

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



TESIS

**RECUPERACIÓN DEL CONCENTRADO BULK DE Cu - Pb MEDIANTE
FLOTACIÓN POR ESPUMA, A PARTIR DE LOS MINERALES DEL YACIMIENTO
GRINGA DORADA – VELILLE- CHUMBIVILCAS – CUSCO**

PRESENTADO POR:

Br. JOSE LUIS DIAZ RUIZ

Br. MILAGROS PUMACALLAHUI ASENCIO

**PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL
DE INGENIERO METALÚRGICO**

ASESOR:

Mg. PORFIRIO CARRASCO TAPIA

**CUSCO-PERÚ
2025**

Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor Mg. PORFIRIO CARRASCO TAPIA.....
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: "RECUPERACIÓN DEL CONCENTRADO BULK
Cu-Pb MEDIANTE FLOTACIÓN PORESPUMA, A PARTIR DE LOS MINERALES
DEL YACIMIENTO GRINGA DORADA-VELILLE-CHUMBIVILCAS - CUSCO

Presentado por: JOSE LUIS DIAZ RUIZ DNI N° 46473182 ;
presentado por: MILAGROS PUHACALLAHUI ASENCIO DNI N°: 72910651
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO METALURGICO

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 1 veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de
Similitud en la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 5 %.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	<u>X</u>
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y **adjunto**
las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 15 de ENERO de 2026

[Firma]
Firma
Post firma: Porfirio Carrasco Tapia

Nro. de DNI: 24002881

ORCID del Asesor: 0000-0002-4360-9866

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:546485079

RECUPERACIÓN DEL CONCENTRADO BULK DE Cu - Pb MEDIANTE FLOTACIÓN POR ESPUMA, A PARTIR DE LOS MIN...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:546485079

Fecha de entrega

15 ene 2026, 12:33 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

15 ene 2026, 12:38 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

TESIS RECUPERACIÓN DEL CONCENTRADO BULK DE Cu - Pb MEDIANTE FLOTACIÓN POR ESPUMA,....pdf

Tamaño del archivo

10.1 MB

143 páginas

28.348 palabras

163.914 caracteres




5% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe

- ▶ Bibliografía
- ▶ Texto citado
- ▶ Texto mencionado
- ▶ Coincidencias menores (menos de 14 palabras)

Fuentes principales

- 5%  Fuentes de Internet
- 0%  Publicaciones
- 2%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

No se han detectado manipulaciones de texto sospechosas.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

PRESENTACIÓN

Señor Decano de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalúrgica de la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, Señores Catedráticos Miembros del Jurado:

En cumplimiento de los requisitos establecidos por el Reglamento de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, y con el propósito de optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico, ponemos a vuestra consideración el presente Informe de Tesis, titulado:

“RECUPERACIÓN DEL CONCENTRADO BULK DE Cu - Pb MEDIANTE FLOTACIÓN POR ESPUMA, A PARTIR DE LOS MINERALES DEL YACIMIENTO GRINGA DORADA – VELILLE, CHUMBIVILCAS - CUSCO”.

La investigación desarrollada tuvo como objetivo maximizar la recuperación metalúrgica de cobre y plomo mediante el proceso de flotación bulk, a partir de los minerales polimetálicos del yacimiento Gringa Dorada. Se aplicó un diseño experimental factorial, evaluando como variables principales la granulometría, la dosificación del colector Z-6 y el porcentaje de sólidos en la pulpa.

Este informe constituye un aporte técnico y científico, que además de cumplir con los objetivos planteados, servirá como referencia para futuros estudios en concentración de minerales y contribuirá al fortalecimiento de la actividad minera en la región.

Bach. DIAZ RUIZ, José Luis

Bach. PUMACALLAHUI ASECIO, Milagros

DEDICATORIAS

Con gratitud infinita elevo mis primeras palabras a Dios Todopoderoso, por concederme el don de la vida, la salud y la fortaleza necesarias para afrontar cada desafío y culminar con éxito esta etapa tan importante de mi formación profesional.

A mi querida madre Julia, y a mi amado padre Alipio, este logro es fruto de su esfuerzo, sacrificio y dedicación para brindarme una educación sólida. Cada gesto y cada decisión que tomaron en mi nombre han sido la base de mi camino. Esta tesis es un homenaje a su amor, que siempre iluminó mi vida y me enseñó el valor del esfuerzo y la educación. Los amo profundamente.

A mis hermanos, Elvira y Hernando, por ser fuente constante de apoyo, compañía y motivación en los momentos más significativos de mi trayectoria.

Y finalmente A mis tíos y tías, a mi profesor de secundaria Rodo, y a mis amigos de la carrera universitaria, quienes con su cariño, enseñanza, apoyo y compañía han contribuido de manera especial a mi crecimiento personal y académico, siendo parte fundamental de este proceso.

MILAGROS PUMACALLAHUI ASECIO

Agradezco a Dios Todopoderoso por el don de la vida, la salud y la fortaleza que me brinda para seguir adelante y cumplir mis metas.

A mis queridos padres, Marcos Díaz Morcuto y Vicentina Ruiz Puma, cuya luz y protección desde el cielo me acompañan y fortalecen en cada paso de mi camino.

A mis hermanos Augusto, Jovita, Sixto, Víctor y Savino, por su invaluable apoyo emocional durante esta etapa, y por motivarme siempre a seguir adelante.

A mis queridos sobrinos, por su constante cariño y apoyo emocional; a Hermelinda Gutiérrez que ha sido un aliento en mi camino.

JOSE LUIS DIAZ RUIZ

ÍNDICE

PRESENTACIÓN	i
DEDICATORIAS.....	ii
ÍNDICE.....	iv
ÍNDICE DE TABLAS.....	x
ÍNDICE DE FIGURAS	xi
SIMBOLOGIA	xiii
RESUMEN	14
ABSTRACT	15
INTRODUCCIÓN.....	16
CAPITULO I	18
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	18
1.1 Situación problemática	18
1.2 Formulación del problema.....	19
1.2.1 Problema general	19
1.2.2 Problemas específicos.....	19
1.3 Justificación.....	19
1.3.1 Conveniencia	19
1.3.2 Relevancia social	20
1.3.3 Tecnológica.....	20
1.3.4 Relevancia ambiental.....	20
1.3.5 Relevancia económica	20
1.3.6 Valor teórico	21
1.3.7 Utilidad metodológica	21

1.4	Objetivos.....	21
1.4.1	General.....	21
1.4.2	Específicos.....	21
CAPITULO II.....		23
MARCO TEÓRICO		23
2.1	Antecedentes de la investigación.....	23
2.1.1	Internacional	23
2.1.2	Nacionales.....	24
2.1.3	Local	26
2.2	Bases teóricas	27
2.2.1	Enfoque de concentración de minerales	27
2.2.2	Flotación de minerales.....	28
2.2.3	Principio de flotación de minerales	30
2.2.4	Fases e interfases del proceso de flotación de minerales.....	31
2.2.4.1	Sólida.....	31
2.2.4.2	Líquida.....	33
2.2.4.3	Gaseosa.....	34
2.2.5	Interfases de la flotación de minerales.....	34
2.2.6	Tensión superficial.....	34
2.2.7	Fenómeno de adsorción	36
2.2.7.1	Adsorción Física.....	37
2.2.7.2	Adsorción Química.....	37
2.2.7.3	Adsorción en la interfase Gas – líquida.....	38
2.2.8	Adsorción en la interfase Sólido – líquido	38
2.2.9	Doble capa eléctrica.....	38
2.2.10	Potencial electrocinético o potencial zeta.....	41
2.2.11	Contacto trifásico (S – L – G).....	42
2.2.11.1	Ángulo de contacto trifásico y la ecuación de Young.....	42
2.2.12	Termodinámica del proceso de flotación.....	44
2.2.13	Cinética de flotación.....	47

2.2.14 Cinética del proceso de flotación y sus componentes	50
2.2.15 Variables de flotación	52
2.2.16 Factores que tienen mayor influencia en el proceso de flotación	54
2.2.17 Flotación de minerales sulfurados	54
2.2.17.1 Flotación Bulk Cu-Pb	56
2.2.17.2 Flotación de separación Cu-Pb	60
2.2.18 Reactivos de flotación	61
2.2.18.1 Colectores	61
2.2.18.2 Espumantes	64
2.2.18.3 Modificadores	65
2.3 Definición de términos básicos	68
2.3.1 Recuperación	68
2.3.2 Contenido metálico	69
2.3.3 Concentrado	69
2.3.4 Relave	69
2.3.5 Cabeza	69
2.3.6 Radio de concentración	69
2.3.7 Ley de mineral	70
CAPITULO III	71
HIPÓTESIS Y VARIABLES	71
3.1 Hipótesis	71
3.1.1 General	71
3.2 Hipótesis Específicas	71
3.3 Variables	71
3.3.1 Identificación de variables	71
3.3.2 Independientes (Xi)	71
3.3.3 Dependiente	72
3.3.4 Intervenientes	72
3.3.5 Operacionalización de variables	73
CAPITULO IV	74

METODOLOGÍA.....	74
4.1 Ámbito de estudio: Localización Política y Geográfica.....	74
4.2 Metodología de la investigación.....	76
4.3 Población, selección de muestra y tamaño de muestra.....	76
4.3.1 Población	76
4.3.2 Muestra	77
4.4 Técnicas e Instrumentos para la Recolección de Datos.....	77
4.5 Equipos, Materiales y Reactivos Requeridos	78
4.5.1 Equipos Requeridos	78
4.5.2 Materiales Requeridos	78
4.5.3 Reactivos.....	79
4.6 Técnicas de Procesamiento de Datos y Plan de Análisis de Datos	79
4.7 Metodología Aplicada a la Investigación de Tesis.....	80
CAPITULO V.....	82
TRABAJO EXPERIMENTAL.....	82
5.1 Introducción.....	82
5.2 Muestreo	84
5.2.1 Herramientas utilizadas en el muestreo	86
5.2.2 Procedimiento del muestreo en el yacimiento	86
5.2.2.1 Muestreo	86
5.2.2.2 Muestreo por Cono y Cuarteo en el Yacimiento	87
5.3 Preparación de muestras en el laboratorio.....	88
5.4 Determinación del Peso Específico del Mineral	90
5.5 Determinación de la composición Mineralógica y Liberación de la Mena.....	92
5.6 Determinación del Tiempo Óptimo de Molienda.....	96
5.7 Determinación de la Cantidad de Mineral Requerido	98
5.8 Preparación de Reactivos y su Dosificación	99
5.9 Condiciones Operacionales Para Cada Prueba Experimental	100
5.10 Pruebas de flotación	101

CAPÍTULO VI	107
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	107
6.1 Matriz de Diseño Experimental Para el Análisis y Discusión de Resultados	107
6.2 Análisis de Resultados Según el Diseño Factorial	109
6.2.1 Determinación de las Variables de Incidencia Significativa en la Recuperación	109
6.2.2 Grafica Normal de los Efectos en la Recuperación de Cu y Pb	111
6.2.3 Efectos Principales de Cada Variable en la Recuperación de Cu y Pb	114
6.2.4 Efectos de las Interacciones de las Variables en la Recuperación de Cu y Pb	116
6.2.5 Análisis de Varianza (ANOVA)	118
6.2.6 Ajuste y Correlación del Modelo de Recuperación de Cu y Pb	119
6.2.7 Estimación de Coeficientes Codificados del Modelo Matemático de Recuperación	120
6.2.8 Modelo de Correlación para la Optimización de la Recuperación de Cu y Pb ...	122
6.2.9 Optimización de la Recuperación de Cu y Pb	123
6.2.10 Gráfica de Contornos de Respuesta	124
6.2.11 Gráfica de Superficie de Respuesta	126
6.3 Discusión Integral de los resultados	129
CONCLUSIONES	131
RECOMENDACIONES	132
BIBLIOGRAFÍA	133
ANEXOS	136
ANEXO 1: Matriz de consistencia	136
ANEXO 2: Fotografía de Muestreo en el Yacimiento	137
ANEXO 3: Fotografía de la Preparación de Muestras en el Laboratorio	137
ANEXO 4: Reporte de Ensaye de Cabeza	137
ANEXO 5: Fotografía de la Determinación de la Gravedad Específica	138

ANEXO 6: Fotografía de la Determinación de la composición Mineralógica y Liberación .	138
ANEXO 6: Fotografía de la Determinación de Tiempo de Molienda.....	139
ANEXO 7 : Fotografía de Preparación de Reactivos	139
ANEXO 8 : Fotografías de Pruebas de Flotación, Obtención de Concentrados	139
ANEXO 9 : Reporte de Análisis Químico de los Concentrados	140
ANEXO 10 : Balances Metalúrgicos de Cada Prueba Experimental.	141

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Variables independientes y sus niveles	72
Tabla 2 Operacionalización de variables.....	73
Tabla 3 Resultados experimentales de la determinación de gravedad específica	92
Tabla 4 Resultados de la molienda en función del porcentaje pasante en malla –150.....	97
Tabla 5 Condiciones operacionales establecidas para las pruebas experimentales de flotación.....	101
Tabla 6 Matriz de diseño experimental para las pruebas de flotación.....	102
Tabla 7 Resultados de las pruebas experimentales de flotación.....	106
Tabla 8 Matriz de Diseño Experimental.....	107
Tabla 9 Análisis de varianza para la recuperación de cobre (Y1, %R-Cu).....	118
Tabla 10 Análisis de varianza para la recuperación de plomo (Y2, %R-Pb)	119
Tabla 11 Modelo de regresión para la recuperación de cobre	120
Tabla 12 Modelo de regresión para la recuperación de plomo.....	120
Tabla 13 Coeficientes codificados para la recuperación de cobre.....	121
Tabla 14 Coeficientes codificados para la recuperación de plomo	121
Tabla 15 Matriz de consistencia	136

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Técnicas de concentración de minerales	28
Figura 2 Representación esquemática del proceso de flotación de espumas	29
Figura 3 Mecanismo de la mineralización de la burbuja en el proceso de flotación.....	31
Figura 4 Interpretación esquemática del origen de la tensión superficial	35
Figura 5 Fenómeno de adsorción de materias tensoactivas.....	37
Figura 6 Representación idealizada de la estructura de la doble capa eléctrica	39
Figura 7 Caída de potencial en la doble capa	40
Figura 8 Doble capa y potencia Zeta	41
Figura 9 Contacto trifásico y la adhesión de las partículas a las burbujas	42
Figura 10 Formación de ángulo de contacto trifásico	43
Figura 11 Mojabilidad en función del ángulo de contacto	44
Figura 12 Adhesión de una partícula a una burbuja de gas	45
Figura 13 Analogía entre la flotación y una reacción química.....	48
Figura 14 Adsorción del colector sobre la superficie del mineral	63
Figura 15 Clasificación de los reactivos colectores.....	63
Figura 16 Esquema de adsorción del espumante en una burbuja de aire	64
Figura 17 Clasificación de los espumantes.....	65
Figura 18 Principales agentes resurfactantes.....	67
Figura 19 Localización política	74
Figura 20 Vías de acceso	75
Figura 21 Metodología seleccionada y aplicada en el desarrollo del proyecto	81
Figura 22 Diagrama de flujo de las etapas del procedimiento experimental	83

Figura 23 Esquema conceptual del proceso de muestreo	84
Figura 24 Factores de mayor importancia en la operación de muestreo	85
Figura 25 Procedimiento de preparación de muestras en el laboratorio.....	89
Figura 26 Observación microscópica de granos minerales en la fracción –150 mallas	95
Figura 27 Relación entre el tiempo de molienda y el porcentaje pasante en –150 mallas	97
Figura 28 Máquina de flotación de laboratorio DENVER, modelo D-12.....	104
Figura 29 Diagrama de Pareto de efectos estandarizados para la recuperación de Cu	110
Figura 30 Diagrama de Pareto de efectos estandarizados para la recuperación de Pb.....	111
Figura 31 Gráfica normal de efectos estandarizados para la recuperación de cobre (Y1, %R-Cu).....	112
Figura 32 Gráfica normal de efectos estandarizados para la recuperación de plomo (Y2, %R-Pb)	113
Figura 33 Gráfica de efectos principales para Y1(%RCu)	114
Figura 34 Gráfica de efectos principales para Y2(%RPb)	115
Figura 35 Gráfica de interacción para Y1(%RCu)	116
Figura 36 Gráfica de interacción para Y2(%RPb).....	117
Figura 37 Optimización de la Recuperación de Cu y Pb.....	124
Figura 38 Graficas de contorno para el caso de cobre.....	125
Figura 39 Graficas de contorno para el caso de plomo	126
Figura 40 Gráfica de superficie de respuesta para el caso de cobre	127
Figura 41 Gráfica de superficie de respuesta para el caso de plomo.....	128

SIMBOLOGIA

ANOVA:	Análisis de Varianza.
D:	Deseabilidad compuesta.
% -150 M:	Porcentaje de material pasante malla 150.
G.E.:	Gravedad específica del mineral (g/cm ³).
%S:	Porcentaje de sólidos en la pulpa.
RPM:	Revoluciones por minuto.
R ² :	Coefficiente de determinación.
t:	Tiempo de molienda (min).
TM:	Tonelada métrica.
Wm:	Peso del mineral (g).
W1:	Peso de la fiola + agua (g).
W2:	Peso de la fiola + agua + mineral (g).
Y1 (%RCu):	Recuperación metalúrgica de cobre (%).
Y2 (%RPb):	Recuperación metalúrgica de plomo (%).
Z-6:	Colector (g/TM).
ρ pulpa:	Densidad de la pulpa (g/L).

RESUMEN

La presente investigación tuvo como finalidad maximizar la recuperación de cobre y plomo a partir de los minerales polimetálicos del yacimiento Gringa Dorada – Velille, provincia de Chumbivilcas, Cusco, empleando el proceso de flotación bulk. El estudio respondió a la problemática del limitado aprovechamiento del mineral en operaciones artesanales, donde el plomo no era valorizado en el mercado, ocasionando pérdidas económicas. La metodología se basó en la aplicación de un diseño factorial 2^3 , considerando como variables independientes la granulometría del mineral (% -150 mallas), la dosificación del colector Z-6 (g/TM) y el porcentaje de sólidos en la pulpa (%). La variable de respuesta correspondió al porcentaje de recuperación metalúrgica de cobre y plomo. Las pruebas se realizaron en una celda de flotación Denver D-12 a nivel de laboratorio. Los resultados demostraron que la dosificación del colector Z-6 y la granulometría fueron los factores de mayor incidencia en la recuperación de los metales, mientras que el porcentaje de sólidos tuvo un efecto limitado. El análisis estadístico (ANOVA) validó la significancia de los factores principales, y los modelos de regresión presentaron coeficientes de determinación superiores al 98%, confirmando su confiabilidad. La optimización con el método de deseabilidad determinó condiciones óptimas de 70% -150 mallas, 100 g/TM de Z-6 y 32% de sólidos, alcanzándose recuperaciones máximas de 94.33% para cobre y 69.16% para plomo. En conclusión, el ajuste de las variables operacionales permitió incrementar significativamente la eficiencia de la flotación bulk de Cu-Pb, validando la hipótesis general y aportando una alternativa técnica viable para la actividad minera en la zona.

