

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Diseño experimental para la optimización de la mezcla complejo
MCF en el circuito de separación plomo-cobre**

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Diego Alonso Alejandro Aguilar

 [0009-0006-8090-9434](https://orcid.org/0009-0006-8090-9434)

Asesor

Dr. Alberto Landauro Abanto

 [0000-0003-3748-120X](https://orcid.org/0000-0003-3748-120X)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Alejandro Aguilar [1]
Referencia/Reference	[1] D. Alejandro Aguilar, " <i>Diseño experimental para la optimización de la mezcla complejo MCF en el circuito de separación plomo-cobre</i> " [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Alejandro, 2025)
Referencia/Reference	Alejandro, D. (2025). <i>Diseño experimental para la optimización de la mezcla complejo MCF en el circuito de separación plomo-cobre</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

Doy gracias a Dios por las oportunidades que me ha brindado siempre. Asimismo, a mis padres, Agapito y Zulema, por siempre estar conmigo, apoyándome en todo momento y por nunca dudar de mí; al igual que a Fiorela que ha sido una persona muy especial en este trayecto profesional; Finalmente, agradecer a Cristiano Ronaldo por enseñarme a nunca rendirme y a luchar por mis sueños.

Agradecimientos

Quiero agradecer a la Compañía Minera Chungar S.A.C por brindarme la oportunidad de continuar con mi formación profesional, así también agradezco a todo el personal que conocí en esta experiencia, porque han aportado mucho en mi formación profesional y como humano.

Resumen

El presente estudio se centró en la optimización del circuito de separación de plomo y cobre mediante la aplicación de un diseño experimental (DOE), con el objetivo primordial de mejorar la recuperación y la calidad del concentrado de cobre. Para ello, se investigó la formulación y dosificación de la mezcla de reactivos MCF (Metabisulfito de sodio, CMC y Fosfato).

La investigación se llevó a cabo en tres etapas clave. La primera fase, con un diseño factorial, demostró que el CMC es la variable con mayor significancia en la separación plomo-cobre. Los análisis de regresión entre pares de elementos confirmaron esta influencia, con valores de t-Student superiores a 2, destacando una alta asociación física entre el cobre, el plomo y la plata.

A partir de este hallazgo, la segunda etapa, mediante un diseño de mezcla hexagonal, permitió determinar la composición óptima de la mezcla: 86.96% de metabisulfito de sodio, 10.87% de fosfato y 2.17% de CMC. Esta nueva formulación no solo se mostró superior a la utilizada actualmente, sino que también se diseñó para no incrementar los costos de operación.

Finalmente, la tercera etapa se enfocó en optimizar los parámetros operativos, concluyendo que el máximo rendimiento se alcanza con un tiempo de acondicionamiento de 11.5 minutos y una concentración del 10% de la mezcla.

La implementación de este diseño propuesto permitió obtener un concentrado de cobre de alta calidad, alcanzando un 27.04% de cobre (Cu) y un 6.79% de plomo (Pb), valores que cumplen con los estándares proyectados. A nivel económico, esta optimización generará un ahorro mensual de \$9,889, lo que se traduce en un ahorro total estimado de \$79,105 para el resto del año.

En conclusión, este estudio demuestra que el diseño experimental es una herramienta fundamental para la optimización técnica y económica en la industria minera.

Palabras clave — Diseño experimental, flotación, optimización, mezcla de reactivos.

Abstract

This study focused on optimizing the lead-copper separation circuit by applying a Design of Experiments (DOE) approach. The primary objective was to improve the recovery and quality of copper concentrate by investigating the formulation and dosage of the MCF reagent mixture (Sodium Metabisulfite, CMC, and Phosphate).

The research was conducted in three key stages. The first phase, using a factorial design, showed that CMC is the most significant variable in the lead-copper separation. The analysis of regression between pairs of elements confirmed this influence with t-Student values greater than 2, highlighting a strong physical association between copper, lead, and silver.

Based on this finding, the second phase, using a hexagonal mixture design, determined the optimal composition of the mixture: 86.96% sodium metabisulfite, 10.87% phosphate, and 2.17% CMC. This new formulation was not only found to be superior to the one currently used but was also designed not to increase operational costs.

Finally, the third phase focused on optimizing key operational parameters, concluding that maximum performance is achieved with a conditioning time of 11.5 minutes and a mixture concentration of 10%.

The implementation of this proposed design allowed for the production of a high-quality copper concentrate, reaching 27.04% copper (Cu) and 6.79% lead (Pb), values that meet projected standards. Economically, this optimization will generate a monthly saving of \$9,889, resulting in a total estimated saving of \$79,105 for the rest of the year.

In conclusion, this study demonstrates that experimental design is a fundamental tool for technical and economic optimization in the mining industry, laying the groundwork for a more efficient and profitable operation.

Keywords — Experimental design, flotation, optimization, reagent mixture.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades.....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	2
1.3 Objetivo.....	4
1.4 Hipótesis	4
1.5 Operacionalización de variables.....	4
1.5.1 Variable independiente (X):.....	4
1.5.2 Variable dependiente (Y):.....	4
1.6 Antecedentes referenciales	5
1.6.1 Antecedentes internacionales	5
1.6.2 Antecedentes nacionales	6
1.6.3 Antecedentes locales	9
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	11
2.1 Marco teórico	11
2.1.1 Flotación de minerales sulfurados.....	11
2.1.2 Flotación selectiva cobre-plomo	12
2.1.3 Uso de mezclas complejas de reactivos (MCF).....	14
2.1.4 Diseño experimental en flotación (DOE).....	16
2.1.5 Aplicación de DOE en la separación Cu-Pb	21
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	24
3.1 Unidad de estudio	24
3.1.1 Recepción de mineral.....	24
3.1.2 Sección de chancado.....	25

3.1.3	Sección de molienda.....	26
3.1.4	Sección de flotación.....	27
3.1.5	Sección de filtrado.....	29
3.1.6	Despacho de concentrados.....	30
3.1.7	Relleno hidráulico y planta de clarificación (Cono profundo).....	30
3.1.8	Planta de filtrado.....	31
3.1.9	Insumos de Planta.....	32
3.2	Laboratorio metalúrgico.....	34
3.2.1	Distribución del área del laboratorio metalúrgico.....	34
3.2.2	Área de preparación y almacenamiento de muestras.....	37
3.2.3	Área de molienda.....	40
3.2.4	Área de flotación.....	40
3.2.5	Área de preparación de reactivos.....	42
3.2.6	Área de microscopía.....	43
3.2.7	Esquema de procesos y fases de investigación.....	43
3.3	Desarrollo de las pruebas.....	46
3.3.1	Preparación mecánica de la muestra.....	46
3.3.2	Determinación del pH Natural.....	47
3.3.3	Leyes de Cabeza y Contaminantes.....	47
3.3.4	Cinética de molienda.....	47
3.3.5	Pruebas de flotación.....	51
3.4	Diseño experimental.....	58
3.4.1	Primera etapa.....	59
3.4.2	Segunda etapa.....	62
3.4.3	Tercera etapa.....	63
	Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados.....	67
4.1	Evaluación de resultados.....	67
4.1.1	Hallazgos clave del diseño experimental.....	67

4.1.2 Impacto en el rendimiento del concentrado	68
4.2 Evaluación económica	68
Conclusiones	70
Recomendaciones	71
Referencias bibliográficas.....	72
Anexos	76

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	5
Tabla 2 : Insumos de planta.....	33
Tabla 3 : Resultados de análisis de cabeza (3 muestras)	46
Tabla 4 : Ley de cabeza promedio de la muestra.....	47
Tabla 5 : Análisis de contaminantes de la muestra	47
Tabla 6 : Moliendabilidad a 0 minutos.....	48
Tabla 7 : Moliendabilidad a 5 minutos.....	48
Tabla 8 : Moliendabilidad a 10 minutos.....	49
Tabla 9 : Moliendabilidad a 15 minutos.....	49
Tabla 10: Tiempos de molienda.....	50
Tabla 11: Condiciones de operación – pruebas de flotación total	51
Tabla 12: Balance metalúrgico – pruebas de flotación total	52
Tabla 13: Recuperaciones acumuladas – pruebas de flotación total.....	53
Tabla 14: Relación t-student de especies mineralógicas.....	54
Tabla 15: Condiciones de operación – pruebas de flotación diferencial	56
Tabla 16: Balance metalúrgico – pruebas de flotación diferencial.....	56
Tabla 17: Balance metalúrgico proyectado	58
Tabla 18: Diseño experimental de la mezcla complejo MCF – primera etapa	60
Tabla 19: Parámetros experimentales y rangos de variación	60
Tabla 20: Composición química de cabeza en el acondicionador Cu – segunda etapa ..	62
Tabla 21: Diseño experimental de la mezcla complejo MCF – segunda etapa.....	62
Tabla 22: Solución global de componentes de complejo MCF	63
Tabla 23: Composición química de cabeza en el acondicionador Cu – tercera etapa	64
Tabla 24: Diseño experimental de la mezcla complejo MCF – tercera etapa	64
Tabla 25: Composición química de cabeza en el acondicionador Cu – corroboración de resultados	68

Tabla 26: Composición química de cabeza en el acondicionador Cu – corroboración de resultados	68
Tabla 27: Ahorro proyectado por uso de mezcla MCF propuesta	69

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Planta concentradora de mina Chungar	33
Figura 2 : Distribución de la infraestructura del laboratorio metalúrgico	36
Figura 3 : Chancadora primaria Rocklabs – cuarteador Labtech Hebro	37
Figura 4 : Pulverizadora ROCKLABS.....	38
Figura 5 : Rotap ADVANTECH	38
Figura 6 : Sistema de filtrado	39
Figura 7 : Horno de secado ATEC-HS	40
Figura 8 : Celda Denver – agitador IKA.....	41
Figura 9 : Balanza analítica – agitador magnético.....	42
Figura 10: Vaso de precipitado – probeta – fiola	42
Figura 11: Microscopio metalográfico OLYMPUS – ZEISS	43
Figura 12: Diagrama/esquema de procesos y fases de investigación	45
Figura 13: Curva cinética de molienda mineral	50
Figura 14: Esquema de las pruebas de flotación total.....	52
Figura 15: Cinética total – pruebas de flotación total.....	53
Figura 16: Diagrama de pareto de efectos estandarizados – primera etapa	60
Figura 17: Gráfica de superficie de %Pb vs CMC – Metabisulfito de sodio	61
Figura 18: Gráfica de superficie de %Cu vs CMC – Metabisulfito de sodio	61
Figura 19: Gráfica de resultados de diseño hexagonal – segunda etapa	63
Figura 20: Diagrama de pareto de efectos estandarizados – tercera etapa	64
Figura 21: Gráfica de superficie de %Cu vs concentración-tiempo de acondicionamiento...	65
Figura 22: Grafica de efectos principales para %Cu	65

Introducción

La minería subterránea constituye una de las principales actividades económicas en el Perú, con una participación significativa en la producción mundial de metales como cobre, plomo, zinc y plata. En este contexto, los procesos metalúrgicos asociados a la flotación selectiva adquieren una relevancia estratégica, pues determinan en gran medida la eficiencia operativa y la rentabilidad de las operaciones mineras. La separación cobre–plomo, en particular, representa un desafío técnico debido a la similitud en las propiedades fisicoquímicas de los minerales sulfurados que los contienen, lo cual requiere el uso de mezclas complejas de reactivos y el diseño de esquemas experimentales que permitan su optimización. Bajo esta perspectiva, el presente trabajo de investigación desarrolla un enfoque sistemático para la mejora del circuito de separación cobre–plomo, a partir de la aplicación de un diseño experimental orientado a optimizar la mezcla compleja MCF.

El contenido de la investigación se organiza en cuatro capítulos.

En el Capítulo I, se presentan las generalidades del estudio, la descripción del problema de investigación, el objetivo, la hipótesis y la operacionalización de variables, además de los antecedentes referenciales a nivel internacional, nacional y local que sustentan la pertinencia del tema.

El Capítulo II desarrolla el marco teórico y conceptual, abarcando aspectos fundamentales sobre la flotación de minerales sulfurados, la flotación selectiva cobre–plomo, el uso de mezclas complejas de reactivos (MCF), y los principios del diseño experimental (DOE) aplicado a la metalurgia, con énfasis en experiencias previas de optimización de procesos similares.

En el Capítulo III, se describe el desarrollo del trabajo de investigación, detallando la unidad de estudio, los procesos de planta, las instalaciones del laboratorio metalúrgico y la metodología experimental empleada. Asimismo, se explican las fases de investigación, que incluyen la preparación de la muestra, la caracterización inicial del mineral, las pruebas

de flotación y la implementación del diseño experimental en distintas etapas, con el propósito de evaluar la influencia de los factores seleccionados.

Finalmente, el Capítulo IV presenta el análisis y discusión de resultados, donde se interpretan los hallazgos clave del diseño experimental y se evalúa el impacto en la calidad y recuperación del concentrado de cobre. Además, se incorpora una evaluación económica que permite dimensionar el beneficio esperado de la propuesta de optimización en términos de rentabilidad operativa.

En conjunto, esta investigación busca contribuir con una propuesta metodológica rigurosa y aplicada al campo de la metalurgia extractiva, demostrando cómo el uso de herramientas de diseño experimental permite alcanzar mejoras significativas en la selectividad y eficiencia de la flotación cobre–plomo, generando tanto beneficios técnicos como económicos para la operación minera.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

La flotación de minerales es uno de los procesos más relevantes en la metalurgia extractiva, especialmente en la concentración de sulfuros polimetálicos. Este método se basa en las diferencias de propiedades superficiales de los minerales, logrando que las partículas hidrofóbicas se adhieran a las burbujas de aire y asciendan hacia la espuma, mientras que los minerales hidrofílicos permanecen en la pulpa. Gracias a este principio, la flotación ha permitido el aprovechamiento eficiente de yacimientos complejos, contribuyendo al abastecimiento de metales estratégicos para la industria moderna.

En yacimientos polimetálicos, la separación plomo-cobre constituye una etapa de especial importancia, ya que ambos minerales suelen encontrarse íntimamente asociados y requieren condiciones diferenciadas para obtener concentrados de alta ley y pureza comercial. El control de parámetros como el pH, el potencial electroquímico, la adición de depresores selectivos y la dosificación de colectores permite discriminar la flotación de galena y calcopirita, asegurando un balance adecuado entre recuperación y selectividad.

Dentro del conjunto de reactivos empleados en este proceso, los colectores ocupan un rol central al promover la hidrofobicidad de las superficies minerales. En este contexto, la formulación de mezclas complejas de colectores (MCF) se ha consolidado como una práctica que busca aprovechar la sinergia entre compuestos de distinta naturaleza química. Al combinar xantatos, ditiofosfatos, carbamoilfosfatos u otros reactivos, es posible modificar la intensidad y selectividad de la adsorción sobre galena y calcopirita, generando efectos diferenciados que inciden directamente en la separación plomo-cobre.

La aplicación de diseños experimentales en estudios metalúrgicos constituye una metodología sistemática que permite explorar la influencia de variables múltiples en la respuesta del proceso. Esta herramienta estadística facilita la evaluación simultánea de factores como el tipo de colector, las proporciones de la mezcla, las dosis totales y las condiciones de operación del circuito. Mediante modelos obtenidos de estos diseños, se

pueden identificar interacciones significativas entre variables y definir regiones de operación que conduzcan a mejores resultados metalúrgicos.

En el ámbito de la separación plomo-cobre, el empleo de un diseño experimental para la optimización de una mezcla complejo MCF representa un enfoque integral que combina fundamentos de la química de superficies con métodos cuantitativos de análisis. Esto no solo permite caracterizar el comportamiento de los reactivos en condiciones controladas, sino también generar información útil para el escalamiento y la aplicación en plantas industriales.

De esta manera, el estudio del diseño experimental orientado a la optimización de mezclas complejas se enmarca en la tradición de investigación aplicada en flotación, aportando un conocimiento que resulta esencial para la gestión eficiente de recursos minerales y el perfeccionamiento de circuitos metalúrgicos de separación plomo-cobre.

1.2 Descripción del problema de investigación

La mina Chungar, operada por Volcan, constituye una unidad minera subterránea relevante en la región de Pasco, caracterizada por la explotación de cuerpos polimetálicos (Zn-Pb-Cu-Ag) y por un esquema de procesamiento concentrador que debe manejar la separación selectiva de fracciones de galena y sulfuros de cobre en un circuito de flotación. La configuración geológica y la naturaleza polimetálica del yacimiento exigen procedimientos de flotación finamente ajustados para garantizar concentrados con leyes comerciales y recuperaciones acordes a los requerimientos del mercado y de los contratos de tratamiento. (Fuente: Cía. Minera Chungar)

En muchas plantas concentradoras que tratan menas polimetálicas, la calidad del concentrado de cobre (ley y composición impurificante) es un factor crítico que condiciona tanto el valor comercial del producto como las posibilidades de trato y refinación. La interacción de minerales asociados, la presencia de elementos penalizables (As, Sb, Bi, etc.) y la respuesta de la mineralogía al régimen de reactivos pueden derivar en concentrados de menor ley o con niveles de impurezas que limitan su aceptación o implican penalizaciones económicas. Estudios recientes y revisiones técnicas señalan que, en

procesos de flotación directa de sulfuros de cobre, las recuperaciones reales suelen ubicarse por debajo del 90 % en numerosas circunstancias, lo que refleja la complejidad metalúrgica de estos circuitos y la necesidad de optimizaciones específicas. (Fuente: Kundu et al., 2023)

En el caso particular del circuito de separación plomo-cobre de Chungar, se ha detectado una tendencia a la obtención de un cobre de calidad inferior a la requerida para los contratos de comercialización y tratamiento, manifestada en recuperaciones por debajo de los parámetros operativos esperados y en concentrados cuyo valor comercial queda afectado por la disminución de ley y/o la presencia relativa de ganga y elementos no deseables. Esta situación no solo reduce el ingreso por tonelada tratada, sino que también puede aumentar costos asociados a reprocesos, mezclas o descuentos aplicados por las plantas de fundición y fundición por contrato. (En este planteamiento se asume la existencia de esos indicadores operativos como problema central a estudiar). (Fuente: Cía. Minera Chungar)

A nivel nacional e internacional, la industria enfrenta desafíos análogos: la reducción de leyes y la mayor complejidad mineralógica de cuerpos explotados han llevado a concentradores y operadores a enfrentar estabilidades de recuperación inferiores a las históricas y a mayores dificultades para cumplir especificaciones de calidad comercial. En Perú, uno de los principales productores mundiales de cobre, las tendencias de producción y la presión por mantener niveles de producción frente a menores leyes y proyectos en desarrollo realzan la necesidad de mejoras en procesos concentradores y en la gestión de reactivos. Estas condiciones del entorno productivo elevan la importancia de investigaciones aplicadas que optimicen la formulación y dosificación de reactivos en circuitos específicos. (Fuente: Reuters, 2025)

Existe, por tanto, una necesidad concreta de generar conocimiento experimental, sistemático y cuantificado que permita evaluar alternativas de formulación y operación del mezcla complejo (MCF) en el circuito de separación plomo-cobre de Chungar. La falta de datos experimentales localizados y modelados estadísticamente sobre la respuesta de

mezclas complejas en esta configuración subterránea limita la toma de decisiones operativas y la adopción de protocolos reproducibles que garanticen concentrados de cobre con leyes y recuperaciones conformes a los estándares comerciales. En consecuencia, se plantea como problema central de investigación:

¿En qué medida una inadecuada formulación y dosificación de la mezcla complejo MCF impacta en la performance metalúrgica (recuperación y ley del concentrado) del circuito de separación plomo-cobre?

1.3 Objetivo

Optimizar, mediante un diseño experimental, la formulación y dosificación de la mezcla complejo (MCF) en el circuito de separación plomo-cobre, con el fin de mejorar la recuperación y la calidad del concentrado de cobre.

1.4 Hipótesis

La optimización experimental de la mezcla complejo (MCF), a través de la variación controlada de sus proporciones y dosificación, mejora significativamente la recuperación y la ley del concentrado de cobre en el circuito de separación plomo-cobre

1.5 Operacionalización de variables

1.5.1 Variable independiente (X):

- Formulación y dosificación de la mezcla complejo (MCF).
 - Proporción de metabisulfito de sodio en la mezcla (%).
 - Proporción de fosfatos u otro colector secundario en la mezcla (%).
 - Dosificación total de colectores (g/TM).

