-1	-1	1	1	1	-1	10.0	60	30	105	1000	37
13	26	-1	-1	1	1	-1	1	10.0	60	30	105	900	45
30	27	1	-1	1	1	1	1	12.0	60	30	105	1000	45
8	28	1	1	1	-1	-1	-1	12.0	64	30	85	900	37
12	29	1	1	-1	1	-1	-1	12.0	64	18	105	900	37
34	30	0	0	0	0	0	0	11.0	62	24	95	950	41
35	31	0	0	0	0	0	0	11.0	62	24	95	950	41
17	32	-1	-1	-1	-1	1	-1	10.0	60	18	85	1000	37
24	33	1	1	1	-1	1	1	12.0	64	30	85	1000	45
3	34	-1	1	-1	-1	-1	-1	10.0	64	18	85	900	37
4	35	1	1	-1	-1	-1	1	12.0	64	18	85	900	45

Fuente: Elaboración propia.

Las variables de respuesta estudiadas son ley de Zn y Fe en el concentrado Ro-Scv y la recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv. La Tabla 5 muestra los tratamientos de los factores de estudio con sus respectivos resultados metalúrgicos (variables de respuesta).

Tabla 5*Corridas experimentales con sus respectivos resultados metalúrgicos.*

Orden de corrida	Unidades Codificadas						Ley Zn, %	Ley Fe, %	Recup. Zn, %
	X1	X2	X3	X4	X5	X6			
1	-1	-1	-1	1	1	1	11.48	29.65	95.19
2	1	-1	-1	1	-1	1	11.80	27.10	92.42
3	0	0	0	0	0	0	11.81	28.08	94.34
4	1	-1	1	-1	-1	1	11.75	27.82	94.80
5	1	-1	-1	-1	-1	-1	12.01	27.80	93.15
6	-1	1	-1	1	-1	1	11.49	28.65	94.41
7	1	-1	-1	1	1	-1	12.03	27.87	92.17
8	-1	1	-1	-1	1	1	11.91	28.27	93.26
9	-1	1	1	-1	-1	1	11.73	29.05	92.99
10	1	1	1	1	-1	1	11.54	28.58	94.11
11	1	1	-1	1	1	1	12.09	28.00	96.22
12	1	-1	1	1	-1	-1	11.63	29.04	91.69
13	-1	-1	1	-1	1	1	11.57	29.29	93.88
14	-1	1	1	-1	1	-1	12.05	28.18	94.32
15	-1	1	-1	1	1	-1	12.06	27.42	95.47
16	-1	1	1	1	-1	-1	11.47	27.64	95.79
17	1	-1	-1	-1	1	1	11.90	28.10	92.71
18	1	1	1	1	1	-1	12.13	25.99	96.30
19	1	1	-1	-1	1	-1	12.30	25.30	93.65
20	-1	1	1	1	1	1	11.28	30.21	96.93
21	-1	-1	1	-1	-1	-1	11.42	29.53	93.42
22	-1	-1	-1	1	-1	-1	11.41	28.81	91.66
23	-1	-1	-1	-1	-1	1	11.96	28.99	92.25
24	1	-1	1	-1	1	-1	11.51	29.16	92.36
25	-1	-1	1	1	1	-1	11.45	29.67	94.23
26	-1	-1	1	1	-1	1	11.23	30.45	95.03
27	1	-1	1	1	1	1	11.60	28.49	94.83
28	1	1	1	-1	-1	-1	12.15	25.74	94.42
29	1	1	-1	1	-1	-1	12.14	25.98	93.01
30	0	0	0	0	0	0	11.76	28.42	93.88
31	0	0	0	0	0	0	11.86	28.22	94.03
32	-1	-1	-1	-1	1	-1	11.76	28.51	91.55
33	1	1	1	-1	1	1	11.69	28.73	95.54
34	-1	1	-1	-1	-1	-1	12.33	26.62	93.58
35	1	1	-1	-1	-1	1	11.96	26.72	92.61

Fuente: Elaboración propia.

3.4 Modelamiento estadístico de resultados metalúrgicos

3.4.1 Análisis de varianza

Mediante el análisis de varianza se determinó la significancia de los efectos de los factores estudiados sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv, la ley de Fe en el

concentrado Ro-Scv y la recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv. El cálculo del análisis de varianza se realizó haciendo uso del software Minitab19. Los resultados se muestran en las Tablas 6, 7 y 8.

Tabla 6

Análisis de varianza de la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv.

Fuente de variación	GL	Suma de cuadrados	Contribución %	Cuadrado medio	Valor F	Valor p
Modelo	21	2.749	95.84	0.131	14.26	0.000
Lineal	6	2.070	72.15	0.345	37.58	0.000
A	1	0.412	14.36	0.412	44.87	0.000
B	1	0.454	15.82	0.454	49.43	0.000
C	1	0.613	21.38	0.613	66.82	0.000
D	1	0.314	10.95	0.314	34.22	0.000
E	1	0.020	0.68	0.020	2.12	0.169
F	1	0.257	8.97	0.257	28.05	0.000
Interacción	15	0.679	23.69	0.045	4.94	0.003
A*B	1	0.002	0.08	0.002	0.25	0.627
A*C	1	0.000	0.00	0.000	0.00	0.957
A*D	1	0.203	7.08	0.203	22.14	0.000
A*E	1	0.002	0.07	0.002	0.21	0.652
A*F	1	0.002	0.08	0.002	0.25	0.627
B*C	1	0.000	0.00	0.000	0.01	0.928
B*D	1	0.014	0.49	0.014	1.53	0.238
B*E	1	0.012	0.41	0.012	1.27	0.281
B*F	1	0.283	9.87	0.283	30.85	0.000
C*D	1	0.000	0.01	0.000	0.03	0.871
C*E	1	0.000	0.01	0.000	0.02	0.899
C*F	1	0.000	0.00	0.000	0.00	0.957
D*E	1	0.129	4.49	0.129	14.03	0.002
D*F	1	0.018	0.61	0.018	1.92	0.190
E*F	1	0.014	0.49	0.014	1.53	0.238
Error	13	0.119	4.16	0.009		
Total	34	2.868				

Nota: A = pH de la pulpa, B = Granulometría, C = Dosis de espumante, D = Dosis de colector, E = Dosis de activador, F = %Sólido en peso de pulpa. Nivel de significancia = 0.05.
Fuente: Elaboración propia.

El efecto de un factor o interacción es significativo si su valor $p < = 0.05$ (nivel de significancia). Del análisis de varianza se tiene que los efectos de los factores A, B, C, D y F sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv son significativos, mientras que el efecto del factor E no es significativo. Los efectos de las interacciones AD, BF y DE sobre la ley

de Zn en el concentrado Ro-Scv son significativos, los efectos de las demás interacciones no son significativos.

Tabla 7

Análisis de varianza de la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv.

Fuente de variación	GL	Suma de cuadrados	Contribución %	Cuadrado medio	F-Value	P-Value
Modelo	21	48.157	92.47	2.293	7.60	0.000
Lineal	6	39.107	75.09	6.518	21.61	0.000
A	1	13.159	25.27	13.159	43.63	0.000
B	1	11.520	22.12	11.520	38.20	0.000
C	1	5.934	11.39	5.934	19.68	0.001
D	1	1.030	1.98	1.030	3.41	0.088
E	1	0.583	1.12	0.583	1.93	0.188
F	1	6.882	13.21	6.882	22.82	0.000
Interacción	15	9.050	17.38	0.603	2.00	0.108
A*B	1	0.069	0.13	0.069	0.23	0.642
A*C	1	0.006	0.01	0.006	0.02	0.895
A*D	1	0.177	0.34	0.177	0.59	0.457
A*E	1	0.061	0.12	0.061	0.20	0.660
A*F	1	0.072	0.14	0.072	0.24	0.633
B*C	1	0.009	0.02	0.009	0.03	0.865
B*D	1	0.123	0.24	0.123	0.41	0.535
B*E	1	0.115	0.22	0.115	0.38	0.547
B*F	1	7.841	15.06	7.841	26.00	0.000
C*D	1	0.011	0.02	0.011	0.04	0.850
C*E	1	0.011	0.02	0.011	0.03	0.855
C*F	1	0.008	0.01	0.008	0.03	0.875
D*E	1	0.154	0.30	0.154	0.51	0.487
D*F	1	0.208	0.40	0.208	0.69	0.421
E*F	1	0.186	0.36	0.186	0.62	0.446
Error	13	3.920	7.53	0.302		
Total	34	52.077				

Nota: A = pH de la pulpa, B = Granulometría, C = Dosis de espumante, D = Dosis de colector, E = Dosis de activador, F = %Sólido en peso de pulpa. Nivel de significancia = 0.05.

Fuente: Elaboración propia.

Del análisis de varianza se tiene que los efectos de los factores A, B, C y F sobre la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv son significativos, mientras que el efecto del factor D y E no son significativos. El efecto de la interacción BF sobre la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv es significativo, los efectos de las demás interacciones no son significativos.

Tabla 8*Análisis de varianza de la recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv.*

Fuente de variación	GL	Suma de cuadrados	Contribución %	Cuadrado medio	Valor F	Valor p
Modelo	21	61.997	93.10	2.952	8.36	0.000
Lineal	6	39.941	59.98	6.657	18.84	0.000
A	1	0.497	0.75	0.497	1.41	0.257
B	1	14.175	21.29	14.175	40.12	0.000
C	1	9.362	14.06	9.362	26.50	0.000
D	1	7.017	10.54	7.017	19.86	0.001
E	1	5.499	8.26	5.499	15.56	0.002
F	1	3.392	5.09	3.392	9.60	0.008
Interacción	15	22.056	33.12	1.470	4.16	0.007
A*B	1	0.143	0.21	0.143	0.40	0.536
A*C	1	0.039	0.06	0.039	0.11	0.744
A*D	1	4.471	6.71	4.471	12.66	0.004
A*E	1	0.110	0.17	0.110	0.31	0.586
A*F	1	0.205	0.31	0.205	0.58	0.460
B*C	1	0.028	0.04	0.028	0.08	0.783
B*D	1	2.416	3.63	2.416	6.84	0.021
B*E	1	2.143	3.22	2.143	6.07	0.029
B*F	1	4.035	6.06	4.035	11.42	0.005
C*D	1	0.011	0.02	0.011	0.03	0.861
C*E	1	0.030	0.04	0.030	0.08	0.777
C*F	1	0.018	0.03	0.018	0.05	0.825
D*E	1	5.407	8.12	5.407	15.30	0.002
D*F	1	1.632	2.45	1.632	4.62	0.051
E*F	1	1.367	2.05	1.367	3.87	0.071
Error	13	4.593	6.90	0.353		
Total	34	66.590				

Nota: A = pH de la pulpa, B = Granulometría, C = Dosis de espumante, D = Dosis de colector, E = Dosis de activador, F = %Sólido en peso de pulpa. Nivel de significancia = 0.05.