Palabras clave: Flotación, Cobre, Plomo, Minerales polimetálicos.

ABSTRACT

The present research aimed to maximize the recovery of copper and lead from the polymetallic ores of the Gringa Dorada deposit – Velille, Chumbivilcas province, Cusco, using the bulk flotation process. The study addressed the problem of limited utilization of the ore in artisanal operations, where lead was not valued in the market, causing economic losses. The methodology was based on the application of a 2^3 factorial design, considering as independent variables the particle size of the ore (% -150 mesh), the dosage of the Z-6 collector (g/MT), and the percentage of solids in the pulp (%). The response variable corresponded to the metallurgical recovery percentage of copper and lead. The tests were carried out in a Denver D-12 flotation cell at laboratory scale. The results showed that the Z-6 collector dosage and particle size were the factors with the greatest impact on metal recovery, while the percentage of solids had a limited effect. The statistical analysis (ANOVA) validated the significance of the main factors, and the regression models presented coefficients of determination higher than 98%, confirming their reliability. Optimization with the desirability method determined optimal conditions of 70% -150 mesh, 100 g/MT of Z-6, and 32% solids, achieving maximum recoveries of 94.33% for copper and 69.16% for lead. In conclusion, the adjustment of operational variables significantly increased the efficiency of bulk Cu–Pb flotation, validating the general hypothesis and providing a viable technical alternative for mining activity in the area.

Keywords: Flotation, Copper, Lead, Polymetallic ores.

INTRODUCCIÓN

La explotación de yacimientos polimetálicos constituye una de las actividades mineras de mayor relevancia económica en el Perú, país que ocupa posiciones destacadas en la producción mundial de cobre, plomo, zinc y plata. Dentro del campo del beneficio de minerales, la concentración por flotación representa una de las técnicas más utilizadas para la recuperación selectiva de sulfuros metálicos. No obstante, el tratamiento de minerales complejos, como aquellos que contienen asociaciones Cu–Pb, continúa representando un reto técnico debido a la necesidad de optimizar las condiciones físicas y químicas del proceso.

Actualmente, los procesos de flotación Cu–Pb a nivel industrial se basan en la optimización de variables críticas como la granulometría de molienda, el tipo y la dosificación de reactivos, el porcentaje de sólidos de la pulpa y las condiciones de aireación. Diversos estudios han demostrado que la eficiencia de la flotación depende en gran medida del equilibrio entre la liberación del mineral y la selectividad de los colectores. Sin embargo, existe limitada información técnica sobre la aplicación de estos procesos en operaciones de pequeña minería y minería artesanal en el Perú, especialmente en yacimientos polimetálicos de la región sur, donde las condiciones mineralógicas y operativas presentan particularidades que no siempre son consideradas en la literatura existente.

El yacimiento Gringa Dorada, ubicado en la comunidad de Hatun Ccollana, distrito de Velille, provincia de Chumbivilcas, región Cusco, presenta una mineralización polimetálica con contenidos promedio de cobre (4,36%) y plomo (3,44%), además de oro y zinc en menores proporciones. A pesar de este potencial metalúrgico, la explotación se ha desarrollado históricamente de manera artesanal, con un bajo nivel de tecnificación y un aprovechamiento limitado de los metales valiosos. En la práctica, el mineral ha sido comercializado

principalmente en función del contenido de oro y cobre, subvalorando el plomo, lo que genera pérdidas económicas y una limitada sostenibilidad de la actividad minera local.

Frente a esta situación problemática, se plantea la necesidad de evaluar técnica y experimentalmente la implementación de un proceso de flotación bulk de Cu–Pb que permita incrementar la recuperación conjunta de cobre y plomo. En este sentido, la presente investigación se justifica por su relevancia técnica, al aportar criterios de optimización del proceso; económica, al buscar mejorar la rentabilidad del mineral extraído; operativa, al proponer condiciones aplicables a pequeños productores; y científica, al generar evidencia experimental en un contexto poco documentado.

El propósito del estudio fue maximizar la recuperación metalúrgica de cobre y plomo, evaluando el efecto de tres variables independientes: granulometría del mineral (% -150 mallas), dosificación del colector Z-6 (g/TM) y porcentaje de sólidos en la pulpa. La variable de respuesta fue el porcentaje de recuperación de cobre y plomo obtenido en pruebas de flotación en celda Denver D-12 a nivel de laboratorio.

Finalmente, el estudio se delimitó al análisis de las condiciones de flotación bulk de Cu–Pb a escala de laboratorio, sin abordar etapas posteriores de separación selectiva Cu/Pb ni su escalamiento a nivel industrial, constituyendo así un aporte específico al conocimiento aplicado en el beneficio de minerales polimetálicos en contextos de pequeña minería.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Situación problemática

El yacimiento Gringa Dorada, ubicado en la comunidad de Hatun Ccollana, distrito de Velille, provincia de Chumbivilcas, en el departamento del Cusco, presenta una mineralización polimetálica con contenidos de minerales valiosos como oro, cobre, zinc y plomo. Los análisis químicos realizados en el laboratorio L.A.S. reportaron leyes de cobre (Cu) de 4,36% y plomo (Pb) de 3,44%. La actividad minera en esta zona se desarrolla de manera artesanal, mediante labores subterráneas y herramientas manuales, alcanzando una capacidad de extracción aproximada de 40 toneladas mensuales de mineral bruto.

Los mineros artesanales de Gringa Dorada extraen el mineral y lo envían sin procesamiento a la planta de Titan en Nazca, donde se aplica el proceso de flotación por espumas. Sin embargo, el material es comercializado principalmente en función de su contenido de oro y cobre, mientras que el plomo no es considerado en la remuneración que reciben los mineros. Esto implica una pérdida económica significativa para la comunidad minera, que no aprovecha completamente el valor de los minerales extraídos del yacimiento Gringa Dorada.

Frente a esta problemática, surgió la necesidad de evaluar en laboratorio la posibilidad de obtener un concentrado bulk de cobre-plomo, que permita incrementar la recuperación de estos metales y, en consecuencia, mejorar la rentabilidad de la actividad minera artesanal, maximizando el retorno económico para los mineros artesanales de Velille.

La investigación tiene como finalidad desarrollar un proceso de flotación bulk que permita mejorar las condiciones actuales de comercialización del mineral, contribuyendo a la formalización y sostenibilidad de la actividad minera artesanal en la región.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

¿Se logrará recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille, considerando las variables granulometría, dosificación de colector Z-6 y porcentaje de sólidos?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cuál es la granulometría óptima del mineral que permite recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille?
- ¿Cuánto debe ser la dosificación de colector Z-6 para recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille?
- ¿Cuál será el porcentaje de sólidos óptimo para recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille?

1.3 Justificación

1.3.1 Conveniencia

La investigación es conveniente porque permitirá recuperar el concentrado bulk de Cu – Pb del yacimiento polimetálico Gringa Dorada, mejorando significativamente los beneficios económicos para los mineros artesanales. Al obtener concentrado bulk por el proceso de flotación por espumas, garantizará un aprovechamiento de los recursos minerales, contribuyendo a la formalización de las operaciones mineras y al desarrollo sostenible de la región de Velille.

1.3.2 Relevancia social

La minería artesanal constituye una de las principales fuentes de ingreso para la comunidad de Hatun Ccollana y Velille. La obtención de concentrado, permitirá incrementar los ingresos económicos de los mineros, beneficiando directamente a sus familias y a la comunidad.

1.3.3 Tecnológica

El desarrollo de este proyecto implica la aplicación de parámetros operativos óptimos de flotación por espumas para minerales polimetálicos, especialmente adaptadas a las características del yacimiento Gringa Dorada. Este enfoque proporcionará datos técnicos valiosos para diseñar procesos eficientes para la recuperación de cobre, plomo, integrando técnicas modernas y actualizadas en minería artesanal.

1.3.4 Relevancia ambiental

El diseño de un proceso de flotación por espumas es eficiente y minimiza el impacto ambiental al reducir el desperdicio de minerales valiosos en los relaves. El proceso permitirá una menor generación de desechos, contribuyendo a una minería más limpia y sostenible, reduciendo riesgos de contaminación en el distrito de Velille.

1.3.5 Relevancia económica

La implementación de un proceso de flotación por espumas permitirá incrementar la obtención de concentrado de alto valor cobre, plomo. Esto generará mayores ingresos económicos para los mineros artesanales y la comunidad, promoviendo el desarrollo económico local y regional.

1.3.6 Valor teórico

Este estudio contribuirá al cuerpo de conocimiento en el área de flotación por espumas, particularmente para minerales polimetálicos con características complejas como los del yacimiento Gringa Dorada. Los resultados servirán como referencia para futuras investigaciones y para la implementación de procesos similares en otros yacimientos con características similares.

1.3.7 Utilidad metodológica

El proyecto establecerá una metodología sólida para evaluar el proceso de flotación por espumas en minerales polimetálicos, incluyendo parámetros clave como granulometría, dosificación de colectores y espumantes. Esto proporcionará una guía metodológica útil para otros investigadores y profesionales en el campo de la metalurgia extractiva.

1.4 Objetivos

1.4.1 General

Recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille, considerando las variables granulometría, dosificación de colector Z-6 y porcentaje de sólidos.

1.4.2 Específicos

- Determinar la granulometría óptima de mineral para recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille.

- Determinar la dosificación óptima del colector Z-6 para recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille.
- Calcular el porcentaje de sólidos óptimo para recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Internacional

(Canales, 2013)“*Flotación selectiva de minerales sulfurados de Plomo Zinc en presencia de reactivos naturales del tipo quebracho*”. (tesis de posgrado). Universidad Nacional Autónoma de México. El objetivo de este estudio fue determinar el impacto de la concentración de quebracho y el pH bajo, que podrían causar una pequeña cantidad de plomo-zinc a flotada o privar en base a pruebas de flotación selectiva y pruebas de potencial zeta. El diseño de la investigación fue experimental y la metodología cuantitativa. El objetivo es encontrar las mejores condiciones de flotación y depresión para procesar grandes cantidades de plomo-zinc mediante el uso de reactivos naturales de tipo quebracho. El material principal utilizado en esta tesis fue 70 kg de mineral de plomo-zinc del Grupo México, unidad Charcas, San Luis Potosí. Se realizaron dieciocho experimentos de flotación y pruebas de potencial zeta, alterando condiciones operativas tales como el pH y la concentración de quebracho. En primer lugar, se puede concluir que el xantato etílico de potasio es un excelente reactivador para flotar galena en valores de pH entre 9 y 11 y que no hay competencia en presencia de quebracho según las pruebas realizadas por potencial zeta. En segundo lugar, en presencia de xantato etílico de potasio y quebracho coloreado, la esfalerita puede flotar a valores de pH entre 6 y 8, aunque es posible privarla de valores de pH entre 9 y 11. En tercer lugar, hay una mayor recuperación de zinc en el plomo estéril primario con mayor concentración de quebracho coloreado, lo cual es. Tercero, cuando hay más concentración de quebracho colorado, se recupera más zinc en los

estériles primarios de plomo. La mejor condición para operar en un circuito de flotación primaria de plomo es cuando la concentración es de 20 g/L. Cuarta, a medida que se reduce la concentración de xantato etílico de potasio, se observa una mejora en las leyes y recuperaciones de plomo en el concentrado primario. Quinto, cuando aumenta la concentración de sulfato de cobre, la ley de zinc se incrementa, pero el concentrado primario de zinc presenta una reducción en su recuperación. Sexto, la ley y la recuperación de plomo en el concentrado primario de plomo se incrementa a pH más básicos, siendo óptima a pH 10. Por lo tanto, el quebracho colorado puede ser empleado como reactivo depresor del zinc en un circuito de flotación selectiva plomo-zinc; su principal beneficio es que se trata de un reactivo natural biodegradable, no tóxico y respetuoso con el medioambiente.

2.1.2 Nacionales

(Alanya Q. & Tovar L., 2023), presentaron en el año 2024 una tesis titulada “*Aplicación de la flotación instantánea en el beneficio de minerales polimetálicos de Cu, Pb y Zn en pulpas débilmente acidas en compañía minera kolpa*” en la Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales, para optar al grado de Ingeniero Metalúrgico. Su investigación se enfocó en el análisis del complejo mineral de la Compañía.

El mineral analizado contenía 7.99% de Cu, 3.39% de Pb y 1.96% de Zn, con sulfuros estrechamente asociados y un contenido significativo de plata.

Mediante un circuito cerrado de flotación, se lograron concentrados con una recuperación de Cu del 86.67%, Pb del 56.84%, y Ag del 75.57%. Este antecedente destaca la importancia del conocimiento mineralógico detallado y la optimización de parámetros de flotación para mejorar la recuperación de elementos valiosos, lo que resulta relevante para el

diseño y ejecución de procesos en minerales polimetálicos similares, como los del yacimiento Gringa Dorada en Velille, en el marco del presente proyecto de tesis.

(Armas Davila & Rosales Fuster, 2014), en su estudio de “*Evaluación de la separación del concentrado bulk plomo-cobre en la planta concentradora Mahr Tunel UEA Yauli- Volcan Compañía Minera S.A.A.*” (tesis pregrado). Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo. El objetivo de este estudio es mejorar la calidad de las concentraciones de plomo y cobre incrementando la recuperación de plomo en forma concentrada, comenzando con el tratamiento de la mena sulfurizada. El diseño de la investigación es experimental y la metodología es cuantitativa. Se realizaron dos pruebas de laboratorio, a partir de las cuales se obtuvieron las concentraciones de plomo, zinc y cobre. La flotación a granel de Pb-Cu se realizó a un pH de 10, la flotación de Zn a un pH de 11,5 y la separación de Pb-Cu a un pH de 9. El cobre se degradó utilizando una mezcla de reactivos: oxidación de zinc/cianuro 2:1 y flotación del plomo MIBC. Los resultados mostraron que la concentración de plomo era del 75,02 % con una recuperación del 74,01 %, la concentración de cobre era del 9,01 % con una recuperación del 42,38 % y la concentración de zinc era del 48,02 % con una recuperación del 73,10 %. Al aplicarlo a nivel industrial se obtuvieron los siguientes resultados: recuperación del 52,4 % y cobre del 18,63 %. La eficacia de la separación plomo-cobre se determinó utilizando los siguientes reactivos: bisulfito de sodio, fosfato monosódico y CMC, cuyos consumos fueron de 100 kg, 25 kg y 1 kg por hora, respectivamente, y a valores de pH de 5,5 y 6,5.

(Cortez Marcelo, 2019) En su trabajo de “*Flotación de zinc sin el uso de cal para la recuperación de concentrado de zinc, en la Unidad de Producción Andaychagua - Compañía Minera Volcan S.A.A.*” (tesis pregrado). Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. Cerro de Pasco. El objetivo de este tema de investigación es recuperar el concentrado de zinc mediante

flotación sin utilizar cal. El diseño de la investigación es experimental y la metodología es cuantitativa. Entre las variables que se tuvieron en cuenta se encuentran la recuperación del concentrado de zinc y la flotación del zinc sin utilizar calcio. La cuestión fundamental es lograr una recuperación aceptable y provocar la flotación del zinc sin utilizar cal. Se realizaron seis pruebas a nivel de laboratorio utilizando los colectores F-1661 y F-4277. Con un pH ideal entre 9 y 10,3, se obtuvieron buenos resultados a nivel de lote utilizando el colector F-1661 sin utilizar cal. El colector F-4277 tiene un efecto negativo sobre la flotación de zinc. La tasa de recuperación que se logro fue de 92,93% y con una calidad de 57,66%.

2.1.3 Local

(Aliaga N. & Ccansaya C., 2024), “*Evaluación de la separación de pb-zn por flotación diferencial a partir del mineral polimetálico de la planta concentradora Antonio Raymondi Espinar – Cusco*” Presentaron una tesis en la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco (UNSAAC) para obtener el título de Ingenieros Metalúrgicos. Su estudio examinó la eficacia del método de flotación diferencial para separar minerales de sulfuro de plomo y zinc en un entorno de laboratorio. Con el fin de maximizar la recuperación de zinc, el estudio utilizó un diseño experimental factorial de 2^2 con repeticiones centrales, ajustando las variables independientes del pH de flotación y la dosis de ZnSO_4 .

El estudio incluyó seis pruebas experimentales con muestras de mineral polimetálico procedentes de la planta concentradora Antonio Raymondi. Los resultados mostraron que la recuperación de zinc era inferior al 70 % cuando se trabajaba con los valores más bajos de las variables. Sin embargo, al utilizar los valores máximos, se logró una recuperación óptima del 83,52 % en la concentración de zinc, con desplazamientos mínimos hacia la concentración de plomo (8,51 %) y la concentración de relave (7,97 %). Este procedimiento posibilitó obtener

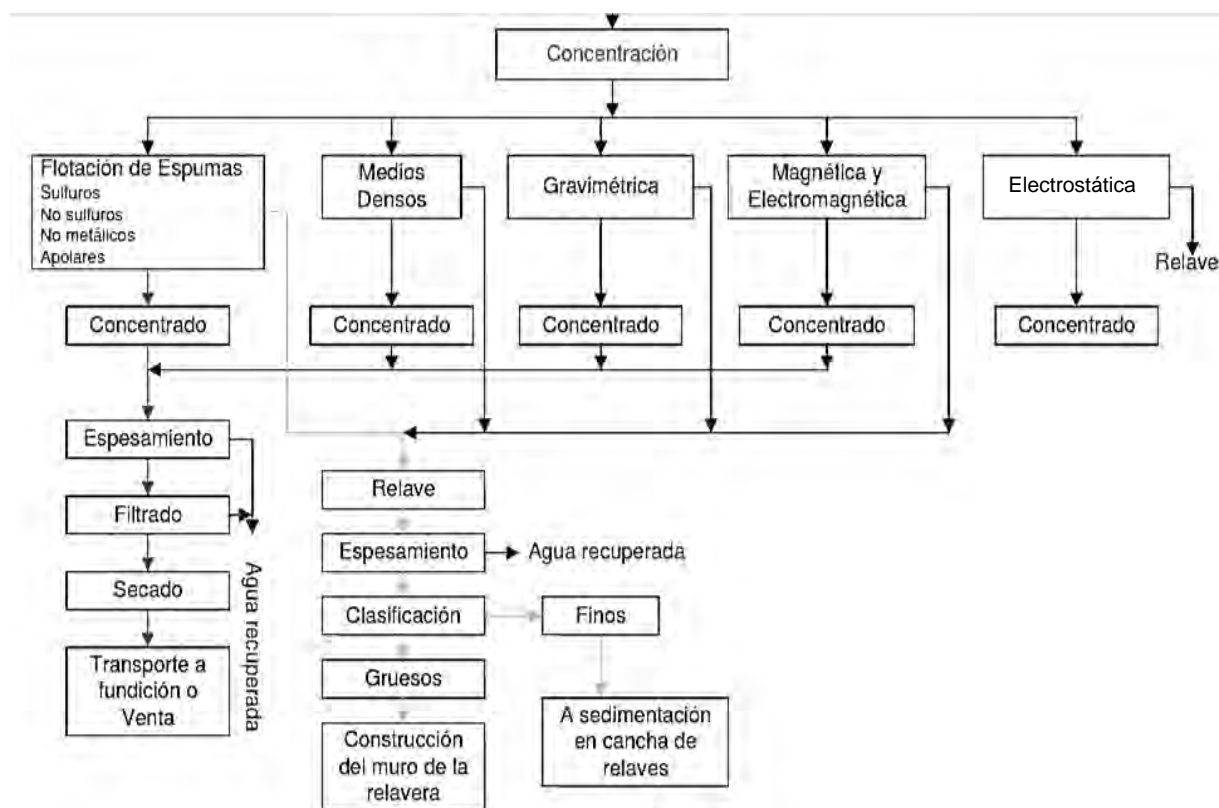
diferentes concentraciones de zinc y plomo de calidad comercial, lo que agrega valor al metal. En lugar de producir una concentración masiva de zinc sin valor económico, fue posible separar los minerales sulfurados de zinc y plomo de la planta Antonio Raymondi a nivel de laboratorio, lo que dio como resultado concentraciones de zinc y plomo de calidad comercial. La tendencia sugiere que se logrará una recuperación de zinc de al menos el 80 % al trabajar con valores altos de las variables de investigación.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Enfoque de concentración de minerales

El procesamiento de minerales inicia con la etapa de conminución, que abarca los procesos de chancado y molienda. “Esta etapa tiene como propósito principal alcanzar un grado adecuado de liberación de los minerales valiosos, lo que implica separar las partículas de interés de la ganga”. (Linares G., 2001, pág. 3). Este paso es esencial, ya que garantiza que las etapas posteriores puedan tratar los minerales de manera más efectiva.