1.5.2 Variable dependiente (Y):

- Resultados metalúrgicos del circuito de separación plomo-cobre.
 - Recuperación de cobre (%).
 - Ley de cobre en el concentrado (% Cu).

Tabla 1*Matriz de consistencia*

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLE		INDICADORES
¿En qué medida una inadecuada formulación y dosificación de la mezcla complejo MCF impacta en la performance metalúrgica (recuperación y ley del concentrado) del circuito de separación plomo-cobre?	Optimizar, mediante un diseño experimental, la formulación y dosificación de la mezcla complejo (MCF) en el circuito de separación plomo-cobre, con el fin de mejorar la recuperación y la calidad del concentrado de cobre.	La optimización experimental de la mezcla complejo (MCF), a través de la variación controlada de sus proporciones y dosificación, mejora significativamente la recuperación y la ley del concentrado de cobre en el circuito de separación plomo-cobre	X: Independiente / Causa	Y: Dependiente / Efecto	Recuperación de cobre (%). Ley de cobre en el concentrado (% Cu).
			Formulación y dosificación de la mezcla complejo (MCF).	Resultados metalúrgicos del circuito de separación plomo-cobre.	

Nota: Elaboración propia

1.6 Antecedentes referenciales

1.6.1 Antecedentes internacionales

M. Kostović et al. (2015) Factorial design of selective flotation of chalcopyrite from copper sulfides.” *Journal of Mining Science* (2015). Este artículo analiza la flotación selectiva de calcopirita frente a sulfuros de cobre con presencia de pirita, usando un diseño factorial para evaluar el efecto de tres factores principales: finura de molienda (grinding fineness), concentración del colector xantato, y pH ajustado con cal. Se realizaron múltiples ensayos de laboratorio bajo diferentes combinaciones de estos factores, midiendo la recuperación de cobre, recuperación de pirita innecesaria (o contaminación), y la ley del concentrado de cobre. Se encontró que la molienda fina hasta ~74-80 μm , el pH alcalino (~11), y una dosificación adecuada de colector maximizaban recuperación y ley de cobre mientras se minimizaba la flotación de pirita. Este tipo de estudio factorial muestra claramente la utilidad de DOE para identificar combinaciones óptimas de parámetros operativos en flotación con mineralogía intermedia.

Moharrami, M., y Abdollahzadeh, A. A. (2020). Feasibility Study of Differential Flotation of Cu–Pb–Zn Minerals from Copper Sulfide–Oxide Ores. Este estudio exploró la

flotación diferencial de minerales de cobre, plomo y zinc a partir de una mena mixta sulfuro-óxido mediante metodología de diseño de experimentos basada en Superficie de Respuesta (RSM). Se evaluaron factores como pH, dosificación del colector (como xantato), depresor, dispersante, tiempo de preparación, y tamaño de las partículas, en tres etapas: flotación sulfurosa bulk, flotación óxida bulk y flotación diferencial sulfurosa. Las variables de respuesta incluyeron recuperaciones de Cu, Pb y Zn, así como leyes del concentrado. Los resultados mostraron que pH y cantidad de colector y la interacción entre colector y dispersante tenían efectos estadísticamente significativos sobre recuperación principalmente de cobre y plomo. Se identificaron regiones operativas óptimas donde recuperaciones y leyes se equilibraban para maximizar retorno metalúrgico.

Qicheng, F. et al. (2013) Optimization Study on Flotation Conditions of Complex and Refractory Lead Oxide Ores. En este estudio se investigó la optimización de las condiciones de flotación para menas de óxido de plomo complejas y refractarias mediante un esquema experimental que incluye roughing, scavenging y concentrado, y variaciones de finura de molienda, y dosificaciones de reactivos clave (silicato de sodio, sulfuro de sodio, y xantato isoamílico). Se aplicó un diseño experimental para identificar las condiciones óptimas que permitan maximizar recuperación de plomo y ley del concentrado. Los autores reportan que con molienda de 85 %, dosis de silicato de sodio de ~800 g/t, Na_2S de ~1200 g/t y xantato isoamílico de ~600 g/t se logró recuperación de plomo del ~76,55 % con concentrado de plomo con ley ~58,67 % Pb. Este tipo de estudio muestra cómo ajustar DOE para menas oxidadas o refractarias puede dar saltos significativos en recuperación y ley.

1.6.2 Antecedentes nacionales

Cuellar, L. C. y Joñoruco, U. T. (2009). Optimización del tratamiento de los minerales combinados de cobre y plomo – zinc, mediante la modificación del sistema de flotación en la unidad de negocios de Yauricocha. La tesis tuvo como propósito plantear una alternativa viable al esquema tradicional de flotación bulk aplicado en la unidad minera Yauricocha, en la cual los minerales de cobre, plomo y zinc se recuperaban

simultáneamente en un solo concentrado, lo que ocasionaba problemas de comercialización y penalidades por exceso de impurezas. El trabajo propuso modificar el circuito hacia una flotación selectiva, evaluando experimentalmente el comportamiento del mineral combinado bajo diferentes condiciones operativas. Se aplicaron pruebas metalúrgicas en laboratorio, considerando variaciones en la dosificación de colectores (xantato Z-11), depresores (sulfato de zinc, bisulfito de sodio, cianuro de sodio), así como modificaciones en pH (9,5–11) y granulometría de molienda (malla 200 y 270). Los indicadores analizados fueron recuperación y ley de plomo y cobre, además del contenido de zinc en los concentrados. Los resultados demostraron que la flotación selectiva permitió alcanzar concentrados de plomo con recuperaciones del 75-80 % y contenidos de cobre <2 %, mejorando la calidad de los productos y reduciendo la recirculación de contaminantes. Finalmente, se recomendó implementar este esquema en planta para elevar la competitividad de la operación.

Mamani, E. R. (2018). Evaluación y optimización del proceso de flotación de minerales polimetálicos de la compañía minera Kolpa S.A. La tesis tuvo como finalidad evaluar y optimizar el proceso de flotación de minerales polimetálicos en la compañía minera Kolpa S.A., que procesa minerales con contenidos significativos de plomo, zinc y cobre. El trabajo partió de un diagnóstico de la operación, identificando como problema principal una baja selectividad en la recuperación de concentrados, lo que generaba productos con leyes fuera de especificación y mayores penalidades comerciales. Se aplicaron pruebas experimentales de laboratorio con un diseño factorial que consideró como variables la dosificación de colectores (xantato Z-11), activadores (sulfato de cobre) y el pH de la pulpa. Se evaluaron parámetros de recuperación, ley y selectividad de plomo, cobre y zinc. Los resultados demostraron que la optimización de la dosificación de reactivos y el control estricto del pH permitieron obtener concentrados de plomo con ley superior al 55 % y recuperar más del 80 % del metal, mientras que el cobre mostró mejoras moderadas. El estudio concluyó que el rediseño del esquema de flotación y el ajuste de

reactivos es fundamental para garantizar la competitividad de plantas con menas polimetálicas complejas.

Quispe, E. J. (2024). Optimización de la flotación Bulk para mejorar la recuperación de plata y plomo en la planta concentradora sociedad minera Andereal S.A.C. La investigación se desarrolló en la planta concentradora de la sociedad minera Andereal S.A.C., ubicada en el distrito de Layo (Cusco), que procesa 50 TMD de mineral polimetálico con predominio de plomo, plata y en menor proporción cobre. El problema identificado fue la baja recuperación metalúrgica de plomo (54,17 %) y plata (73,41 %), lo que limitaba la rentabilidad del proceso. El objetivo principal fue incrementar la recuperación de ambos metales optimizando el sistema de flotación bulk. Se aplicó una metodología experimental variando colectores, comparando el desempeño del reactivo AP-3418 (usado en la operación) frente al AP-31, además de ajustar parámetros como pH (9–11), dosificación de cal, consumo de colector y tiempos de flotación en las etapas rougher, scavenger y cleaner. Los ensayos mostraron que el colector AP-31, en dosis óptimas, incrementó la recuperación de plata hasta 80,33 % y la de plomo hasta 81,48 %, sin afectar negativamente la ley de los concentrados. El estudio concluyó que la modificación del esquema reactivo representa una mejora sustancial en la eficiencia metalúrgica y en la rentabilidad económica de la planta.

Suni, E. N. (2024). Optimización de la flotación de plomo en celda flash en la unidad Suyckutambo, Espinar - Cusco. Este trabajo se centró en mejorar el desempeño de la celda flash en el circuito de flotación de plomo de la unidad minera Suyckutambo (Cusco). El problema identificado era la pérdida de partículas de plomo hacia los relaves y su arrastre hacia los circuitos de cobre y zinc, debido a condiciones no óptimas de molienda y clasificación. El objetivo fue incrementar la recuperación de plomo en la celda flash mediante un diseño factorial 2³, con variables independientes: dosificación de colector (xantato Z-11), dosificación de espumante (metil isobutil carbinol) y porcentaje de sólidos en la pulpa, incluyendo puntos centrales para mayor confiabilidad. Se realizaron 11 pruebas experimentales en laboratorio, cuyos datos fueron procesados con Statgraphics

para identificar condiciones óptimas. Los resultados indicaron que la combinación adecuada de un 33 % de sólidos, 25 g/TM de colector y 40 g/TM de espumante maximizaba la recuperación de plomo en la celda flash, alcanzando valores de 53,48 % en laboratorio. Posteriormente, al llevar estas condiciones a planta, la recuperación promedio de plomo en celda flash ascendió a 93,97 %, evidenciando un impacto directo en la eficiencia global del circuito y en la reducción de pérdidas metálicas.

1.6.3 Antecedentes locales

Canales, E. & Huamán, J. (2021). Incremento de la ley del concentrado de zinc empleando flotación columnar en la Unidad Minera Chungar – Volcán Compañía Minera. El trabajo aborda el problema de leyes subóptimas en el concentrado de zinc de la Unidad Minera Chungar (operada por Volcan). El objetivo principal fue evaluar la factibilidad técnica de emplear flotación columnar como alternativa para aumentar la ley del concentrado de zinc sin sacrificar significativamente la recuperación. Metodológicamente la tesis combina caracterización mineralógica de la mena con ensayos metalúrgicos en laboratorio y pruebas piloto en columna, apoyadas en un esquema experimental ordenado (combinación de niveles de variables operativas y réplicas) que permite aislar efectos de factores como tiempo de residencia, dosificación de colector, carga de sólidos y régimen de aireación. Se aplicaron análisis estadísticos para comparar resultados y establecer condiciones operativas recomendadas. Los resultados indican una mejora en la ley del concentrado de zinc al implementar columna frente a la celda convencional, con recomendaciones de ajuste de dosificaciones y tiempos que optimizan la relación recuperación/ley para el caso estudiado.

Choquecahuana, K. (2012). Recuperación óptima de cobre y plomo aplicando el uso de una celda de flotación flash en la planta concentradora Animón — Unidad de Producción Chungar (Volcan). Esta tesis, desarrollada en la planta concentradora Animón (Unidad Chungar — Volcan), evaluó experimentalmente la incorporación de una celda de flotación flash (SK-240) como medida para mejorar la recuperación y la ley de concentrados en un circuito polimetálico. El objetivo fue cuantificar el efecto de la celda

flash sobre la separación Cu–Pb y proponer el esquema operativo más favorable. La metodología incluyó ensayos a escala planta y laboratorio, muestreo de corrientes (hidrociclón overflow/underflow), y una batería de pruebas en las que se variaron parámetros operativos (ubicación de la celda, caudal de alimentación, tiempos de residencia). Aunque no se aplicó un diseño factorial muy complejo, el estudio siguió un enfoque experimental sistemático con réplicas y comparaciones antes/después para validar el efecto de la intervención. Los resultados reportados en la tesis muestran mejoras concretas: concentrados de plomo con ley y recuperación relevantes (por ejemplo, leyes de plomo y plata elevadas en el concentrado flash) y reducción del arrastre de plomo hacia el concentrado de cobre.

Higidio, J. O. (2018). Proceso de flotación por espuma y su influencia en el aumento de la recuperación del concentrado de zinc y plomo — Unidad Minera Andaychagua (Volcan Compañía Minera S.A.A.). La tesis está centrada en la Unidad Minera Andaychagua (propiedad/operada históricamente por Volcan) y se propone caracterizar y optimizar el proceso de flotación por espuma para incrementar recuperación y/o grado del concentrado de zinc y plomo. El estudio combina caracterización mineralógica y operativa con un enfoque experimental cuantitativo: el autor implementa diseños experimentales (señalados en el texto como diseños factoriales y pruebas con puntos centrales) para evaluar el efecto de parámetros clave —dosificación de colector (X-Flex31), activador (CuSO_4), espumante (Teuton-100), % sólidos y variables de aireación/pulpa— sobre respuestas metalúrgicas (recuperación y grado). Los resultados presentan condiciones óptimas de reactivos (p. ej. rangos de g/t para colector/activador/espumante) que permitieron, según los análisis estadísticos y balances, aumentar la ley de zinc y/o mejorar recuperación manteniendo control de consumo de reactivos; además, el trabajo reporta ahorros potenciales de reactivos y recomendaciones de operación basadas en los modelos experimentales desarrollados.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 Flotación de minerales sulfurados

La flotación de minerales sulfurados constituye uno de los procesos más relevantes dentro de la concentración de minerales metálicos, ya que permite obtener concentrados de alto valor económico a partir de menas de baja ley. Este método se fundamenta en la modificación selectiva de las propiedades superficiales de los minerales, principalmente su carácter hidrofóbico o hidrofílico, mediante el uso de reactivos químicos específicos (Fuerstenau et al., 2007; Wills & Finch, 2016).

El principio básico de la flotación radica en que las partículas hidrofóbicas se adhieren a las burbujas de aire inyectadas en la pulpa mineral, ascendiendo hacia la superficie donde forman una espuma estable que puede ser retirada como concentrado. Por el contrario, los minerales hidrofílicos permanecen en la fase acuosa, constituyendo la cola del proceso (Laskowski, 2010). Esta separación se logra gracias a la interacción de variables físicas (tamaño de partícula, velocidad de agitación, aireación) y químicas (pH, potencial redox, composición iónica del agua, reactivos utilizados).

En el caso de los minerales sulfurados, como la galena (PbS) y la calcopirita (CuFeS_2), la flotación se complica por la similitud en sus propiedades superficiales, lo que genera problemas de selectividad. Para enfrentar esta dificultad, se emplean reactivos conocidos como colectores, que modifican la superficie del mineral deseado para aumentar su hidrofobicidad; y depresores, que inhiben la flotación de los minerales acompañantes (Bulatovic, 2007). Los colectores más utilizados en menas sulfuradas son los xantatos, ditiocarbamatos y tiocarbamatos, mientras que depresores comunes son el sulfato de zinc y el cianuro de sodio, ampliamente empleados en la separación Cu–Pb (Wang et al., 2015).

El comportamiento de la flotación también depende del tamaño de partícula: partículas muy gruesas pueden desprenderse de las burbujas por falta de adherencia, mientras que partículas muy finas tienen baja probabilidad de colisión y captura (Jameson,

2012). Por ello, la molienda juega un rol esencial para lograr una adecuada liberación mineralógica, asegurando que los sulfuros de cobre y plomo se encuentren lo suficientemente expuestos para responder a los reactivos.

La flotación de sulfuros ha sido históricamente clave en la industria minera peruana e internacional. Se estima que más del 80 % de los concentrados de cobre, plomo y zinc a nivel mundial se producen por flotación (Fuerstenau et al., 2007). En el Perú, donde predominan yacimientos polimetálicos, la eficiencia de este proceso es determinante para la competitividad de operaciones como las de Cerro de Pasco, Chungar y Andaychagua, pertenecientes a la Compañía Minera Volcan, entre otras (Canales & Huamán, 2021).

En suma, la flotación de minerales sulfurados es un proceso complejo que involucra fenómenos interfaciales, diseño de reactivos y control operativo. Su importancia no solo radica en la recuperación metalúrgica, sino también en la necesidad de optimizar la selectividad en sistemas polimetálicos, donde cobre y plomo coexisten y requieren separación eficiente para garantizar la calidad de los concentrados y la viabilidad económica de la operación.

2.1.2 Flotación selectiva cobre–plomo

La separación de minerales sulfurados de cobre y plomo mediante flotación selectiva constituye uno de los desafíos más complejos en el procesamiento de menas polimetálicas, debido a la similitud de sus características superficiales y a la fuerte asociación mineralógica que suelen presentar (Bulatovic, 2007). Tanto la galena (PbS) como la calcopirita (CuFeS₂) muestran una buena respuesta a los colectores sulfhídricos convencionales (xantatos), lo que provoca su flotación conjunta en la etapa bulk. Para obtener concentrados individuales de calidad comercial, es necesario aplicar estrategias de depresión selectiva que inhiban la flotación de uno de los minerales mientras se recupera el otro (Wills & Finch, 2016).

2.1.2.1 Principio del proceso. La flotación selectiva cobre–plomo se desarrolla comúnmente en dos etapas:

- Flotación bulk (cobre–plomo): Se recuperan conjuntamente los sulfuros de Cu y Pb, utilizando colectores como xantatos o ditiocarbamatos, en condiciones de pH neutro a ligeramente alcalino.
- Separación selectiva: El concentrado bulk es sometido a tratamientos químicos que deprimen uno de los minerales, permitiendo la flotación diferencial. Existen dos rutas principales:
 - Depresión de plomo (galena): Mediante el uso de dicromatos, bicromatos o sulfitos, mientras el cobre es flotado con colectores fuertes.
 - Depresión de cobre (calcopirita): Empleando sulfato de zinc ($ZnSO_4$) y cianuro de sodio (NaCN) como depresores, en medio alcalino (pH 10–11, ajustado con cal), favoreciendo la recuperación de galena.

2.1.2.2 Reactivos empleados.

- Colectores: Xantatos (Z-200, Z-11), ditiocarbamatos, tiocarbamatos.
- Depresores:
 - Para cobre: $ZnSO_4$, NaCN, Na_2S , tiourea.
 - Para plomo: dicromatos (actualmente restringidos por motivos ambientales), sulfitos y bisulfitos.
- Modificadores de pH: Cal (CaO) para medios alcalinos; en algunos casos ácido sulfúrico (H_2SO_4) para flotación de cobre en medios ácidos.
- Espumantes: Alcoholes (MIBC), glicoles, poliglicoles.

La elección de reactivos y sus dosificaciones debe considerar las características mineralógicas específicas de cada yacimiento, ya que la presencia de pirita, esfalerita u otros sulfuros finos puede complicar la selectividad (Wang et al., 2015).

2.1.2.3 Variables críticas del proceso.

- pH y potencial Eh: Un pH de 10–11, controlado con cal, es ideal para deprimir cobre en beneficio del plomo. El Eh controla la química superficial de los sulfuros y la estabilidad de los colectores.

- Tamaño de partícula: La liberación mineralógica adecuada, usualmente entre 75 y 150 μm , garantiza una flotación eficiente.
- Tiempo de acondicionamiento: Permite que los depresores se adsorban selectivamente en la superficie del mineral no deseado.
- Orden de adición de reactivos: Es crucial para garantizar la selectividad; por ejemplo, primero la cal
- y el depresor, luego el colector.

2.1.2.4 Relevancia industrial. La flotación selectiva cobre–plomo es de gran importancia en minas polimetálicas del Perú, donde las concentraciones de estos sulfuros suelen coexistir con zinc y pirita. En operaciones de Volcan Compañía Minera, como Cerro de Pasco y Andaychagua, la implementación de esquemas eficientes de separación selectiva resulta determinante para:

- Cumplir con las especificaciones comerciales de concentrados de cobre y plomo.
- Minimizar las penalidades en fundición por exceso de contaminantes (ej. Pb en concentrado Cu).
- Incrementar la recuperación global y la rentabilidad del proceso (Canales & Huamán, 2021).

2.1.3 Uso de mezclas complejas de reactivos (MCF)

El uso de mezclas complejas de reactivos (MCF) en la flotación se ha convertido en una estrategia ampliamente adoptada para mejorar la recuperación y selectividad en minerales polimetálicos, particularmente en la separación cobre–plomo. Una MCF se define como la combinación sinérgica de distintos colectores y, en algunos casos, modificadores o depresores, cuyo efecto conjunto supera al de cada reactivo individual (Fuerstenau & Pradip, 2005).