Fuente: Elaboración propia.

Del análisis de varianza se tiene que los efectos de los factores B, C, D, E y F sobre la recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv son significativos, mientras que el efecto del factor A no es significativo. Los efectos de las interacciones AD, BD, BE, BF y DE sobre la recuperación de Zn son significativos, los efectos de las demás interacciones no son significativos.

Teniendo en cuenta los factores e interacciones más significativos construiremos el mejor modelo estadístico para la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv, para la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv, y para la recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv.

3.4.2 Regresión lineal múltiple

Los modelos estadísticos fueron desarrollados mediante regresión lineal múltiple. Mediante el software Minitab19 se encontraron los mejores modelos estadísticos para la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv, para la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv, y para la recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv.

3.4.2.1 Modelo estadístico para la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv

Tabla 9

Modelo estadístico para la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv.

Termino	Efecto	Coefficiente	Valor t	R ²	R ² (Ajust.)
Constante		11.7789	813.09	93.60%	91.29%
A	0.2269	0.1134	7.49		
B	0.2381	0.1191	7.86		
C	-0.2769	-0.1384	-9.14		
D	-0.1981	-0.0991	-6.54		
E	0.0494	0.0247	1.63		
F	-0.1794	-0.0897	-5.92		
A*D	0.1594	0.0797	5.26		
B*F	-0.1881	-0.0941	-6.21		
D*E	0.1269	0.0634	4.19		

Nota: Coeficientes para unidades codificadas.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 10

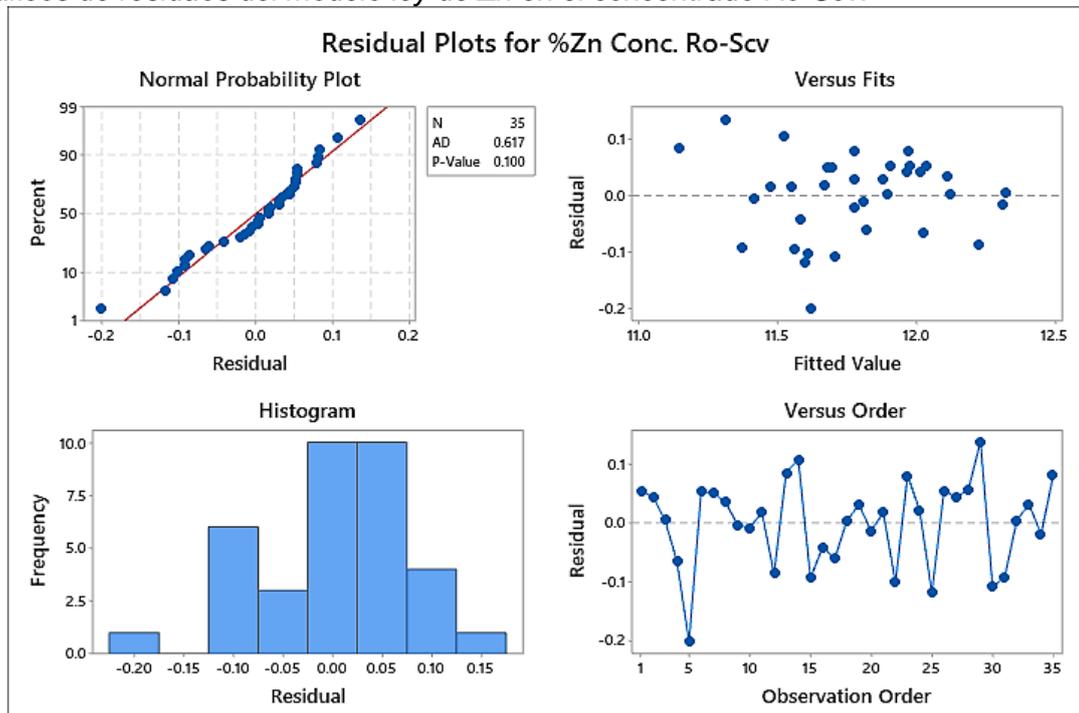
Análisis de varianza del modelo para la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv.

Fuente de variación	GL	Suma de cuadrados	Contribución %	Cuadrado medio	Valor F	Valor p
Modelo	9	2.685	93.60	0.298	40.6	0.000
Lineal	6	2.070	72.15	0.345	47.0	0.000
A	1	0.412	14.36	0.412	56.1	0.000
B	1	0.454	15.82	0.454	61.8	0.000
C	1	0.613	21.38	0.613	83.5	0.000
D	1	0.314	10.95	0.314	42.8	0.000
E	1	0.020	0.68	0.020	2.7	0.116
F	1	0.257	8.97	0.257	35.0	0.000
Interacción	3	0.615	21.44	0.205	27.9	0.000
A*D	1	0.203	7.08	0.203	27.7	0.000
B*F	1	0.283	9.87	0.283	38.6	0.000
D*E	1	0.129	4.49	0.129	17.5	0.000
Error	25	0.184	6.40	0.007		
Curvatura	1	0.003	0.11	0.003	0.4	0.521
Falta de ajuste	22	0.175	6.12	0.008	3.2	0.266
Error puro	2	0.005	93.60	0.003		
Total	34	2.868				

Fuente: Elaboración propia.

Figura 52

Gráficos de residuos del modelo ley de Zn en el concentrado Ro-Scv.

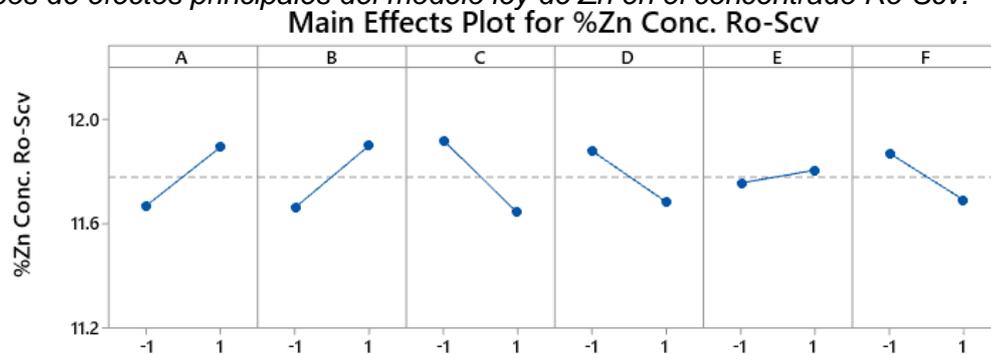


Fuente: Elaboración propia.

El modelo es significativo y tiene un R^2 alto y cumple con los supuestos sobre los residuos. Además, del análisis de varianza también se tiene que no hay evidencia estadística de una posible curvatura de la superficie de respuesta en el rango de estudio de las variables de flotación, y que la falta de ajuste no es significativo. Por lo tanto, el modelo desarrollado es adecuado para predecir la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv.

Figura 53

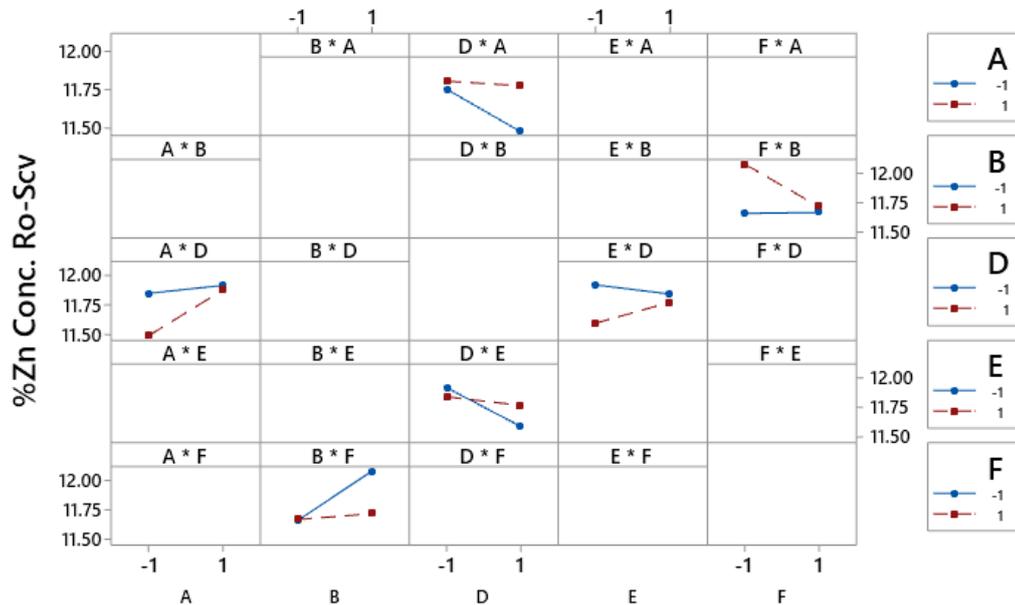
Gráficos de efectos principales del modelo ley de Zn en el concentrado Ro-Scv.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 54

Gráficos de interacciones del modelo ley de Zn en el concentrado Ro-Scv.
Interaction Plot for Zn Grade, %



Fuente: Elaboración propia.

El pH de la pulpa tiene un efecto positivo fuerte sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv, esto es, a pH alto la calidad del concentrado aumenta. En la interacción del colector con el pH, cuando el pH es bajo el efecto negativo del colector sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv es más fuerte, esto es, cuando el pH es bajo incrementar la dosis de colector disminuye la calidad del concentrado. En interacción de la granulometría y el porcentaje de sólidos, cuando el porcentaje de sólidos en la pulpa es bajo (una pulpa más diluida) el efecto positivo de una mayor molienda sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Sc es mayor. Cuando la molienda es fina incrementar la densidad de pulpa disminuye la calidad del concentrado. En la interacción del activador con el colector, cuando el activador está en su nivel bajo el efecto negativo del colector sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv es mayor, esto es, cuando el activador es bajo incrementar la dosis de colector disminuye la calidad del concentrado. Cuando el colector es bajo el efecto del activador sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv es negativo y cuando el colector es alto el efecto es positivo. El espumante tiene un efecto negativo fuerte sobre la ley de Zn

en el concentrado Ro-Scv, es decir, incrementar la dosis de espumante disminuye la calidad del concentrado.