Posteriormente, se realiza la etapa de concentración, cuyo objetivo es aislar los minerales valiosos de la ganga y obtener un producto denominado concentrado. “Este proceso se basa en aprovechar las diferencias en propiedades físicas o químicas entre los minerales de interés y los minerales no deseados”. (Linares G., 2001, pág. 3). Para ello, se emplean diversas técnicas de concentración física, adaptadas a las características particulares de cada mineral y al contexto del procesamiento, como se detalla en la figura 1. Estas técnicas están diseñadas para maximizar la recuperación y la calidad del producto final.

Figura 1*Técnicas de concentración de minerales*

Nota. La figura presenta un esquema de los diversos métodos disponibles para la concentración de minerales, según lo expuesto por (Linares G., 2001, pág. 3).

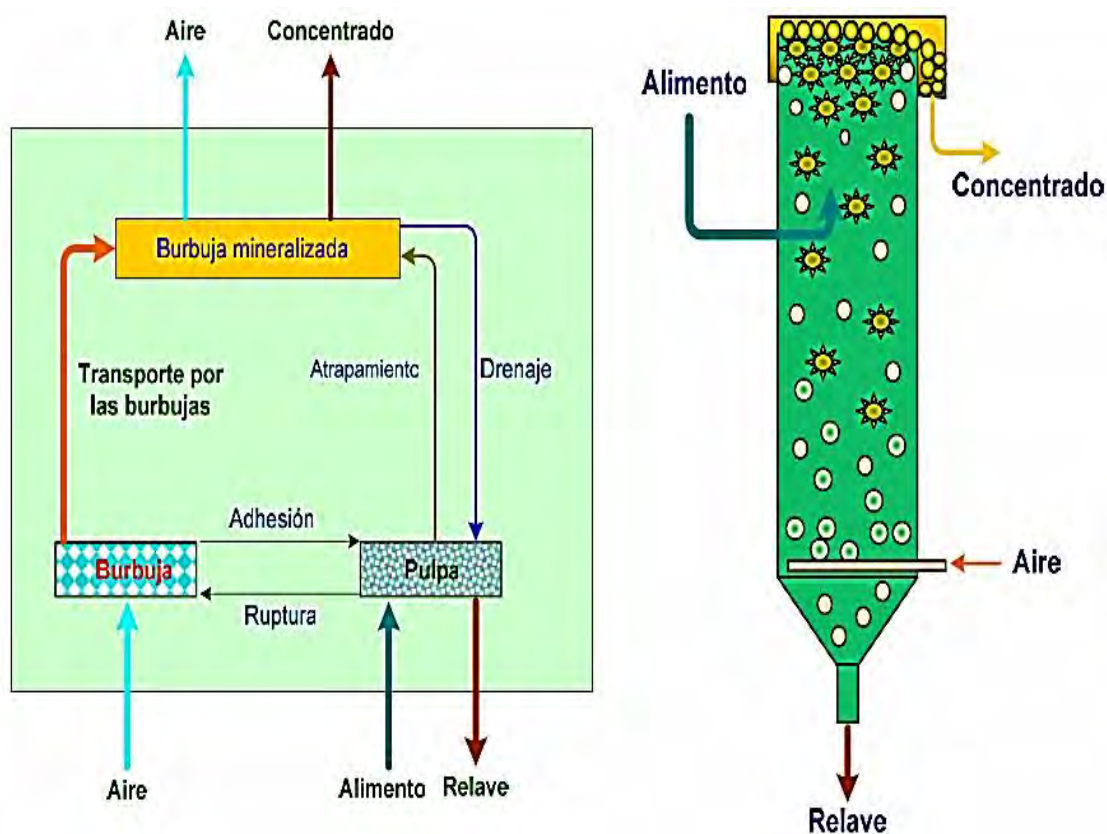
2.2.2 Flotación de minerales

“La flotación de minerales es un método de concentración que aprovecha las características físico-químicas de las superficies minerales para separar los elementos valiosos, previamente liberados, de la ganga en una suspensión acuosa” (Sutulov, 1963, pág. 13). Este proceso se basa en la capacidad de las burbujas de aire para adherirse de manera selectiva a las partículas de interés, lo que permite que estas floten hacia la superficie. Mientras tanto, los minerales no deseados, al no adherirse a las burbujas, se depositan en el fondo.

Existen dos enfoques principales en la flotación: la flotación colectiva, que concentra varios minerales en un solo producto, y la flotación selectiva o diferencial, que separa de manera individual los diferentes minerales valiosos en productos específicos. Este procedimiento puede utilizarse tanto para concentrar minerales útiles como para purificar el material, dependiendo de la proporción de ganga y mineral de valor presente en la muestra. La figura 2 ilustra de manera esquemática los principales flujos involucrados en este proceso de separación.

Figura 2

Representación esquemática del proceso de flotación de espumas



Nota. La figura es una representación esquemática del proceso de flotación por espumas, según lo expuesto (Linares G., 2001, pág. 78).

2.2.3 Principio de flotación de minerales

“Un proceso que utiliza la habilidad de algunas partículas minerales para unirse a burbujas de aire, lo cual les posibilita subir hasta la parte superior de la pulpa y ser recolectadas como concentrados, es conocido como flotación mineral”. (Kracht, 2010, pág. 60) Una serie de pasos meticulosamente planificados para asegurar una separación eficaz es lo que se utiliza para ejecutar este proceso:

Primero, el mineral es sometido a molienda húmeda hasta obtener un tamaño que permita una adecuada liberación de los minerales valiosos. Esta liberación, medida en micrones, es esencial para asegurar que las partículas estén separadas de la ganga. Posteriormente, la pulpa resultante se diluye con agua hasta alcanzar un porcentaje de sólidos ideal, que suele situarse entre el 28% y el 30%.

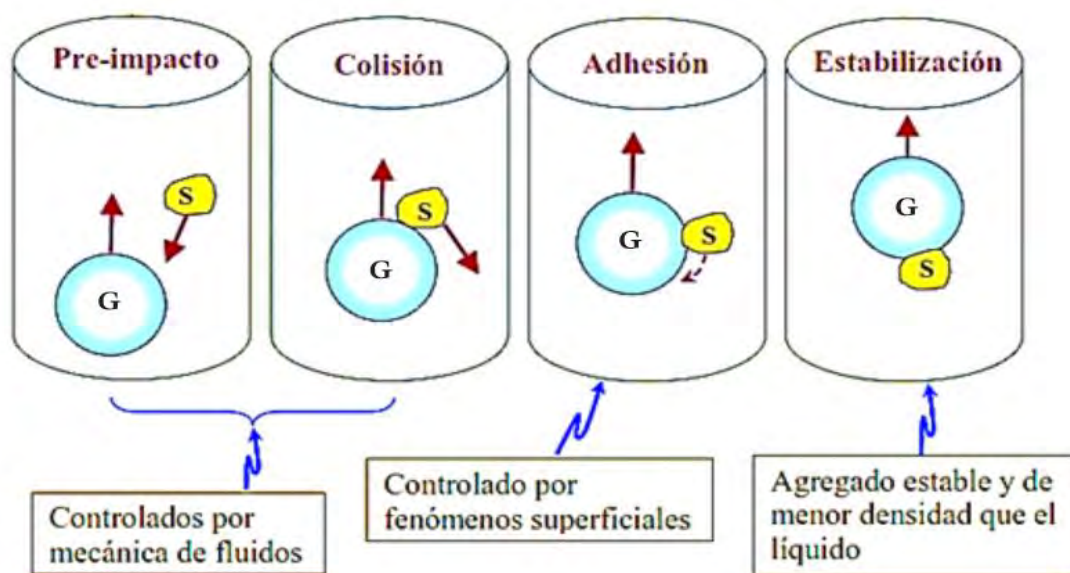
Luego, “se añaden reactivos químicos que modifican las propiedades de la superficie de los minerales, facilitando su diferenciación. Un colector específico se encarga de incrementar la hidrofobicidad de las partículas objetivo, permitiendo que se adhieran fácilmente a las burbujas de aire”. (Kracht, 2010, pág. 60) También se incorpora un espumante, cuyo papel es estabilizar la espuma generada durante el proceso de flotación.

La mezcla tratada se transfiere a tanques acondicionadores, donde se somete a una agitación intensa o a la inyección de aire de baja presión. Este paso asegura un contacto uniforme entre los reactivos y las partículas minerales. Una vez acondicionada, la pulpa se introduce en celdas de flotación. Aquí, las partículas hidrofóbicas se adhieren a las burbujas de aire, ascienden a la superficie y forman una espuma rica en minerales valiosos.

Finalmente, esta espuma es recolectada, pasando por diferentes etapas en las celdas de flotación, diseñadas para optimizar el tiempo de contacto entre partículas y burbujas. Este proceso permite maximizar la recuperación de los minerales valiosos, asegurando un producto concentrado eficiente, como se ilustra en la figura 3.

Figura 3

Mecanismo de la mineralización de la burbuja en el proceso de flotación



Nota. La figura representa las etapas de la unión entre burbujas y partículas, según lo manifestado por (Kracht, 2010, pág. 60)

2.2.4 Fases e interfases del proceso de flotación de minerales

El proceso de flotación se caracteriza por la interacción de tres fases fundamentales: sólida, líquida y gaseosa.

2.2.4.1 Sólida

La fase sólida en la flotación de minerales está formada por partículas de mineral que han sido molidas finamente para alcanzar un tamaño adecuado. “Las propiedades de estas partículas están determinadas por su composición química y su estructura cristalina. En este

contexto, el sistema cristalino del mineral juega un papel esencial, ya que influye directamente en el tipo de superficie que se genera durante la molienda”. (Kracht, 2010, pág. 6) Es esta superficie externa, más que la estructura interna del mineral, la que define su comportamiento durante el proceso de flotación.

Los factores relacionados al mineral que son determinantes en el proceso de flotación son:

1. Características de la superficie generada tras la molienda: incluyen el tipo de superficie y las fuerzas residuales que quedan después de la ruptura del sólido.
2. Defectos en la red cristalina: fisuras, vacancias o reemplazos de iones en la estructura cristalina pueden alterar significativamente las propiedades de la superficie.
3. Contaminaciones externas: estas pueden ser producto de sólidos, líquidos o gases en el entorno, como la oxidación superficial que modifica las propiedades originales del mineral.
4. Elementos traza: a pesar de estar presentes en bajas concentraciones, estos elementos pueden acumularse en la superficie de los granos minerales y generar efectos mucho más significativos que su concentración general en el mineral.

La interacción de los minerales con el agua define su flotabilidad natural, lo que está directamente relacionado con su polaridad. Según esta característica, los minerales se clasifican en:

Minerales apolares: Son hidrofóbicos, es decir, no presentan afinidad con el agua. Ejemplos de estos minerales incluyen el azufre nativo, el grafito y la molibdenita. Estos minerales tienen estructuras moleculares simétricas, no intercambian electrones, no se disocian en iones y son químicamente inactivos, con predominio de enlaces covalentes.

Minerales polares: Son hidrofílicos, lo que significa que tienen afinidad con el agua y pueden hidratarse fácilmente. Ejemplos de estos incluyen los óxidos. Estos minerales tienen una estructura asimétrica y alta actividad química, con enlaces predominantemente iónicos que facilitan su interacción con el agua.

La diferenciación entre minerales hidrofóbicos e hidrofílicos es fundamental para seleccionar los reactivos y las condiciones de operación más adecuadas, asegurando así una separación eficiente de los minerales valiosos durante el proceso de flotación.

2.2.4.2 Líquida

En el proceso de flotación, la fase líquida está compuesta principalmente por agua que contiene reactivos químicos específicos. Gracias a su naturaleza polar, el agua desempeña un papel crucial al facilitar la hidratación de las superficies minerales en soluciones acuosas. Además, “suele estar enriquecida con iones comunes como cloruros (Cl^-), sodio (Na^+), potasio (K^+), calcio (Ca^{2+}) y sulfatos (SO_4^{2-}), junto con ciertas impurezas y contaminantes que se encuentran de manera natural” (Kracht, 2010, pág. 8).

Uno de los factores determinantes en esta fase es la dureza del agua, la cual proviene de la presencia de sales como las de calcio, magnesio y sodio. Estas sustancias pueden alterar de forma significativa el comportamiento de los minerales durante la flotación. Por ejemplo, una elevada dureza puede complicar el proceso al incrementar el consumo de reactivos o al propiciar la formación de sales insolubles, afectando negativamente la eficiencia de la separación.

Por esta razón, controlar las características químicas del agua es esencial para optimizar el rendimiento del proceso. Mantener las condiciones adecuadas de pureza y composición del

agua no solo mejora la interacción entre los reactivos y los minerales, sino que también minimiza problemas operativos, asegurando un proceso más eficiente y estable.

2.2.4.3 Gaseosa

“La fase gaseosa corresponde al aire que se introduce en la pulpa, ya sea de manera neumática o mecánica, con el propósito de generar burbujas. Estas burbujas actúan como centros de adhesión para las partículas sólidas de interés, facilitando su recuperación”. (Kracht, 2010, pág. 10). Las principales funciones del aire en este proceso son:

- Participar químicamente en el proceso de flotación, contribuyendo a la separación de los minerales valiosos.

Servir como medio de transporte, elevando las partículas de mineral hacia la superficie de la pulpa para su posterior extracción.

2.2.5 Interfases de la flotación de minerales

En el proceso de flotación de minerales, las interacciones tanto físicas como químicas surgen como resultado de fenómenos específicos que ocurren entre los elementos y compuestos presentes en las tres fases involucradas: sólida, líquida y gaseosa. Estas interacciones se desarrollan a través de tres tipos de interfaces principales: gas-líquido, sólido-líquido y sólido-gas. Sin embargo, según (Kracht, 2010, pág. 9), las interfaces más relevantes en este contexto son la de gas-líquido y la de sólido-líquido, debido a su influencia predominante en el éxito del proceso de separación.

2.2.6 Tensión superficial

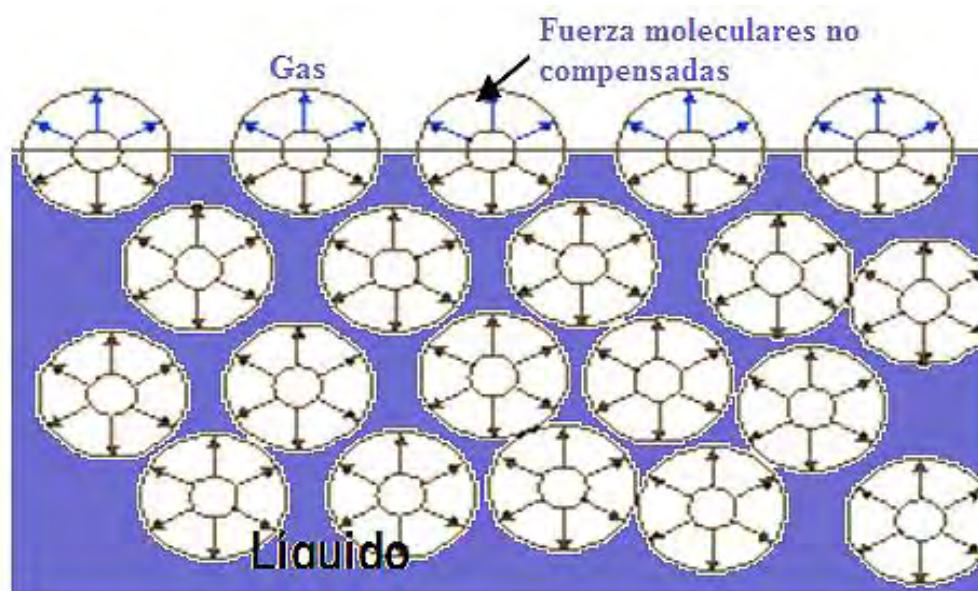
Un líquido se caracteriza por la presencia de energía libre en su superficie, conocida como tensión superficial. Esta energía surge debido a las interacciones entre las moléculas del líquido. “Dentro del líquido, las moléculas se atraen y repelen mutuamente, generando fuerzas

que se equilibran y cuyo resultado es igual a cero, como se muestra en la figura 4” (Sutulov, 1963, pág. 39).

En cambio, las moléculas situadas en la superficie no logran compensar completamente estas fuerzas, ya que la mitad de su volumen se orienta hacia la fase gaseosa, donde la materia está tan diluida que equivale prácticamente al vacío. En esta fase, no hay suficientes moléculas para absorber la presión ejercida por las partículas superficiales. Como resultado, se genera una energía libre cuya magnitud se mide por la tensión superficial.