2.1.3.1 Fundamento de las MCF. La flotación se basa en la modificación de la superficie mineral para favorecer su hidrofobicidad y posterior adherencia a las burbujas de aire. Sin embargo, minerales como la galena y la calcopirita responden de forma similar

a colectores convencionales (xantatos), dificultando su separación diferencial. Al aplicar una MCF, se busca:

- Mejorar la adsorción selectiva sobre una especie mineral específica.
- Aumentar la estabilidad del complejo metal-colector en la interfaz sólido-líquido.
- Controlar la hidrofobicidad relativa de los minerales, permitiendo su recuperación diferenciada.

El mecanismo principal radica en la formación de complejos superficiales mixtos, por ejemplo, cuando un xantato se combina con un ditioposfato, generando un film más estable sobre la calcopirita que sobre la galena, lo que incrementa la selectividad (Bulatovic, 2007).

2.1.3.2 Tipos de MCF más comunes en cobre-plomo.

- Xantato + Ditioposfato (DTP): Ampliamente usado en minerales con alta asociación cobre-plomo; el xantato actúa como colector primario y el DTP refuerza la flotabilidad del cobre.
- Xantato + Ditiocarbamato (DTC): Mejora la recuperación de calcopirita en condiciones alcalinas, reduciendo la competencia con la galena.
- Combinaciones con modificadores: Ejemplo: MCF de colectores en conjunto con $ZnSO_4$ o $NaCN$, que deprimen selectivamente el cobre o el plomo según la estrategia aplicada.

2.1.3.3 Ventajas del uso de MCF

- Mayor recuperación metalúrgica: Al mejorar la hidrofobicidad de especies de cobre finas o parcialmente oxidadas.
- Selectividad optimizada: Permite diferenciar entre galena y calcopirita en menas con fuerte intercrecimiento.
- Flexibilidad operacional: Posibilidad de ajustar la mezcla a la variabilidad mineralógica del mineral tratado.
- Reducción de costos indirectos: Al disminuir la necesidad de reactivos depresores más agresivos o ambientalmente restrictivos, como los dicromatos.

2.1.3.4 Variables críticas en el diseño de MCF.

- Proporción entre reactivos: Determina el grado de sinergia; proporciones inadecuadas pueden generar efectos antagónicos.
- Orden y tiempo de adición: Afecta la adsorción competitiva entre colectores.
- Condiciones de pH y Eh: Controlan la ionización de los reactivos y su interacción con las superficies minerales.
- Naturaleza mineralógica: El efecto de una MCF varía con el grado de liberación, textura y asociación de los minerales de cobre y plomo.

2.1.3.5 Relevancia en operaciones mineras. En operaciones polimetálicas peruanas, como las de Volcan Compañía Minera S.A.A., la aplicación de MCF ha demostrado ser clave para alcanzar especificaciones de concentrados en cobre y plomo, especialmente en yacimientos con alta presencia de pirita y esfalerita. Investigaciones recientes destacan que el uso de mezclas complejas puede mejorar la recuperación de cobre en un 3–5 %, al mismo tiempo que disminuye la dilución de plomo en el concentrado de cobre (Canales & Huamán, 2021; Wang et al., 2015).

2.1.4 Diseño experimental en flotación (DOE)

El Diseño de Experimentos (DOE) es la metodología estadística que permite planificar, ejecutar y analizar ensayos de forma eficiente para identificar los efectos de varios factores sobre respuestas de interés (Montgomery, 2017). En flotación —donde intervienen múltiples variables físico-químicas y de operación— el DOE posibilita cuantificar efectos principales, interacciones y superficies de respuesta, reduciendo el número de ensayos necesarios y aumentando la robustez de las conclusiones.

2.1.4.1 Objetivos del DOE en estudios de flotación

- Identificar factores que tienen efecto significativo sobre respuestas metalúrgicas (recuperación, ley, selectividad).
- Cuantificar la magnitud y dirección de efectos (coeficientes).
- Detectar interacciones entre factores (por ejemplo, pH x dosificación de colector).

- Obtener modelos empíricos para predicción y optimización (regresión lineal, polinómica).
- Determinar condiciones óptimas y zonas robustas frente a variabilidad del mineral.

2.1.4.2 Tipos de diseños aplicables y su propósito

- Diseños factoriales completos (2^k , 3^k)
 - Útiles para estudiar efectos principales e interacciones de k factores con dos o más niveles.
 - Ventaja: interpretación directa de interacciones; desventaja: número de ensayos crece exponencialmente.
 - Aplicación típica: cribado inicial de factores (pH alto/bajo, colector presente/ausente, dosificación alta/baja).
- Diseños factoriales fraccionados
 - Permiten reducir ensayos cuando k es grande; sacrifican la estimación de algunas interacciones de alto orden.
 - Recomendado como etapa de cribado cuando hay muchos factores potenciales.
- Diseños de superficie de respuesta (RSM) — Central Composite Design (CCD), Box-Behnken
 - Orientados a la modelación y optimización. Generan modelos polinómicos (usualmente cuadráticos) que permiten localizar máximos/mínimos y optimizar respuestas múltiples.
 - Muy útiles para optimizar proporciones de MCF y dosificaciones, pH y tiempo de flotación simultáneamente.
- Diseños tipo Taguchi (arrays ortogonales)
 - Enfatizan la robustez del proceso y la minimización de la variabilidad; eficaces para identificar niveles óptimos con pocos ensayos.
 - Usados cuando el objetivo incluye minimizar la sensibilidad a factores de ruido (p. ej. variabilidad del mineral).

- Diseños de mezcla (mixture designs / simplex lattice / simplex centroid)
 - Específicos cuando la variable de interés es la composición de una mezcla (ej.: proporciones de componentes de MCF).
 - Modelan respuestas en función de fracciones relativas de componentes (satisfacen suma = 1), recomendados para optimizar proporciones entre xantato, DTP y DTC, por ejemplo.
- Métodos de optimización por Simplex o Simplex-Lattice
 - Enfoque iterativo para explorar espacios de mezcla y converger hacia composiciones óptimas.
 - Complementarios a RSM cuando el experimento se concentra en mezclas de reactivos.

2.1.4.3 Planificación práctica del experimento (pasos clave).

- Definir claramente respuestas y métricas
 - Recuperación de Cu (%), ley de Cu (%), recuperación de Pb (%), índice selectividad (RecCu/RecPb), costo de reactivos (US\$/t).
- Seleccionar factores y niveles
 - Ej.: proporciones de colectores en MCF (xantato: DTP:DTC), dosificación total (g/TM), pH (9–11), tiempo de flotación (s).
 - Si se usa diseño de mezcla, los factores son las fracciones; en RSM, factores continuos con rangos definidos.
- Número de repeticiones y réplicas
 - Incluir réplicas (mín. 2–3) para estimar variabilidad experimental; réplicas adicionales para puntos centrales (en CCD) ayudan a estimar curvatura y error puro.
 - Evaluar potencia estadística para detectar efectos prácticos relevantes.

- Aleatorización y bloqueo
 - Aleatorizar el orden de ensayos para mitigar efectos temporales (deriva de equipos, temperatura).
 - Bloquear cuando existan fuentes de variación conocidas (lotes de muestra, día de ensayo), de modo que la variabilidad entre bloques se separe de la variabilidad por tratamiento.
- Control de calidad y trazabilidad
 - Muestras representativas, protocolos de molienda y muestreo, calibración de balanzas y equipos AA/ICP, hoja experimental con registro de tiempos y condiciones.
- Etapa piloto y ajuste
 - Realizar un conjunto reducido de ensayos preliminares para comprobar rangos, estabilidad de reactivos y factibilidad del experimento a escala laboratorio antes de ejecutar el DOE completo.

2.1.4.4 Análisis estadístico y modelado.

- ANOVA (Analysis of Variance): Identifica factores e interacciones significativas; verifica p-values y F-statistics.
- Regresión múltiple / polinómica: Ajuste de modelos que relacionan factores con respuestas (lineal, cuadrático para RSM).
- Diagnósticos del modelo: Residuales (normalidad, homocedasticidad), influencia de puntos (Cook's distance), multicolinealidad (VIF).
- Interacción y superficie de respuesta: Gráficas de respuesta, curvas de nivel y trayectorias de optimización para visualizar regiones óptimas.
- Análisis multi-respuesta: Uso de funciones objetivo compuestas (por ejemplo, desirability function) para optimizar recuperación y ley simultáneamente.

- Validación cruzada / confirmación: Ejecutar ensayos confirmatorios en las condiciones óptimas propuestas y comparar predicciones vs observaciones; calcular error relativo y confianza.

2.1.4.5 Diseño y DOE específicos recomendados para optimizar una MCF.

- Etapa 1 — Cribado (si hay muchos factores): Diseño factorial fraccionado para identificar los factores clave (pH, dosificación total, proporciones principales, tiempo).
- Etapa 2 — Optimización de mezcla: Si el objetivo principal es la composición de la MCF, emplear mixture design (simplex centroid o lattice) para modelar respuestas en función de proporciones entre colectores.
- Etapa 3 — Optimización fina: Usar RSM (CCD o Box-Behnken) sobre las variables más influyentes (pH, dosificación total, proporción óptima hallada) para obtener un modelo cuadrático y localizar óptimos.
- Confirmación: Ensayos de verificación con réplicas y, si procede, pruebas a escala piloto o en planta.

2.1.4.6 Consideraciones prácticas y limitaciones.

- Representatividad de la muestra: Los resultados de laboratorio deben basarse en materiales representativos de la alimentación real; variabilidad mineralógica puede requerir DOE repetidos por lotes.
- Efectos de escala: Condiciones óptimas en laboratorio no siempre trasladan linealmente a planta; incluir escalamiento y pruebas piloto.
- Interacciones complejas: En mezclas de reactivos pueden surgir interacciones no lineales y sinergias que requieran diseños de mezcla o modelos no lineales.
- Costo y factibilidad: DOE debe balancear profundidad experimental con costos de reactivos y tiempo de ensayo; RSM es eficiente para optimización con menor número de corridas que un factorial completo.

2.1.4.7 Software y herramientas recomendadas.

- Software estadístico: Minitab, Design-Expert, JMP, R (packages: rsm, mixexp), Statgraphics.
- Herramientas de balance metalúrgico y datos: hojas de cálculo (Excel) y software de minería para integrar resultados de ensayo con balances de planta.

2.1.4.8 Aplicación práctica: ejemplo esquemático para MCF en separación

Cu-Pb.

- Definir factores: A = % xantato en MCF (0–100), B = % DTP (0–100), C = % DTC (0–100) — diseño de mezcla; D = dosificación total (g/TM), E = pH.
- Fase 1: Mixture design (simplex centroid) para A,B,C con D y E fijos en valores operativos medios -> identificar composiciones prometedoras.
- Fase 2: RSM (CCD) sobre D (dosificación) y E (pH) tomando la composición óptima de fase 1 como centro — obtener modelo cuadrático y condición óptima (A*,B*,C*,D*,E*).
- Fase 3: Ensayos confirmatorios + análisis de sensibilidad (variación $\pm 10\%$ sobre A*,D*,E*) para evaluar robustez operacional.

2.1.5 Aplicación de DOE en la separación Cu–Pb

La aplicación del Diseño de Experimentos (DOE) en la separación cobre–plomo se ha consolidado como una herramienta indispensable para optimizar el uso de reactivos y las condiciones de operación en circuitos de flotación selectiva. Dada la complejidad mineralógica de los depósitos polimetálicos —donde la galena (PbS) y la calcopirita (CuFeS₂) presentan respuestas similares frente a los colectores sulfhídricos— la optimización empírica mediante “prueba y error” resulta costosa e ineficiente. En este contexto, el DOE permite estructurar ensayos de manera estadísticamente válida, identificando factores clave e interacciones que determinan la recuperación y selectividad de los concentrados (Montgomery, 2017).

2.1.5.1 Factores críticos en la separación Cu–Pb evaluados con DOE.

- Composición y proporción de colectores (MCF): Las mezclas de xantatos, ditiofosfatos o ditiocarbamatos son evaluadas en diseños de mezcla para encontrar la combinación óptima.
- Dosificación total de reactivos: Cantidad total de colectores añadidos, que influye en la hidrofobicidad relativa de calcopirita y galena.
- pH del medio: Controla la eficacia de depresores como ZnSO_4 y NaCN; pH 10–11 es habitual para favorecer la flotación de plomo y deprimir cobre.
- Tiempo de acondicionamiento y flotación: Determina la adsorción efectiva de colectores y depresores.
- Orden de adición de reactivos: Factor cualitativo que puede modelarse como variable categórica en un DOE.
- Factores de mineralogía local: Presencia de esfalerita, pirita y minerales secundarios de cobre (calcosina, covelina) que influyen en la selectividad.

2.1.5.2 Diseños experimentales aplicados en Cu–Pb.

- Diseños factoriales (2^k , 3^k): Útiles en fases de cribado para determinar qué factores influyen significativamente en la recuperación de cobre y plomo.
- Diseños de superficie de respuesta (RSM): Permiten modelar relaciones no lineales, comunes en la flotación, y encontrar condiciones de operación que maximizan simultáneamente recuperación y ley de concentrados.
- Diseños de mezcla (Mixture designs): Especialmente relevantes para el caso de MCF, donde la suma de fracciones de los colectores debe ser igual a 1 ($x_1 + x_2 + x_3 = 1$).
- Diseños robustos (Taguchi): Usados para asegurar que la separación Cu–Pb mantenga eficiencia frente a variabilidad mineralógica o fluctuaciones en pH y granulometría.

2.1.5.3 Beneficios de aplicar DOE en la separación Cu–Pb.

- Optimización integral: Permite encontrar el balance entre recuperación y ley, evitando soluciones parciales.
- Reducción de ensayos: En lugar de miles de combinaciones posibles, se prueban solo aquellas necesarias para estimar efectos principales e interacciones.
- Modelos predictivos confiables: Genera ecuaciones de regresión que permiten predecir resultados frente a variaciones en reactivos o condiciones.
- Transferibilidad a planta: Los modelos obtenidos en laboratorio pueden escalarse y validarse en pruebas piloto o a nivel industrial, facilitando la toma de decisiones.

2.1.5.4 Ejemplos de aplicación.

- Morales (2022) utilizó un análisis factorial para optimizar parámetros de flotación selectiva en minerales Cu–Pb, identificando el pH y la proporción de colectores como factores más influyentes.
- Jiménez (2021) empleó un modelo de superficie de respuesta para optimizar la separación Cu–Pb en un mineral complejo, obteniendo una mejora del 6 % en la recuperación de cobre.
- Estudios internacionales (Wang et al., 2015; Das et al., 2017) reportan que el uso de diseños de mezcla en MCF permite incrementos de hasta 5 puntos porcentuales en la recuperación de cobre, manteniendo la ley de plomo en rangos comerciales.

2.1.5.5 Relevancia para operaciones subterráneas peruanas. En unidades como Chungar (Volcan Compañía Minera S.A.A.), la separación Cu–Pb es crítica debido a la presencia de menas complejas con altos contenidos de pirita y esfalerita. La aplicación de DOE en laboratorio permite anticipar condiciones óptimas de MCF y minimizar pruebas de planta costosas, mejorando la eficiencia operativa y reduciendo el impacto de penalidades metalúrgicas en fundición.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Unidad de estudio

La Planta Concentradora se encuentra en la región de Pasco, Perú, específicamente en el distrito de Huayllay, dentro de la comunidad de Animón. Su ubicación es a 4680 metros sobre el nivel del mar. La capacidad de procesamiento de esta planta es de 5,500 toneladas métricas secas (TMS) de mineral.

A partir de este proceso, se obtienen tres productos concentrados: plomo, cobre y zinc. A continuación, se presenta un resumen detallado de las etapas principales del proceso de concentración de minerales.

3.1.1 *Recepción de mineral*

El mineral que se trata es de la mina de Islay (27%) y mina Chungar (73%). Este subproceso está conformado por 3 actividades.

3.1.1.1 Descarga del mineral. El proceso comienza con la llegada de volquetes que transportan el mineral directamente desde la mina, específicamente de la mina de Islay (27%) y de la propia mina (73%). El mineral se descarga en un área designada conocida como "cancha de mineral" para llevar a cabo el proceso de mezcla o "blending". Los fragmentos de mineral que son excesivamente grandes se retiran con un cargador frontal y se llevan a una máquina especial, el "rompe bancos móviles", para ser triturados.

3.1.1.2 Transporte a la tolva de gruesos. Una vez en la cancha, el mineral se transporta a la tolva de gruesos. Para este paso, se usan un cargador frontal y un volquete. El carguío del mineral hacia el volquete se hace siguiendo dos criterios principales: el blending establecido y la clasificación de los bancos. Los bancos grandes que han sido clasificados son reducidos a un tamaño aproximado de 12 pulgadas por un equipo llamado "Rompedor de bancos". Tras ser triturados, estos trozos de mineral regresan a la cancha para su posterior transporte a la tolva de gruesos.

3.1.1.3 Recepción en la tolva de gruesos. Finalmente, el mineral es recibido en la tolva de gruesos, que tiene una capacidad de 500 toneladas métricas húmedas (TMH). Un operador, conocido como "parrillero", se encarga de dirigir la descarga de los vehículos. El parrillero también tiene la responsabilidad de romper con un mazo aquellos trozos de mineral que se quedan en la parte plana de la parrilla y de retirar los bancos de tamaño anormal con un teclé eléctrico con capacidad de 1 TM.

3.1.2 Sección de chancado

En esta sección, el mineral es procesado para reducir su tamaño de partícula de un promedio de 12 pulgadas a $\frac{1}{2}$ pulgada, un paso fundamental para los siguientes procesos de concentración. El proceso de chancado se lleva a cabo en tres etapas consecutivas y es supervisado por dos operadores.

3.1.2.1 Clasificación y chancado primario. El proceso comienza cuando el mineral es descargado desde la tolva de gruesos hacia un alimentador de oruga NIKO de 5'x21". Este alimentador transfiere el mineral a la faja transportadora N° 1, de 36"x112'. En un punto estratégico, una faja auxiliar de 30"x18" se encarga de recoger los derrames y los transporta a la faja Nro. 5.

La faja transportadora Nro. 1 descarga el mineral en un grizzly vibratorio METSO de 4' x 8'. El mineral que no pasa por el grizzly (producto grueso o oversize) es enviado a una chancadora de quijadas METSO C110. En esta etapa, el tamaño del mineral se reduce de 12 a 4 pulgadas. El mineral que sí pasa por el grizzly (producto fino o undersize) se une con la descarga de la chancadora primaria en la faja transportadora Nro. 2, de 30"x112'. Este material combinado es la alimentación para la siguiente etapa del proceso.

3.1.2.2 Clasificación y chancado secundario. El mineral que llega por la faja transportadora Nro. 2 es alimentado al cedazo N° 1 METSO, un equipo de doble plataforma de 8'x16'. El material más grueso, con un tamaño mayor a $1 \frac{1}{2}$ pulgadas, es enviado a la chancadora secundaria cónica standard HP 400. Después de ser chancado, este mineral, que ahora tiene un tamaño de $1 \frac{1}{4}$ pulgadas, es recogido por la faja Nro. 4, de 30"x 54'. A su vez, el mineral fino que pasó por el cedazo N° 1, con un tamaño de $1 \frac{1}{4}$ pulgadas, es

transportado por la faja N° 3 y luego a la faja N° 5, convirtiéndose en el producto final de esta etapa.

3.1.2.3 Clasificación y chancado terciario. El mineral que viene por la faja Nro. 4 es alimentado al cedazo N° 2 METSO, un equipo de doble plataforma de 6'x16'. Los fragmentos finos que pasan por el cedazo son llevados a la faja Nro. 5, mientras que los gruesos son dirigidos a la chancadora terciaria Short Head, modelo HP 500. El producto triturado por esta chancadora se une con los finos del cedazo Nro. 2 y los finos de la faja auxiliar, todo confluyendo en la faja Nro. 5.

Finalmente, el producto de chancado que se transporta en la faja N° 5 es llevado a las tolvas de finos. La faja N° 6 lo conduce a la tolva N° 1, y la faja N° 17 lo lleva a las tolvas N° 2 y N° 3. Cada una de estas tolvas tiene una capacidad de 1,000 toneladas métricas.