3.4.2.2 Modelo estadístico para la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv

Tabla 11

Modelo estadístico para la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv.

Termino	Efecto	Coficiente	Valor t	R ²	R ² (Ajust.)
Constante		28.1737	369.02	89.03%	86.68%
A	-1.283	-0.6413	-8.03		
B	-1.200	-0.6000	-7.51		
C	0.861	0.4306	5.39		
D	0.359	0.1794	2.25		
F	0.928	0.4637	5.81		
B*F	0.990	0.4950	6.20		

Nota: Coeficientes para unidades codificadas.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 12

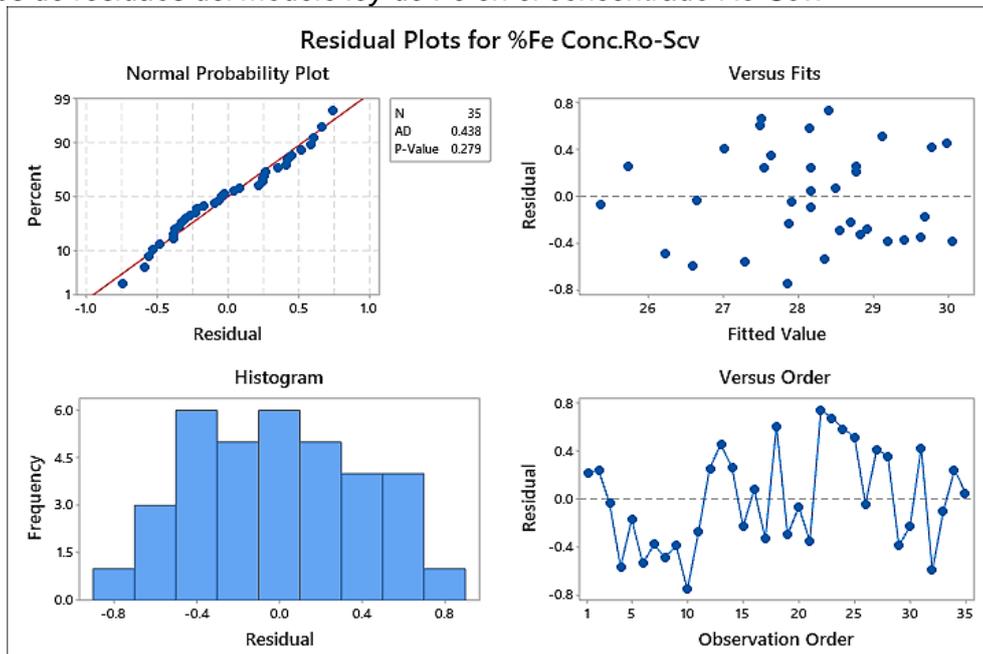
Análisis de varianza del modelo para la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv.

Fuente de variación	GL	Suma de cuadrados	Contribución %	Cuadrado medio	Valor F	Valor p
Modelo	6	46.365	89.03	7.728	37.9	0.000
Lineal	5	38.524	73.97	7.705	37.8	0.000
A	1	13.158	25.27	13.158	64.5	0.000
B	1	11.520	22.12	11.520	56.5	0.000
C	1	5.934	11.39	5.934	29.1	0.000
D	1	1.030	1.98	1.030	5.1	0.033
F	1	6.882	13.21	6.882	33.7	0.000
Interacción	1	7.841	15.06	7.841	38.4	0.000
B*F	1	7.841	15.06	7.841	38.4	0.000
Error	28	5.713	10.97	0.204		
Curvatura	1	0.014	0.03	0.014	0.1	0.796
Falta de ajuste	25	5.640	10.83	0.226	7.7	0.121
Error puro	2	0.058	0.11	0.029		
Total	34	52.077	100.00	7.728		

Fuente: Elaboración propia.

Figura 55

Gráficos de residuos del modelo ley de Fe en el concentrado Ro-Scv.

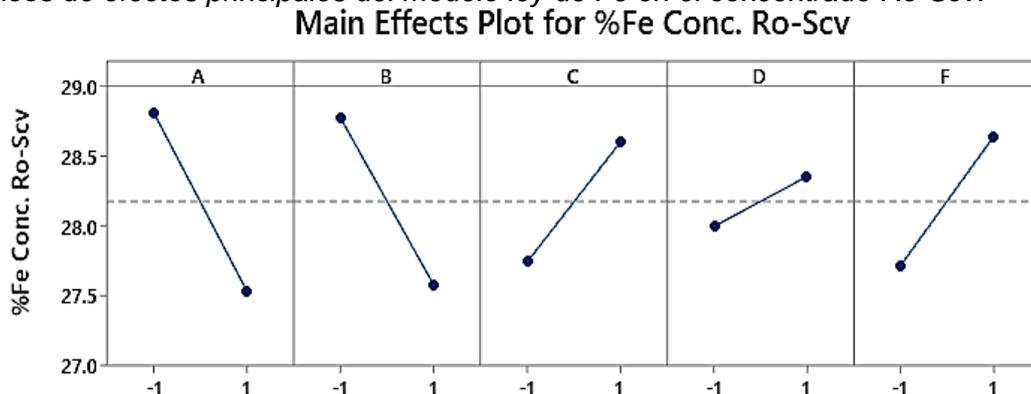


Fuente: Elaboración propia.

El modelo tiene un R^2 alto y cumple con los supuestos sobre los residuos. Además, del análisis de varianza se tiene que el modelo es significativo, y que no hay evidencia estadística de una posible curvatura de la superficie de respuesta en el rango de estudio de las variables de flotación, y que la falta de ajuste no es significativo. Por lo tanto, el modelo desarrollado es adecuado para predecir la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv.

Figura 56

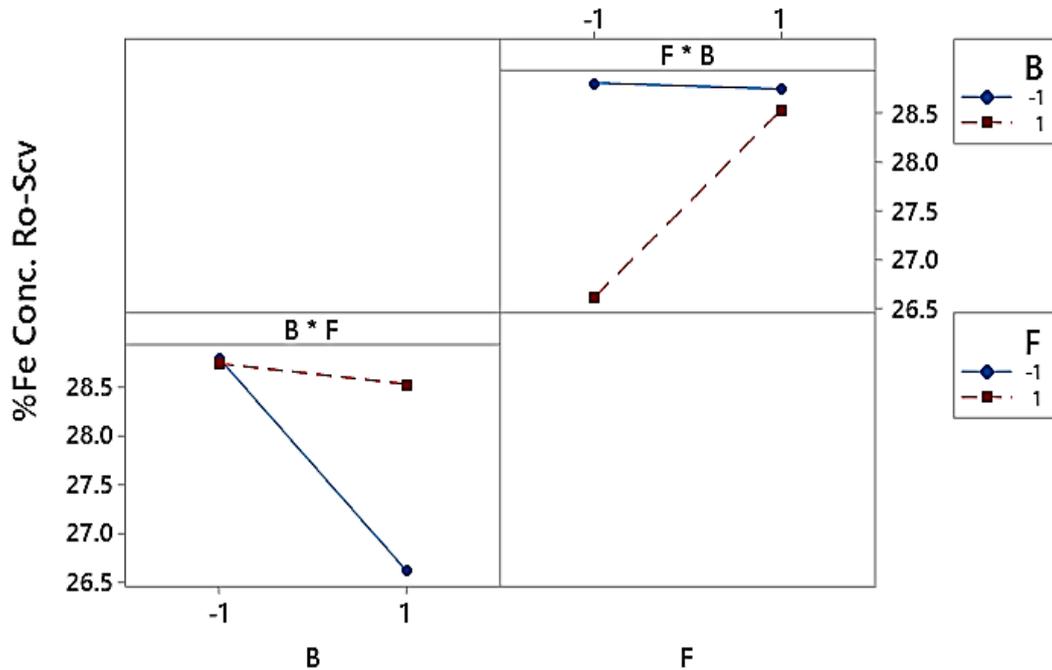
Gráficos de efectos principales del modelo ley de Fe en el concentrado Ro-Scv.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 57

Gráficos de interacciones del modelo ley de Fe en el concentrado Ro-Scv.
Interaction Plot for Fe Grade, %



Fuente: Elaboración propia.

En interacción de la granulometría y el porcentaje de sólidos, cuando la granulometría es fina incrementar el porcentaje de sólidos de la pulpa aumenta la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv. Cuando la densidad de pulpa es baja la granulometría tiene un mayor efecto sobre la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv, una granulometría más fina baja la ley de Fe aumentando la calidad del concentrado. El pH de la pulpa tiene un efecto negativo fuerte sobre la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv, incrementar el pH de la pulpa disminuye la ley de Fe. El espumante tiene un efecto positivo fuerte sobre la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv, esto es, el incremento del espumante aumenta la ley de Fe. El colector tiene un efecto positivo fuerte sobre la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv, esto es, el incremento del colector aumenta la ley de Fe. Tanto una mayor dosis de espumante como de colector aumenta la ley de Fe ensuciando el concentrado Ro-Scv.

3.4.2.3 Modelo estadístico para la recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv

Tabla 13*Modelo estadístico para la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv.*

Termino	Efecto	Coefficiente	Valor t	R ²	R ² (Ajust.)
Constante		93.8912	1118.69	92.22%	87.41%
A	-0.2491	-0.1246	-1.42		
B	1.3311	0.6656	7.58		
C	1.0818	0.5409	6.16		
D	0.9365	0.4683	5.33		
E	0.829	0.4145	4.72		
F	0.6512	0.3256	3.71		
A*D	-0.7476	-0.3738	-4.26		
B*D	0.5496	0.2748	3.13		
B*E	0.5176	0.2588	2.95		
B*F	-0.7102	-0.3551	-4.05		
D*E	0.8221	0.411	4.68		
D*F	0.4517	0.2258	2.57		
E*F	0.4134	0.2067	2.35		

Nota: Coeficientes para unidades codificadas.