Figura 4

Interpretación esquemática del origen de la tensión superficial



Nota. La figura ilustra la orientación de las fuerzas moleculares presentes en el agua, destacando su comportamiento en la superficie, según lo indicado por (Sutulov, 1963, pág. 34)

En el proceso de flotación de minerales, la fase gaseosa, representada por burbujas de aire inmersas en un líquido (figura 4), presenta una interacción particular en la interfase gas-líquido. En esta interfase, las moléculas carecen de aproximadamente la mitad de las uniones

moleculares, lo que genera una fuerza dirigida hacia el interior de la fase gaseosa y una cantidad de energía libre, medida como tensión superficial.

La tensión superficial, desde un enfoque termodinámico, se define como el trabajo reversible necesario para incrementar el área de una interfase en 1 cm². Numéricamente, equivale a la energía libre de Gibbs por unidad de área y se expresa como:

$$\gamma = G^s = \left(\frac{\partial G}{\partial A} \right)_{T,P,n} \quad (1)$$

“Donde: γ es la tensión superficial (dinas/cm), G^s es energía libre superficial (ergs/cm²), A es área interfacial, N es número de moles necesarios en el sistema, P es presión absoluta y T es temperatura absoluta” (Kracht, 2010, pág. 14).

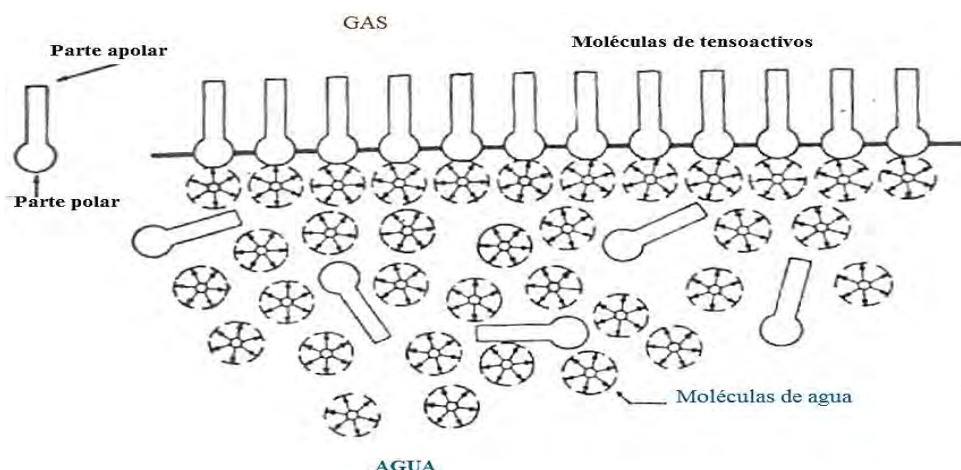
2.2.7 Fenómeno de adsorción

Las interfases gas-líquido son fundamentales en los procesos de adsorción, especialmente en soluciones líquidas con sustancias disueltas. En estas interfases, las sustancias pueden concentrarse más (adsorción positiva) o menos (adsorción negativa) que, en el líquido, como se muestra en la figura 4. Este fenómeno es clave en la flotación, donde las moléculas heteropares se adsorben selectivamente en la interfase, reduciendo la energía libre superficial y formando películas monomoleculares llamadas tensioactivos.

Además, la adsorción también ocurre entre gas y sólido, así como entre líquido y sólido. Aunque la primera tiene menor relevancia práctica, la adsorción líquido-sólido es crucial para explicar propiedades como la hidrofobicidad y la movilidad de los minerales, aspectos esenciales para los procesos de separación.

Figura 5

Fenómeno de adsorción de materias tensoactivas



Nota. Se observa la adsorción de las materias heteropolaras de manera selectiva en la interfase gas-líquido, según lo expuesto por (Sutulov, 1963, pág. 41).

Cuando la concentración en la interfase es mayor que en el resto de la solución, se dice que la adsorción es positiva. En cambio, si la concentración es menor, la adsorción es negativa. En los minerales, la adsorción ocurre en las interfases agua-aire, mineral-aire y mineral-agua.

2.2.7.1 Adsorción Física

“Es el resultado de interacciones químicas secundarias o residuales, como las fuerzas de Van der Waals. Se caracteriza por un bajo calor de interacción y una escasa o nula acción de selección entre el adsorbente y el adsorbato”. (Sutulov, 1963, pág. 39). En este tipo de adsorción, es posible la formación de múltiples capas, ya que no ocurre intercambio de electrones.

2.2.7.2 Adsorción Química

Este tipo de adsorción se basa en interacciones químicas primarias, como los enlaces covalentes, entre el adsorbente y el adsorbato. Es un proceso selectivo donde ocurre intercambio

de electrones, lo que resulta en la formación de compuestos en la superficie. Solo una capa microscópica puede ser adsorbida en este caso.

2.2.7.3 Adsorción en la interfase Gas – líquida

“Los compuestos que se adsorben de manera selectiva en la interfase gas-líquido (G-L) tienen la capacidad de reducir la tensión superficial, y por esta propiedad se les denomina **tensoactivos**” (Kracht, 2010, pág. 17). En el contexto de la flotación de minerales, los tensoactivos se conocen como espumantes, debido a su función principal de estabilizar la fase espuma. Además, estos compuestos contribuyen significativamente a la formación de burbujas de tamaño reducido, esenciales para optimizar el proceso de separación de los minerales valiosos.

2.2.8 Adsorción en la interfase Sólido – líquido

En el proceso de flotación, se emplean reactivos denominados colectores, los cuales se adsorben en la superficie de los minerales. “Esta adsorción genera una hidrofobización selectiva y artificial de los minerales de interés, lo que facilita su separación del resto de los componentes presentes”. (Sutulov, 1963, pág. 40). Este mecanismo optimiza la "recolección" de las partículas valiosas durante la flotación, promoviendo una eficiente recuperación de los minerales deseados.

2.2.9 Doble capa eléctrica

“Este fenómeno ocurre porque el incremento en la carga eléctrica superficial, debido a la concentración de iones específicos en la superficie mineral, limita el movimiento de otros iones desde la estructura cristalina hacia la solución”. (Linares G., 2001, pág. 15). Los iones que logran pasar a la solución permanecen en las inmediaciones de la superficie mineral,

influenciados por la carga eléctrica superficial. Este proceso genera una separación de cargas conocida como doble capa eléctrica, compuesta por:

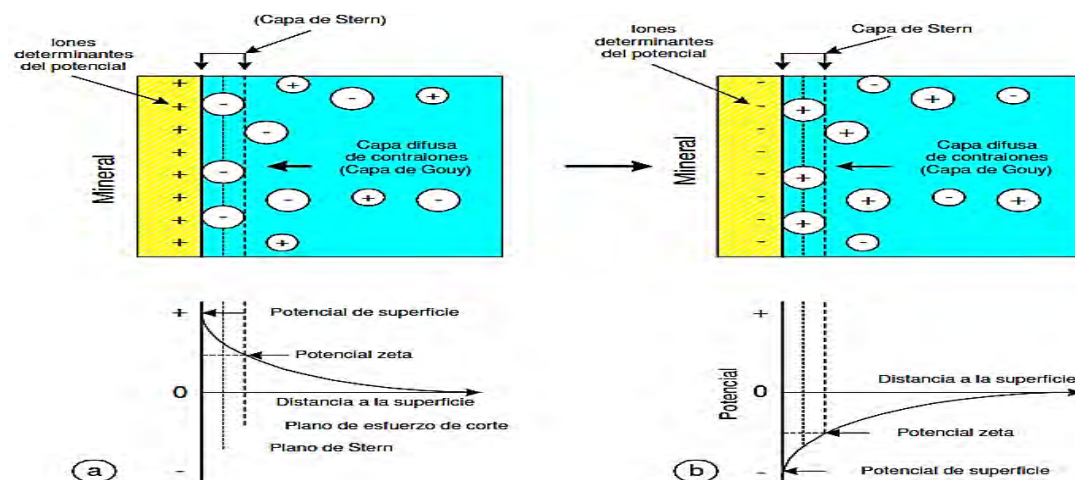
Capa interior: Formada por la superficie cargada del mineral. Esta capa se distribuye exclusivamente sobre la superficie inmediata del mineral, sin penetrar en su estructura sólida.

Capa exterior: Compuesta por iones extraídos de la superficie mineral por acción del agua, posicionados a cierta distancia en la fase líquida. Aunque están dispersos hacia afuera de la superficie mineral, estos iones permanecen sujetos a las fuertes fuerzas eléctricas presentes en el agua, y su concentración varía según la distancia desde la superficie.

Esta separación de cargas influye directamente en las interacciones electroquímicas entre la superficie mineral y los reactivos utilizados en procesos como la flotación. Una representación idealizada de la estructura de la doble capa eléctrica, para superficies con carga positiva y negativa, se puede observar en la figura 6.

Figura 6

Representación idealizada de la estructura de la doble capa eléctrica

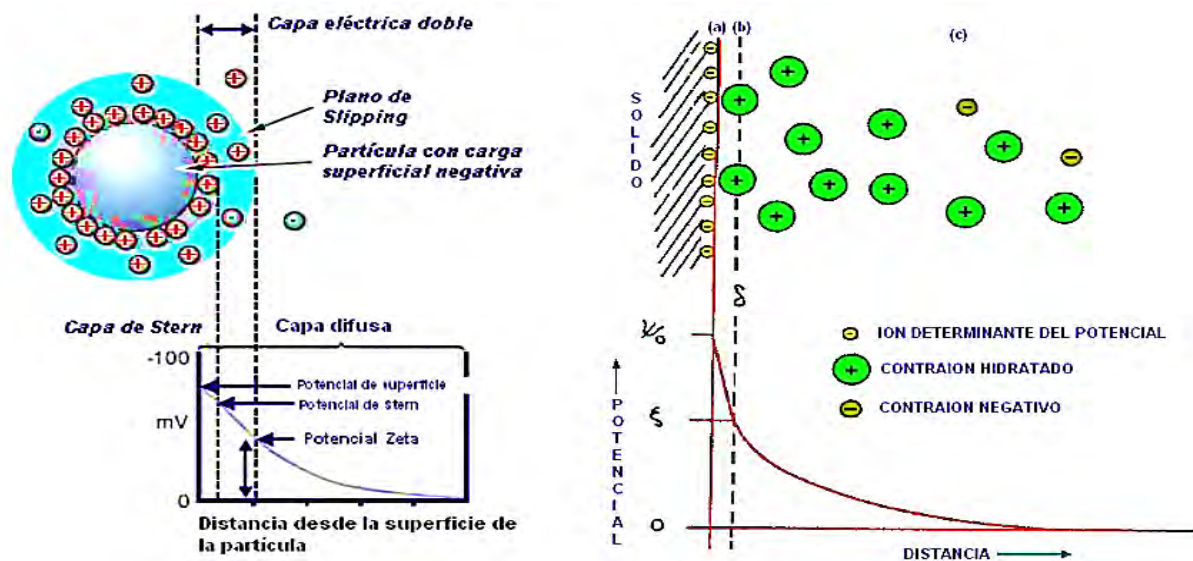


Nota. Representación idealizada de la doble capa eléctrica, según lo expone (Linares G., 2001, pág. 14).

A partir de la figura 6 se observa que, a través de la doble capa eléctrica, ocurre una disminución progresiva del potencial eléctrico, partiendo de su valor máximo en la superficie sólida, conocido como potencial superficial (ψ_0), hasta alcanzar un valor nulo.

Figura 7

Caída de potencial en la doble capa



Nota. La figura ilustra la disminución del potencial eléctrico a través de la doble capa. Tomado de (Linares G., 2001, pág. 15).

En la caída de potencial en la doble capa (figura 7), la variación del potencial eléctrico en función de la distancia (δ) respecto a la superficie del mineral se describe de la siguiente manera:

- La primera capa, representada por el potencial eléctrico Ψ_0 , corresponde a la carga presente directamente en la superficie del mineral.
- La segunda capa, conocida como potencial de Stern (Ψ_δ), está en contacto con la primera capa e incluye los iones específicos adsorbidos sobre la superficie.

- La tercera capa, asociada al potencial electrocinético o zeta (ξ), marca el límite entre la solución adherida a la superficie del mineral y la solución libre que puede desplazarse alrededor de la partícula.

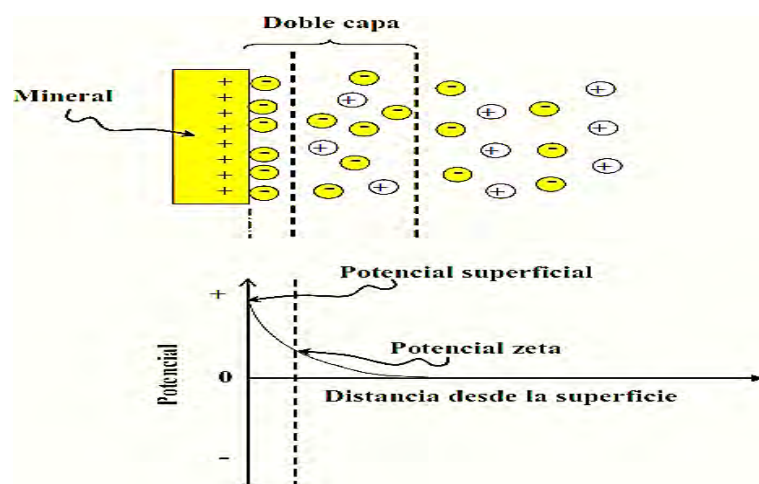
De este modo, los procesos de adsorción en la interfase mineral-agua están, en gran medida, regulados por las características de la doble capa eléctrica.

2.2.10 Potencial electrocinético o potencial zeta

“El Potencial electrocinético o potencial Zeta (ξ) surge cuando se produce un movimiento relativo entre el sólido y el líquido. En este proceso, los iones de la capa Stern permanecen firmemente unidos a la superficie del sólido” (Kracht, 2010, pág. 40)., mientras que los iones de la capa difusa se desplazan junto con el líquido (figura 8). Esto da lugar a la formación de un plano de corte que separa ambas capas, generando un potencial eléctrico entre estas dos superficies, conocido como potencial electrocinético o potencial zeta (ξ).

Figura 8

Doble capa y potencial Zeta



Nota. Idealización del movimiento de los iones en la doble capa y su efecto en el cambio de potencial. Tomado de (Kracht, 2010, pág. 40).

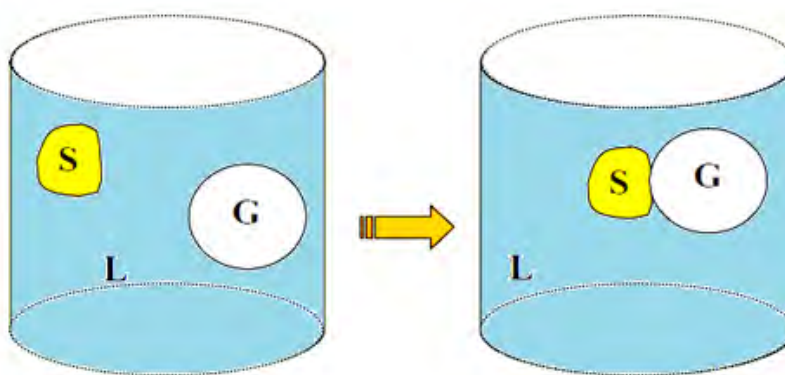
2.2.11 Contacto trifásico (S – L – G)

Según (Kracht, 2010, pág. 19). En el proceso de flotación, la interacción de las tres fases y sus respectivas interfases da lugar al contacto trifásico, un fenómeno clave para el éxito del proceso. Este contacto representa lo que realmente sucede durante la flotación de minerales y es esencial para comprender su funcionamiento.

Durante la flotación, cuando una burbuja de aire transporta una partícula sólida, la unión entre ambos se logra a través del contacto trifásico que involucra las fases sólida, líquida y gaseosa. Este fenómeno es fundamental porque garantiza la adhesión efectiva de las partículas valiosas a las burbujas, facilitando su recuperación. La figura 9 ilustra esta interacción.

Figura 9

Contacto trifásico y la adhesión de las partículas a las burbujas



Nota. La figura ilustra de forma esquemática el fenómeno de interacción trifásica (sólido, líquido y gas) que ocurre durante el proceso de flotación. Adaptado de (Kracht, 2010, pág. 19).

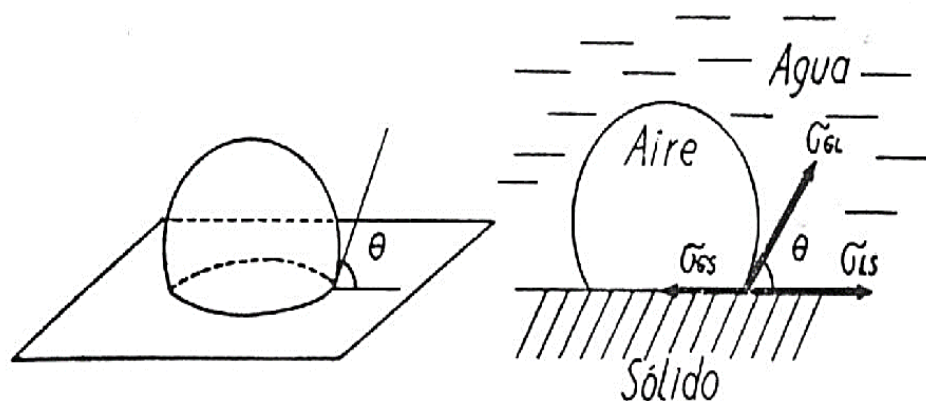
2.2.11.1 Ángulo de contacto trifásico y la ecuación de Young

El ángulo de contacto se define como la tangente de la gota de líquido sobre la superficie de un sólido (figura 10), estableciendo un equilibrio entre las tensiones en las interfases líquido-gas, sólido-líquido y sólido-gas. Este ángulo es fundamental en el proceso de flotación, ya que

cuantifica las propiedades hidrofóbicas de un mineral y su interacción con un reactivo colector, determinando así su flotabilidad.

Figura 10

Formación de ángulo de contacto trifásico



Nota. La figura ilustra la formación del ángulo de contacto resultante de la interacción entre las tres fases presentes en el proceso de flotación. Tomado de (Sutulov, 1963, pág. 47) .

Para evaluar la afinidad de un mineral con el agua y su capacidad de flotación, se utiliza el ángulo de contacto, cuyo cálculo está basado en la ecuación de Thomas Young:

$$\cos \theta = \frac{\gamma_{sg} - \gamma_{sl}}{\gamma_{lg}} \quad (2)$$

Donde: θ : Ángulo de contacto, γ_{sg} es tensión superficial sólido-gas, γ_{sl} es tensión superficial sólido-líquido y γ_{lg} es tensión superficial líquido-gas.