3.1.3 Sección de molienda.

La sección de molienda es una etapa crítica que prepara el mineral para la flotación al reducir su tamaño de partícula a un nivel óptimo. Este proceso se lleva a cabo en dos circuitos paralelos, el Circuito "A" y el Circuito "B", y es operado por dos personas.

3.1.3.1 Molienda en el Circuito A. La molienda primaria en el Circuito A comienza con la descarga del mineral de la Tolva de Finos N° 1 o la Tolva de Finos N° 3. El mineral de la Tolva N° 1 se desplaza a través de tres fajas transportadoras (N° 7, 12 y 16) hasta llegar al Molino de Barras N° 1, un equipo de 9.5' x 12' fabricado por COMESA que opera en circuito abierto. Alternativamente, el mineral de la Tolva N° 3 pasa por las fajas 14A o 14B, luego por la faja N° 15, para finalmente unirse al mismo circuito de fajas 12 y 16 que alimentan el Molino de Barras N° 1.

Después de la molienda primaria, la descarga del molino es bombeada por dos bombas Warman de 10" x 8" (una en espera) hacia un nido lineal de dos hidrociclones D15. El producto fino (overflow), con una granulometría de 45% -200 mallas, es enviado a la sección de flotación. El producto grueso (underflow) se dirige a la molienda secundaria.

La molienda secundaria consiste en un Molino de Bolas COMESA de 9.5' x 12' que remuele el underflow de la clasificación. La descarga de este molino es recepcionada por

dos bombas CM200 (una en espera), que la bombean a la celda Flash N° 1 (SK240). En esta celda se obtiene el concentrado de plomo, el cual es enviado al espesador de plomo. El relave de esta celda regresa al cajón de las bombas Warman para ser bombeado nuevamente al nido de hidrociclones, cerrando así el circuito.

3.1.3.2 Molienda en el Circuito B. En el Circuito B, la molienda primaria inicia con la descarga de la Tolva de Finos N° 2, que tiene una capacidad de 1,000 toneladas métricas. El mineral se transporta a través de una compuerta manual a las fajas N° 9 o 10 (una en espera) y luego a la faja N° 11, que alimenta al Molino de Barras N° 2 de 9.5' x 12' de COMESA, el cual también opera en circuito abierto.

La descarga de este molino de barras es dirigida a dos bombas Warman de 10" x 8" (una en espera), que bombean la pulpa hacia un nido lineal de tres hidrociclones D15. Al igual que en el circuito A, el producto fino (overflow) con una granulometría de 45% -200 mallas es enviado a la sección de flotación, mientras que el producto grueso (underflow) se dirige a la molienda secundaria.

La molienda secundaria en este circuito utiliza un Molino de Bolas COMESA de 8' x 10' para remoler el underflow del nido lineal N° 2. La descarga de este molino, junto con la de un molino Denver de 7' x 8', es bombeada por dos bombas HR150 (una en espera) a la celda Flash N° 2 (SK 240). En esta celda se obtiene directamente el concentrado de plomo, que se envía al espesador. El relave de la celda regresa al cajón de las bombas Warman para cerrar el circuito.

3.1.4 Sección de flotación

En esta etapa, se procesa el mineral para obtener dos productos clave: concentrados de plomo y zinc. Primero, se produce un concentrado bulk de plomo-cobre (con plata), cuyo relave (cola) sirve como alimento para el circuito de flotación de zinc. La sección está dividida en dos circuitos: el Circuito Bulk y el Circuito de Zinc.

3.1.4.1 Flotación en el Circuito Bulk (Plomo y Plata). El proceso comienza con el producto fino (over flow) de los nidos de hidrociclones de la molienda, que se dirige a la etapa de Rougher. Esta etapa consiste en tres celdas: una Rougher I (RCS 50) y dos

Rougher II y III (RCS 30). Las espumas generadas, que constituyen el concentrado bulk, pasan a la siguiente etapa de limpieza.

La limpieza del concentrado bulk se realiza en un banco de 10 celdas Sub A 24. El concentrado final de la última celda se envía a los espesadores. Por otro lado, la cola (relave) de este banco de limpieza es bombeada de regreso al Rougher II para ser reprocesada, lo que mejora la recuperación del metal.

Adicionalmente, el circuito cuenta con una etapa Scavenger, compuesta por 6 celdas RCS 10. Las espumas de estas celdas se bombean al Rougher II para recuperar cualquier mineral valioso que no haya flotado en las etapas anteriores.

Finalmente, el relave del Circuito Bulk, que ya no contiene plomo ni plata, se convierte en el alimento principal del Circuito de Zinc.

3.1.4.2 Flotación en el Circuito de Zinc. El relave del circuito bulk es alimentado por dos bombas HR 250 (una en espera) a los súper acondicionadores N° 1 y 2, que preparan el mineral para la flotación de zinc.

La etapa Rougher del zinc cuenta con 5 celdas: Rougher I (RCS 100), Rougher II (RCS 50), Rougher III (RCS 50) y Rougher IV (dos celdas RCS 30). La espuma (concentrado) del Rougher I es dirigida a una celda RCS 30, cuyas espumas se consideran concentrado final.

Las espumas de los Rougher II y III se combinan y se envían a la primera etapa de limpieza del Rougher II (celda RCS 30). La espuma de esta limpieza pasa a una segunda limpieza (celda RCS 20) y, finalmente, a una tercera (WS 220), donde las espumas obtenidas conforman el concentrado final de zinc.

El concentrado final de zinc, proveniente de la segunda limpieza (WS 220) y el banco de limpieza, se une y se envía a los espesadores.

El relave del Rougher IV pasa a las etapas de Scavenger I y II de zinc, compuestas por 3 y 6 celdas RCS 10, respectivamente. El relave final de esta etapa es el relave general de toda la planta. Este relave es bombeado a través de dos líneas (una en espera) con

bombas HR 200 en serie hacia el Relleno Hidráulico, donde es dispuesto de manera segura.

3.1.5 Sección de filtrado

En esta etapa final del proceso, los concentrados de mineral, tanto el de zinc como el de plomo, son sometidos a un proceso de deshidratación para eliminar el exceso de agua. Esto se realiza en dos pasos: primero el espesamiento y luego el filtrado.

3.1.5.1 Espesamiento y filtrado de Zinc. El concentrado de zinc llega de la flotación como una pulpa con una densidad de 1420 gramos por litro y un 36% de sólidos. Esta pulpa se distribuye proporcionalmente en dos espesadores: el N° 1 de 70'x10' y el N° 2 de 50'x10'. En estos tanques, la pulpa se densifica y alcanza una concentración de entre 2000 y 2200 gramos por litro.

Desde los espesadores, esta pulpa concentrada es bombeada por las bombas HR 150 N° 1 y 2 (una en espera) hacia un holding tank de zinc. De allí, otras bombas Denver de 5"x4" (también con una de respaldo) la envían a los filtros cerámicos Larox (modelos CC-30 y CC-45) y a un filtro prensa Cidelco. Con este proceso de filtrado, se consigue reducir la humedad del concentrado de zinc a un 9.8% en los filtros cerámicos y a un 8.5% en el filtro prensa. Finalmente, el concentrado filtrado se descarga en el patio de despacho de zinc para su posterior almacenamiento o transporte.

3.1.5.2 Espesamiento y filtrado de Plomo. De manera similar, el concentrado de plomo llega como una pulpa con una densidad de 1250 gramos por litro y un 21% de sólidos. Esta pulpa es distribuida en dos espesadores: el N° 1 de 50'x10' y el N° 2 de 30'x10'. En estos equipos, la pulpa de plomo se densifica hasta alcanzar una densidad de entre 2100 y 2300 gramos por litro.

A continuación, las bombas Wilfley N° 1 y 2 (una en espera) bombean esta pulpa densa al holding tank de plomo. Desde allí, el concentrado es enviado al filtro prensa marca Larox, utilizando para ello las bombas Denver 5"x4" y Warman 3"x2" (una en espera). Después del filtrado, el concentrado de plomo tiene un contenido de humedad reducido de

entre un 6% y 6.5%, y es descargado en el patio de despacho de plomo, listo para su distribución.

3.1.6 Despacho de concentrados

Una vez que los concentrados de zinc y plomo han sido filtrados, se almacenan temporalmente en sus respectivos patios. El proceso de despacho está programado para realizarse entre las 4 a.m. y las 4 p.m., asegurando un flujo de trabajo constante. Para este fin, se utilizan camiones que son pesados en una balanza de 100 toneladas de capacidad de la marca Toledo antes de ser cargados con un cargador frontal.

3.1.7 Relleno hidráulico y planta de clarificación (Cono profundo)

Esta sección cumple dos funciones principales: el relleno de espacios en la mina subterránea y la clarificación del agua utilizada en el proceso.

3.1.7.1 Operación de relleno hidráulico. El proceso de relleno comienza con el relave general de la planta concentradora, que es bombeado a través de dos circuitos (uno en espera) con bombas HR200 hacia un nido radial de cinco hidrociclones D15.

El producto grueso (underflow) de los hidrociclones se almacena en dos silos, de 220 y 240 metros cúbicos de capacidad, respectivamente. A continuación, el relave es descargado en dos acondicionadores de 11 metros cúbicos cada uno. Finalmente, este relave es bombeado en dos líneas, compuestas por tres bombas Warman en serie, hacia el interior de la mina para el relleno hidráulico.

El producto fino (overflow) de los hidrociclones es dirigido hacia el tanque "C" para su posterior tratamiento en la planta de clarificación.

3.1.7.2 Operación del espesador de cono profundo. Esta operación se inicia con la recepción del overflow de los hidrociclones en el tanque de transferencia "A". Aquí, el overflow se mezcla con el agua de mina proveniente del tanque "C", que a su vez recibe el agua bombeada desde el interior de la mina.

La mezcla resultante de agua de mina y overflow es bombeada por dos bombas GIW LCC- M200 en serie hacia un espesador de cono profundo de 17 metros de diámetro por 21 metros de altura.

La descarga de este espesador es un relave con consistencia de pasta que se deposita en la cancha de relave N° 3. El rebose del espesador es agua limpia; el 50% de esta agua se reutiliza en la Planta Concentradora, mientras que el otro 50% se envía a las pozas de sedimentación de la Zona de Esperanza para mezclarse con el agua de mina. El relave espesado es descargado a través de una bomba centrífuga MCC200 y una bomba centrífuga COMESA 10' x 8', o por gravedad, hacia la relavera N° 3.

3.1.7.3 Bombeo de aguas de recirculación. Para la recirculación de agua, se tienen instaladas dos bombas multietapas (HIDROSTAL de 12 GM y 14 GM) en la poza de recirculación. Estas bombas se encargan de bombear el agua captada de la Relavera N° 2 hacia la planta concentradora, donde es almacenada en el reservorio N° 2 para ser reutilizada en el proceso, optimizando así el uso del recurso hídrico.

3.1.8 Planta de filtrado

El proceso de filtrado de relaves es un componente crucial en la gestión de residuos mineros, ya que permite recuperar agua y generar un residuo con un bajo porcentaje de humedad. A diferencia de los relaves convencionales, que se depositan en presas con alto contenido de agua, el relave filtrado tiene una consistencia de torta que facilita su apilamiento y reduce significativamente el riesgo ambiental.

El proceso comienza con el transporte del relave desde la Planta Concentradora a través de dos líneas de 10 pulgadas (una operativa y una de reserva). Antes de entrar a los filtros, el relave pasa por una zaranda vibratoria con una malla de 3 mm para eliminar partículas gruesas y cualquier residuo indeseado.

Tras la zaranda, el relave se almacena en dos tanques de 175 m³ de capacidad. Desde allí, es bombeado a los filtros. La alimentación de la pulpa a los filtros se controla con precisión para mantener un rango de sólidos entre el 55% y 60%. Una menor densidad afectaría el tiempo de llenado y la presión de filtrado, mientras que una mayor densidad podría impedir la formación de una torta uniforme.

El llenado de las cámaras del filtro se realiza con un flujo mínimo de 300 m³/h, lo que garantiza una torta uniforme y constante sobre las placas. Este proceso dura unos 2

minutos, después de lo cual el flujo se incrementa hasta los 600 m³/h y la presión hasta los 6 bar.

Para maximizar la deshidratación de la torta, se inyecta agua a 10 bar a las cámaras del filtro para forzar la salida del agua restante a través del medio filtrante. Posteriormente, se inyecta aire comprimido a 6 bar por 3 minutos para secar aún más la torta.

El resultado final es una torta con un espesor de entre 45 y 50 mm y una humedad promedio de 15% a 17%. Un ciclo completo de filtrado dura aproximadamente 19.5 minutos, lo que permite realizar tres ciclos por filtro en una hora.

Una vez finalizado el ciclo, el sistema se despresuriza, se abren las placas del filtro y las tortas se descargan a un sistema de fajas transportadoras. Estas fajas llevan el relave a un área de acopio o stockpile en la relavera, donde se depositan con cargadores frontales. Este método de disposición no solo es más seguro, sino que también minimiza el impacto ambiental, ya que el agua recuperada se puede reutilizar en el proceso de la planta.

3.1.9 Insumos de Planta

Para el desarrollo de los procesos se requiere de insumos que son necesarios para la obtención de los concentrados, estos principalmente están en las áreas de molienda y flotación.

Tabla 2

Insumos de planta

Material	Und	Budget mejorado
Barra ac aleado 3" 12 280/300 BRINELL (un)	Un/tms	0.00254
Bola molienda AC forjado 2" (kg)	Kg/tms	0.09900
Bola molienda AC forjado 2-1/2" (kg)	Kg/tms	0.09250
Sulfato zinc solido sacos x 25 kg (kg)	Kg/tms	0.16500
Cianuro de sodio selecto al 99% CIL 50kg (kg)	Kg/tms	0.00269
Reactivo XANTATO z-11 saco 25kg (kg)	Kg/tms	0.03100
Reactivo XANTATO z-11 saco 25kg (kg)	Kg/tms	0.01675
Reactivo XANTATO z-6 saco 25kg (kg)	Kg/tms	0.01000
Reactivo XANTATO z-6 saco 25kg (kg)	Kg/tms	0.00525
Espumante MIBC - MAGNATRADE CIL 160kg (kg)	Kg/tms	0.02150
Espumante MIBC - MAGNATRADE CIL 160kg (kg)	Kg/tms	0.00550
Cal viva 85% CaO en big bag (tm)	Tm/tms	0.00042
Sulfato cobre solido sacos x 25kg (kg)	Kg/tms	0.15350
Ácido nítrico al 68% (kg)	Kg/tms	0.00500
Floculante AR 7052	Kg/tms	0.02400
AP3894	Kg/tms	0.02400

Nota: Elaboración propia

Figura 1

Planta concentradora de mina Chungar



Nota: Elaboración propia

3.2 Laboratorio metalúrgico

El Laboratorio Metalúrgico es un pilar fundamental en la caracterización de minerales y el desarrollo de proyectos de investigación geometalúrgicos. A continuación, se presenta una visión general de las etapas y procesos clave que se llevan a cabo en sus instalaciones.

Las actividades principales del laboratorio incluyen:

- Chancado: Reducción del tamaño del mineral para su posterior análisis y procesamiento.
- Molienda: Pulverización del mineral a un tamaño de partícula muy fino, lo que facilita la liberación de los minerales de valor.
- Flotación: Proceso de separación selectiva de los minerales, basándose en sus propiedades superficiales.
- Espesamiento y Filtrado: Deshidratación de las pulpas para obtener concentrados con un bajo contenido de humedad.
- Preparación de Reactivos: Elaboración de las soluciones químicas necesarias para las pruebas metalúrgicas.
- Microscopía de Minerales: Análisis visual de las muestras para identificar la composición, textura y relaciones entre los minerales.
- Edición e Interpretación de Resultados: Procesamiento y análisis de los datos obtenidos en las pruebas para generar informes técnicos y conclusiones.

3.2.1 Distribución del área del laboratorio metalúrgico

El Laboratorio metalúrgico está dividido en seis áreas principales, cada una con un propósito específico en el proceso de análisis y prueba:

- Área de preparación de muestras: Es donde se preparan los minerales para los análisis, asegurando que estén en la forma y tamaño correctos.
- Área de etiquetado: Se encarga de la correcta identificación y seguimiento de las muestras a lo largo de todo el proceso.

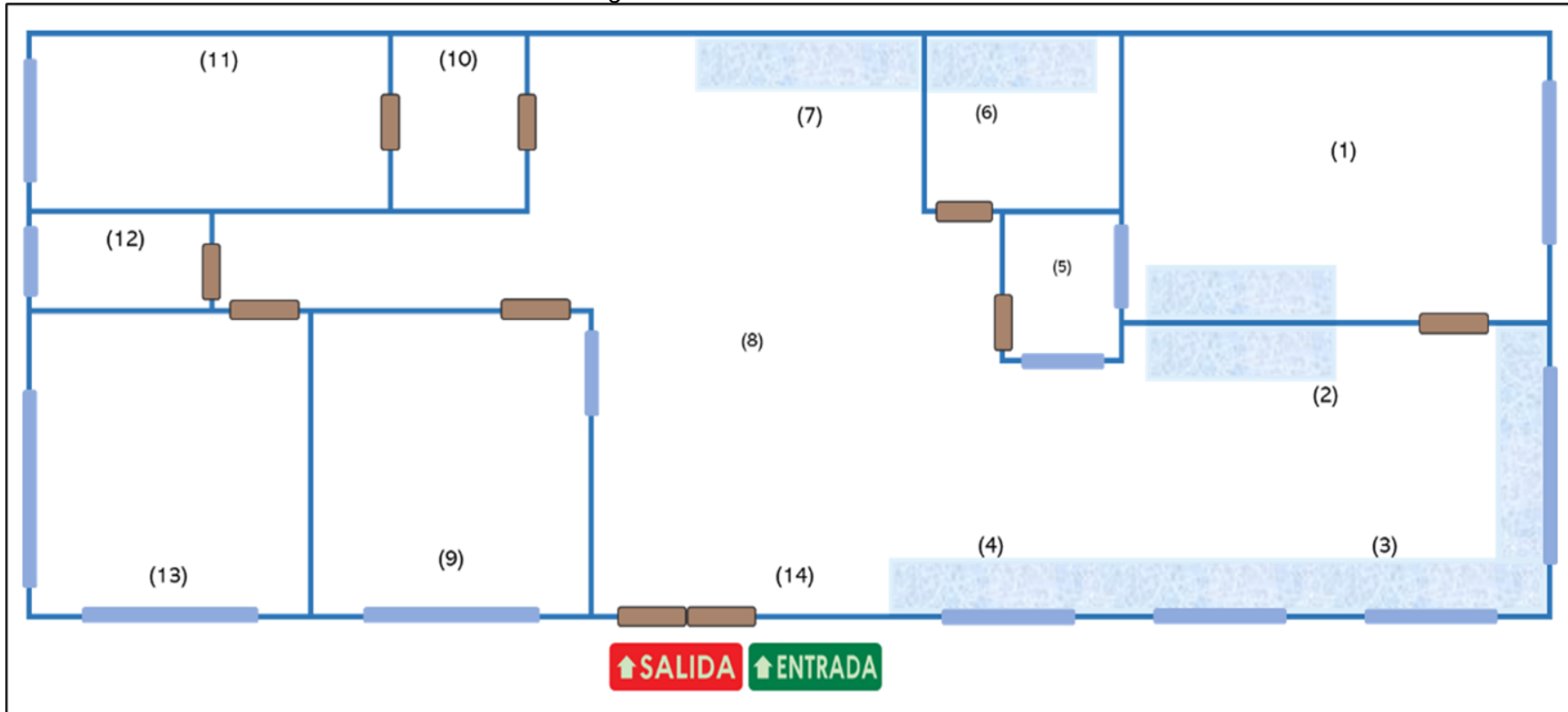
- Área de molienda: Aquí se reduce el mineral a partículas finas, lo que es esencial para la liberación y posterior flotación de los minerales.
- Área de flotación: En esta sección se realizan las pruebas de flotación para separar los minerales de valor.
- Sala de microscopía: Un área especializada para el análisis visual de los minerales, permitiendo una evaluación detallada de su composición.
- Oficina de reportes: Es el centro donde se recopilan, editan e interpretan los resultados para generar informes finales.