Fuente: Elaboración propia.

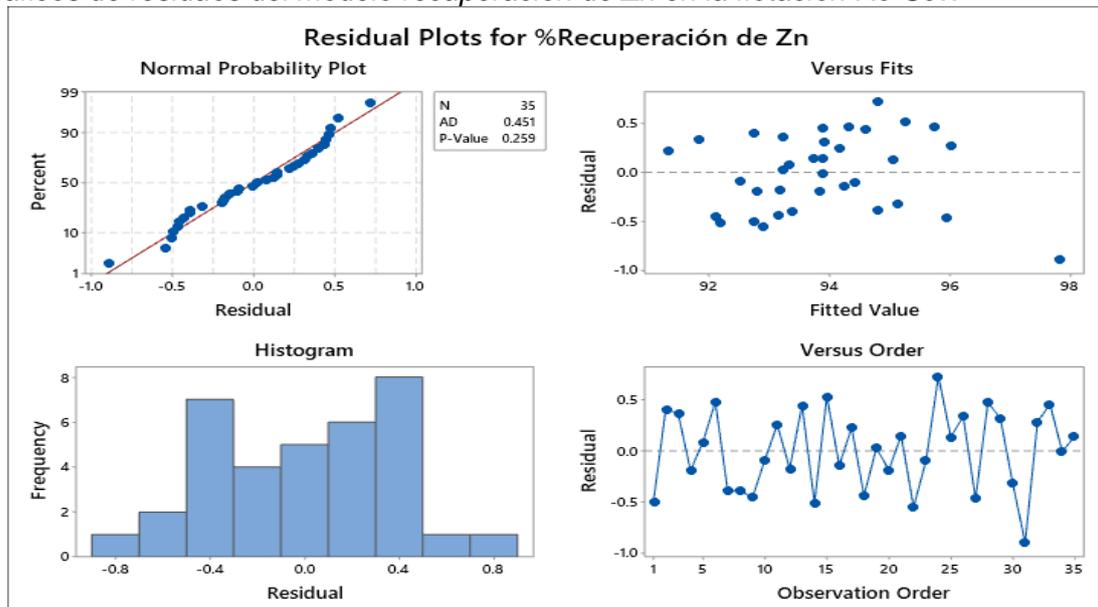
Tabla 14*Análisis de varianza del modelo para la recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv.*

Fuente de variación	GL	Suma de cuadrados	Contribución %	Cuadrado medio	Valor F	Valor p
Modelo	13	61.413	92.22	4.724	19.2	0.000
Lineal	6	39.941	59.98	6.657	27.0	0.000
A	1	0.497	0.75	0.497	2.0	0.171
B	1	14.175	21.29	14.175	57.5	0.000
C	1	9.362	14.06	9.362	38.0	0.000
D	1	7.017	10.54	7.017	28.5	0.000
E	1	5.499	8.26	5.499	22.3	0.000
F	1	3.392	5.09	3.392	13.8	0.001
Interacción	7	21.472	32.24	3.067	12.4	0.000
A*D	1	4.471	6.71	4.471	18.1	0.000
B*D	1	2.416	3.63	2.416	9.8	0.005
B*E	1	2.143	3.22	2.143	8.7	0.008
B*F	1	4.035	6.06	4.035	16.4	0.001
D*E	1	5.407	8.12	5.407	21.9	0.000
D*F	1	1.632	2.45	1.632	6.6	0.018
E*F	1	1.367	2.05	1.367	5.6	0.028
Error	21	5.177	7.78	0.247		
Curvatura	1	0.125	0.19	0.125	0.5	0.489
Falta de ajuste	18	4.941	7.42	0.275	5.0	0.181
Error puro	2	0.111	0.17	0.055		
Total	34	66.590				

Fuente: Elaboración propia.

Figura 58

Gráficos de residuos del modelo recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv.

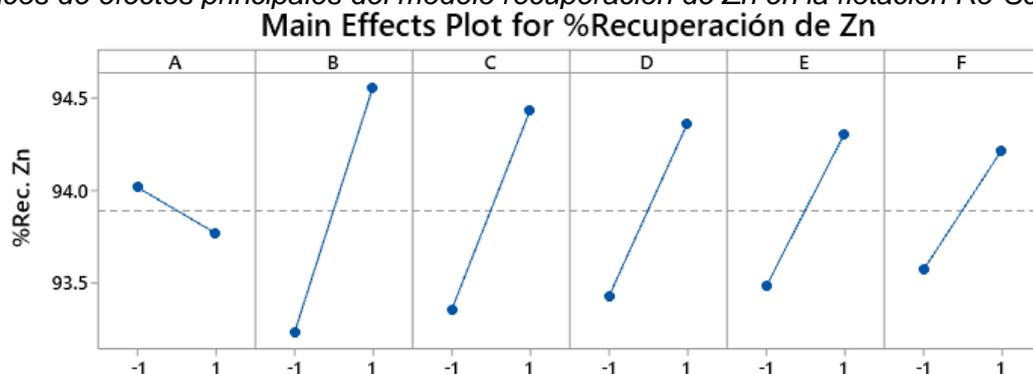


Fuente: Elaboración propia.

El modelo tiene un R^2 alto y cumple con los supuestos sobre los residuos. Además, del análisis de varianza se tiene que el modelo es significativo, y que no hay evidencia estadística de una posible curvatura de la superficie de respuesta en el rango de estudio de las variables de flotación, y que la falta de ajuste no es significativo. Por lo tanto, el modelo desarrollado es adecuado para predecir la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv.

Figura 59

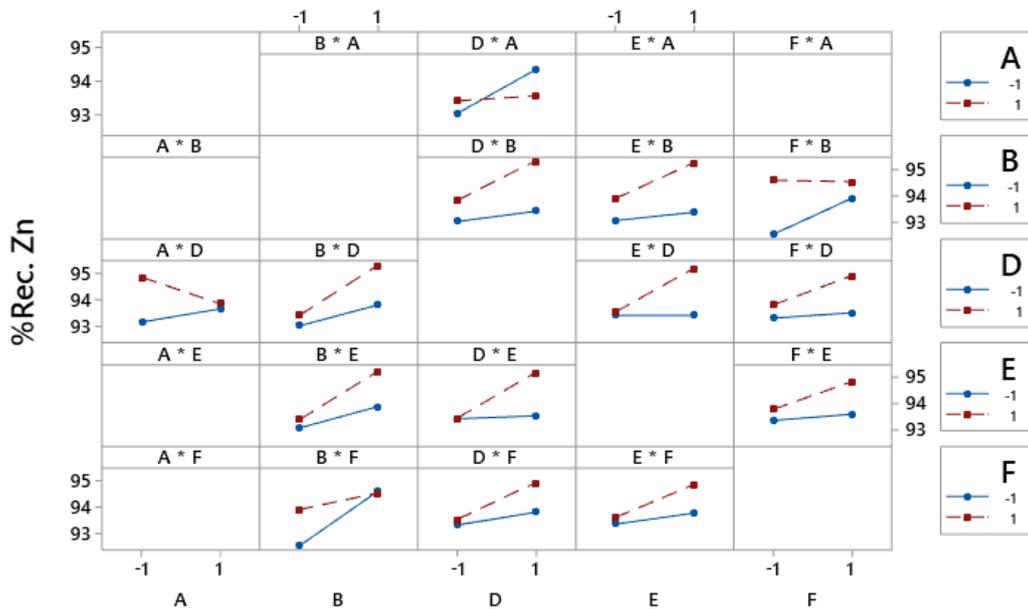
Gráficos de efectos principales del modelo recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 60

Gráfico de interacciones del modelo recuperación de Zn en la flotación Ro-Scv.
Interaction Plot for %Recuperación de Zn



Fuente: Elaboración propia.

En la interacción del colector con el pH, cuando el pH es bajo el efecto positivo del colector sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv es mayor, esto es, cuando el pH es bajo al incrementar la dosis de colector el incremento de la recuperación de zinc. En interacción de la granulometría y el porcentaje de sólidos, cuando el porcentaje de sólidos en la pulpa es bajo (una pulpa más diluida) el efecto positivo de una mayor molienda sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv es mayor. Para una molienda más fina el efecto positivo del activador y del colector sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv es mayor. Para un porcentaje de sólido más alto (pulpa más espesa) el efecto positivo del activador y del colector sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv es mayor. En la interacción del activador y colector, el efecto positivo del colector sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv es mayor cuando el activador está en su nivel alto. El efecto positivo del %sólidos en la pulpa sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv es mayor cuando la granulometría está en su nivel bajo, y cuando la granulometría está en su nivel alto (granulometría más fina) el efecto del %sólidos en la pulpa sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv no es significativo.

3.5 Simulación de resultados metalúrgicos

Mediante los modelos estadísticos se realizaron 5 simulaciones en una hoja de cálculo Excel; la simulación 1 (SIM 1) se realizó con las condiciones actuales de operación, la simulación 2 (SIM 2) se realizó maximizando la recuperación global de zinc. La simulación 3 (SIM 3) se realizó maximizando el grado de Zn en el concentrado final. La simulación 4 (SIM 4) se realizó maximizando el valor económico. Y la simulación 5 (SIM 5) se realizó maximizando el valor económico, pero sin modificar la molienda actual. Para la maximización se utilizó la herramienta Solver de Excel, en el cual se maximiza el valor objetivo cambiando las variables de estudio, sujetas a las restricciones de que dichas variables al estar en unidades codificadas varían de -1 a +1. Para todas las simulaciones se considera los mismos resultados metalúrgicos de la flotación de carbón y de la flotación de las etapas de limpieza. Para la flotación de carbón se consideró el resultado promedio de la flotación de carbón de todas las corridas experimentales, esto es, para la etapa de flotación de carbón se consideró una recuperación en peso de 6.97%, y un desplazamiento de zinc y hierro de 3.51% y 3.79% respectivamente. Para las etapas de limpieza, se consideró una recuperación en peso de 24.25%, y una recuperación de zinc y hierro de 94.86% y 9.26% respectivamente, estos valores fueron determinados del balance másico del circuito de flotación cuya alimentación tuvo una ley muy similar al material mineral de estudio. Con los resultados metalúrgicos modelados de la flotación Ro-Scv, y con el conocimiento del rendimiento metalúrgico de las demás etapas de flotación, para fines comparativos, se puede simular los resultados metalúrgicos del proceso de flotación global para todas las simulaciones, los cuales serán únicamente afectados solo por el rendimiento metalúrgico de las etapas de flotación rougher y scavenger. Los resultados de las simulaciones se muestran en las siguientes tablas.