La relación entre la mojabilidad y el ángulo de contacto puede interpretarse como:

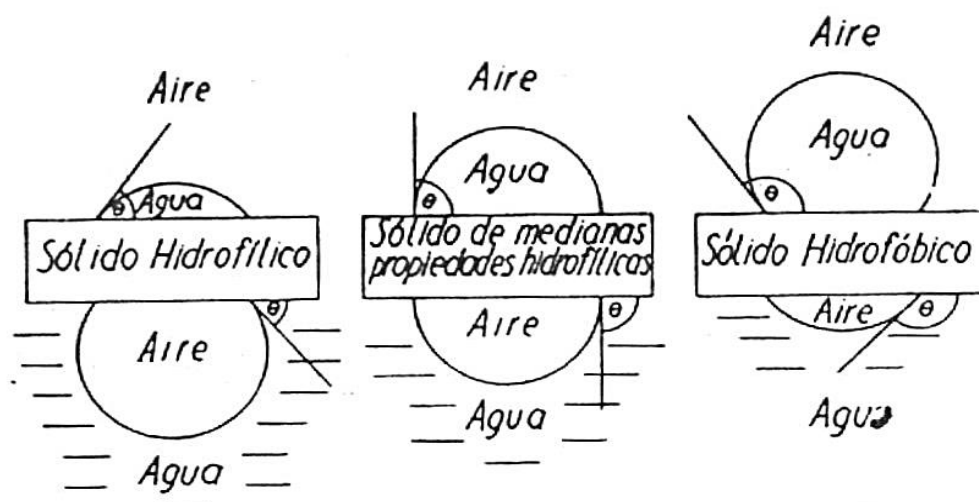
- Mayor ángulo de contacto: El mineral presenta mayor hidrofobicidad, favoreciendo su flotación.
- Ángulo menor a 90° : Indica que la superficie es hidrofílica, y el mineral será mojado por completo, dificultando su flotación.

- Ángulo mayor a 90° : Sugiere una superficie hidrofóbica, lo que facilita su flotación en el proceso.

La figura 11 representa esquemáticamente cómo varían las propiedades de mojabilidad en función del ángulo de contacto.

Figura 11

Mojabilidad en función del ángulo de contacto



Nota. En la figura se ilustra ángulos de contactos de sólidos de distintas mojabilidades.

Tomado de (Sutulov, 1963, pág. 48).

2.2.12 Termodinámica del proceso de flotación

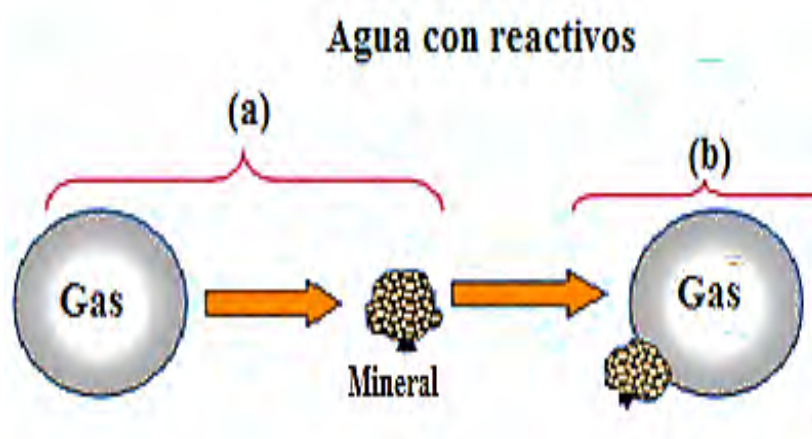
El proceso de flotación implica una transformación termodinámica entre dos sistemas: burbujas separadas y partículas minerales, que evolucionan hacia un sistema más estable, representado por el complejo mineral-burbuja. “La probabilidad de que ocurra este proceso puede evaluarse bajo el marco de la segunda ley de la termodinámica” (Currie, 1984, págs. 8-1).

De acuerdo con esta ley, los procesos o reacciones ocurren espontáneamente solo cuando el sistema reduce su energía libre. En condiciones de estabilidad máxima, la energía libre

alcanza su valor mínimo. Esta energía libre representa aquella fracción de la energía interna capaz de transformarse en trabajo bajo condiciones constantes de temperatura y volumen. Por lo tanto, es esencial evaluar la energía libre antes y después del proceso para comprender su viabilidad termodinámica.

Figura 12

Adhesión de una partícula a una burbuja de gas



Nota. La figura ilustra de forma esquemática el proceso de adhesión entre una partícula y una burbuja, destacando los principios involucrados. Adaptado de (Currie, 1984, pág. 8.2).

En el contexto del proceso de adhesión entre una burbuja y una partícula mineral, las energías libres involucradas corresponden a las interfaces sólido-gas (sg), sólido-líquido (sl) y líquido-gas (lg). Estas energías libres se calculan sumando los productos de las áreas de las interfaces y sus respectivas energías superficiales. En el sistema inicial, antes de la adhesión, la energía libre de Gibbs (G_1) se expresa como:

$$G_1 = A_{lg}\gamma_{lg} + A_{sl}\gamma_{sl} \quad (3)$$

$$G_2 = (A_{lg} - 1)\gamma_{lg} + \gamma_{sg} \cdot 1 + (A_{sl} - 1)\gamma_{sl} \quad (4)$$

Siendo:” A_{lg} es área de la interfase líquido – gas, γ_{lg} es energía superficial (ergios por cm^2) de la interfase líquido – gas, A_{sl} es área de la interfase sólido – líquido y γ_{sl} es energía superficial (ergios por cm^2) de la interfase sólido – líquido” (Currie, 1984, págs. 8-2)

Tras la adhesión partícula-burbuja, la energía libre del sistema (G_2) cambia. Según las ecuaciones termodinámicas, si $G_1 > G_2$, esto indica una reducción en la energía libre del sistema, confirmando que el proceso es espontáneo. Este cambio está relacionado con la ecuación de Dupre, que evalúa la energía libre de adhesión:

$$\Delta G = \gamma_{sl} + \gamma_{lg} - \gamma_{sg} \quad (5)$$

Sin embargo, como no siempre es posible obtener los valores de tensión superficial entre las interfaces sólido-líquido (γ_{sl}) y sólido-gas (γ_{sg}), se utiliza la ecuación de Young para relacionar estos valores con el ángulo de contacto (θ):

$$\cos \theta = \frac{\gamma_{sg} - \gamma_{sl}}{\gamma_{lg}} \quad (6)$$

Reemplazando en la ecuación de Dupre, se obtiene:

$$\Delta G = \gamma_{lg}(1 - \cos \theta) \quad (7)$$

En esta ecuación, se destacan los siguientes casos:

- Si $\theta=0^\circ$, $\Delta G=0$: El mineral es completamente hidrofílico y difícil de procesar por flotación.
- Si $\theta>0^\circ$ $\Delta G<0$: El mineral es hidrofóbico y favorable para la flotación.

El ángulo de contacto, por tanto, es un indicador clave de la flotabilidad de los minerales. Cuanto mayor sea el ángulo, mayor será la hidrofobicidad de la partícula y, en consecuencia, su afinidad por las burbujas.

Por último, cuando se considera la deformación de la burbuja, la energía libre del sistema (G_2') puede expresarse como:

$$G_2' = A'_{lg} \gamma_{lg} + \Delta G \quad (8)$$

Donde A'_{lg} es la superficie de agua que rodea la burbuja después de la adhesión, teniendo en cuenta su deformación.

En consecuencia, el proceso de adhesión entre minerales y burbujas depende directamente de la reducción de la energía libre del sistema y del ángulo de contacto, siendo estos factores determinantes para la eficiencia del proceso de flotación.

2.2.13 Cinética de flotación

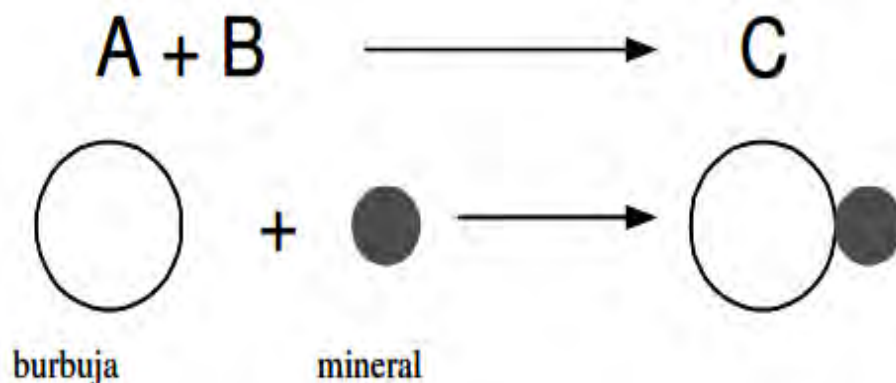
La cinética de flotación se refiere al análisis del comportamiento temporal de la recuperación de minerales durante el proceso de flotación. “Según N. Arbiter y C. Harris en su artículo “Flotation of Kinetics” del libro Froth Flotation (1962), la cinética de flotación describe la variación en la cantidad de mineral recuperado en la espuma con respecto al tiempo de flotación” (Quiroz N., 1986, pág. 219).

Existen cuatro métodos principales para determinar la ecuación que describe este fenómeno: empírico, semiempírico, analógico y analítico. El enfoque analógico, en particular, se fundamenta en modelos derivados de la cinética química, asumiendo que el proceso de flotación es comparable a una reacción química que se desarrolla en un tanque agitador. Este

modelo permite establecer similitudes entre las dinámicas químicas y la flotación, facilitando la predicción y optimización del proceso, como se ilustra en la figura 13.

Figura 13

Analogía entre la flotación y una reacción química



Nota. La figura ilustra el proceso de adhesión entre partícula y burbuja, establecido de manera análoga a un proceso químico. Adaptado de (Yianatos, 2005, pág. 64).

La base del método cinético para la flotación de minerales se fundamenta en una ecuación diferencial básica, presentada como sigue:

$$\frac{\partial C}{\partial t} = -k_n C^n \quad (9)$$

Aquí:

dC/dt representa la tasa de cambio de la concentración con el tiempo.

C es la concentración del material flotable.

kn es la constante de velocidad de flotación.

n es el orden de la reacción.

Cuando el exponente **n** toma el valor de uno, la ecuación se transforma en una cinética de primer orden. Integrando, se obtiene la expresión:

$$C_t = C_o e^{-k_1 t} \quad (10)$$

Donde:

C_t es la concentración del material flotable en un instante de tiempo t .

C_o es la concentración inicial del material flotable.

t es el tiempo de flotación.

En una flotación de tiempo prolongado, no todo el material valioso logrará flotar, lo que significa que la recuperación no alcanzará el 100%. Corrigiendo la ecuación inicial, se plantea:

$$\frac{\partial C}{\partial t} = -k(C - C_\infty) \quad (11)$$

Aquí:

C_∞ indica la concentración de material que no flotará, incluso con un tiempo de flotación infinitamente largo.

La integración de esta ecuación genera la siguiente relación:

$$\frac{C - C_\infty}{C_o - C_\infty} = e^{-kt} \quad (12)$$

Además, la recuperación de las especies valiosas en un momento determinado del tiempo está dada por:

$$R_t = \frac{C_o - C}{C_o} \quad (13)$$

De esta relación se deriva:

$$C = C_0(1 - R_t) \quad (14)$$

Por su parte, la recuperación máxima posible en un tiempo de flotación indefinidamente prolongado está expresada como:

$$R_\infty = \frac{C_0 - C_\infty}{C_0} \quad (15)$$

De donde se deduce:

$$C_\infty = C_0(1 - R_\infty) \quad (16)$$

Finalmente, al sustituir las ecuaciones 14 y 15 en la ecuación 12, se obtiene un modelo matemático que describe la cinética de flotación en un sistema tipo batch:

$$R_t = R_\infty(1 - e^{-kt}) \quad (17)$$

En esta ecuación:

R_t es la recuperación acumulada en el tiempo **t**.

R_∞ es la recuperación asintótica, que corresponde a un tiempo indefinido de flotación.

k es la constante de velocidad, influenciada por los reactivos y otras variables.

t es el tiempo acumulativo de flotación, expresado en minutos.

2.2.14 Cinética del proceso de flotación y sus componentes

La cinética de la flotación por espumas se define como la cantidad de mineral recuperado como concentrado por unidad de tiempo. Su estudio busca establecer modelos matemáticos que describan la velocidad del proceso y cuantifiquen el efecto de las principales variables operativas, basándose en fundamentos teóricos y observaciones empíricas. Si bien la flotación suele modelarse como un proceso controlado por la velocidad, es importante reconocer que involucra complejas interacciones físicas y químicas entre partículas, burbujas y la pulpa. Desde

un enfoque fenomenológico, la flotación se considera un sistema de ingeniería interactivo, cuyo comportamiento puede describirse mediante los procesos de colisión, adhesión y transporte de las partículas minerales por las burbujas de aire. (Linares G., 2001)

Componentes químicos

- Colectores
- Espumantes
- Activadores
- Depresores
- Reguladores de pH

Componentes del equipo

- Diseño de la celda de flotación
- Sistema de agitación
- Flujo de aire
- Configuración del banco de celdas
- Control operacional del banco de celdas

Componentes operativos

- Velocidad de alimentación (t/h)
- Granulometría del mineral
- Tamaño de partícula
- Porcentaje de sólidos en la pulpa
- Densidad de pulpa
- Temperatura

2.2.15 Variables de flotación

La flotación por espumas es un procedimiento complejo que involucra múltiples variables. “A pesar de los avances en su estudio, la descripción cuantitativa y definición exacta de todas estas variables sigue siendo un desafío. Algunos autores identifican hasta 37 variables diferentes que influyen en el proceso” (Porrás, 1997, pág. 78). Una clasificación según Porrás Castillo es:

1. Variables relacionadas con el mineral:

Estas variables se asocian directamente con las características intrínsecas del mineral procesado.

- a. Estructura y composición del mineral.
- b. Relación del mineral con otros componentes presentes.
- c. Factores que pueden influir en el comportamiento del mineral.
- d. Propiedad inherente del mineral, como el pH.
- e. Oxidación previa o durante la explotación.
- f. Cantidad de agua útil presente en el mineral.

2. Variables relacionadas con la molienda y clasificación:

Estas etapas previas al proceso de flotación impactan directamente en la eficiencia del proceso.

- a. Oxidación del mineral durante la molienda.
- b. Tamaño de liberación y grado de dureza.
- c. Tiempo de permanencia en el circuito de molienda.
- d. Molienda diferencial y adición de reactivos en esta etapa.

3. Variables relacionadas con el agua:

La calidad del agua es esencial en la flotación y puede tener efectos positivos o negativos.

- a. Elementos no eliminados antes del proceso.
- b. Presencia de gases disueltos: Como H_2S o SO_2 .
- c. pH y dureza del agua: Factores críticos para el proceso.

4. Variables relacionadas con el acondicionamiento:

El acondicionamiento de la pulpa es clave para preparar el mineral para la flotación.

- a. Proporción de sólidos en la mezcla.
- b. Forma, cantidad y tiempo de aplicación.
- c. Tamaño, temperatura, agitación y pH.

5. Variables relacionadas con la flotación:

Estas influyen directamente en la eficiencia del proceso y en la calidad del concentrado.

- a. Densidad y pH de la pulpa.
- b. Tamaño de partícula.
- c. Nivel de espuma y tiempo de flotación.
- d. Adición específica de reactivos y grado de aireación.

6. Variables relacionadas con las máquinas de flotación:

El diseño y operación de las máquinas afectan significativamente el proceso.

- a. Tipo de máquina y potencia consumida.
- b. Altura de la zona de espuma.
- c. Agitación y grado de aireación.

2.2.16 Factores que tienen mayor influencia en el proceso de flotación

- **Características del mineral:** la composición química de los minerales útiles y la ganga determinan el tipo de tratamiento y reactivos necesarios. Factores como diseminación, dureza, oxidación y antecedentes geológicos también son cruciales.
- **Tamaño de partícula y liberación:** el mineral debe ser reducido a un tamaño óptimo para permitir su liberación y flotabilidad. En el caso de minerales sulfurados, el rango ideal está entre las mallas 48 y 270.
- **Influencia de lamas:** Las lamas incrementan el consumo de reactivos, reducen la velocidad de flotación y afectan la calidad del concentrado. Este efecto puede minimizarse mediante la dilución de la pulpa y el uso de reactivos dispersantes.

2.2.17 Flotación de minerales sulfurados

Los minerales sulfurados de cobre son los más procesados a nivel mundial debido a su abundancia y alto tonelaje de tratamiento. “Entre los principales minerales sulfurados que destacan en los yacimientos están la calcopirita (CuFeS_2), bornita (Cu_5FeS_4), calcosina (Cu_2S) y covelita (CuS). Aunque pueden encontrarse pequeñas cantidades de minerales oxidados de cobre, estos no responden eficientemente al proceso de flotación destinado a sulfuros” (Dow, 1962, pág. 37).

Los minerales sulfurados de cobre poseen una flotabilidad natural alta y estable, disminuyendo únicamente bajo condiciones adversas como la oxidación superficial o la presencia de fenómenos secundarios, tales como la depresión causada por lamas o productos de descomposición.

La pirita (FeS_2) es el principal mineral acompañante de los sulfuros de cobre, cuya proporción puede variar considerablemente dependiendo del yacimiento, oscilando entre un

2%-3% hasta niveles más altos de 15%-20%. La pirita presenta una flotabilidad elevada, especialmente en medios ácidos, y suele considerarse como ganga debido a su exceso en la mayoría de los casos.

En los procesos de flotación de pórfidos de cobre, el uso de circuitos alcalinos es ampliamente predominante. “El pH se mantiene usualmente en un rango de 8.5 a 12.0 mediante la adición de cal (CaO), que además de regular el pH actúa como depresor de los sulfuros de hierro, mejorando la selectividad del proceso” (Dow, 1962, pág. 37). Sin embargo, el uso excesivo de cal puede tener efectos negativos, como la depresión del oro metálico libre en los minerales asociados, por lo que debe controlarse cuidadosamente.

En ciertos casos, el carbonato de sodio (Na_2CO_3) se utiliza como modificador de pH en minerales con alta presencia de lamas, sirviendo además como dispersante. Sin embargo, es importante mantener el pH dentro de un rango óptimo, ya que valores demasiado bajos pueden afectar negativamente las características del proceso.

La elección de colectores es crítica en el proceso de flotación, y su selección óptima depende de experimentación. Comúnmente, los mejores resultados metalúrgicos se logran con combinaciones de colectores, particularmente entre xantatos, ditiofosfatos y colectores oleaginosos.

Algunas combinaciones efectivas incluyen xantato isopropílico o amílico junto con promotores como AEROFLOAT 15, 25, 238, o los colectores AERO 3477, 3501, 404, 407, 412, 3894, 4037 o 3302. El uso combinado de xantatos y ditiofosfatos ha demostrado ser eficaz para mejorar tanto la recuperación como la velocidad de flotación, además de incrementar la selectividad en comparación con el uso de un solo tipo de colector.

Estas combinaciones permiten, en algunos casos, utilizar moliendas más gruesas sin afectar significativamente la recuperación. La dosificación de los colectores puede variar entre 10 g/TM y 100 g/TM, dependiendo de las características del mineral.