Además de estas áreas operativas, la infraestructura del laboratorio cuenta con varias áreas de servicio y apoyo que son fundamentales para el funcionamiento diario:

- Área de reactivos: Un espacio dedicado al almacenamiento y manejo de los reactivos químicos.
- Hall de reuniones GCOM: Un área para reuniones y coordinación de equipos.
- Oficina de supervisión: Espacio para la gestión y supervisión de las actividades del laboratorio.
- Vestuario: Área para el personal.
- Almacén de suministros: Para el inventario de materiales.
- SS. HH: Servicios sanitarios.
- Kitchenette: Un área de descanso.
- Sistemas de emergencias: Equipo de seguridad y respuesta a emergencias.

Figura 2

Distribución de la infraestructura del laboratorio metalúrgico



Nota: Elaboración propia

3.2.2 Área de preparación y almacenamiento de muestras

El área de preparación y almacenamiento de muestras es un componente fundamental para asegurar la precisión y fiabilidad de los resultados en el laboratorio. Para mantener un ambiente de trabajo seguro y limpio, cuenta con un avanzado sistema de extracción de polvo. Las operaciones en esta área se dividen en varias etapas clave:

3.2.2.1 Etapas del proceso.

3.2.2.1.1 Etapa de chancado. En esta etapa, el mineral se reduce de un tamaño promedio de 2.5 pulgadas a 100% -10 mallas. Para ello, se utilizan una chancadora de mandíbulas Rocklabs, ollas pulverizadoras Rocklabs y cuarteadores de muestras Labtech Hebro. Este proceso es esencial para preparar la muestra para la siguiente etapa, garantizando la homogeneidad del material.

Figura 3

Chancadora primaria Rocklabs – cuarteador Labtech Hebro



Nota: Cia Minera Chungar

3.2.2.1.2 Etapa de pulverizado. Aquí, el mineral chancado se reduce aún más, pasando de 100% -10 mallas a una granulometría de 100% -150 mallas. Este tamaño de partícula es el ideal para la preparación de los análisis químicos y los ataques por espectroscopia de absorción atómica. Para este proceso se emplean dos pulverizadores de anillos Rocklabs.

Figura 4

Pulverizadora ROCKLABS



Nota: Cia Minera Chungar

3.2.2.1.3 Etapa de Rotapeo. Una vez pulverizadas, las muestras son sometidas a un proceso de Rotapeo con equipos Duratap de Advantech. El objetivo de esta etapa es determinar la distribución granulométrica y el P80, un parámetro que indica el tamaño de partícula en el que el 80% de la muestra es más fina.

Figura 5

Rotap ADVANTECH



Nota: Cia Minera Chungar

3.2.2.1.4 Etapa de almacenamiento de muestras. En esta fase, las muestras son embolsadas, codificadas y selladas térmicamente para evitar cualquier tipo de contaminación. Cada bolsa tiene un peso de 1 kg y se almacena en estantes especiales para facilitar su manipulación en las posteriores etapas de análisis, como la molienda y la flotación.

3.2.2.1.5 Etapa de filtrado. Las muestras provenientes de las pruebas de flotación, concentrados, relaves y otros, son sometidas a un proceso de separación sólido-líquido utilizando filtros a presión ATEC-FP. Esto permite deshidratar la pulpa para su posterior análisis.

Figura 6

Sistema de filtrado



Nota: Cia Minera Chungar

3.2.2.1.6 Etapa de secado de muestras. El área cuenta con un horno de secado ATEC-HS que se utiliza para eliminar la humedad de las muestras filtradas. Este paso es fundamental para garantizar que los análisis físicos, químicos o metalúrgicos se realicen sobre un material completamente seco, lo que aumenta la precisión de los resultados.

Figura 7

Horno de secado ATEC-HS



Nota: Cia Minera Chungar

3.2.3 Área de molienda

Esta etapa del proceso se encarga de recibir el mineral previamente chancado y embolsado, y lo somete a molienda para lograr características granulométricas específicas, como la granulometría P80, el porcentaje de sólidos y la densidad. Para llevar a cabo este proceso, el laboratorio utiliza equipos como molinos de bolas de acero inoxidable y molinos cerámicos. Además, cuenta con probetas, fiolas y mallas para el deslamado y el lavado de mallas, que son cruciales para el control de calidad.

3.2.4 Área de flotación

El área de flotación es el corazón de las pruebas de separación de minerales. Se encuentra equipada con tres celdas de flotación Denver D-12, una celda Metso y un agitador IKA. Las celdas de flotación cuentan con un mecanismo suspendido que permite controlar el proceso de burbujeo con una válvula de control de aire. Esto facilita la realización de pruebas de flotación y desbaste, que son esenciales para separar los minerales valiosos de la ganga.

El agitador IKA es un equipo de laboratorio versátil que se utiliza para mezclar, agitar o disolver sustancias en líquidos de forma precisa y controlada, lo cual garantiza la preparación adecuada de las pulpas y reactivos para las pruebas de flotación.

Figura 8

Celda Denver – agitador IKA



Nota: Cia Minera Chungar

3.2.4.1 Área de sistema de emergencias. El área de sistemas de emergencia está equipada con un kit antiderrame, un componente esencial para la seguridad y la respuesta ante incidentes en el laboratorio. El kit incluye una variedad de materiales diseñados para contener y limpiar derrames químicos de manera segura y eficiente.

El kit está compuesto por:

- Paños, salchichas y almohadillas absorbentes: Estos materiales se utilizan para absorber líquidos derramados, como productos químicos o pulpas.
- Tapones de madera: Se emplean para sellar fugas en tuberías o recipientes.
- Trajes y guantes de protección: El kit incluye trajes de seguridad tipo Tyvek y de protección química, así como guantes de nitrilo, para proteger al personal de la exposición a sustancias peligrosas.
- Elementos de seguridad personal: Se proporcionan lentes tipo buzo y filtros para gases para la protección de ojos y vías respiratorias.
- Manejo de residuos: El kit contiene una maleta y bolsas rojas grandes para la recolección y el manejo seguro de los residuos contaminados.
- Señalización: Se incluye un banderín rojo para advertir sobre la presencia de un derrame o una zona de peligro.

3.2.5 Área de preparación de reactivos

Esta sección está dedicada a la preparación precisa de las soluciones químicas necesarias para las pruebas metalúrgicas. El equipo principal es un agitador magnético IKA RCT Basic, que cuenta con control de temperatura y velocidad. Este se usa para preparar reactivos y para agitar pulpas en ensayos de sedimentación. Se complementa con una balanza analítica de alta precisión que asegura la cuantificación exacta de los reactivos y las muestras, garantizando la fiabilidad en la preparación de las soluciones.

Figura 9

Balanza analítica – agitador magnético



Nota: Cia Minera Chungar

Figura 10

Vaso de precipitado – probeta – fiola



Nota: Cia Minera Chungar

3.2.6 Área de microscopía

En esta área, se lleva a cabo el análisis visual y microestructural de las muestras. El laboratorio cuenta con dos microscopios metalográficos de alta precisión de las marcas Olympus y Zeiss. Estos microscopios son fundamentales para evaluar la calidad interna de las briquetas obtenidas en los procesos metalúrgicos. Permiten a los investigadores comprender la microestructura del mineral, lo que ayuda a interpretar el comportamiento metalúrgico y estructural de las muestras, identificando minerales, texturas y liberaciones, lo que es clave para optimizar los procesos.

Figura 11

Microscopio metalográfico OLYMPUS – ZEISS



Nota: Cia Minera Chungar

3.2.7 Esquema de procesos y fases de investigación

El esquema de procesos describe las etapas y actividades que se realizan en una investigación, desde la preparación inicial de las muestras hasta las pruebas finales a nivel piloto. Cada fase del proceso tiene un propósito específico para obtener un reporte detallado y confiable.

3.2.7.1 Fase I: Preparación y caracterización. Esta fase inicial se centra en la preparación de las muestras y en la caracterización detallada del mineral de cabeza (la muestra original). Incluye:

- **Recepción y preparación de muestras:**

Organización y preparación física de las muestras para los análisis.

- **Caracterización física de cabeza:**

Análisis de las propiedades físicas del mineral, como su granulometría y densidad.

- **Caracterización mineralógica de cabeza:**

Identificación de los minerales presentes y su distribución.

3.2.7.2 Fase II: Flotación y separación. En esta fase, se realizan las pruebas de flotación para separar los minerales de valor. Esta etapa comprende:

- **Flotación total:**

Una primera prueba para recuperar todos los minerales valiosos en un solo concentrado.

- **Flotación selectiva Pb-Zn:**

Pruebas más específicas para separar el plomo y el zinc, tanto en circuitos abiertos como cerrados, para optimizar la separación.

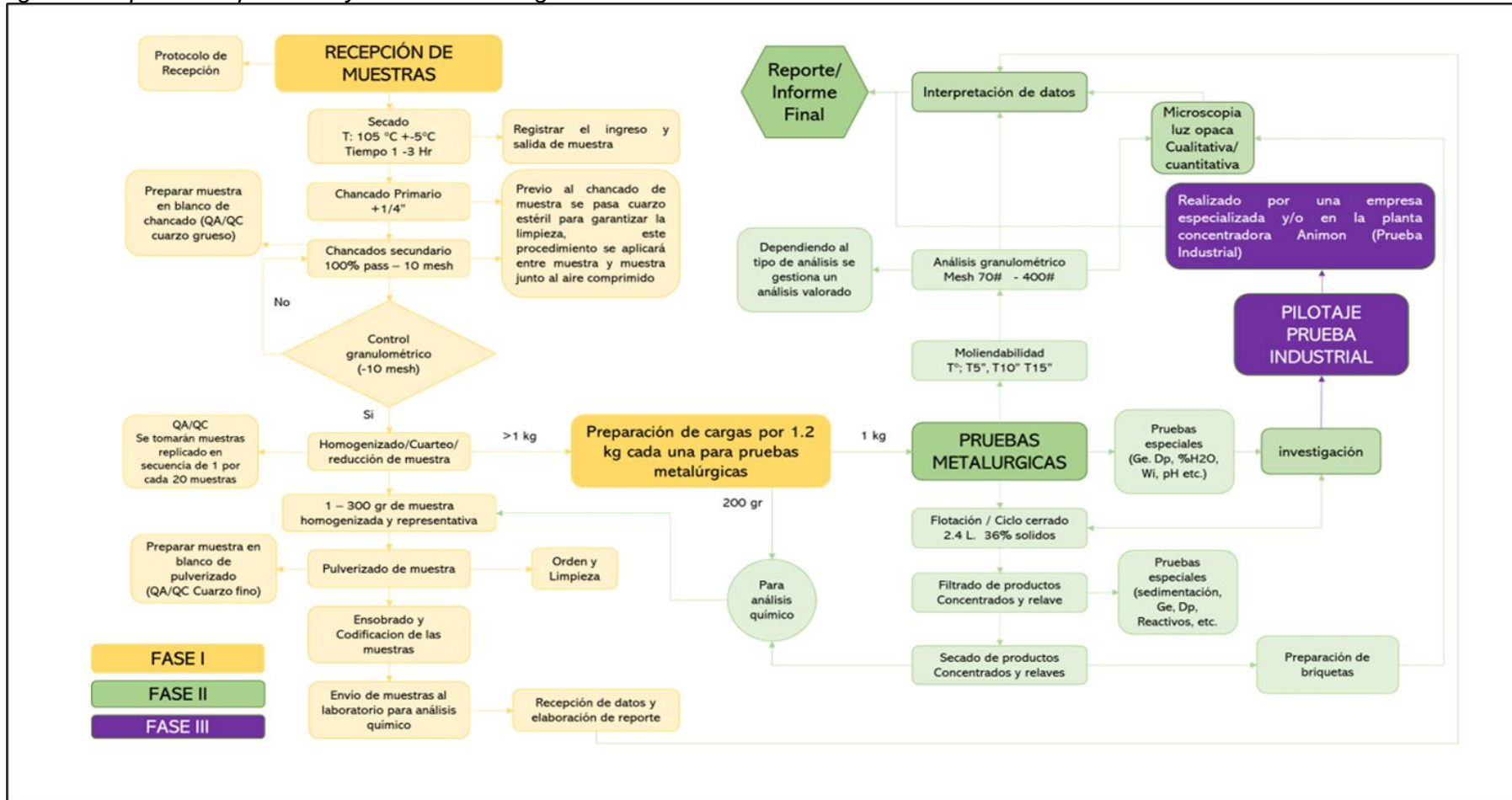
- **Sedimentación y separación sólido-líquido:**

Procesos para deshidratar las pulpas y obtener concentrados más densos.

3.2.7.3 Fase III: Pruebas a Nivel Piloto. La fase final consiste en realizar pruebas a una escala mayor para validar los resultados obtenidos en el laboratorio. Esto ayuda a verificar la viabilidad y el rendimiento del proceso en condiciones más cercanas a la operación real de una planta industrial.

Figura 12

Diagrama/esquema de procesos y fases de investigación



Nota: Elaboración propia

3.3 Desarrollo de las pruebas

Se realizaron análisis en muestras proporcionadas por el área de Brownfield de la compañía, comenzando con un tamizado para obtener un tamaño de partícula de 100% - 10 mallas. Posteriormente, se tomaron tres submuestras para el análisis de cabeza, las cuales se sometieron a secuencias repetidas de homogeneización para garantizar resultados consistentes.

Tabla 3

Resultados de análisis de cabeza (3 muestras)

N°	ENSAYE QUÍMICO				
	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag oz/t	Fe (%)
1	0.17	2.43	5.25	2.09	9.76
2	0.19	2.59	4.96	1.79	9.88
3	0.20	2.65	4.77	1.69	9.71

Nota: Elaboración propia

Comentarios:

- Las leyes de cabeza de plomo se encontraron en un rango de 2.43% a 2.65%, lo que indica una concentración considerable de este mineral.
- Las leyes de cabeza de cobre son significativamente más altas en comparación con los valores promedio procesados diariamente, sugiriendo un mineral de mayor calidad.
- Se observó una buena concentración de plata, lo que indica que podría obtenerse un valioso concentrado de cobre-plata.
- Los altos valores de hierro (Fe) en la muestra son un factor a considerar durante el procesamiento, ya que su presencia puede influir en la flotación y la calidad de los concentrados. Por lo tanto, se requiere un manejo cuidadoso para evitar su impacto negativo.

3.3.1 Preparación mecánica de la muestra

El proceso comienza con la preparación física del mineral. La muestra recibida fue secada y tamizada para asegurar que el 100% de las partículas tuvieran un tamaño inferior a 10 mallas. Una vez tamizada, la muestra se separó en cargas de 1 kilogramo, cada una

lista para ser procesada. Esta uniformidad en el tamaño y la masa de la muestra es crucial para garantizar la precisión y la reproducibilidad de los resultados experimentales.

3.3.2 Determinación del pH Natural

Uno de los primeros pasos en el análisis químico es determinar el pH natural de la muestra en pulpa (la mezcla de mineral y agua). Se verificó que el pH natural de la muestra fue de 7.70. Este valor es importante, ya que el pH influye directamente en la flotación y en la eficacia de los reactivos utilizados en el proceso, por lo que su control es fundamental.

3.3.3 Leyes de Cabeza y Contaminantes

Se realizaron análisis de la muestra de mineral para determinar la concentración de los elementos de valor (leyes de cabeza) y la presencia de contaminantes que podrían afectar el tratamiento. Estos análisis permiten comprender la composición del mineral antes de someterlo a cualquier proceso de concentración.

Tabla 4

Ley de cabeza promedio de la muestra

ENSAYE QUÍMICO				
Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag oz/t	Fe (%)
0.19	2.56	4.99	1.86	9.78

Nota: Elaboración propia

Tabla 5

Análisis de contaminantes de la muestra

Nº	ENSAYE QUÍMICO					
	CuOx	PbOx	ZnOx	As (%)	Sb (%)	Bi (%)
1	<LD	0.33	0.04	0.016	0.02	0.004
2	<LD	0.39	0.06	0.02	0.018	0.004
3	<LD	0.36	0.05	0.018	0.017	0.004
Promedio	<LD	0.36	0.05	0.02	0.02	0.00

Nota: Elaboración propia

3.3.4 Cinética de molienda

La cinética de molienda es un proceso fundamental para determinar el tiempo óptimo necesario para que el mineral alcance la granulometría deseada, conocida como P80. Un P80 adecuado es crucial para la liberación de los minerales valiosos y para garantizar la estabilidad de la flotabilidad en el circuito.

Tabla 6*Moliendabilidad a 0 minutos*

MALLA	MICRONES	PESO	% Peso	Ac (+)	Ac (-)	K80
10	2000	1.34	0.13	0.13	99.87	1175.83
18	1000	250.98	25.10	25.23	74.77	
20	850	59.38	5.94	31.17	68.83	
30	600	109.65	10.97	42.14	57.87	
40	425	87.72	8.77	50.91	49.09	
50	300	120.73	12.07	62.98	37.02	
70	212	41.92	4.19	67.17	32.83	
100	150	48.50	4.85	72.02	27.98	
140	106	48.28	4.83	76.85	23.15	
200	75	41.26	4.13	80.98	19.02	
270	53	30.55	3.06	84.03	15.97	
325	45	16.78	1.68	85.71	14.29	
400	38	10.15	1.02	86.72	13.28	
-400	38	132.76	13.28	100.00	0.00	
TOTAL		1000.00	100.00			1175.83

Nota: Elaboración propia

Tabla 7*Moliendabilidad a 5 minutos*

MALLA	MICRONES	PESO	% Peso	Ac (+)	Ac (-)	K80
10	2000	0.00	0.00	0.00	100.00	
18	1000	25.74	2.57	2.57	97.43	
20	850	8.02	0.80	3.38	96.62	
30	600	27.13	2.71	6.09	93.91	
40	425	43.92	4.39	10.48	89.52	342.85
50	300	149.19	14.92	25.40	74.60	
70	212	81.80	8.18	33.58	66.42	
100	150	102.86	10.29	43.87	56.13	
140	106	106.76	10.68	54.54	45.46	
200	75	94.14	9.41	63.96	36.04	
270	53	69.40	6.94	70.90	29.10	
325	45	22.48	2.25	73.14	26.86	
400	38	24.49	2.45	75.59	24.41	
-400	38	244.07	24.41	100.00	0.00	
TOTAL		1000.00	100.00			342.85

Nota: Elaboración propia

Tabla 8*Moliendabilidad a 10 minutos*

MALLA	MICRONES	PESO	% Peso	Ac (+)	Ac (-)	K80
10	2000	0.00	0.00	0.00	100.00	
18	1000	2.09	0.21	0.21	99.79	
20	850	1.08	0.11	0.32	99.68	
30	600	1.98	0.20	0.52	99.49	
40	425	3.28	0.33	0.84	99.16	
50	300	33.03	3.30	4.15	95.85	
70	212	42.94	4.29	8.44	91.56	
100	150	93.22	9.32	17.76	82.24	142.16
140	106	134.47	13.45	31.21	68.79	
200	75	134.50	13.45	44.66	55.34	
270	53	100.26	10.03	54.69	45.32	
325	45	27.77	2.78	57.46	42.54	
400	38	36.30	3.63	61.09	38.91	
-400	38	389.08	38.91	100.00	0.00	
TOTAL		1000.00	100.00			142.16

Nota: Elaboración propia

Tabla 9*Moliendabilidad a 15 minutos*

MALLA	MICRONES	PESO	% Peso	Ac (+)	Ac (-)	K80
10	2000	0.00	0.00	0.00	100.00	
18	1000	0.20	0.02	0.02	99.98	
20	850	0.10	0.01	0.03	99.97	
30	600	0.18	0.02	0.05	99.95	
40	425	0.24	0.02	0.07	99.93	
50	300	3.99	0.40	0.47	99.53	
70	212	10.31	1.03	1.50	98.50	
100	150	23.97	2.40	3.90	96.10	
140	106	83.63	8.36	12.26	87.74	85.99
200	75	124.22	12.42	24.68	75.32	
270	53	105.98	10.60	35.28	64.72	
325	45	24.73	2.47	37.76	62.25	
400	38	36.98	3.70	41.45	58.55	
-400	38	585.47	58.55	100.00	0.00	
TOTAL		1000.00	100.00			85.99