Tabla 15

Simulación 1. Condiciones operativas actuales.

	Ton	Leyes		Distribución	
		%Zn	%Fe	Zn	Fe
Flotación de Carbón					
Alimento Fresco	1.000	6.26	29.97	100.00	100.00
Conc. Carbón	0.070	3.15	16.31	3.51	3.79
Rlv. Carbón	0.930	6.49	30.99	96.49	96.21
Flotación Ro-Scv					
Alimento Ro-Scv	0.930	6.49	30.99	100.0	100.0
Conc. Ro-Scv	0.482	11.78	28.17	93.89	47.05
Rlv. Ro-Scv	0.449	0.82	34.02	6.11	52.95
Conc. Final	0.118	45.70	10.67	85.94	4.19
Rlv. Final	0.882	1.00	32.55	14.06	95.81
Condiciones:		Valor del contenido de Zn, \$			104.7
pH de pulpa	11.0	Maquila, \$			20.0
Granulometría, %-200M	62	Penalidad Fe, \$			0.3
Dosis de espumante MT-342, g/t	24	Costo CaO, \$			0.27
Dosis de colector, g/t	95	Costo Espumante, \$			0.13
Dosis de activador, g/t	950	Costo Colector, \$			0.26
%Solido de la pulpa,	41	Costo Activador, \$			2.85
Dosis de espumante MIBC, g/t	20	Energía y acero, \$			5.05
		Otros (personal, etc.), \$			1.25
		Transporte, \$			3.88
		Valor económico, \$			70.7

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 16

Simulación 2. Maximizando la recuperación global de zinc.

	Ton	Leyes		Distribución	
		%Zn	%Fe	Zn	Fe
Flotación de Carbón					
Alimento Fresco	1.000	6.26	29.97	100.00	100.00
Conc. Carbón	0.070	3.15	16.31	3.51	3.79
Rlv. Carbón	0.930	6.49	30.99	96.49	96.21
Flotación Ro-Scv					
Alimento Ro-Scv	0.930	6.49	30.99	100.0	100.0
Conc. Ro-Scv	0.520	11.37	29.78	97.83	53.68
Rlv. Ro-Scv	0.411	0.32	32.52	2.17	46.32
Conc. Final	0.127	44.12	11.28	89.55	4.78
Rlv. Final	0.873	0.75	32.69	10.45	95.22
Condiciones:		Valor del contenido de Zn, \$			109.0
pH de pulpa	10.0	Maquila, \$			21.6
Granulometría, %-200M	64	Penalidad Fe, \$			0.4
Dosis de espumante MT-342, g/t	30	Costo CaO, \$			0.24
Dosis de colector, g/t	105	Costo Espumante, \$			0.15
Dosis de activador, g/t	1000	Costo Colector, \$			0.28
%Solido de la pulpa,	45	Costo Activador, \$			3.00
Dosis de espumante MIBC, g/t	20	Energía y acero, \$			5.50
		Otros (personal, etc.), \$			1.25
		Transporte, \$			4.19
		Valor económico, \$			72.4

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 17

Simulación 3. Maximizando el grado de Zn en el concentrado final.

	Ton	Leyes		Distribución	
		%Zn	%Fe	Zn	Fe
Flotación de Carbón					
Alimento Fresco	1.000	6.26	29.97	100.00	100.00
Conc. Carbón	0.070	3.15	16.31	3.51	3.79
Rlv. Carbón	0.930	6.49	30.99	96.49	96.21
Flotación Ro-Scv					
Alimento Ro-Scv	0.930	6.49	30.99	100.0	100.0
Conc. Ro-Scv	0.462	12.40	25.72	94.94	41.25
Rlv. Ro-Scv	0.468	0.65	36.20	5.06	58.75
Conc. Final	0.113	48.11	9.74	86.91	3.68
Rlv. Final	0.887	0.92	32.55	13.09	96.32
Condiciones:		Valor del contenido de Zn, \$			105.8
pH de pulpa	12.0	Maquila, \$			19.2
Granulometría, %-200M	64	Penalidad Fe, \$			0.1
Dosis de espumante MT-342, g/t	18	Costo CaO, \$			0.31
Dosis de colector, g/t	105	Costo Espumante, \$			0.11
Dosis de activador, g/t	1000	Costo Colector, \$			0.28
%Sólido de la pulpa,	37	Costo Activador, \$			3.00
Dosis de espumante MIBC, g/t	20	Energía y acero, \$			5.50
		Otros (personal, etc.), \$			1.25
		Transporte, \$			3.73
		Valor económico, \$			72.3

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 18

Simulación 4. Maximizando el valor económico.

	Ton	Leyes		Distribución	
		%Zn	%Fe	Zn	Fe
Flotación de Carbón					
Alimento Fresco	1.000	6.26	29.97	100.00	100.00
Conc. Carbón	0.070	3.15	16.31	3.51	3.79
Rlv. Carbón	0.930	6.49	30.99	96.49	96.21
Flotación Ro-Scv					
Alimento Ro-Scv	0.930	6.49	30.99	100.0	100.0
Conc. Ro-Scv	0.496	11.79	27.69	96.88	47.65
Rlv. Ro-Scv	0.434	0.43	34.77	3.12	52.35
Conc. Final	0.121	45.75	10.49	88.68	4.25
Rlv. Final	0.879	0.81	32.66	11.32	95.75
Condiciones:		Valor del contenido de Zn, \$			108.0
pH de pulpa	10.3	Maquila, \$			20.6
Granulometría, %-200M	64	Penalidad Fe, \$			0.3
Dosis de espumante MT-342, g/t	30	Costo CaO, \$			0.24
Dosis de colector, g/t	105	Costo Espumante, \$			0.15
Dosis de activador, g/t	1000	Costo Colector, \$			0.28
%Sólido de la pulpa,	37	Costo Activador, \$			3.00
Dosis de espumante MIBC, g/t	20	Energía y acero, \$			5.50
		Otros (personal, etc.), \$			1.25
		Transporte, \$			4.00
		Valor económico, \$			72.7

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 19

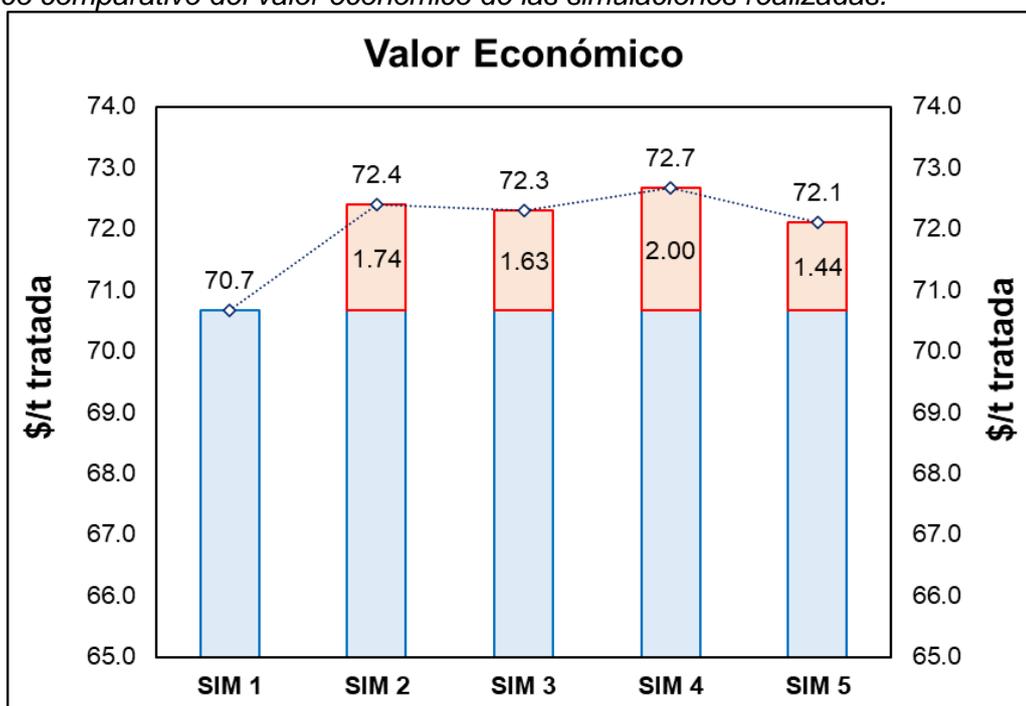
Simulación 5. Maximizando el valor económico sin modificar la molienda actual.

	Ton	Leyes		Distribución	
		%Zn	%Fe	Zn	Fe
Flotación de Carbón					
Alimento Fresco	1.000	6.26	29.97	100.00	100.00
Conc. Carbón	0.070	3.15	16.31	3.51	3.79
Rlv. Carbón	0.930	6.49	30.99	96.49	96.21
Flotación Ro-Scv					
Alimento Ro-Scv	0.930	6.49	30.99	100.0	100.0
Conc. Ro-Scv	0.503	11.58	29.11	96.38	50.76
Rlv. Ro-Scv	0.428	0.51	33.20	3.62	49.24
Conc. Final					
Conc. Final	0.123	44.93	11.03	88.22	4.52
Rlv. Final					
Rlv. Final	0.877	0.84	32.62	11.78	95.48
Condiciones:		Valor del contenido de Zn, \$			107.4
pH de pulpa	11.2	Maquila, \$			20.9
Granulometría, %-200M	62	Penalidad Fe, \$			0.4
Dosis de espumante MT-342, g/t	30	Costo CaO, \$			0.28
Dosis de colector, g/t	105	Costo Espumante, \$			0.15
Dosis de activador, g/t	1000	Costo Colector, \$			0.28
%Sólido de la pulpa,	45	Costo Activador, \$			3.00
Dosis de espumante MIBC, g/t	20	Energía y acero, \$			5.05
		Otros (personal, etc.), \$			1.25
		Transporte, \$			4.05
		Valor del concentrado, \$			72.1

Fuente: Elaboración propia.

Figura 61

Gráfico comparativo del valor económico de las simulaciones realizadas.



Fuente: Elaboración propia.