Para minerales de cobre ligeramente oxidados o con empañamiento superficial, se recomienda el uso de promotores como AERO 404, 407 y 412 en combinación con xantatos. Los mejores resultados se obtienen añadiendo estos reactivos durante la molienda o en etapas de acondicionamiento prolongado. Las dosis recomendadas oscilan entre 5 g/TM y 50 g/TM.

2.2.17.1 Flotación Bulk Cu-Pb

El tratamiento en el circuito de flotación Bulk Cu-Pb tiene como objetivo principal la depresión de minerales como zinc, hierro y otros elementos como arsénico y antimonio, que puedan interferir en la flotación. “Para ello, se emplean depresores específicos, tales como cianuro de sodio (NaCN), sulfato de zinc (ZnSO_4), bisulfito de sodio (NaHSO_3), sulfito de sodio (Na_2SO_3), anhídrido sulfuroso (SO_2) y sulfato ferroso (FeSO_4)” (Ortiz, 2015, pág. 230).

Es importante destacar que la esfalerita limpia y no activada no adsorbe xantatos de cadena corta, a menos que su superficie haya sido previamente activada por iones de cobre (Cu^{2+}). Esta activación puede representarse mediante la siguiente reacción:



Los iones de cobre presentes en menas de Cu-Pb-Zn, ya sea como parte de la composición natural o introducidos durante el proceso, desempeñan un papel crucial en la activación de la esfalerita. Es por ello que el control del contenido de estos iones resulta esencial para garantizar una flotación eficiente.

El cianuro actúa como un depresor eficaz para minerales como cobre, zinc y hierro, ya que tiene la capacidad de disolver los xantatos adsorbidos en estas superficies. Sin embargo, no afecta al xantato de plomo, lo que permite la flotación selectiva del plomo frente al zinc.

Cuando no hay presencia de iones de cobre, el cianuro puede inhibir la activación del zinc mediante las siguientes reacciones:



En este caso, el complejo formado, $\text{Zn}(\text{CN})_4^{--}$ es insoluble y no permite la activación de la esfalerita, ya que impide la adsorción de colectores. Este mismo mecanismo puede aplicarse a otros cationes como el hierro (Fe).

El sulfato de zinc (ZnSO_4) es utilizado en algunos casos para controlar la activación de la esfalerita. La reacción de activación, cuando están presentes iones de cobre.

Para evitar la activación no deseada, es esencial mantener la concentración de iones de zinc Zn^{++} bajo control, desplazando la reacción hacia la izquierda mediante el uso adecuado de depresores como el cianuro o el sulfato de zinc.

Para optimizar la depresión del sulfuro de zinc, se utilizan diversas reacciones químicas adicionales que garantizan un control efectivo de la flotación. Una reacción clave implica la interacción entre el cianuro de sodio y el sulfato de zinc, formando cianuro de zinc, un compuesto insoluble que se deposita en la superficie de la esfalerita. Este mecanismo la convierte en hidrofílica e impide la adsorción de colectores, como se describe a continuación:



En sistemas alcalinos, se forma hidróxido de zinc (Zn(OH)_2) el cual también se adhiere a la superficie de la esfalerita, bloqueando la interacción con los colectores. Este efecto puede potenciarse utilizando sulfato de zinc para reducir la adsorción de cianuro.

Además, reactivos como sulfito de sodio (Na_2SO_3), tiosulfato ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$), bisulfito de sodio (NaHSO_3) y el hidróxido de amonio deprimen de manera eficiente los sulfuros de zinc, actuando de manera similar al cianuro.

El control del pH es crucial en los sistemas de flotación. Generalmente, se emplean reactivos alcalinos como cal (CaO), hidróxido de sodio (NaOH) y carbonato de sodio (Na_2CO_3) para regular las condiciones de la pulpa. La cal es particularmente utilizada debido a su bajo costo y eficacia en la regulación del pH, generalmente en forma de lechada (Ca(OH)_2). Además, su uso como depresor de pirita y arsenopirita ayuda a minimizar la interferencia de estos minerales en el proceso de flotación.

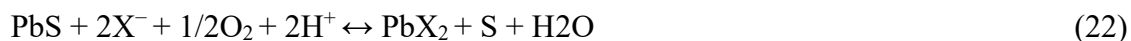
En sistemas de flotación que contienen sulfuros de cobre, el ion hidroxilo (OH^-) y el ion calcio (Ca^{++}) contribuyen significativamente a la depresión de especies no deseadas. Por ejemplo, las mezclas de hidróxidos y sales como Fe(OH)_3 , sulfato de calcio (CaSO_4) y carbonato de calcio (CaCO_3) reducen la activación y adsorción de colectores sobre minerales no deseados, mejorando la selectividad del proceso.

La cal también actúa como depresor de los sulfuros de cobre, aunque en concentraciones elevadas puede deprimir ligeramente la galena. En la práctica, se utiliza como regulador del pH en la flotación de galena (PbS) y para controlar la flotación de la pirita.

El mecanismo de recolección de la galena se relaciona directamente con las propiedades químicas del xantato, que adsorbe preferentemente sobre la superficie del mineral en

condiciones controladas de pH y reactivos, asegurando una recuperación óptima de los minerales valiosos y una adecuada selectividad en el circuito de flotación.

El mecanismo por el cual la galena (PbS) se adhiere a los colectores está basado en la quimisorción del xantato, un proceso que garantiza una interacción fuerte y selectiva con la superficie del mineral. En este contexto, las reacciones principales involucradas en la interacción de la galena con los colectores, como el xantato isopropílico de sodio (Z-11) y el xantato amílico de potasio (Z-6), son las siguientes:



Donde X^- representa los aniones del xantato que interactúan directamente con la galena para formar un compuesto superficial hidrofóbico, lo que facilita la flotación del mineral.

Para maximizar la recuperación de oro, se recomienda la adición de promotores secundarios como ditiofosfatos. Entre los reactivos más efectivos se encuentran el ditiofosfato Aerofloat 31 o el 242, así como el tiocarbamato Aero 130. La selección del espumante adecuado depende del tipo de mineral y su complejidad. Por ejemplo: espumantes naturales como aceites como el aceite de pino y el éter cresílico, que son efectivos en sistemas con partículas hidrofóbicas, espumantes sintéticos con alcoholes y éteres hidrosolubles, como el Dow 250, Dow 1012, MIBC (metil isobutil carbinol) y Montanol 300, que aseguran una formación estable de espuma y optimizan la selectividad en circuitos complejos.

La elección adecuada del espumante no solo mejora la calidad del concentrado sino también la eficiencia del proceso. Estos compuestos estabilizan las burbujas de aire, permitiendo

una mejor adhesión de las partículas minerales y reduciendo las pérdidas en el circuito de flotación.

2.2.17.2 Flotación de separación Cu-Pb

Para lograr una separación eficiente en la flotación diferencial de minerales de cobre y plomo, es esencial obtener una liberación adecuada de los minerales valiosos. Esto permite producir un concentrado bulk Cu-Pb con bajos niveles de zinc y pirita, ya que la eficiencia de la separación disminuye cuando aumenta el contenido de zinc en el concentrado. En el caso de minerales complejos de Cu-Pb-Zn, se han establecido dos enfoques principales para su tratamiento: la depresión de la galena (PbS) y la depresión de los minerales de cobre.

El primer método, enfocado en la depresión de la galena, se utiliza en situaciones donde predominan los minerales de cobre como la calcocita y la covelita. Este método es aplicable cuando la relación cobre-plomo es alta, lo que demanda un mayor consumo de cianuro para deprimir la galena, y en casos donde la galena presenta oxidación o empañamiento, lo que dificulta su flotación.

El segundo método, basado en la depresión de los minerales de cobre, es más efectivo cuando los principales minerales de cobre son la calcopirita, la tetraedrita o la tenantita, ya que el cianuro no es tan eficiente para la calcocita y la covelita. Este enfoque es preferible cuando la proporción de cobre respecto al plomo es baja, lo que implica menores costos operativos debido a un menor consumo de reactivos, y cuando la galena no presenta oxidación ni empañamiento, lo que permite su flotación rápida y eficiente.

La selección del método más adecuado debe estar respaldada por pruebas experimentales y una caracterización detallada de los minerales involucrados, incluyendo su

grado de liberación, tamaño de partícula y condición superficial. Además, la dosificación de reactivos como el cianuro y los colectores debe optimizarse para minimizar los costos y maximizar las recuperaciones de cobre y plomo en sus respectivos concentrados.

2.2.18 Reactivos de flotación

En el proceso de flotación de minerales, la mayoría de ellos no presentan hidrofobicidad natural, lo que dificulta su separación del agua. Para superar este desafío, se utilizan reactivos que transforman selectivamente las superficies minerales, otorgándoles propiedades hidrofóbicas. Estos reactivos son esenciales para que las partículas de los minerales valiosos se adhieran a las burbujas de aire y se separen de la ganga, permitiendo una flotación eficiente y selectiva.

La flotación es un proceso sensible a múltiples variables, por lo que la selección y dosificación adecuada de reactivos es clave para optimizar los resultados. Los reactivos empleados en flotación pueden ser orgánicos o inorgánicos, actuando en las interfaces sólido-líquido-gas para regular las fuerzas electroquímicas y de adsorción. Además, su aplicación mitiga los efectos de las impurezas presentes en la pulpa y maximiza la recuperación de los minerales de interés. Los reactivos utilizados en flotación se agrupan en tres categorías principales, según su función: colectores, espumantes y modificadores.

2.2.18.1 Colectores

“Los colectores son compuestos químicos, mayormente orgánicos, diseñados para modificar de manera selectiva las propiedades superficiales de los minerales valiosos durante el proceso de flotación” (Linares G., 2001, pág. 38). Su función principal es transformar la superficie mineral en hidrofóbica, facilitando así la separación eficiente del mineral valioso de la ganga. Esto se logra mediante su adsorción sobre la superficie mineral, reduciendo la energía

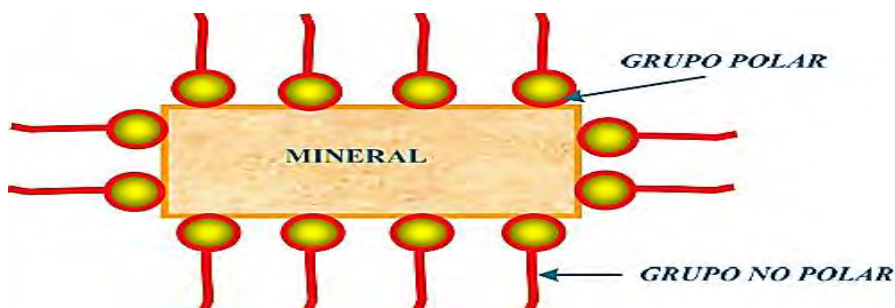
libre superficial y promoviendo la interacción con burbujas de aire. Este proceso crea un perímetro de contacto estable entre las fases sólido-líquido-gas, indispensable para el transporte de las partículas hasta la espuma. La mayoría de los colectores presenta una estructura bifuncional que incluye: una parte polar, responsable de interactuar con los iones de la superficie mineral mediante enlaces químicos o electrostáticos. Esta interacción asegura una adsorción efectiva del colector sobre el mineral y una parte no polar, generalmente un radical hidrocarbonado, que repele el agua y proporciona hidrofobicidad a la superficie mineral tratada, promoviendo su flotabilidad.

La parte polar se adhiere a la superficie del mineral, estableciendo un vínculo químico o físico, mientras que la parte no polar se orienta hacia la fase acuosa (figura 14), asegurando que la partícula mineral rechace el agua y se adhiera a las burbujas de aire. Este mecanismo es clave para garantizar una separación eficiente en el proceso de flotación.

El empleo adecuado de los colectores es crucial para alcanzar los objetivos del proceso de flotación. No solo mejoran la recuperación de minerales valiosos, sino que también contribuyen a optimizar la eficiencia global del sistema. La correcta selección y dosificación de estos reactivos garantiza una flotación eficiente, maximizando la recuperación y reduciendo las pérdidas de mineral valioso.

Figura 14

Adsorción del colector sobre la superficie del mineral



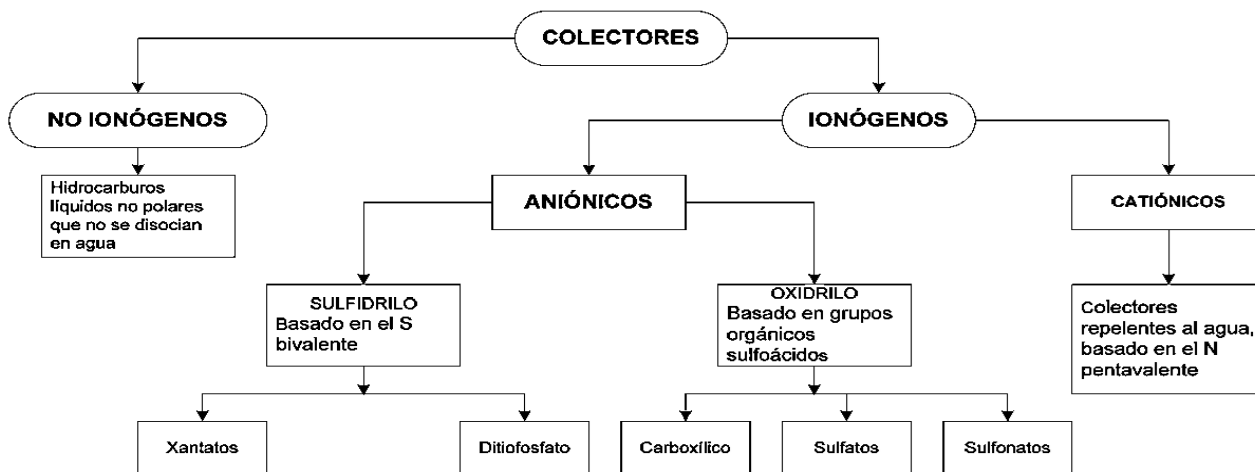
Nota. Representación esquemática de la adsorción del colector sobre la superficie del mineral.

Tomado de (Linares G., 2001, pág. 38).

Los colectores se clasifican en función de su capacidad para disociarse en una solución acuosa y del tipo de ion generado, el cual influye directamente en su efecto hidrofóbico o repelente al agua. Por lo tanto, estos se dividen en dos categorías principales, según sus características distintivas, tal como se muestra en la figura 15.

Figura 15

Clasificación de los reactivos colectores



Nota. La figura ilustra un esquema de la clasificación y subclasificación de los reactivos colectores de flotación. tomado de (Linares G., 2001, pág. 39)

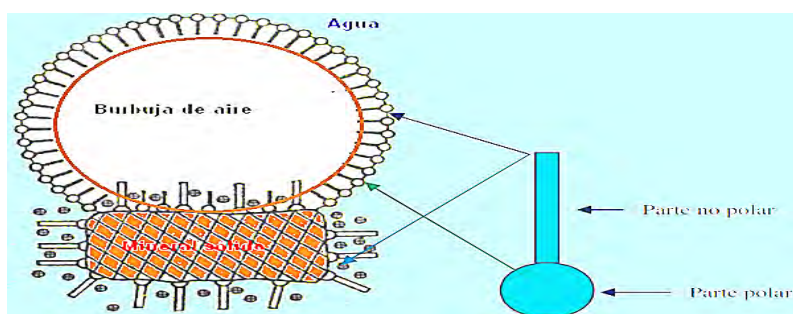
2.2.18.2 Espumantes

Los espumantes son compuestos orgánicos con propiedades tensioactivas, también conocidos como agentes de superficie activa heteropolares, que tienen la capacidad de adsorberse en la interfase aire-agua. “Su principal función es brindar la resistencia mecánica necesaria a las burbujas de aire, manteniéndolas separadas y evitando su unión o coalescencia”. (Linares G., 2001, pág. 51). Esto permite la formación de superficies adecuadas para que las partículas minerales flotantes se adhieran, asegurando así la estabilidad de la espuma durante el proceso de flotación. Este fenómeno es esencial, ya que contribuye a disminuir la energía libre superficial y la tensión superficial del agua.

La estructura molecular del espumante juega un rol determinante: el grupo no polar se orienta hacia el aire, mientras que los grupos polares se dirigen hacia el agua, debido a su fuerte afinidad con esta última. La eficacia de los espumantes está directamente influenciada por el pH de la pulpa, siendo su rendimiento óptimo cuando el reactivo se encuentra en su forma molecular. En la figura 16 se ilustra el proceso de adsorción de un espumante en la interfase agua-aire.

Figura 16

Esquema de adsorción del espumante en una burbuja de aire



Nota. La figura ilustra la adsorción del espumante en la interfase liquido-gas. Tomado de (Linares G., 2001, pág. 51).

Entre los espumantes más utilizados destacan los ácidos, aminas y alcoholes. De estos, los alcoholes son los preferidos, ya que, al no poseer propiedades colectoras, permiten una flotación más selectiva, una clasificación de los espumantes de tipo alcohol se muestra en la figura 17.

Figura 17

Clasificación de los espumantes

ESPUMANTE	FÓRMULA
Metil isobutil carbinol MIBC (alcohol alifático)	$\begin{array}{ccccccc} \text{CH}_3 & - & \text{CH} & - & \text{CH}_2 & - & \text{CH} & - & \text{CH}_3 \\ & & & & & & & & \\ & & \text{CH}_3 & & & & \text{OH} & & \end{array}$
Terpinol (aceite de pino) (alcohol aromático)	$\begin{array}{c} \text{CH}_3 - \text{C}_6\text{H}_4 - \text{C}(\text{OH})(\text{CH}_3)_2 \end{array}$
Cresol (ácido cresílico) (alcohol aromático)	$\begin{array}{c} \text{CH}_3 - \text{C}_6\text{H}_3(\text{OH}) - \text{CH}_3 \end{array}$
Éter glicol polipropinel (éter poliglicólico)	$\text{CH}_3 - (\text{O} - \text{C}_3\text{H}_6)_n - \text{OH}$

Nota. La figura ilustra una clasificación de los espumantes de tipo alcoholes y éter. Tomado de (Kracht, 2010, pág. 57).

2.2.18.3 Modificadores

Los modificadores, también conocidos como reguladores, son reactivos utilizados en procesos de flotación para ajustar y controlar la acción de los colectores. “Su función principal es intensificar o disminuir el efecto repelente al agua en la superficie mineral, logrando así una

acción más selectiva del colector sobre determinados minerales” (Linares G., 2001, pág. 57). Esto asegura una separación más precisa, eficiente y económica de los minerales.

El propósito de los modificadores no solo radica en su interacción con los minerales, sino también en su reacción con los iones presentes en la pulpa. Estas reacciones, en muchos casos de naturaleza química, tienen una gran variedad de aplicaciones dependiendo de su uso específico en la flotación. Los modificadores no tienen tareas específicas relacionadas con la recolección o formación de espuma, lo que justifica su denominación. Los modificadores se dividen en tres categorías principales: activadores, modificadores de pH, depresores y activadores.