Nota: Elaboración propia

Tabla 10

Tiempos de molienda

TIEMPO	%-m200	K80
0	19.02	1176
5	36.04	343
10	55.34	142
15	75.32	86

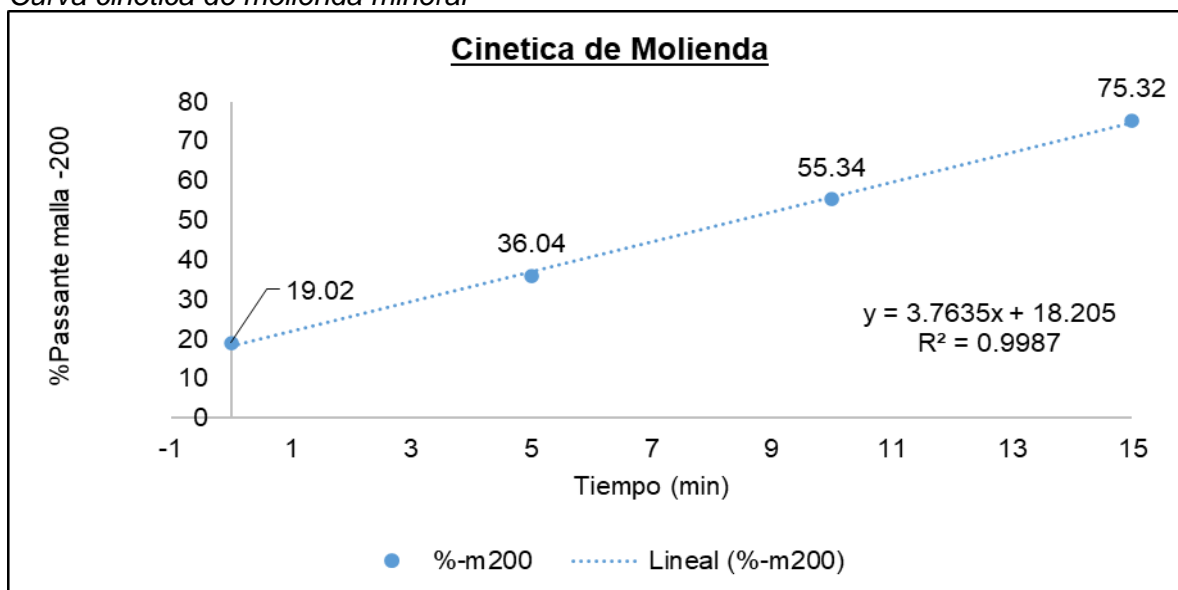
Nota: Elaboración propia

Resultados de las pruebas

- Tiempo de molienda: A nivel de laboratorio, se determinó que el tiempo óptimo para obtener un tamaño de 50% malla -200, en el caso del mineral de Resurgidora, es de 8 minutos y 27 segundos. Este dato sirve como punto de referencia para estimar el tiempo de molienda en la planta.
- Índice de Trabajo (Work Index): Mediante un método comparativo, se estimó que el índice de trabajo (Work Index) del mineral es de aproximadamente 12.75 kWh/tonelada. Este valor es un indicador de la dureza del mineral, y una cifra más alta indica que se requiere más energía para moler el mineral hasta el tamaño deseado. Comprender este índice es esencial para optimizar el consumo de energía y la eficiencia del proceso de molienda.

Figura 13

Curva cinética de molienda mineral



Nota: Elaboración propia

3.3.5 Pruebas de flotación

Las pruebas de flotación a nivel de laboratorio son un paso crucial para predecir el comportamiento metalúrgico de un mineral a escala industrial. Permiten estimar las leyes y recuperaciones que se pueden alcanzar en la planta, lo que ayuda a optimizar los procesos y reactivos.

3.3.5.1 Flotación y cinética total. En estas pruebas, se realiza una flotación total que dura hasta 10 minutos con el objetivo de recolectar un concentrado general de todos los minerales valiosos.

Este análisis inicial es fundamental para:

- Identificar las especies mineralógicas presentes en el mineral.
- Validar la granulometría de la muestra.
- Comprender el comportamiento de flotación de cada elemento.
- Predecir el rendimiento del mineral en condiciones industriales.

El estudio de la cinética de flotación es una parte clave de este análisis, ya que evalúa la velocidad a la que se recupera cada elemento en función del tiempo.

Tabla 11

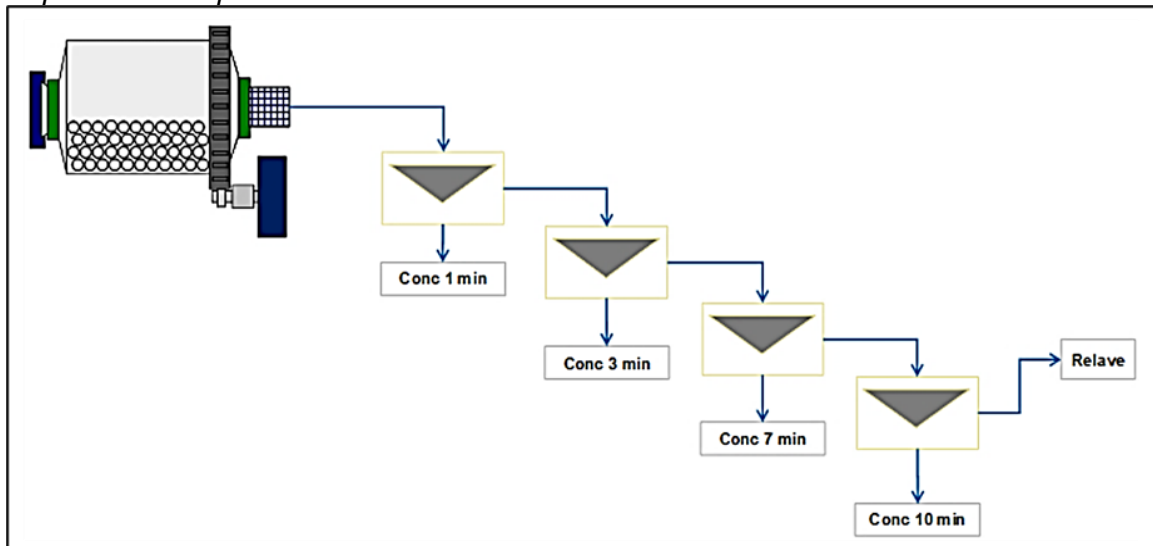
Condiciones de operación – pruebas de flotación total

ETAPA	%<200%	PH	DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS EN g/t						
			Cal	NaCN	ZnSO ₄	Mezcla	Z-11	CuSO ₄	MIBC
Molienda	50%		5						
Ro 1 min		8.5					10	180	30
Ro 3 min									
Ro 7 min									
Ro 10 min									
Ro 14 min									
				5	0		10	180	30

Nota: Elaboración propia

Figura 14

Esquema de las pruebas de flotación total



Nota: Elaboración propia

A continuación se presenta el balance metalúrgico de las pruebas de flotación total para el mineral, así como un análisis de su cinética en relación con el tiempo. El objetivo es interpretar el rendimiento de cada elemento en la flotación y predecir su comportamiento a escala industrial.

Tabla 12

Balance metalúrgico – pruebas de flotación total

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					RECUPERACIONES					
			% Cu	% Pb	% Zn	Ag oz/T	% Fe	% Cu	% Pb	% Zn	% Ag	% Fe	
Cab. Ens	1000.00	100.0	0.19	2.56	4.99	1.86	9.78						
Ro 1"	59.21	6.50	1.52	27.52	36.72	8.36	4.46	54.00	68.60	54.88	53.00	3.10	
Ro 3"	35.84	3.93	1.14	13.22	22.74	3.71	18.00	24.45	19.95	20.57	14.23	7.57	
Ro 5"	45.40	4.98	0.24	2.33	10.46	1.48	25.27	6.53	4.45	11.99	7.18	13.47	
Ro 7"	54.14	5.94	0.11	1.42	7.07	0.89	23.82	3.63	3.24	9.66	5.18	15.14	
Ro 10"	45.66	5.01	0.11	0.34	1.48	0.60	22.50	2.95	0.65	1.71	2.95	12.06	
Relave	670.95	73.63	0.02	0.11	0.07	0.24	6.18	8.44	3.11	1.19	17.45	48.67	
Cab. Cal	911.20	100.0	0.18	2.61	4.35	1.03	9.35	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	

Nota: Elaboración propia

Tabla 13

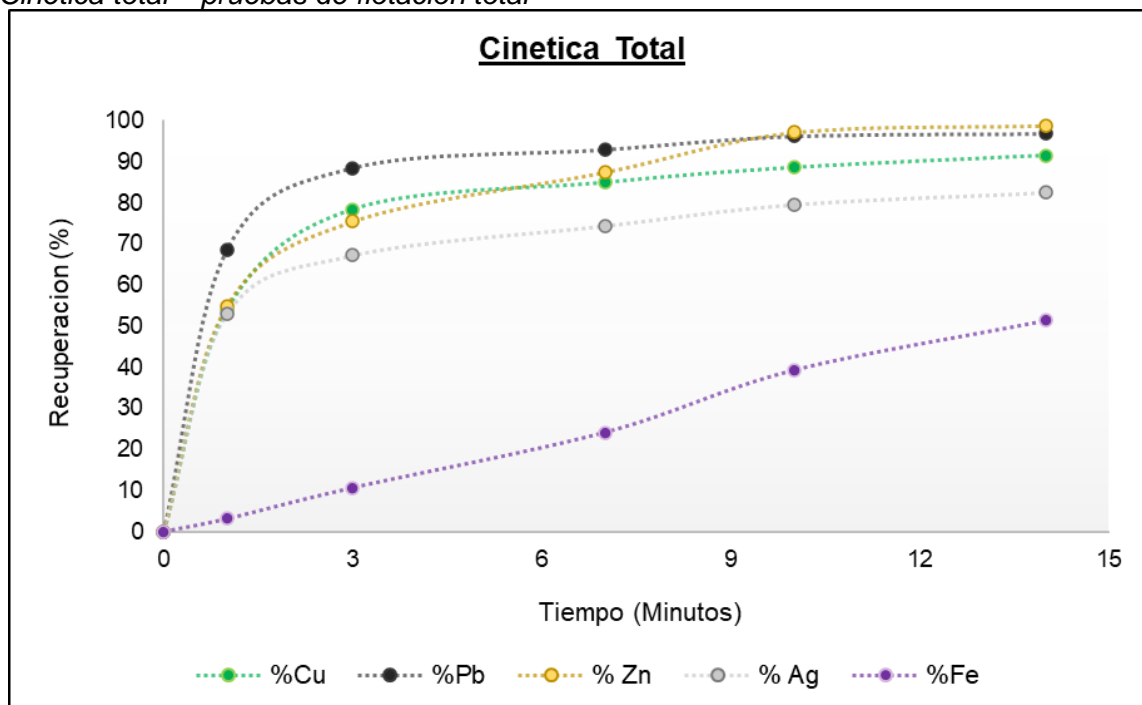
Recuperaciones acumuladas – pruebas de flotación total

TIEMPOS	%Cu	%Pb	% Zn	% Ag	%Fe
0	0	0	0	0	0
1	54.00	68.60	54.88	53.00	3.10
3	78.45	88.55	75.46	67.23	10.67
7	84.98	93.00	87.45	74.41	24.14
10	88.61	96.24	97.11	79.59	39.27
14	91.56	96.89	98.81	82.55	51.33

Nota: Elaboración propia

Figura 15

Cinética total – pruebas de flotación total



Nota: Elaboración propia

Análisis del comportamiento de los elementos:

- Plomo (Pb): Muestra una cinética de flotación excepcionalmente rápida, lo que indica que se recupera eficientemente en los primeros minutos del proceso. Este comportamiento es predominante incluso cuando su concentración inicial es baja.
- Cobre (Cu): El cobre presenta una cinética de flotación inicial lenta, que se mantiene durante los primeros 4 minutos. A partir de ese punto, su velocidad de flotación aumenta significativamente, lo que sugiere que requiere más tiempo o condiciones específicas para ser recuperado de manera óptima.

- Zinc (Zn): La flotación del zinc también es lenta en los primeros 3 minutos de la prueba. Su velocidad de recuperación incrementa a medida que el tiempo de flotación se extiende.
- Hierro (Fe): El comportamiento del hierro durante la flotación se mantiene estable en relación con su ley de cabeza. Esto indica que el hierro es propenso a flotar junto con los minerales de valor, lo que requerirá un alto consumo de depresores para evitar que contamine los concentrados finales.

3.3.5.2 Relación de especies mineralógicas. Para analizar la relación entre las especies mineralógicas, se realiza una regresión lineal entre pares de elementos químicos. Esto permite establecer su correlación y determinar la significancia estadística a través del valor t-Student.

Si el valor de t-Student es mayor a 2 y positivo, es muy probable que exista una relación mineralógica significativa. Por el contrario, un valor negativo indicaría un desplazamiento de un elemento causado por el proceso de flotación, lo que no sería beneficioso.

Tabla 14

Relación t-student de especies mineralógicas

INTERACCIÓN	CORRELACIÓN	T-STUDENT
Cu-Pb	0.95	9.29
Cu-Zn	0.95	10.04
Cu-Ag	0.89	6.48
Cu-Fe	0.14	-0.91
Pb-Zn	0.95	10.10
Pb-Ag	0.98	15.74
Pb-Fe	0.23	-1.24
Zn-Ag	0.93	8.29
Zn-Fe	0.10	-0.76
Ag-Fe	0.25	-1.28

Nota: Elaboración propia

Resultados y comentarios

- Las regresiones mostraron valores de t-Student superiores a 2 en las interacciones de Cobre (Cu) - Plomo (Pb) (9.29), Cobre (Cu) - Plata (Ag) (6.48), y Plomo (Pb) - Plata (Ag) (15.74). Esto sugiere una alta asociación física entre estos elementos.
- Las asociaciones más importantes son las de Cobre-Plomo y Cobre-Plata, lo que indica que el cobre es un elemento predominante en la muestra. Esto es positivo para el proceso, ya que estos elementos valiosos se encuentran juntos.
- La asociación entre Plomo-Plata también es significativa, sugiriendo que la plata podría estar presente como galena argentífera o en uniones leves con el plomo.
- Es importante destacar que los valores de t-Student cercanos a 2 podrían indicar asociaciones físicas que requieren un control más cuidadoso durante la molienda para asegurar una adecuada liberación de los minerales.

3.3.5.3 Flotación diferencial. El procedimiento de flotación diferencial a nivel de laboratorio es una herramienta para estimar el comportamiento metalúrgico de un mineral y predecir los resultados que se obtendrían en una operación industrial, como las leyes y recuperaciones. Es importante tener en cuenta que estas pruebas son solo de referencia.

El proceso consiste en una primera etapa de desbaste de plomo (rougher), seguida de un agotamiento final de la pulpa (scavenger). El concentrado del rougher se somete a una etapa de limpieza, o cleaner, donde se obtiene un concentrado de mayor calidad.

Tomando en cuenta la ley de cabeza, el análisis de flotación total y la cinética de los elementos, se realizará una prueba diferencial. Esta prueba se llevará a cabo con un pH natural para el bulk (plomo-cobre) y un pH de entre 10.5 y 12 para el zinc.

Tabla 15*Condiciones de operación – pruebas de flotación diferencial*

ETAPA	% -200%	PH	DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS EN g/t									
			Cal	NaCN	ZnSO4	Mezcla	Z-11	CuSO4	MIBC			
Molienda	50%			6	250							
Acond. Bulk		8.5						30			30	
Conc. Pb							330					10
Cl 1 Bulk							50					
Cl 2 Bulk							50					
Scv Bulk												
Conc. Cu												
Acond. Zinc		11.5	45					30	400		30	
Ro Zinc												
Cl 1 Zinc												
Cl 2 Zinc												
Scv Zinc												
				45	6	250	430	60	400		70	

Nota: Elaboración propia

Tabla 16*Balance metalúrgico – pruebas de flotación diferencial*

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					RECUPERACIONES					
			% Cu	% Pb	% Zn	Ag oz/t	% Fe	% Cu	% Pb	% Zn	% Ag	% Fe	
Cab. Ens	1000.00		0.19	2.56	4.99	1.86	9.78						
Conc. Pb	39.18	4.04	0.72	61.11	5.51	41.94	1.53	13.46	87.40	4.44	66.67	0.88	
Relave Cl II Cu	7.04	0.73	3.41	17.43	13.59	42.21	4.98	11.46	4.48	1.97	12.05	0.51	
Relave Cl III Cu	0.57	0.06	30.93	9.79	11.12	61.56	17.22	8.41	0.20	0.13	1.42	0.14	
Conc. SCV Pb	9.23	0.95	3.08	3.52	14.72	5.95	4.42	13.55	1.19	2.80	2.23	0.60	
Conc. Cu	0.77	0.08	27.39	6.35	4.57	85.29	24.56	10.06	0.18	0.07	2.66	0.28	
Conc. Zinc	42.11	4.35	0.66	0.35	56.73	1.41	2.18	13.16	0.54	49.15	2.40	1.34	
Relave Cl II Zinc	23.11	2.38	1.08	0.84	58.48	3.28	2.24	11.90	0.71	27.81	3.07	0.76	
Relave Cl I Zinc	6.48	0.67	0.75	1.93	8.35	1.58	3.89	2.31	0.46	1.11	0.41	0.37	
Conc. SCV Zinc	25.08	2.59	0.66	1.07	18.73	0.79	3.28	7.91	0.98	9.67	0.80	1.20	
Relave	815.43	84.15	0.02	0.13	0.17	0.25	7.87	7.78	3.87	2.85	8.27	93.92	
Cab. Cal	969.00	100.00	0.22	2.83	5.02	2.54	7.05	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
								56.94	93.27	87.74	91.73		

Nota: Elaboración propia

Las pruebas de laboratorio realizadas en el mineral demuestran que, aunque las leyes de concentrado de cobre y plata son aceptables, las recuperaciones de estos elementos son ligeramente inferiores al estándar establecido. Esto significa que, si bien se obtiene un producto de buena calidad, la cantidad de mineral valioso recuperado no es la óptima.

Balance metalúrgico y recuperaciones:

El balance metalúrgico de las pruebas de flotación total muestra las leyes y recuperaciones del mineral. Según el esquema de flotación, se decidió no separar el concentrado bulk de cobre-plomo y plata, dado que la ley de plomo en la muestra de cabeza es baja. Como resultado, se obtuvo una calidad de concentrado de cobre del 24.82% y de plata del 34.88 onzas/tonelada.

Consumo de reactivos y consideraciones adicionales

El proceso de flotación de sulfuros utiliza un consumo estándar de reactivos:

- Sulfato de Zinc: 150 gramos por tonelada (g/t) como depresor del zinc.
- Xantato (Z11/Z6): Como colectores.
- MIBC: Como espumante.

Sin embargo, debido a las altas leyes de hierro y la presencia de pirrotita en la muestra, el consumo de cianuro y cal será superior al estándar para controlar y deprimir estos minerales y así evitar que contaminen los concentrados finales.

3.3.5.4 Balance proyectado industrial. Usando los resultados de las pruebas de flotación a ciclo abierto, que incluyen la ley de cabeza y las leyes de concentrados bulk y de zinc, es posible proyectar un balance metalúrgico a escala industrial. Este balance se basa en un modelo matricial de tres productos (dos concentrados y un relave), considerando un volumen de procesamiento de 4,200 toneladas, que es el objetivo de tratamiento actual.

Proyección del balance metalúrgico:

Este modelo predictivo es una herramienta clave para la planificación de la producción. Al aplicar las leyes obtenidas en el laboratorio, se pueden estimar con

precisión las cantidades de concentrado de plomo-cobre (con plata), concentrado de zinc y relave final que se producirán con una tonelada de mineral.

El propósito de esta proyección es:

- Estimar la producción de concentrados: Proporciona un pronóstico de la cantidad de mineral valioso que se obtendrá con la tonelada actual de procesamiento.
- Calcular la eficiencia del proceso: Permite evaluar las recuperaciones de plomo, cobre, plata y zinc, y compararlas con los estándares de la industria para identificar oportunidades de mejora.
- Optimizar la operación: Los resultados del balance proyectado pueden usarse para ajustar las variables de la planta, como el consumo de reactivos o los tiempos de residencia, para maximizar la rentabilidad del proceso.

En resumen, la aplicación de este balance matricial en los datos de las pruebas de laboratorio permite traducir los resultados a pequeña escala en proyecciones realistas para la operación industrial, sirviendo como una base sólida para la toma de decisiones.