La SIM 4 da el mayor valor económico de 72.7 \$/t tratada. Sin embargo, debido a que aumentar la fineza de la granulometría de alimentación a un valor de 64% -200M podría causar una disminución del tonelaje tratado, con las condiciones actuales de la planta, la SIM 5 es la opción más conservadora. La SIM 5 da un valor económico de 72.1 \$/t tratada.

3.6 Resultados metalúrgicos a nivel planta industrial

Los resultados a nivel de laboratorio fueron llevados a nivel planta, y se evaluó los resultados de una semana bajo las condiciones actuales (SIM 1) y de una semana bajo las condiciones optimizadas (SIM 5). El consumo de colector y activador fue escalado a nivel industrial en unidades de kg/t zinc fino. Para las condiciones actuales se tiene un consumo de colector de 1518 g/t zinc fino y un consumo de activador de 15176 g/t zinc fino. Para las condiciones optimizadas se tiene un consumo de colector de 1677 g/t zinc fino y un consumo de activador de 15974 g/t zinc fino. Las siguientes tablas muestran los resultados obtenidos.

Tabla 20

Resultados metalúrgicos promedio de una semana bajo condiciones actuales de operación.

	Ton	Leyes		Distribución	
		%Zn	%Fe	Zn	Fe
Alimento	1.000	6.27	29.02	100.00	100.00
Concentrado Zn	0.115	46.68	10.98	85.41	4.34
Relave	0.885	1.03	31.36	14.59	95.66
Condiciones:		Valor del contenido de Zn, \$			104.2
pH de pulpa	11.0	Maquila, \$			19.5
Granulometría, %-200M	62	Penalidad Fe, \$			0.3
Dosis de espumante MT-342, g/t	24	Costo CaO, \$			0.27
Dosis de colector, g/t	95	Costo Espumante, \$			0.13
Dosis de activador, g/t	952	Costo Colector, \$			0.26
%Solido de la pulpa,	41.0	Costo Activador, \$			2.86
Dosis de espumante MIBC, g/t	20	Energía y acero, \$			5.05
		Otros (personal, etc.), \$			1.25
		Transporte, \$			3.78
		Valor del concentrado, \$			70.8

Nota: Ley de alimentación promedio: %Zn = 6.27, %Pb = 0.74, %Cu = 0.18, g/t Ag = 49.44, %Fe = 29.02 y %ZnOx/ZnT = 2.14. Ley de concentrado promedio: %Zn = 46.68, %Pb = 4.47, %Cu = 0.90, g/t Ag = 240.55 y %Fe = 10.98. En la valorización del concentrado no se está considerando el pago por la plata. Consumo de colector: 1518 g/t zinc fino <-> 95 g/t tratada. Consumo de activador: 15176 g/t zinc fino <-> 952 g/t tratada.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 21

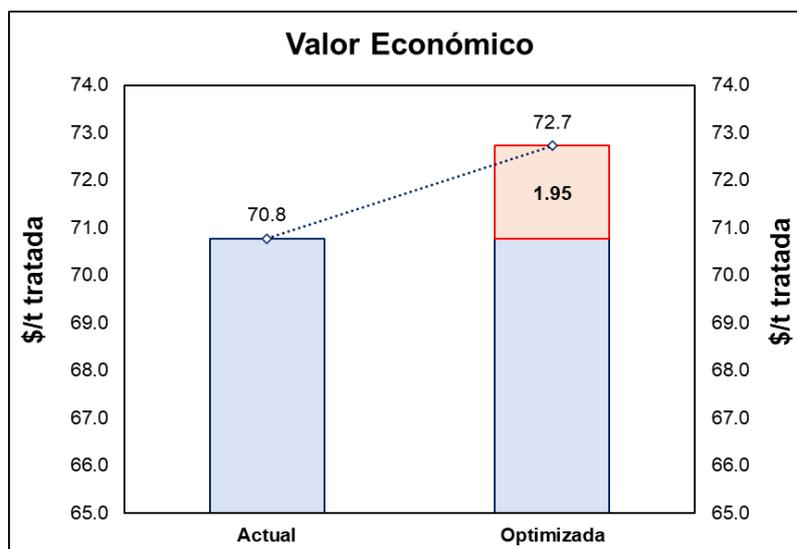
Resultados metalúrgicos promedio de una semana bajo las condiciones optimizadas.

	Ton	Leyes		Distribución	
		%Zn	%Fe	Zn	Fe
Alimento	1.000	6.26	29.95	100.00	100.00
Concentrado Zn	0.120	46.16	11.24	88.19	4.49
Relave	0.880	0.84	32.49	11.81	95.51
Condiciones:		Valor del contenido de Zn, \$			107.4
pH de pulpa	11.2	Maquila, \$			20.3
Granulometría, %-200M	62	Penalidad Fe, \$			0.4
Dosis de espumante MT-342, g/t	30	Costo CaO, \$			0.28
Dosis de colector, g/t	105	Costo Espumante, \$			0.15
Dosis de activador, g/t	1000	Costo Colector, \$			0.28
%Sólido de la pulpa,	45.0	Costo Activador, \$			3.00
Dosis de espumante MIBC, g/t	20	Energía y acero, \$			5.05
		Otros (personal, etc.), \$			1.25
		Transporte, \$			3.94
		Valor del concentrado, \$			72.7

Nota: Ley de alimentación promedio: %Zn = 6.26, %Pb = 0.73, %Cu = 0.20, g/t Ag = 47.31, %Fe = 29.95 y %ZnOx/ZnT = 2.23. Ley de concentrado promedio: %Zn = 46.16, %Pb = 4.32, %Cu = 1.10, g/t Ag = 238.63 y %Fe = 11.24. En la valorización del concentrado no se está considerando el pago por la plata. Consumo de colector: 1677 g/t zinc fino <> 105 g/t tratada. Consumo de activador: 15974 g/t zinc fino <> 1000 g/t tratada. Fuente: Elaboración propia.

Figura 62

Gráfico comparativo del valor económico de las condiciones actuales y optimizadas a nivel planta.



Fuente: Elaboración propia.

Los resultados a nivel industrial dieron un valor promedio de 70.8 \$/t tratada para las condiciones actuales y un valor promedio de 72.7 \$/t tratada para las condiciones

optimizadas, dando un margen positivo promedio de 1.95 \$/t tratada, lo que equivale \$245,277 de ingreso económico adicional al mes.

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1 Efectos de las variables de flotación sobre las respuestas estudiadas

El pH de la pulpa tiene un efecto positivo sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv, al incrementar el pH de la pulpa incrementa la ley de Zn. La granulometría tiene un efecto positivo sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv, una granulometría más fina aumenta la ley de Zn, sin embargo, el efecto de la granulometría depende del porcentaje de sólidos de la pulpa, el efecto positivo de la granulometría es mayor cuando el porcentaje de sólidos de la pulpa es menor y el efecto positivo es menor cuando el porcentaje de sólidos de la pulpa es mayor. El espumante tiene un efecto negativo sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv, al aumentar la dosis de espumante disminuye la ley de Zn. El colector tiene un efecto negativo sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv, al aumentar la dosis de colector disminuye la ley de Zn, sin embargo, el efecto del colector depende del pH de la pulpa, el efecto negativo del colector es mayor cuando el pH es bajo, y el efecto negativo es menor cuando el pH de la pulpa es alto. El efecto del activador sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv no es significativo, pero, existe una interacción del activador con el colector, cuando la dosis de activador es bajo el efecto negativo del colector sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv es mayor, cuando la dosis de activador es alto el efecto negativo es menor. El efecto del porcentaje de sólidos de la pulpa sobre la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv es negativo, aumentar el porcentaje de sólidos de la pulpa disminuye la ley de Zn, sin embargo, este efecto depende de la granulometría, cuando la granulometría es fina el efecto negativo del porcentaje de sólidos de la pulpa es mayor, cuando la granulometría es gruesa el efecto negativo es mínimo.

El pH de la pulpa tiene un efecto negativo sobre la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv, aumentar el pH de la pulpa disminuye la ley de Fe. La granulometría tiene un efecto negativo sobre la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv, una granulometría más fina disminuye la ley de Fe, sin embargo, el efecto negativo de la granulometría depende del porcentaje de sólidos de la pulpa, cuando el porcentaje de sólidos de la pulpa es menor el

efecto negativo de la granulometría es mayor y cuando el porcentaje de sólidos de la pulpa es mayor el efecto negativo de la granulometría es menor. El espumante tiene un efecto positivo sobre la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv, aumentar la dosis de espumante aumenta la ley de Fe. El colector tiene un efecto positivo sobre la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv, aumentar la dosis de colector aumenta la ley de Fe. El efecto del activador sobre la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv no es significativo. El efecto del porcentaje de sólidos de la pulpa sobre la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv depende de la granulometría, cuando la granulometría es fina al incrementar el porcentaje de sólidos de la pulpa aumenta la ley de Fe, cuando la granulometría es gruesa el efecto del porcentaje de sólidos no es significativo.

El efecto del pH de la pulpa sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv no es significativo, sin embargo, su interacción con el colector es significativo. La granulometría tiene un efecto positivo sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv, una granulometría más fina aumenta la recuperación de zinc, sin embargo, su efecto positivo depende del porcentaje de sólidos de la pulpa, cuando el porcentaje de sólidos de la pulpa es menor el efecto positivo de la granulometría es mayor, cuando el porcentaje de sólidos de la pulpa es mayor el efecto positivo de la granulometría es menor. El espumante tiene un efecto positivo sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv, al aumentar la dosis de espumante incrementa la recuperación de Zn. El colector tiene un efecto positivo sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv, al aumentar la dosis de colector incrementa la recuperación de Zn, sin embargo, el efecto positivo depende del pH de la pulpa, de la granulometría, de la dosis de activador y del porcentaje de sólidos de la pulpa, cuando el pH de la pulpa es bajo, la granulometría es fina, la dosis de activador es alto y el porcentaje de sólidos de la pulpa es alto, el efecto positivo del colector es más fuerte. El activador tiene un efecto positivo sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv, al aumentar la dosis de activador aumenta la recuperación de Zn, sin embargo, el efecto positivo del activador depende de la granulometría y del porcentaje de sólidos de la pulpa, cuando la granulometría es fina y el porcentaje de sólidos de la pulpa es alto, el

efecto positivo del activador es más fuerte. El porcentaje de sólidos de la pulpa tiene un efecto positivo sobre la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv, incrementar el porcentaje de sólidos de la pulpa incrementa la recuperación de zinc, sin embargo, el efecto positivo del porcentaje de sólidos de la pulpa depende de la granulometría, cuando la granulometría es fina el efecto del porcentaje de sólidos de la pulpa no es significativo, cuando la granulometría es gruesa el efecto del porcentaje de sólidos de la pulpa es mayor.