1. Activadores: Los activadores son sales solubles cuyos iones modifican la naturaleza química de la superficie de los minerales valiosos. Esto facilita o mejora la adsorción de un colector, convirtiéndolos en minerales hidrofóbicos y flotables. En otras palabras, incrementan la selectividad y eficacia del colector. Entre los principales activadores se incluyen:

- Sales solubles de metales pesados no ferrosos, como las utilizadas para activar minerales como esfalerita (Cu, Pb), pirita (Cu), cuarzo (Cu, Ca) y otros sulfuros.
- Sulfuro de sodio y otros sulfuros solubles en agua, empleados para la activación de minerales metálicos no ferrosos oxidados, tales como cerusita y malaquita.
- Oxígeno atmosférico, que juega un papel crucial en la activación de sulfuros y algunos minerales no sulfuros.

2. Depresores: “Los depresores son reactivos utilizados en flotación para inhibir o evitar la adsorción de colectores en ciertos minerales, transformándolos en hidrofílicos y, por

lo tanto, no flotables” (Linares G., 2001, pág. 57). Este mecanismo es esencial para llevar a cabo procesos de flotación diferencial o selectiva. En algunos casos, la depresión ocurre de forma natural, como con las lamaz que cubren las superficies minerales. Entre los principales depresores empleados en la flotación de minerales polimetálicos se muestran en la figura 18.

Figura 18

Principales agentes resurfactantes

Agente Activo	Adicionado como	Uso Común	Colector
Catiónico Cu^{++} Pb^{++} Pb^{++} Ca^{++} Zn^{++}	CuSO_4 Acetato de plomo Acetato de plomo CaO o Ca(OH)_2 ZnSO_4	Activador de sulfuros de Zn, Fe, Co, Ni Activador de la Estibinita Activador de la Halita Depresor de la pirita / Activador de la sílica Depresor de la esfalerita y marmatita	Xantato Xantato Ácido graso Xantato / Ácido graso Xantato
Aniónico O^- SO_3^- S^- CN^- SiO_3^- CO_3^-	Aire Na_2SO_3 Na_2S NaCN Silicato de sodio Na_2CO_3	Depresor de la pirrotita Depresor de esfalerita Activador de mineral oxidado de Pb y Cu Depresor de todos los sulfuros Depresor de gangas limosas y activador de silicatos Depresor de sulfuros de plomo / Depresor de ganga	Xantato Xantato Xantato Xantato Xantato / Catiónico Ácido graso
Coloide Orgánico Dextrina, almidón Sulfonato de lignina		Depresores de ganga limosa Depresor de limos carbonáceos	Xantato Ácido graso

Nota. En la figura se muestra los principales depresores. Tomado de (Linares G., 2001, pág.

57)

- 3. Modificadora de Ph:** El rendimiento de los reactivos o agentes utilizados en la flotación está estrechamente relacionado con el nivel de alcalinidad (OH^-) o acidez (H^+) de la pulpa. Por ello, uno de los objetivos principales durante las pruebas de flotación es identificar el pH óptimo que permita maximizar la efectividad de los reactivos y optimizar la interacción con la mena. El pH es uno de los parámetros más fáciles de medir dentro de una pulpa de flotación.

En la mayoría de las Plantas Concentradoras que procesan sulfuros, se opera con pulpas alcalinas, ya que estas condiciones generan resultados metalúrgicos más eficientes y además protegen los equipos metálicos de la corrosión. No obstante, algunas plantas todavía trabajan con pulpas ácidas, particularmente en lugares donde el mineral presenta una alta acidez natural o donde es complicado usar cal como modificador. En estos casos, los minerales suelen flotar tras haber pasado por un proceso de lixiviación.

Entre los reguladores de alcalinidad más utilizados en flotación se encuentran la cal (CaO o Ca(OH)_2) y el hidróxido de sodio (NaOH). La cal es generalmente preferida debido a su bajo costo; sin embargo, cuando la presencia de calcio causa problemas en el proceso, se opta por el hidróxido de sodio como alternativa.

2.3 Definición de términos básicos

2.3.1 Recuperación

Es el porcentaje del metal valioso recuperado en el proceso de concentración, respecto a la cantidad total de dicho metal presente en el mineral alimentado al proceso. Este parámetro es fundamental para evaluar la eficiencia del tratamiento metalúrgico.

2.3.2 Contenido metálico

Se refiere a la cantidad de metal valioso contenida en un mineral, concentrado o relave. Se expresa generalmente como un porcentaje o partes por millón (ppm) del peso total del material analizado.

2.3.3 Concentrado

Es el producto enriquecido obtenido en el proceso de concentración, que contiene una mayor proporción de minerales valiosos respecto a la alimentación original. El concentrado es el objetivo principal del procesamiento de minerales, ya que representa el material comercializable.

2.3.4 Relave

Es el residuo o material desechado después del proceso de concentración, que contiene principalmente minerales no valiosos o ganga. Aunque en menor proporción, puede contener trazas de minerales valiosos no recuperados.

2.3.5 Cabeza

Es la porción de mineral alimentada al proceso de concentración, cuya composición y características determinan el punto de partida para el diseño y la evaluación del tratamiento metalúrgico. La ley del mineral en la cabeza es un dato clave para el balance de masa.

2.3.6 Radio de concentración

Es la relación entre el peso del material alimentado al proceso y el peso del concentrado obtenido. Este parámetro refleja la cantidad de mineral procesado necesaria para producir una unidad de concentrado y es un indicador de la eficiencia del proceso.

2.3.7 Ley de mineral

Se refiere al porcentaje de contenido metálico valioso presente en un mineral o en un producto del proceso, como el concentrado o el relave. Este valor es un parámetro crítico para la evaluación económica del mineral y la planificación del proceso de extracción y beneficio.

CAPITULO III

HIPÓTESIS Y VARIABLES

3.1 Hipótesis

3.1.1 General

Se logra recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento polimetálico Gringa Dorada – Velille, ajustando las variables de granulometría, dosificación del colector Z-6 y porcentaje de sólidos.

3.2 Hipótesis Específicas

- La granulometría optima de mineral permite alta recuperación del concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante la flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille, se encuentra en el rango de 60 a 70% - 150M.
- La dosificación de colector Z-6 asegura maximizar la recuperación del concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille, la dosis adecuada se encuentra en el rango de 80 a 100g/TM.
- Un porcentaje de solidos de 30% asegura maximizar la recuperación del concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille.

3.3 Variables

3.3.1 Identificación de variables

3.3.2 Independientes (Xi)

- Granulometría del mineral.

- Dosificación del colector Z-6.
- Porcentaje de sólidos.

Tabla 1

Variables independientes y sus niveles

Variables independientes	Nivel de los variables		Unidades
	Nivel bajo (-)	Nivel alto (+)	
Granulometría del mineral (-150M)	60	70	%
Dosificación del colector Z-6.	80	100	g/TM
Porcentaje de sólidos.	30	32	%

Nota. La tabla detalla las variables independientes junto con sus respectivos niveles de análisis, presentada como parte del trabajo desarrollado por los tesisistas.

3.3.3 Dependiente

- Recuperación del concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb).

3.3.4 Intervenientes

- Composición mineralógica del mineral: Con una ley promedio de 4.36% de Cu, 3.44% de Pb y otros.
- Dureza del mineral
- La oxidación por la presencia del oxígeno en el medio ambiente.

3.3.5 Operacionalización de variables

Tabla 2

Operacionalización de variables

VARIABLE	TIPO	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	INDICADOR	DIMENSIÓN	UNIDAD	INSTRUMENTO
Recuperación del concentrado bulk (Cu, Pb)	Dependiente	<ul style="list-style-type: none"> • Proporción de mineral valioso obtenido en el concentrado respecto al contenido total en el mineral alimentado. (<i>Linares, 2020</i>) 	<ul style="list-style-type: none"> • Realizando la flotación por espuma, donde se realiza balance metalúrgico para determinar la recuperación de concentrado Bulk de Cu-Pb. 	Porcentaje de recuperación	0-100	%	Formula metalúrgica
Granulometría	Independiente	<ul style="list-style-type: none"> • Grado de finura al que se reduce el mineral para liberar los minerales valiosos. (<i>Jordan, 2022</i>) 	<ul style="list-style-type: none"> • Realizar las pruebas de análisis granulométrico mediante juego de mallas 	Distribución granulométrica	60 - 70	%	Juego de tamices
Dosificación de colector Z-6	Independiente	<ul style="list-style-type: none"> • Cantidad de colector (Z-6) utilizada para modificar las superficies de los minerales valiosos y hacerlos hidrofóbicos. (<i>Artica Clemente, 2015</i>) 	<ul style="list-style-type: none"> • El colector se agrega al proceso de flotación, expresada en gramos por tonelada de mineral tratado usando jeringa hipodérmica. 	Cantidad de colector	80 - 100	g/TM	Jeringa hipodérmica
Porcentaje de solidos	Independiente	<ul style="list-style-type: none"> • Cantidad de mineral presente en un volumen de la pulpa. (<i>Jose, 2012</i>) 	<ul style="list-style-type: none"> • Realizando el uso de la balanza Marcy y relacionar el peso del constituyente solido al peso total de la pulpa, multiplicado por 100. 	Presencia de partículas de mineral de la pulpa	30 - 32	%	Balanza Marcy

Nota. La tabla presenta la operacionalización detallada de las variables independientes y dependiente, proporcionando sus definiciones, indicadores y los instrumentos utilizados para su medición.

CAPITULO IV

METODOLOGÍA

4.1 Ámbito de estudio: Localización Política y Geográfica

El trabajo de tesis se desarrolló con los minerales del yacimiento polimetálico Gringa Dorada, ubicado en la comunidad de Hatun Ccollana, distrito de Velille, provincia de Chumbivilcas, en el departamento de Cusco, Perú, tal como se muestra en la figura 19.

Figura 19

Localización política



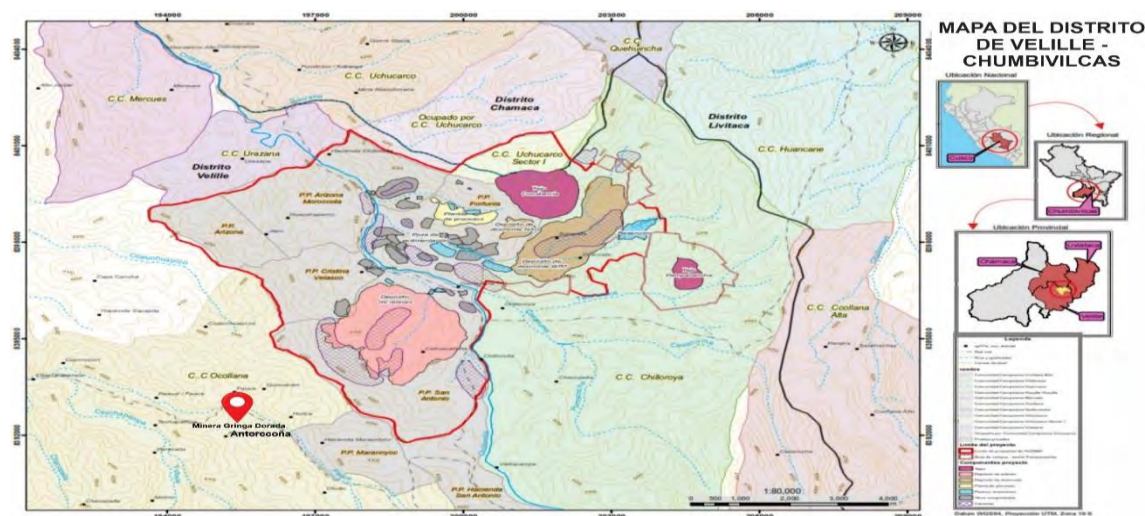
Nota. En la figura se tiene la localización de la proveniencia de las muestras de mineral. Tomado de <https://maps.app.goo.gl/nV4NL4EqbkYeNH969>

El yacimiento se localiza geográficamente en las coordenadas 14°32'07.1" S y 71°49'15.9" W, lo que permite una identificación espacial precisa del área de estudio. Se encuentra dentro del corredor minero sur (figura 20), al este del distrito de Velille, el cual se caracteriza por presentar una mineralización polimetálica rica en cobre (Cu), plomo (Pb) y otros minerales asociados. El distrito de Velille presenta una altitud promedio de 3 900 m. s. n. m. con una topografía accidentada. Asimismo, cuenta con acceso mediante vías carreteras que lo conectan con importantes centros mineros y poblados circundantes, facilitando el transporte y las actividades vinculadas a la explotación minera.

El acceso a la zona minera se realiza a través del corredor minero sur (figura 20), específicamente desde Cusco, pasando por Espinar, hasta llegar a Hatun Ccollana y finalmente al distrito de Velille. Estas vías permiten un tránsito efectivo hacia los centros de extracción y transporte de los minerales extraídos en la región.

Figura 20

Vías de acceso



Nota. La imagen ilustra las vías de acceso al yacimiento. Tomado de los registros de la provincia de Chumbivilcas.

4.2 Metodología de la investigación

El presente estudio se clasifica como una investigación aplicada con un enfoque experimental-cuantitativo, orientada a resolver un problema específico relacionado con la recuperación del concentrado bulk de (Cu, Pb) mediante el proceso de flotación por espumas en un contexto real. El diseño experimental tiene como propósito evaluar el efecto de tres variables independientes (granulometría, dosificación de colector Z-6 y porcentaje de sólidos) sobre la variable dependiente, la recuperación de concentrado.

El tipo de investigación es experimental, ya que se manipularon deliberadamente las variables independientes para analizar sus efectos en condiciones controladas de laboratorio. Además, el nivel de investigación es explicativo, puesto que busca establecer relaciones causa-efecto entre las variables evaluadas, determinando cómo estas influyen en la eficiencia del proceso de flotación por espuma.

El diseño experimental adoptado fue del tipo factorial 2^3 , en el que cada variable independiente se evaluó en dos niveles (alto y bajo). Este diseño permitió analizar tanto los efectos principales como las interacciones entre las variables, proporcionando información para la optimización. Este enfoque metodológico aseguró un control riguroso de las condiciones experimentales, generando resultados confiables que contribuyeron a la mejora de la actividad minera artesanal en la región de Cusco - Velille.

4.3 Población, selección de muestra y tamaño de muestra

4.3.1 Población

El estudio se centró en los minerales polimetálicos extraídos del yacimiento Gringa Dorada, ubicado en Velille, Chumbivilcas, Cusco. Esta mineralización contiene cobre, plomo y otros.

4.3.2 Muestra

Para la ejecución de las pruebas experimentales de laboratorio se recolectaron 200 kg de mineral representativo del yacimiento. Posteriormente, el material fue disminuido utilizando la técnica de cono y cuarteo, hasta conseguir una muestra final de entre 50 y 60 kg, la cual fue enviada al Laboratorio Metalúrgico de la UNSAAC para su preparación y la realización de las pruebas experimentales de flotación.

4.4 Técnicas e Instrumentos para la Recolección de Datos

Las técnicas empleadas para la recolección de datos en este trabajo de tesis son las siguientes:

Técnica de Observación, Experimentación y Análisis Documental: Estas técnicas permitieron obtener información detallada y específica sobre las variables y procedimientos involucrados en el estudio.

- **Observación:** Se utilizó para caracterizar la muestra de mineral, identificando tanto los reactivos requeridos como los procedimientos específicos para las pruebas de flotación. Este enfoque permitió una comprensión visual y descriptiva del proceso y las condiciones iniciales del mineral.
- **Experimentación:** Facilitó la recolección de datos relacionados con la distribución granulométrica, la determinación de la gravedad específica, el tiempo óptimo de molienda y el monitoreo de las pruebas de flotación. Además, permitirá controlar y evaluar los parámetros operativos durante los ensayos experimentales.
- **Análisis documental:** Este procedimiento se empleó para interpretar los resultados obtenidos del contenido metálico en las muestras de cabeza, concentrado y relave. Se

utilizó fichas de resultados experimentales para registrar, organizar y analizar los datos generados durante las pruebas.

4.5 Equipos, Materiales y Reactivos Requeridos

Para llevar a cabo la presente investigación, se definieron los equipos, materiales y reactivos necesarios para cumplir con los objetivos planteados y garantizar el desarrollo adecuado de las pruebas experimentales.

4.5.1 Equipos Requeridos

- Chancadora de quijada.
- Chancadora HPGR
- Tamices de malla estándar.
- Molino de bolas de laboratorio.
- Cuarteador de riflex.
- Estufas.
- Celda de flotación de laboratorio.
- Balanza analítica.
- Cronómetro.
- pH-metro.
- Otros.

4.5.2 Materiales Requeridos

- Muestra de mineral polimetálico.
- Bandejas de plástico y de acero INOX.
- Jeringas hipodérmicas.
- Espátula.

- Cucharones.
- Bolsas de muestras.
- Libros, artículos científicos y reactivos químicos.
- Otros.

4.5.3 Reactivos

- Cal.
- Cianuro de sodio.
- Sulfato de Zinc.
- Xantato amílico de potasio (Z-6).
- Aerofloat 31.
- Sulfato de cobre.
- Agua.
- Otros.

4.6 Técnicas de Procesamiento de Datos y Plan de Análisis de Datos

El procesamiento de los datos recolectados se realizó aplicando un conjunto de técnicas específicas para garantizar un análisis riguroso y confiable. En primer lugar, se empleó análisis estadístico utilizando el software de Minitab 17 para calcular promedios, desviaciones estándar y otros parámetros que permitieron caracterizar los resultados obtenidos en las pruebas experimentales. Adicionalmente, se utilizó el método de regresión lineal y análisis de varianza (ANOVA) con el objetivo de evaluar la significancia estadística de las variables independientes, que incluyen granulometría, dosificación del colector Z-6 y porcentaje de sólidos, sobre las variables dependientes, que corresponde al porcentaje de recuperación de concentrado (Cu, Pb).

El análisis de los datos se complementado con el uso de software especializado, como MINITAB 17 y Excel, para procesar los datos experimentales y generar gráficos que representen las relaciones entre las variables evaluadas. Además, se llevó a cabo un análisis comparativo que permitirá identificar las combinaciones óptimas de variables que maximizan la eficiencia del proceso de flotación por espuma.