Tabla 17

Balance metalúrgico proyectado

	T.M.S.	ENSAYOS				DISTRIBUCION					
		% Cu	% Pb	% Zn	Ag oz/T	% Fe	% Cu	% Pb	% Zn	% Ag	% Fe
CABEZA	4,200	0.19	2.56	4.99	2	10.00	100	100	100	100	100
CONC. COBRE	13.44	27.39	6.35	4.57	85	24.56	46.96	0.79	0.29	12.14	1.09
CONC. PLOMO	164.53	0.72	61.11	5.51	42	1.53	15.11	93.64	4.32	73.04	0.83
CONC. ZINC	341.64	0.66	0.35	56.73	1	2.18	28.54	1.11	92.40	5.08	2.46
RELAVE	3680.39	0.02	0.13	0.17	0	7.87	9.39	4.46	2.98	9.74	95.62
Cabeza Calc,	4,200	0.19	2.56	4.99	2.25	7.21	100	100	100	100	100
RECUPERACION		47.0	93.6	92.4	90.3						

Nota: Elaboración propia

3.4 Diseño experimental

Esta sección se centra en el Diseño Experimental (DOE), una metodología sistemática para optimizar procesos. El objetivo principal fue determinar la proporción ideal de la mezcla complejo MCF (compuesta por Metabisulfito de sodio, CMC y Fosfato) para

maximizar la eficiencia del circuito de separación de plomo y cobre. Esta investigación busca mejorar la mezcla de reactivos utilizada actualmente, que es fundamental para el rendimiento metalúrgico de la planta.

Generalidades y plan de trabajo:

El Laboratorio Metalúrgico emprendió un plan de trabajo riguroso para lograr este objetivo. Las pruebas de flotación se realizaron utilizando una muestra de pulpa tomada directamente del alimento al acondicionador de cobre, lo que asegura que los resultados sean representativos de las condiciones operativas reales. El estudio se dividió en tres etapas consecutivas para un análisis exhaustivo y la validación de los resultados.

- **Primera Etapa:**

Se llevaron a cabo pruebas de flotación utilizando un diseño de mezcla hexagonal. Este tipo de diseño es ideal para optimizar las proporciones de una mezcla de componentes, permitiendo identificar la composición óptima que produce los mejores resultados en la flotación.

- **Segunda Etapa:**

Basándose en los hallazgos de la primera etapa, las pruebas de flotación continuaron con el mismo diseño hexagonal, pero se introdujeron nuevas variables. En esta fase, se variaron el tiempo de acondicionamiento y la concentración de la mezcla, con el fin de evaluar su impacto en el rendimiento del proceso.

- **Tercera Etapa:**

La fase final tuvo como objetivo corroborar la respuesta del diseño experimental. Se realizaron pruebas adicionales para confirmar que la combinación óptima identificada en las etapas anteriores era reproducible y que ofrecía los resultados esperados, validando así la fiabilidad de la metodología.

3.4.1 Primera etapa

La primera etapa del diseño experimental se llevó a cabo para optimizar la mezcla de reactivos y se documentó en un cuadro DOE (Diseño de Experimentos).

Tabla 18

Diseño experimental de la mezcla complejo MCF – primera etapa

N° PRUEBA	Metabisulfito de sodio (%)	Fosfato (%)	CMC (%)	% Concentración	%Cu	%Pb
1	71%	16%	3%	9.30%	27.88%	8.66%
2	75%	11%	2%	13.80%	29.44%	6.11%
3	77%	22%	3%	10.10%	27.87%	7.95%
4	80%	15%	2%	14.60%	31.62%	1.21%
5	80%	15%	8%	9.80%	33.20%	0.61%
6	81%	11%	5%	14.30%	33.34%	0.56%
7	82%	21%	7%	10.50%	33.90%	0.45%
8	84%	15%	5%	15.00%	32.35%	2.14%
9	87%	15%	4%	12.20%	33.87%	0.61%

Nota: Elaboración propia

Tabla 19

Parámetros experimentales y rangos de variación

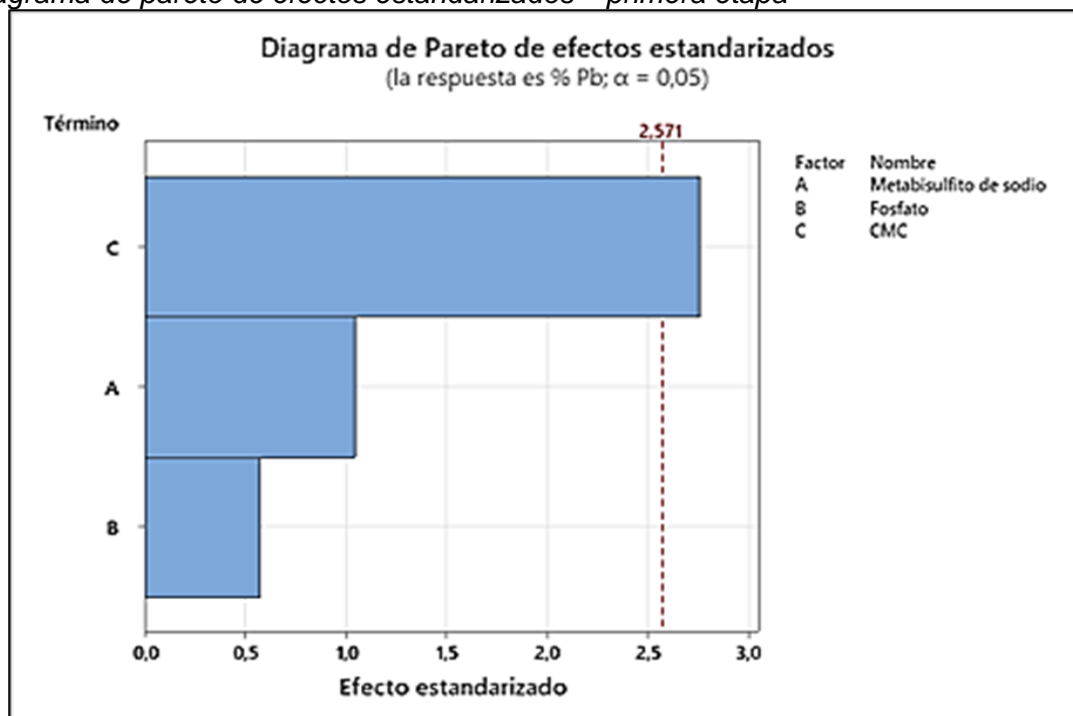
FACTOR	NOMBRE	TIPO	UNIDAD	MÍN	MÁX	CENTRO	RANGO
A	Metabisulfito de sodio	Continuo	%	71	87	79	16
B	Fosfato	Continuo	%	11	22	16.5	11
C	CMC	Continuo	%	2	8	5	6

Nota: Elaboración propia

Los resultados de esta fase inicial, representados en gráficos, revelaron que el CMC es la variable con mayor significancia en la mezcla.

Figura 16

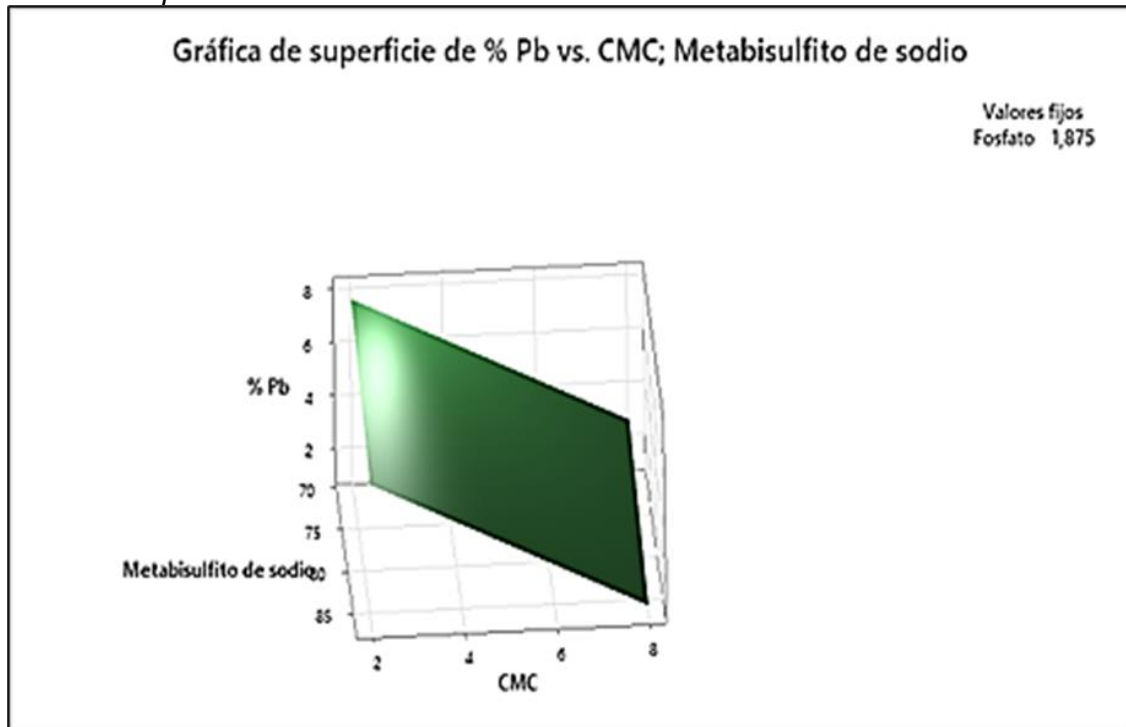
Diagrama de Pareto de efectos estandarizados – primera etapa



Nota: Elaboración propia

Figura 17

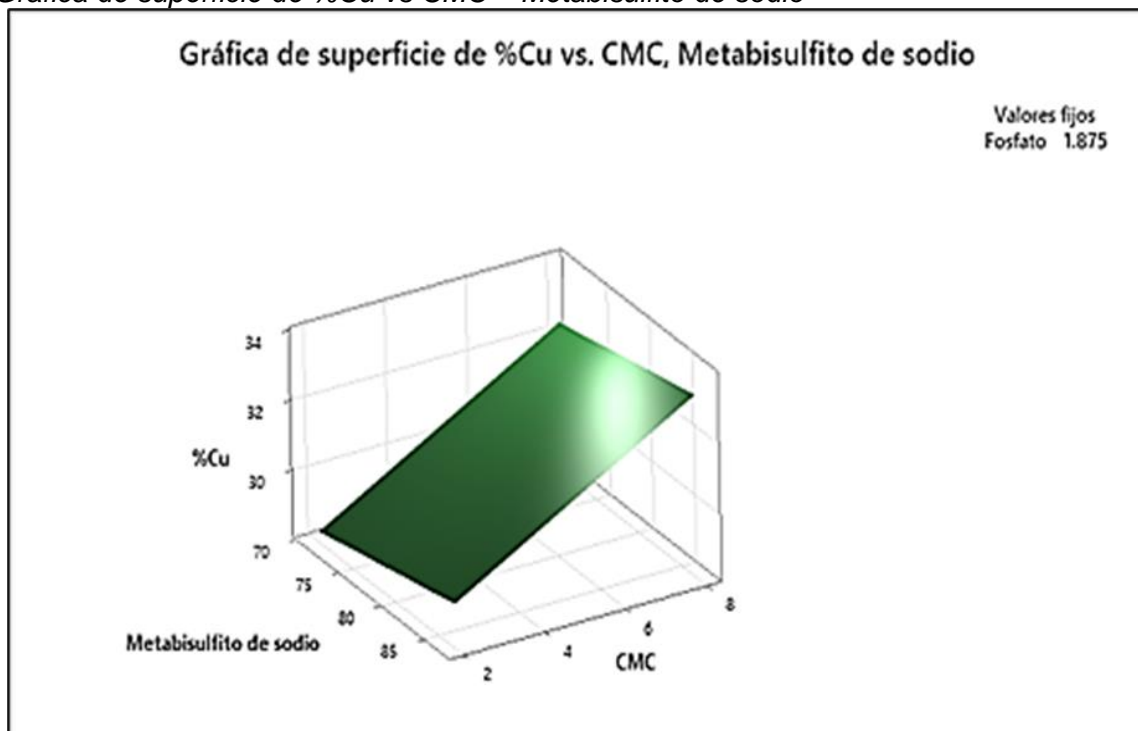
Grafica de superficie de %Pb vs CMC – Metabisulfito de sodio



Nota: Elaboración propia

Figura 18

Grafica de superficie de %Cu vs CMC – Metabisulfito de sodio



Nota: Elaboración propia

A pesar de que el diseño experimental identificó al CMC como el factor más influyente, es crucial determinar las proporciones ideales de los otros dos reactivos, el metabisulfito de sodio y el fosfato, para lograr el rendimiento óptimo de toda la mezcla.

3.4.2 Segunda etapa

La segunda etapa de este estudio se centró en la optimización de las variables operativas que influyen en el rendimiento de la mezcla. Para ello, se continuó utilizando un diseño hexagonal para planificar las pruebas.

Tabla 20

Composición química de cabeza en el acondicionador Cu – segunda etapa

CABEZA ACONDICIONADOR Cu			
Cu	Pb	Ag	Fe
3.65	29.48	91.47	12.19

Nota: Elaboración propia

Tabla 21

Diseño experimental de la mezcla complejo MCF – segunda etapa

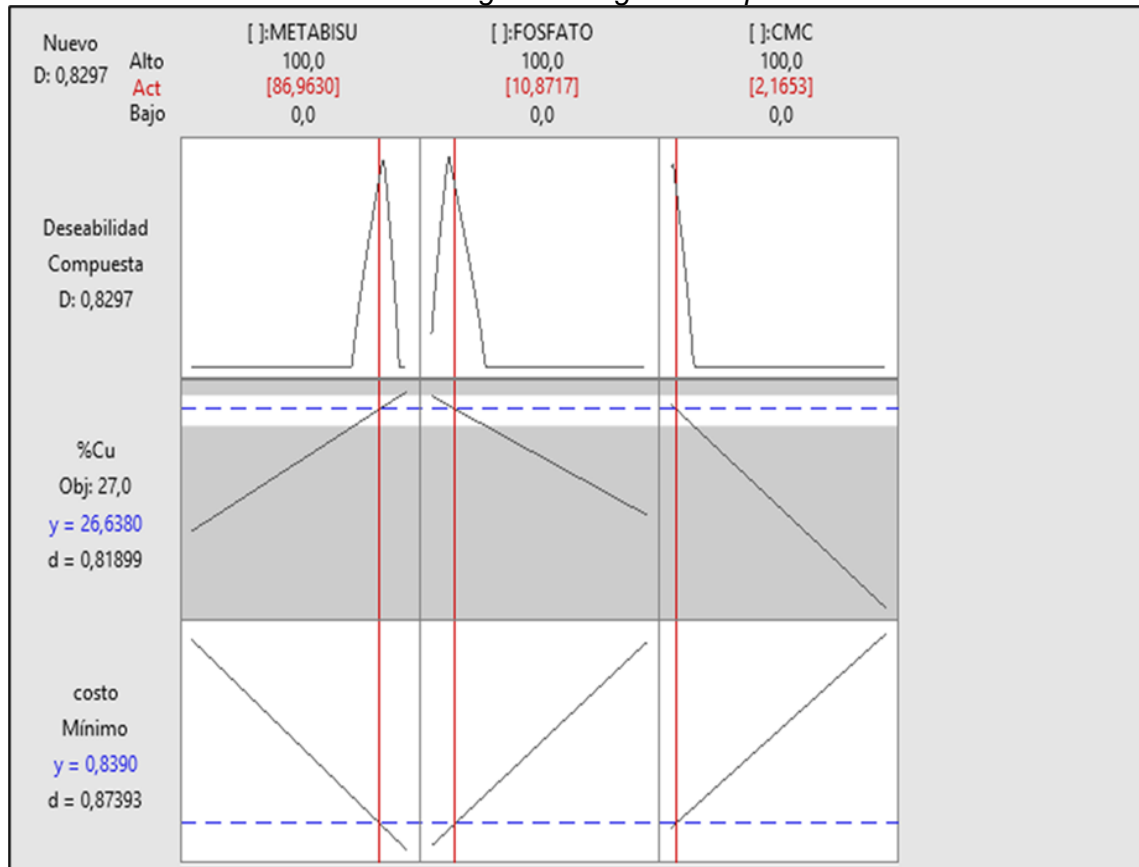
N° PRUEBA	METABISULFITO DE SODIO	FOSFATO	CMC	%Cu
1	66.67%	16.67%	16.67%	25.23
2	100.00%	0.00%	0.00%	27.54
3	0.00%	100.00%	0.00%	23.29
4	0.00%	0.00%	100.00%	11.92
5	33.33%	33.33%	33.33%	26.38
6	16.67%	16.67%	66.67%	3.12
7	16.67%	66.67%	16.67%	3.27

Nota: Elaboración propia

El objetivo principal de esta fase fue validar la composición óptima de la mezcla de reactivos, que fue obtenida como resultado del diseño, con la restricción de que el costo no supere el costo actual de operación.

Figura 19

Grafica de resultados de diseño hexagonal – segunda etapa



Nota: Elaboración propia

Tabla 22

Solución global de componentes de complejo MCF

	METABISULFITO DE SODIO	FOSFATO	CMC
COMPOSICIÓN ACTUAL	82.00%	12.30%	5.70%
COMPOSICIÓN PROPUESTA	86.96%	10.87%	2.17%

Nota: Elaboración propia

A partir de los resultados, ahora es necesario determinar los parámetros de proceso clave para maximizar la efectividad de la mezcla. Los siguientes pasos se enfocan en encontrar el tiempo de acondicionamiento y el porcentaje de concentración ideales, lo cual es fundamental para llevar el modelo estadístico a su punto de máxima confiabilidad y asegurar el mejor rendimiento metalúrgico posible.

3.4.3 Tercera etapa

La tercera etapa de la investigación se centró en la validación del modelo obtenido en las fases anteriores. Se utilizaron los parámetros clave de tiempo de acondicionamiento

y porcentaje de concentración de la mezcla para corroborar el desempeño óptimo del proceso.

Tabla 23

Composición química de cabeza en el acondicionador Cu – tercera etapa

CABEZA ACONDICIONADOR Cu			
Cu	Pb	Ag	Fe
3.98	35.59	13.76	15.40

Nota: Elaboración propia

Tabla 24

Diseño experimental de la mezcla complejo MCF – tercera etapa

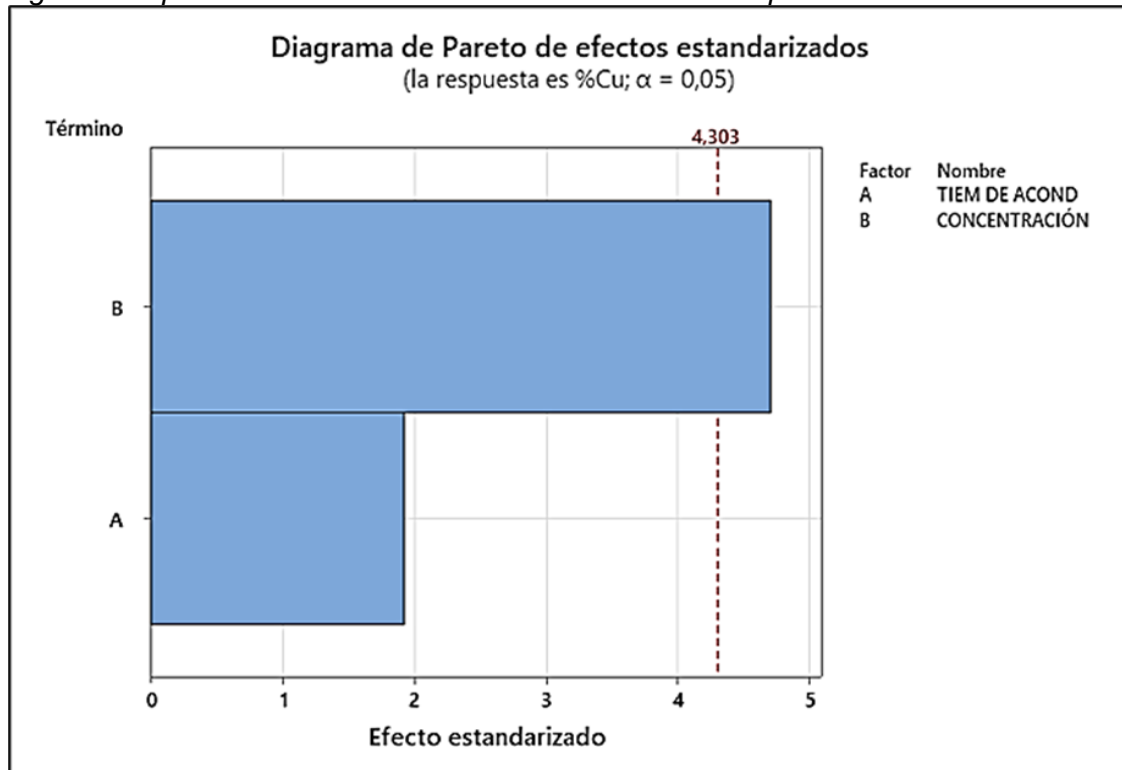
N° PRUEBA	TIEMPO DE ACOND. (MIN)	% CONCENTRACIÓN	%Cu	%Pb
1	11.5	10	31.21	3.69
2	8	5	29.59	6.22
3	15	15	31.11	1.91
4	8	15	32.74	1.67
5	15	5	29.12	5.53

Nota: Elaboración propia

A partir del análisis de los resultados, se determinó que la variable con mayor significancia fue el porcentaje de concentración de la mezcla.