4.2 Modelos estadísticos

El modelo estadístico para la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv, tiene un R^2 de 93.60% y un R^2 (Ajustado) de 91.29%, y cumple con los supuestos sobre los residuos. Además, del análisis de varianza se tiene que el modelo es significativo, y que no hay evidencia estadística de una posible curvatura de la superficie de respuesta en el rango de estudio de las variables de flotación, y que la falta de ajuste no es significativo. Por lo tanto, el modelo desarrollado es adecuado para predecir la ley de Zn en el concentrado Ro-Scv.

El modelo estadístico para la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv, tiene un R^2 de 89.03% y un R^2 (Ajustado) de 86.68%, y cumple con los supuestos sobre los residuos. Además, del análisis de varianza se tiene que el modelo es significativo, y que no hay evidencia estadística de una posible curvatura de la superficie de respuesta en el rango de estudio de las variables de flotación, y que la falta de ajuste no es significativo. Por lo tanto, el modelo desarrollado es adecuado para predecir la ley de Fe en el concentrado Ro-Scv.

El modelo estadístico para la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv, tiene un R^2 de 92.22% y un R^2 (Ajustado) de 87.41%, y cumple con los supuestos sobre los residuos. Además, del análisis de varianza se tiene que el modelo es significativo, y que no hay evidencia estadística de una posible curvatura de la superficie de respuesta en el rango de estudio de las variables de flotación, y que la falta de ajuste no es significativo. Por lo tanto, el modelo desarrollado es adecuado para predecir la recuperación de zinc en la flotación Ro-Scv.

4.3 Simulaciones de resultados metalúrgicos

La SIM 1 dio un valor económico de 70.7 \$/t tratada, la SIM 2 un valor económico de 72.4 \$/t tratada, la SIM 3 un valor económico de 72.3 \$/t, la SIM 4 un valor económico de 72.7 \$/t tratada y la SIM 5 un valor económico de 72.1 \$/t tratada. La SIM 4 da el mayor valor económico de 72.7 \$/t tratada es cuando el proceso de flotación se lleva a cabo con una dosis de espumante MIBC de 20 g/t tratada en la flotación de carbón, el pH de la pulpa en la flotación rougher de 10.3, granulometría de alimentación de 64% -200M, dosis de espumante MT-342-3 de 30 g/t tratada, dosis de colector de 105 g//t tratada (1677 g/t zinc fino), dosis de activador de 1000 g/t tratada (15974 g/t zinc fino), y a un porcentaje de sólido de pulpa de 37% (densidad de pulpa de 1367 g/l). Sin embargo, debido a que aumentar la fineza de la granulometría de alimentación a un valor de 64% -200M podría causar una disminución del tonelaje tratado con las condiciones actuales de la planta, la SIM 5 es la opción más conservadora. La SIM 5 que da un valor económico de 72.1 \$/t tratada es cuando el proceso de flotación se lleva a cabo con una dosis de espumante MIBC de 20 g/t tratada en la flotación de carbón, el pH de la pulpa en la flotación rougher de 11.2, granulometría de alimentación de 62% -200M, dosis de espumante MT-342-3 de 30 g/t tratada, dosis de colector de 105 g//t tratada (1677 g/t zinc fino), dosis de activador de 1000 g/t tratada (15974 g/t zinc fino), y a un porcentaje de sólido de pulpa de 45% (densidad de pulpa de 1485 g/l). Comparando la SIM 5 con la SIM 1 (condiciones actuales) se tiene un margen positivo de 1.44 \$/t tratada, lo que equivale a \$181,025 de ingreso económico adicional al mes. Este margen positivo de ingreso adicional incentivó a llevar los resultados de laboratorio a nivel planta industrial.

4.4 Resultados a nivel planta industrial

Se evaluaron los resultados metalúrgicos de una semana bajo las condiciones actuales y de una semana bajo las condiciones optimizadas. Aumentando ligeramente el pH de 11.0 a 11.2, incrementando la dosis de espumante MT-342-3 de 24 g/t a 30 g/t, incrementando la dosis de colector de 1518 g/t zinc fino a 1677 g/t zinc fino, incrementando la dosis de activador de 15176 g/t zinc fino a 15974 g/t zinc fino, y aumentando el

porcentaje de sólidos de la pulpa de 41% a 45% se incrementa el valor económico de 70.8 \$/t tratada a 72.7 \$/t tratada en promedio, dando un margen positivo de 1.95 \$/t tratada, lo que equivale a \$245,277 de ingreso económico adicional al mes.

Conclusiones

Es posible realizar estudios de optimización de un circuito completo de flotación a partir de pruebas de flotación estándar Rougher-Scavenger de laboratorio, conociendo el comportamiento metalúrgico de las demás etapas de flotación, y para fines comparativos considerarlas constantes. Como la recuperación de los minerales valiosos en los circuitos de flotación básicamente depende de las etapas de flotación rougher y scavenger, optimizar estas etapas resulta importante para optimizar el beneficio económico del proceso de flotación global.

Los diseños de experimentos (DOE), en este caso particular, un diseño factorial fraccionado de la forma $2^{(6-1)}$ (6 factores en 2 niveles), permiten estudiar los efectos principales y los efectos de interacción de las variables de flotación estudiadas sobre los resultados metalúrgicos de la flotación rougher y scavenger. Conocer cómo afectan las variables de flotación en los resultados metalúrgicos permite un mejor entendimiento del proceso de flotación. Además, los diseños de experimentos permiten realizar modelos estadísticos confiables que relacionan las variables de flotación estudiadas con los resultados metalúrgicos obtenidos, con estos modelos se pueden simular y optimizar resultados metalúrgicos del proceso de flotación.

Maximizar la recuperación del metal valioso no implica que se obtenga el máximo beneficio económico, en este estudio a nivel de laboratorio la máxima recuperación del metal valioso que se puede obtener es de 89.55%, de igual manera, maximizar el grado del metal valioso en el concentrado no implica que se obtenga el máximo beneficio económico, en este estudio a nivel de laboratorio el máximo grado del metal valioso en el concentrado es de 48.11%. Existe un equilibrio entre el grado del metal en el concentrado y la recuperación del metal que nos da el mayor beneficio económico. En este estudio a nivel de laboratorio se tiene que el mayor beneficio económico se obtiene para un grado del metal de 45.75% y una recuperación del metal de 88.68%.

El máximo beneficio económico que se tiene en este estudio a nivel de laboratorio es de 72.7 \$/t tratada, y esto es cuando el proceso de flotación se lleva a cabo con una dosis de espumante MIBC de 20 g/t tratada en la flotación de carbón, el pH de la pulpa en la flotación rougher de 10.3, una granulometría de alimentación de 64% -200M, una dosis de espumante MT-342-3 de 30 g/t tratada, una dosis de colector de 105 g/t tratada (1677 g/t zinc fino), una dosis de activador de 1000 g/t tratada (15974 g/t zinc fino), y a un porcentaje de sólido de pulpa de 37% (densidad de pulpa de 1367 g/l).

Debido a que aumentar el grado de molienda de 62% -200M (condición actual del circuito de molienda) a 64% -200M podría causar una disminución del tonelaje tratado con las condiciones actuales de la planta, para obtener el mayor beneficio económico sin modificar la molienda, la flotación se debe de llevar a cabo con una dosis de espumante MIBC de 20 g/t tratada en la flotación de carbón, el pH de la pulpa en la flotación rougher de 11.2, una dosis de espumante MT-342-3 de 30 g/t tratada, una dosis de colector de 105 g/t tratada (1677 g/t zinc fino), una dosis de activador de 1000 g/t tratada (15974 g/t zinc fino), y a un porcentaje de sólido de pulpa de 45% (densidad de pulpa de 1485 g/l). Bajo estos valores de las variables de flotación a nivel de laboratorio se obtiene un valor económico de 72.1 \$/t tratada, el cual comparado con el valor económico que se obtiene con las condiciones actuales de las variables de flotación, que es de 70.7 \$/t tratada, se tiene un margen positivo de 1.44 \$/t tratada, lo que equivale a \$181,025 de ingreso económico adicional al mes.

Al llevar los resultados obtenidos de nivel laboratorio a nivel planta industrial, con las condiciones optimizadas para las variables de flotación sin modificar el grado de molienda se obtuvo un incremento del valor económico de 70.8 \$/t tratada (condiciones actuales) a 72.7 \$/t tratada (condiciones optimizadas), dando un margen positivo de 1.95 \$/t tratada, lo que equivale a \$245,277 de ingreso económico adicional al mes.

Recomendaciones

Para este tipo de investigaciones se recomienda que el experimentador tenga un conocimiento adecuado del proceso y la experiencia necesaria para realizar las pruebas metalúrgicas de manera correcta sin cometer errores. Se recomienda que la misma persona realice todas las pruebas experimentales con el objetivo de no introducir variabilidad en las respuestas debido al tipo de operador.

La preparación de muestras que se desarrollan en el laboratorio metalúrgico debe llevarse a cabo con sumo cuidado, de tal manera que todas las muestras sean relativamente homogéneas y que la variación de la composición química de las muestras no sea significativo sobre las respuestas estudiadas. Una amplia variación en la composición química de las muestras puede tener un efecto significativo sobre las respuestas estudiadas, lo cual es indeseable para el objetivo del estudio.

Todas las variables que afectan las pruebas de flotación a nivel de laboratorio y que no son las variables de estudio (variables de cambio) deben permanecer constantes, en la medida de lo posible, para todas las pruebas experimentales. Esto permitirá que el ruido de las variables que no están siendo estudiadas no sea significativo en los resultados de las pruebas experimentales.

Es importante contar con equipos apropiados de laboratorio para obtener resultados confiables. Los equipos de laboratorio no deben tener ningún tipo de efecto sobre las variables de respuesta, el performance de los equipos debe de ser el mismo para todas las pruebas experimentales.

Se debe hacer un seguimiento de las muestras enviadas a laboratorio químico para su análisis químico. El laboratorio químico debe garantizar la calidad de sus ensayos para emitir resultados de ensayos con un alto grado de exactitud y precisión.