Figura 20

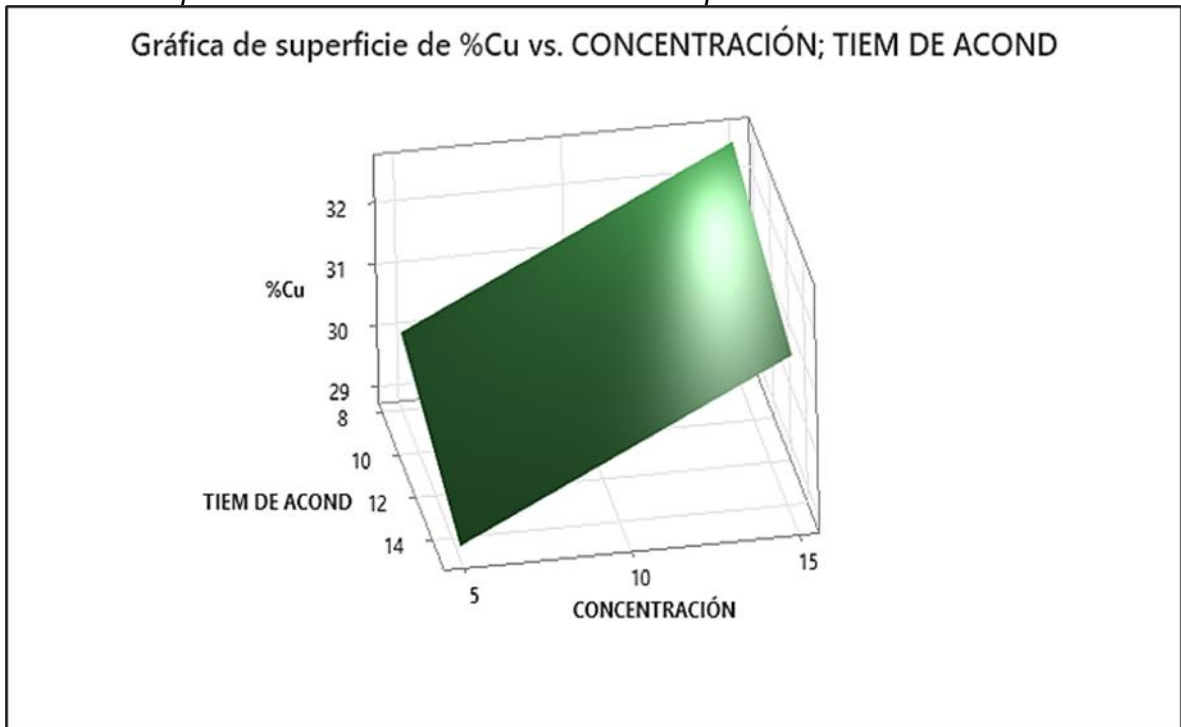
Diagrama de Pareto de efectos estandarizados – tercera etapa



Nota: Elaboración propia

Figura 21

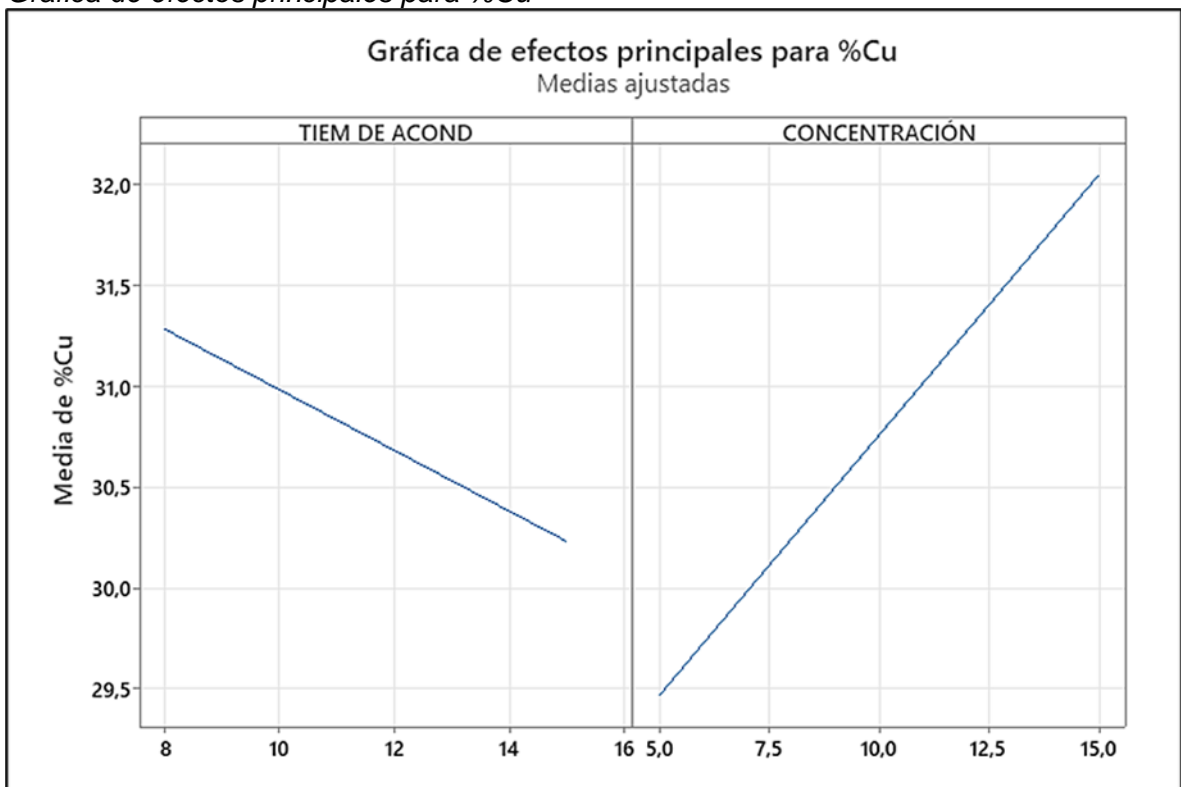
Grafica de superficie de %Cu vs concentración – tiempo de acondicionamiento



Nota: Elaboración propia

Figura 22

Grafica de efectos principales para %Cu



Nota: Elaboración propia

Con base en el diseño hexagonal de esta etapa, se concluyó que el máximo rendimiento del proceso se alcanza con los siguientes valores:

- Tiempo de acondicionamiento: 11.5 minutos
- Porcentaje de concentración: 10%

Estos hallazgos son cruciales para la operación, ya que proporcionan una guía clara para ajustar los parámetros en la planta y mejorar la eficiencia del circuito de separación de plomo y cobre.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Evaluación de resultados

La investigación se centró en la optimización del circuito de separación de plomo y cobre mediante un riguroso diseño experimental, que evaluó la mezcla de reactivos MCF (Metabisulfito de sodio, CMC y Fosfato). Los resultados obtenidos en cada una de las tres etapas de las pruebas de flotación a nivel de laboratorio no solo validaron la metodología, sino que también proporcionaron las condiciones ideales para maximizar la eficiencia del proceso.

4.1.1 Hallazgos clave del diseño experimental

La fase inicial de la investigación, utilizando un diseño factorial, demostró de manera concluyente que el CMC es la variable con mayor significancia en la mezcla de reactivos. Este hallazgo fue crucial, ya que si bien este componente influye fuertemente en el rendimiento, se confirmó que el éxito del proceso depende de encontrar las proporciones ideales de los otros dos reactivos, el metabisulfito de sodio y el fosfato.

Basándose en esta premisa, la segunda etapa, que utilizó un diseño de mezcla hexagonal, arrojó una composición óptima que balancea la eficiencia con la rentabilidad. La mezcla ideal propuesta consistió en:

- Metabisulfito de sodio: 86.96%
- Fosfato: 10.87%
- CMC: 2.17%

Esta formulación no solo promete un mejor desempeño, sino que también fue diseñada para no superar el costo actual, asegurando así su viabilidad económica en la operación.

Finalmente, la tercera etapa del diseño hexagonal se enfocó en optimizar los parámetros operativos clave: el tiempo de acondicionamiento y el porcentaje de concentración de la mezcla. El análisis de los datos reveló que la variable más significativa

en esta fase fue el porcentaje de concentración. Los resultados permitieron establecer las condiciones ideales para alcanzar el máximo rendimiento del proceso:

- Tiempo de acondicionamiento: 11.5 minutos
- Porcentaje de concentración: 10%

4.1.2 Impacto en el rendimiento del concentrado

La aplicación de estas condiciones optimizadas tuvo un impacto directo y positivo en la calidad del producto final. Se logró obtener un concentrado de cobre con una ley de 27.04% de cobre (Cu) y un 6.79% de plomo (Pb). Estos resultados, que reflejan una mejora notable en la calidad del concentrado de cobre, demuestran la efectividad de la metodología del diseño experimental como una herramienta poderosa para optimizar procesos metalúrgicos complejos. La implementación de estos hallazgos a escala industrial sentará las bases para una operación más eficiente y rentable.

Tabla 25

Composición química de cabeza en el acondicionador Cu – corroboración de resultados

CABEZA ACONDICIONADOR Cu			
Cu	Pb	Ag	Fe
5.21	32.14	84.78	12.39

Nota: Elaboración propia

Tabla 26

Composición química de cabeza en el acondicionador Cu – corroboración de resultados

PRUEBA	METABISULFITO DE SODIO	FOSFATO	CMC	% CONCENTRACIÓN	%Cu	%Pb	Ag Oz/t	%Fe
MEZCLA PROPUESTA	86.96%	10.87%	2.17%	10	27.04	6.79	108.12	21.48

Nota: Elaboración propia

4.2 Evaluación económica

La implementación de la nueva composición de la mezcla de reactivos, optimizada mediante el diseño experimental, no solo mejorará el rendimiento metalúrgico, sino que también generará un ahorro económico significativo. A continuación, se presenta una evaluación financiera que compara los costos proyectados de la mezcla alternativa con los costos actuales.

La tabla comparativa detalla el costo por kilogramo de cada reactivo y su consumo en kilogramos por tonelada métrica seca (Kg/TMS) de mineral. Los cálculos de ahorro se basan en una proyección para el resto del año, desde mayo hasta diciembre.

- Costo Actual de la Mezcla: El costo total mensual de la mezcla actual asciende a \$41,004.
- Costo de la Mezcla Alternativa: La composición propuesta reduce el costo total mensual a \$31,115.

Tabla 27

Ahorro proyectado por uso de mezcla MCF propuesta

REACTIVO	COSTO PROYECTADO		PRESUPUESTADO MEZCLA ACTUAL		PRESUPUESTADO CON PROPORCIÓN MEZCLA ALTERNATIVO		
	\$/Kg	Kg/TMS	\$/TMS	\$	Kg/TMS	\$/TMS	\$
Metabisulfito de sodio	0.52	0.2050	0.107	4,989	0.2174	0.113	5,291
Fosfato	2.95	0.0308	0.091	24,084	0.0272	0.080	21,304
CMC	3.05	0.0143	0.043	11,930	0.0054	0.016	4,521
Total costo mensual proyectado				41,004			31,115
Ahorro hasta fin de año (\$) Mayo-Diciembre				79,105			

Nota: Elaboración propia

La implementación de la mezcla alternativa generará un ahorro mensual de \$9,889 (\$41,004 - \$31,115). Proyectado hasta el final del año (de mayo a diciembre, es decir, 8 meses), se estima un ahorro total de \$79,105.

Esta evaluación económica demuestra que el diseño experimental no solo es una herramienta para la optimización técnica, sino que también tiene un impacto financiero directo y positivo, mejorando la rentabilidad de la operación.

Conclusiones

El diseño experimental aplicado permitió identificar al CMC como la variable de mayor significancia en la separación Plomo-Cobre, confirmando que su ajuste en la mezcla influye directamente en la selectividad del proceso.

La composición óptima de la mezcla MCF se determinó en 86.96% de metabisulfito de sodio, 10.87% de fosfato y 2.17% de CMC, superando en performance a la formulación actual utilizada en planta.

Se estableció que el tiempo de acondicionamiento de 11.5 minutos y una concentración del 10% de la mezcla son las condiciones que maximizan el rendimiento del proceso, asegurando la mayor recuperación de cobre con adecuada depresión del plomo.

La aplicación del diseño propuesto permitió obtener un concentrado de cobre con 27.04% de Cu y 6.79% de Pb, valores que cumplen con los estándares proyectados, generando además un ahorro económico estimado de \$79,105 hasta el cierre del año.

Recomendaciones

Implementar gradualmente la composición propuesta del complejo MCF en la planta concentradora, evaluando su desempeño en campañas continuas para validar la reproducibilidad de los resultados en condiciones operacionales reales.

Mantener un monitoreo sistemático de la variable % de concentración de la mezcla y del tiempo de acondicionamiento, ya que estos parámetros demostraron ser críticos para garantizar la eficiencia metalúrgica.

Realizar estudios complementarios considerando variaciones mineralógicas del mineral de alimentación, a fin de validar la robustez del modelo experimental y asegurar su aplicabilidad en diferentes escenarios de operación.

Replicar la metodología DOE en otros circuitos críticos de flotación (como Zn o Bulk), ya que la optimización mediante diseño experimental ha demostrado ser una herramienta eficaz para mejorar la selectividad, reducir costos de reactivos y maximizar la rentabilidad global de la planta.

Referencias bibliográficas

- Antony, J. (2001). *Design of experiments for engineers and scientists*. Butterworth-Heinemann.
- Ayala, L. (2018). “*Influencia del proceso de curado en Pad de lixiviación de minerales de baja ley en la Unidad Minera Pucamarca Minsur-Tacna*”. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín]
- Box, G. E. P., & Draper, N. R. (1987). *Empirical model-building and response surfaces*. Wiley.
- Bulatovic, S. M. (2007). *Handbook of flotation reagents: Chemistry, theory and practice*. Volume 1: Flotation of sulfide ores. Elsevier.
- Canales, E., & Huamán, J. (2021). *Incremento de la ley del concentrado de zinc empleando flotación columnar en la Unidad Minera Chungar – Volcán Compañía Minera* [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional del Centro del Perú].
- Choquecahuana, K. (2012). *Recuperación óptima de cobre y plomo aplicando el uso de una celda de flotación flash en la planta concentradora Animón — Unidad de Producción Chungar (Volcan)* [Tesis de Ingeniería Metalúrgica, Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión].
- Cornell, J. A. (2002). *Experiments with mixtures: Designs, models, and the analysis of mixture data* (3rd ed.). Wiley.
- Cuellar, L. C., & Joñoruco, U. T. (2009). *Optimización del tratamiento de los minerales combinados de cobre y plomo – zinc, mediante la modificación del sistema de flotación en la unidad de negocios de Yauricocha* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú].
- Das, A., Sarkar, B., & Singh, R. (2017). *Application of statistical experimental design for optimization of flotation separation of chalcopyrite and galena*. *International Journal of Mineral Processing*, 167, 1–9.

- Fuerstenau, M. C., & Pradip. (2005). *Zeta potentials in the flotation of oxide and silicate minerals*. *Advances in Colloid and Interface Science*, 114–115, 9–26.
- Fuerstenau, M. C., Jameson, G. J., & Yoon, R. H. (2007). *Froth flotation: A century of innovation*. SME.
- Higidio, J. O. (2018). *Proceso de flotación por espuma y su influencia en el aumento de la recuperación del concentrado de zinc y plomo — Unidad Minera Andaychagua (Volcan Compañía Minera S.A.A.)* [Tesis de Ingeniería Metalúrgica, Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión].
- Jameson, G. J. (2012). *The effect of bubble size on fine particle flotation*. *Minerals Engineering*, 12(10-11), 805-818. [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(99\)00154-9](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(99)00154-9)
- Jiménez, A. (2021). *Optimización de la separación plomo–cobre mediante el uso de un modelo de superficie de respuesta en un mineral complejo* [Tesis de licenciatura]. Universidad Nacional de Ingeniería.
- Kostović, M., Lazić, P., Vučinić, D., Deušić S. & Tomanec, R. (2015) *Factorial design of selective flotation of chalcopyrite from copper sulfides*. *Journal of Mining Science*, 51(4), 380-388.
- Kundu, T. (2023). *A comprehensive review on the recovery of copper values from complex sulphide ores by flotation* [Artículo]. *Minerals Engineering*.
- Laskowski, J. S. (2010). *Fundamental properties of flotation frothers*. *Minerals Engineering*, 23(11-13), 945-951.
- Mamani, E. R. (2018). *Evaluación y optimización del proceso de flotación de minerales polimetálicos de la compañía minera Kolpa S.A.* [Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín].
- Moharrami, M., & Abdollahzadeh, A. A. (2020). *Feasibility Study of Differential Flotation of Cu–Pb–Zn Minerals from Copper Sulfide–Oxide Ores*. *Transactions of the Indian Institute of Metals*, 73, 2645-2655.
- Montgomery, D. C. (2017). *Design and analysis of experiments* (9th ed.). Wiley.

- Morales, R. (2022). *Análisis factorial para la optimización de los parámetros de flotación en un circuito de flotación selectiva de minerales sulfurados de cobre-plomo* [Tesis de licenciatura]. Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.
- Myers, R. H., Montgomery, D. C., & Anderson-Cook, C. M. (2016). *Response surface methodology: Process and product optimization using designed experiments* (4th ed.). Wiley.
- Piepel, G. F., Cornell, J. A., & Gorman, S. (2003). *Mixture experiments: A review and a perspective for industrial applications*. *Journal of Chemometrics*, 17(4), 193–209.
- Qicheng, F., Shuming, W., Jiushuai, D., Chao, L. & Wenjuan, Z. (2013) *Optimization Study on Flotation Conditions of Complex and Refractory Lead Oxide Ores*. *Advanced Materials Research*, 868, 412-416.
- Quispe, E. J. (2024). *Optimización de la flotación Bulk para mejorar la recuperación de plata y plomo en la planta concentradora sociedad minera Andereal S.A.C.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano].
- Reuters. (2025). *Peru expects small rise in 2025 copper output, long battle versus illegal gold mining*. Reuters.
- Salomon-de-Friedberg, H., & Robinson, T. (2015). *Tackling impurities in copper concentrates*. Teck Resources Limited.
- Suni, E. N. (2024). *Optimización de la flotación de plomo en celda flash en la unidad Suyckutambo, Espinar - Cusco* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano].
- U.S. Geological Survey (USGS). (2024). *Mineral Commodity Summaries: Copper*. U.S. Department of the Interior.
- Wang, Y., Cao, M., & Peng, Y. (2015). *Selective depression of galena and chalcopyrite in the flotation of a Cu–Pb–Zn ore using organic depressants*. *Minerals Engineering*, 77, 64-70.

Wills, B. A., & Finch, J. (2016). *Wills' mineral processing technology: An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery* (8th ed.). Butterworth-Heinemann.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Circuito de flotación separación Plomo – Cobre.....	1

Anexo 1: Circuito de flotación separación Plomo – Cobre