Los rangos de los valores que toman las variables independientes de estudio deben de ser elegidos adecuadamente, los cuales deberán de corresponder con la realidad operativa de la planta concentradora.

Realizar una evaluación del circuito de molienda con el objetivo de incrementar el grado de molienda para poder llegar a 64% -200M sin disminuir la capacidad del circuito. Bajo las condiciones actuales de las variables de flotación, solo aumentar el grado de molienda de 62% -200M a 64% -200M, a nivel laboratorio, se tiene un incremento del valor económico de 0.41 \$/t tratada, lo que equivale a \$50,918 de ingreso adicional al mes. Esto considerando el incremento en el costo de energía y acero.

Referencias bibliográficas

- A. Alouani et al. (2017). *Optimization of Flotation Reagents' Specific Consumption by Modeling During Mineral Enrichment* /Global Journals Inc./ USA.
- Andrew L. Mular et al. (2002). *Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control Proceedings* /Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc./ USA.
- Barry A. Wills (2016). *Wills' Mineral Processing Technology; An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery* (Eighth edition) /Elsevier Ltd./ USA.
- Douglas C. Montgomery (2004). *Diseño y Análisis de Experimentos* (Segunda edición) /John Wiley & Sons, Inc./ Universidad Estatal de Arizona - USA.
- Edmund James Pryor (1985). *Mineral Processing* (Third edition) /Elsevier Applied science publishers London and New York/ USA.
- Humberto Gutiérrez Pulido – Román de la Vara Salazar (2009). *Control Estadístico de Calidad y Seis Sigma* (Segunda edición) /McGraw-Hill – Interamericana Editores, S.A./México.
- José Roberto Apaza Choqueluque (2020), "*Modelamiento y Optimización en el Proceso de Concentración de Minerales, Flotación de cobre de la Concesión Minera MESAFRANCA*", [Tesis para obtener el título profesional de Ingeniero Químico. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Perú
- M. Kostović et al. (2014). *Factorial Design of Selective Flotation of Chalcopyrite from Copper Sulfides* /Pleiades Publishing, Ltd., Journal of Mining Science - Mineral Dressing/ Serbia.
- Miguel Ricardo Valdivia Chalco (2014), "*Optimización del Proceso de Recuperación de Estaño del Relave depositado en los bofedales 2 y 2.5 – MINSUR, mediante la Aplicación de Diseños Experimentales*", [Tesis para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Perú

T. M. Moimane et al., (2016). *Investigation of the interactive effects of the reagent suite in froth flotation of a Merensky ore /Centre for Minerals Research - Department of Chemical Engineering/ Sud Africa.*

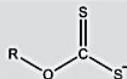
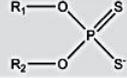
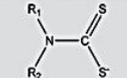
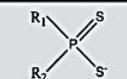
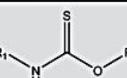
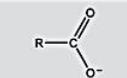
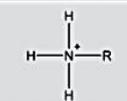
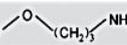
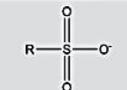
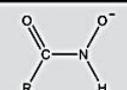
Vidal Sixto Aramburú Rojas et al. (Perú – 2022). *Modelo matemático para la recuperación de oro y zinc mediante el proceso de flotación a partir de minerales sulfurados de zinc marmatítico en la provincia de Casma – Ancash /Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica/ Perú.*

Ministerio de Energía y Minas. *Boletín estadístico minero.* Sitio Web: <https://www.gob.pe/institucion/minem/informes-publicaciones/>.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Principales colectores y sus aplicaciones	1
Anexo 2: Ejemplo de tipos de colectores y dosis basados en toneladas de metal de la práctica canadiense (Damjanovi'c y Goode, 2000)	2
Anexo 3: Valores de potenciales de reposo de algunos minerales sulfurados	3
Anexo 4: CCC para algunos espumantes comerciales: Determinado en agua pura en una celda mecánica de 0.8 m ³ a una velocidad superficial de gas (aire) de 0.5 cm/s.	3
Anexo 5: Dosis de espumante en una flotación rougher y su concentración calculada en solución: datos de plantas concentradoras canadiense	4

Anexo 1: Principales colectores y sus aplicaciones

Collector Family	General Formula	R Value	Application
Sulfide minerals	Xanthate, alkyl 	C2–C8	Mostly for Cu, Zn, Cu–Mo, Au, PGM, Ni, and oxidized minerals
	Dithiophosphate, dialkyl 	C2–C6	Widely used with xanthates for PGM, Fe, Cu, Pb, Cu–Mo, Cu, Au, and complex sulfides
	Dithiocarbamate, dialkyl 	C2–C6	PGM ores, Cu, Pb
	Dithiophosphate, dialkyl 	C2–C4	Widely used, especially for complex sulfides, e.g., Pd complexes with S and Se
	Thionocarbamate, dialkyl 	C2–C4	Widely used for Cu, Cu–Mo
Non-sulfide minerals	Fatty acids and their salts 	C8–C22	Widely used for P, ZnO, CuO, Ni, Nb, Ti, Cu–Co, Sn, W
	Primary amines 	C12–24	Widely used, e.g., quartz, ZnO, Ti, Sn
	Amine ether 	C6–C13	Quartz, Al silicates
	Petroleum sulfonates 	C14–C17	Widely used, e.g., Ti, W, Fe
	Hydroxamates 	C5–C14	Rare earths; Sn, W, Mn, Al silicates, quartz

Fuente: Adaptado de Nagaraj y Ravishankar (2007).

Anexo 2: Ejemplo de tipos de colectores y dosis basados en toneladas de metal de la práctica canadiense (Damjanovi'c y Goode, 2000)

Operation	Metals	Collector	Dosage (kg t ⁻¹ metal)
Strathcona Mill	Ni–Cu	PIBX	2.8 (Ni + Cu)
Clarabelle Mill	Ni–Cu	SAX	2.1 (Ni + Cu)
Thomson	Ni–Cu	SAX	1.3 (Ni + Cu)
Louvicourt Mine	Cu–Zn–Au–Ag	Aerophine 3418A	1.6 (Cu)
		PAX 51	0.5 (Cu)
		Flex 41	0.5 (Zn)
Les Mine Selbaie	Cu–Zn–Au–Ag	SIPX	1.1 (Cu)
		SP129	0.6 (Zn)
Myra Falls	Cu–Zn–Au–Ag	PAX: Aerofloat 208	0.7 (Cu + Zn)
		(73:27 blend added to both circuits)	1.5 (Cu + Zn)
Mine Bouchard-Hebert	Cu–Zn–Au–Ag	3418A (to Cu circuit)	3.5 (Cu)
		3148A (to Zn circuit)	0.7 (Zn)
		Aerofloat 208	2.1 (Cu)
Mine Langlois	Cu–Zn–Au–Ag	208 (to Cu circuit)	3.3 (Cu)
		3418 (to Cu circuit)	5.4 (Cu)
		3418 (to Zn circuit)	0.6 (Zn)
Matagami Mine	Cu–Zn–Au–Ag	Aero 3477 (to Cu circuit)	4.6 (Cu)
		Aero 3418A (to Cu circuit)	0.4 (Cu)
		Aero 3418A (to Zn circuit)	0.5 (Zn)
Brunswick Mine	Pb–Zn–Cu (Ag)	80:20 SIPX:PAX	1.8 (Pb + Zn + Cu)
		Aero 241	0.1 (Pb + Cu)
		Aerophine 5100	0.1 (Cu)
Heath Steele	Pb–Zn–Cu (Ag)	SIPX	1.0 (Pb + Zn + Cu)
		Aero 241	0.3 (Pb + Zn + Cu)
		Aerophine 5100	0.2 (Pb + Zn + Cu)

PIBX, xantato isobutilico de potasio; SAX: xantato amilico de sodio; SP129, mezcla de ditiofosfato y mercaptobenzotiazol más modificador de diamina; Aerofina 3418A, ditiofosfinato; PAX: xantato amilico de potasio; Flex 41, xantato; SIBX: xantato isobutilico de sodio; Aerofloat 208, ditiofosfato; Aero 3477, ditiofosfato; Aero 241, ditiofosfato; Aerophine 5100, tionocarbamato isobutilico de alilo.

Anexo 3: Valores de potenciales de reposo de algunos minerales sulfurados

Mineral	Formula ^a	Rest Potential (vs. SHE) (V)
Pyrite	FeS ₂	0.66
Chalcopyrite	CuFeS ₂	0.56
Sphalerite	ZnS	0.46
Pentlandite	(Fe,Ni) ₉ S ₈	0.35
Pyrrhotite	Fe _(1-x) S	0.31
Galena	PbS	0.28

^aFórmula nominal, las muestras naturales pueden variar.

Fuente: Tomado de Payant et al. (2012)

Anexo 4: CCC para algunos espumantes comerciales: Determinado en agua pura en una celda mecánica de 0.8 m³ a una velocidad superficial de gas (aire) de 0.5 cm/s.

Family	Name	Supplier	CCC (ppm)
Aliphatic alcohol	FX120-01	Flottec	11
Polypropylene glycols and their ethers	DowFroth200	Dow Chemical	17
	DowFroth250		10
	DowFroth1012		6
	FX160-01	Flottec	12
	FX160-05		15
	F160		8
	F150		6
		PolyFroth W31	Huntsman
Polyethylene glycols and their ethers	FX120-02	Flottec	13
	NasFroth240	Nassaco	23
	NovelFrother234	Sasol	16

Notas:

1. El CCC se midió como CCC95, por el método de Nasset et al. (2007);
2. Los valores de CCC se adaptaron de Zhang et al. (2012a) y Finch y Zhang (2014).

Anexo 5: Dosis de espumante en una flotación rougher y su concentración calculada en solución: datos de plantas concentradoras canadiense

Operation	Metals	Type	Dosage (kg t ⁻¹)	% Solids	Concentration (ppm)
Troilus	Cu–Au–Ag	Aerofroth 65	0.014	36	25
Strathcona	Ni–Cu	DF250C	0.025	47	22
Langlois Mine	Cu–Zn–Au–Ag	MIBC	0.0082	40	12
Matagami	Cu–Zn–Au–Ag	MIBC	0.01	38	16
Thomson	Ni–Cu	MIBC	0.022	48	20

Fuente: Tomado de Damjanovic y Goode (2000).