El plan de análisis siguió un esquema estructurado que incluye los siguientes pasos:

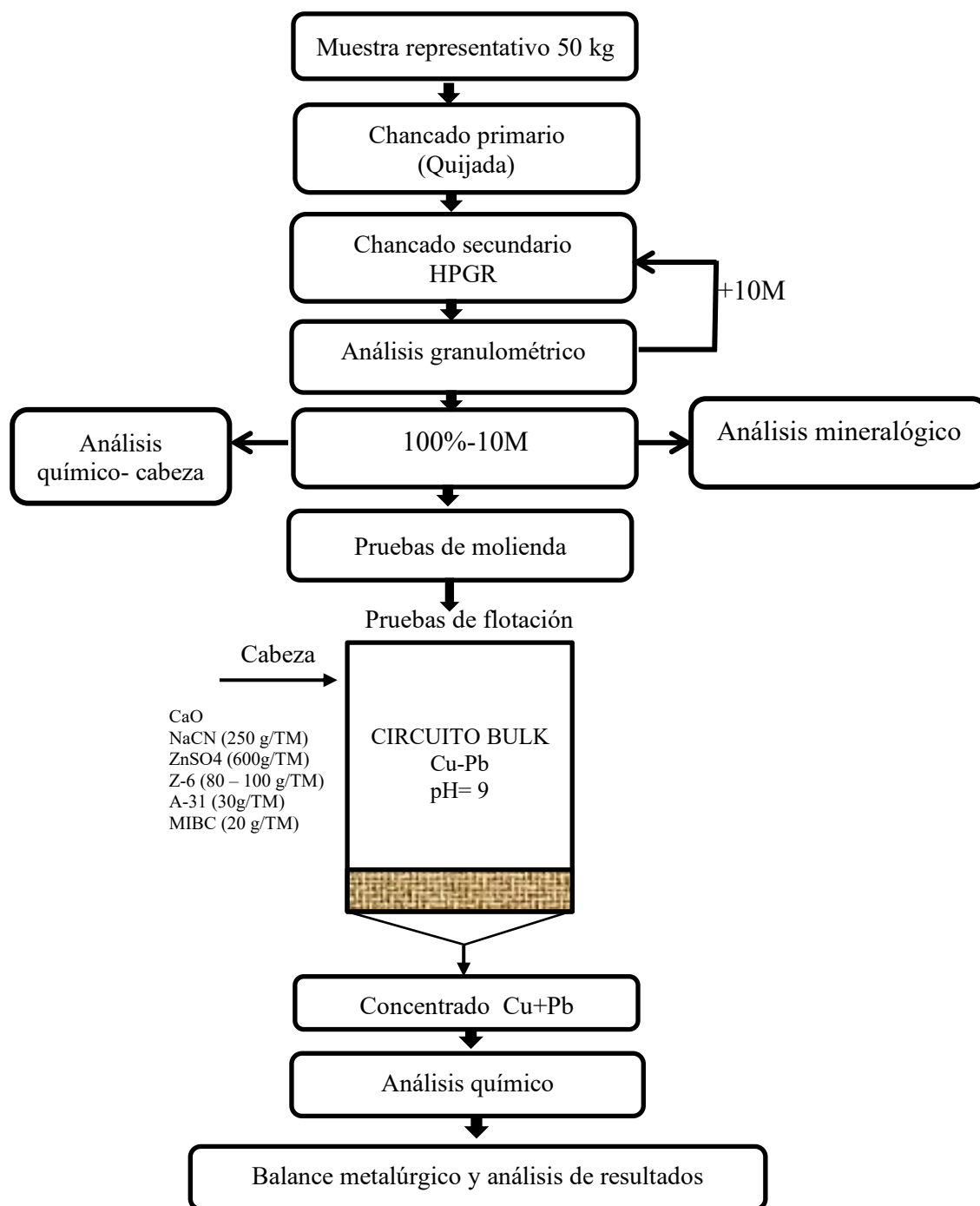
- Verificación de normalidad y homogeneidad de los datos experimentales para asegurar la validez de los métodos estadísticos aplicados.
- Evaluación de los efectos principales y las interacciones entre las variables independientes mediante el diseño factorial propuesto.
- Presentación de los resultados en tablas y gráficos que resuman los hallazgos más relevantes, facilitando su interpretación y la toma de decisiones.

4.7 Metodología Aplicada a la Investigación de Tesis

El desarrollo de la investigación siguió un enfoque metodológico claro y estructurado, el cual se representa mediante el siguiente diagrama de flujo de la figura 21.

Figura 21

Metodología seleccionada y aplicada en el desarrollo del proyecto



Nota. La figura ilustra el diagrama de flujo diseñado para la ejecución de la investigación, detallando las etapas clave del proceso. Elaboración propia.

CAPITULO V

TRABAJO EXPERIMENTAL

5.1 Introducción

Para la elaboración del presente trabajo se llevó a cabo una serie de pruebas experimentales con el objetivo de evaluar la influencia de diferentes variables operacionales y seleccionar las condiciones más adecuadas para la flotación de los minerales polimetálicos en estudio.

El proceso se inició con la recolección de muestras en el yacimiento y su posterior transporte al laboratorio metalúrgico de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Las muestras fueron acondicionadas y enviadas al laboratorio L.A.S. en Arequipa para la determinación de la ley de cabeza, lo que permitió establecer la calidad inicial del mineral.

Posteriormente, se prepararon las muestras en el laboratorio con el fin de determinar su gravedad específica y definir la granulometría adecuada (grado de liberación) requerida para el proceso de flotación. Una vez establecidas estas condiciones preliminares, se ejecutaron las pruebas de flotación en celda de laboratorio, aplicando las variables propuestas en el diseño experimental, con la finalidad de evaluar la recuperación de cobre y plomo bajo diferentes escenarios de operación.

La secuencia del procedimiento experimental incluyó la preparación de muestras, la ejecución de las pruebas de flotación y el registro de resultados, tal como se ilustra en el diagrama correspondiente de la figura 22.

Figura 22

Diagrama de flujo de las etapas del procedimiento experimental



Nota. La figura muestra la secuencia del proceso experimental seguido en el presente estudio.

Elaboración propia.

5.2 Muestreo

El muestreo constituyó uno de los factores más importantes en la presente investigación de flotación, debido a que de él dependió la representatividad de los resultados experimentales. Por esta razón, fue necesario recordar ciertos fundamentos teóricos del muestreo (Mapa conceptual, figura 23).

Figura 23

Esquema conceptual del proceso de muestreo



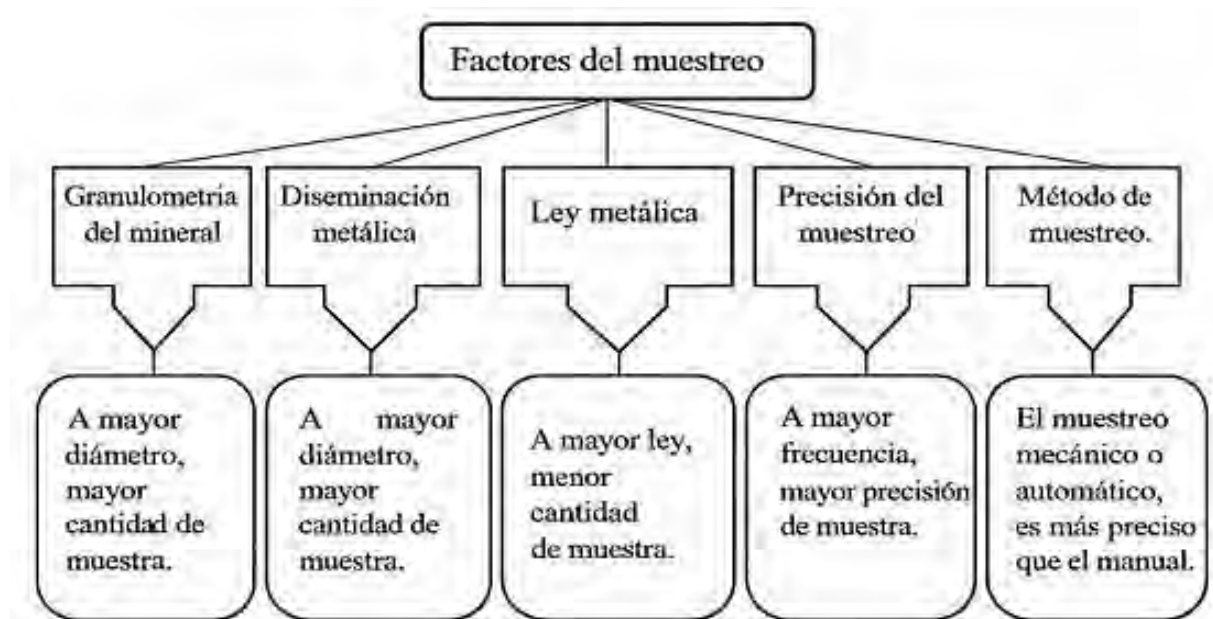
Nota. La figura muestra un esquema conceptual del proceso de muestreo. Elaboración Propia.

En la operación de muestreo influyeron diversos factores que determinaron la representatividad y confiabilidad de los resultados. Entre los más relevantes se muestran en la figura 24. Cada uno de estos factores condicionó la cantidad de muestra requerida y el grado de

exactitud en el proceso, lo cual fue fundamental para garantizar que las pruebas de flotación se realizaran sobre materiales representativos del lote total.

Figura 24

Factores de mayor importancia en la operación de muestreo



Nota. La figura muestra los factores principales que condicionaron la operación de muestreo, las cuales determinaron la cantidad de muestra necesaria y el grado de confiabilidad del proceso. Elaboración propia.

El objetivo fundamental de la operación de muestreo fue obtener una fracción representativa del total, que reflejara de manera confiable las características del mineral a estudiar. Para ello, se consideraron aspectos tales como el método de muestreo, la cantidad de material requerido, las características físicas y mineralógicas de la muestra, así como el tamaño de partícula y la heterogeneidad propia del mineral.

Para el presente estudio se empleó el método de muestreo manual, aplicando cucharón de despacho alrededor del apilamiento en la base, a la mitad y cerca a la cúspide en canchas de

mineral, los cuales fueron posteriormente reducidos mediante cuarteos sucesivos. Esta metodología permitió obtener una cantidad de muestra representativa y adecuada para la ejecución de las pruebas experimentales de flotación.

5.2.1 Herramientas utilizadas en el muestreo

Durante el muestreo (Yacimiento), se utilizaron las siguientes herramientas:

- Pala.
- Combo
- Cucharon de despacho
- Manta de loma.
- Saquillos.
- Cinta masque.
- Bolígrafo.
- Libreta de campo.
- Otros.

5.2.2 Procedimiento del muestreo en el yacimiento

5.2.2.1 Muestreo

Se procede de la siguiente manera:

- Marcar el área de limpieza.
- Ubicar los 5 puntos alrededor del cono nivel piso.
- Ubicar los 5 puntos a la mitad y alrededor del apilamiento
- Ubicar los 5 puntos cerca a la cúspide del apilamiento
- Cucharear muestra de cada punto mencionado
- Extraer la muestra, aproximadamente 200 Kg.

5.2.2.2 Muestreo por Cono y Cuarteo en el Yacimiento

El método de cono y cuarteo constituyó una de las técnicas más utilizadas dentro de los métodos de muestreo probabilístico, especialmente en lotes menores a una tonelada. En el presente estudio se aplicó siguiendo el procedimiento que se detalla a continuación:

1. La muestra obtenida mediante uso de un cucharón en 3 puntos de altura del cono. 5 puntos alrededor de la base del cono, 5 puntos a media altura de generatriz y 5 puntos cerca al vértice. Esta operación se realiza a medida que fue acumulando el mineral extraído de la mina y fue extendida sobre una superficie plana y limpia. Posteriormente, se procedió a formar un cono con ayuda de una pala, colocando cada palada en el vértice del mismo con el fin de lograr una adecuada distribución de partículas. Esta operación se repitió dos veces para asegurar una distribución granulométrica homogénea.
2. El cono formado fue luego extendido y distribuido para obtener un cono truncado circular plana y simétrica, lo que permitió garantizar la uniformidad en la muestra.
3. El cono truncado fue dividido en cuatro partes iguales mediante el trazado de dos diámetros perpendiculares entre sí.
4. Se seleccionaron dos de los cuartos opuestos en diagonal como muestra, mientras que los otros dos fueron eliminados.
5. Los cuartos seleccionados fueron homogenizados y amontonados para cuartear hasta obtener un lote de aproximadamente 50 kg de muestra representativa.
6. Finalmente, la muestra obtenida fue embolsada, rotulada y trasladada al Laboratorio de Metalurgia de la UNSAAC para su preparación y el desarrollo de las pruebas experimentales.

5.3 Preparación de muestras en el laboratorio

Los 50 kg de mineral representativo recolectado en el yacimiento fueron trasladados al laboratorio, donde se procedió a su reducción y preparación para los análisis posteriores. El procedimiento se desarrolló de la siguiente manera:

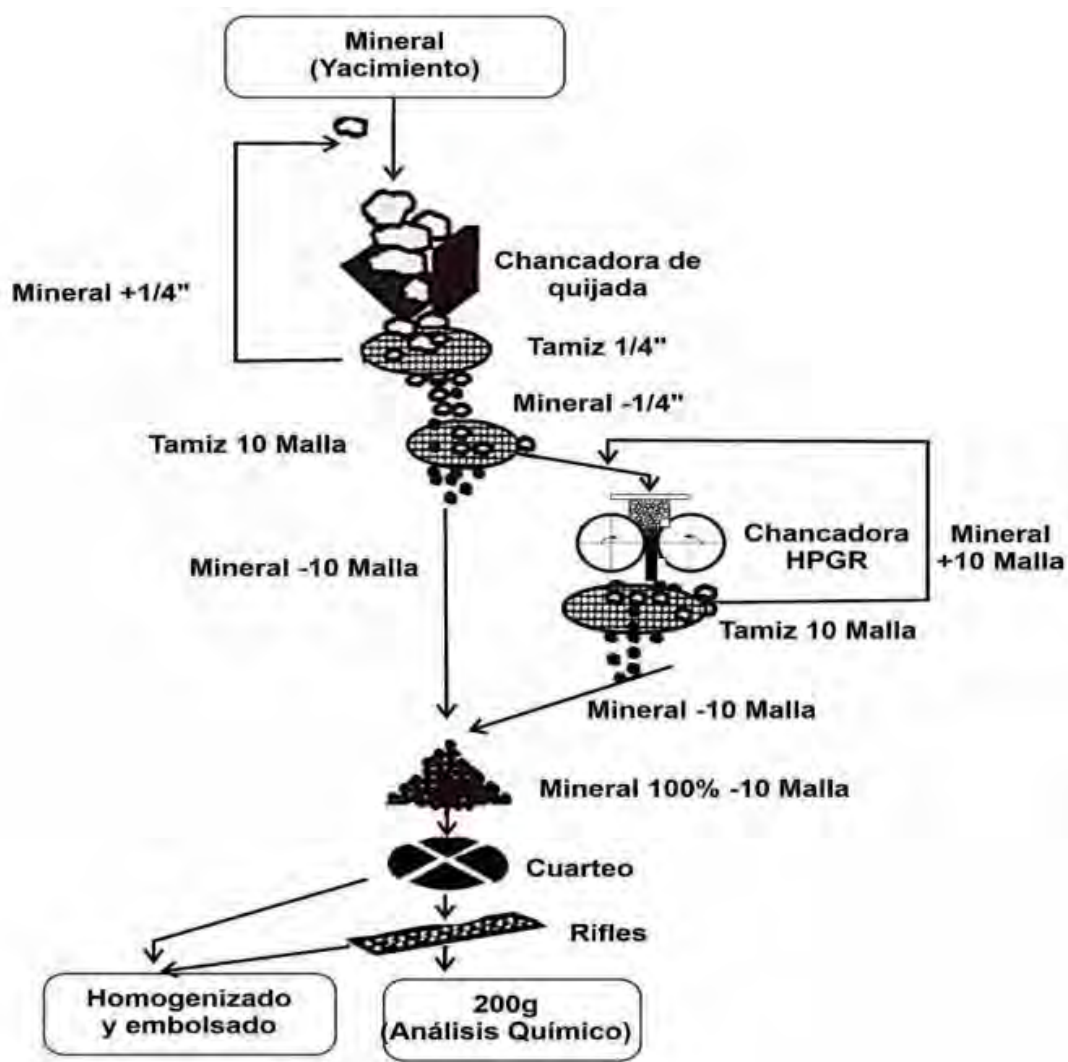
1. En primer lugar, el mineral fue reducido manualmente hasta un tamaño comprendido entre 3" y 4", utilizando una comba.
2. Posteriormente, la muestra fue triturada en una chancadora de quijadas Blake de 5" x 4", obteniéndose un producto de $-1/4"$.
3. El material chancado fue clasificado en un tamiz, asegurando que la fracción total pasara al 100% malla -10 .
4. La fracción retenida en la malla -10 fue sometida a trituración adicional en la chancadora HPGR, repitiendo la operación hasta conseguir que el total de la muestra pasara la malla indicada.
5. Una vez alcanzado el tamaño deseado, la muestra fue homogeneizada 20 veces sobre una superficie plana, utilizando una manta de lona y una tabla de madera, con el fin de garantizar la uniformidad del material.
6. El material homogenizado fue sometido a cono y cuarteo, seleccionando dos cuartos opuestos que fueron depositados en bolsas de polietileno, y repitiendo el procedimiento con los cuartos restantes.
7. Mediante cortador de rifles y cuarteos sucesivos, se obtuvo una muestra de aproximadamente 200 g, destinada al análisis químico de cabeza.

8. Finalmente, el remanente de la muestra fue nuevamente homogenizado, embolsado y sellado, con el propósito de evitar su contaminación y garantizar su representatividad.

Todo este procedimiento se resume en el Diagrama de flujo (Figura 25), que ilustra la preparación de las muestras en el laboratorio, y se anexan fotografías del trabajo en el anexo 1.

Figura 25

Procedimiento de preparación de muestras en el Laboratorio



Nota. El diagrama muestra las etapas realizadas en la preparación de muestras de mineral, desde la reducción inicial en la chancadora de quijadas hasta la obtención de la fracción de 200 g destinada al análisis químico. Elaboración propia.

El análisis químico de cabeza fue realizado en los Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L. (El reporte en el Anexo 3), a partir de la muestra representativa obtenida mediante los procedimientos de preparación y cuarteo previamente descritos. Los resultados indicaron que el mineral presentó un contenido de cobre en forma de sulfuros de 4.36%, mientras que el contenido de plomo en forma de galena alcanzó 3.44%.

Estos valores reflejaron la composición metalúrgica inicial de la muestra de estudio y constituyeron la base para el desarrollo de las posteriores pruebas experimentales de flotación, orientadas a evaluar la recuperación de cobre y plomo bajo diferentes condiciones operacionales.

5.4 Determinación del Peso Específico del Mineral

Una de las propiedades físicas más relevantes en el estudio de minerales fue la gravedad específica (G.E.), ya que permitió establecer la relación entre la masa del mineral y el volumen desplazado por este. Para su determinación se empleó el método de la fiola, utilizando una muestra representativa de mineral previamente reducida a una granulometría de –10 mallas.

Los materiales y equipos empleados fueron:

- Muestra de mineral (5 g por prueba).
- Agua destilada.
- Fiola de 100 cm³ de capacidad.
- Pizeta.
- Balanza analítica de precisión.
- Libreta de registro de datos.

- El procedimiento se desarrolló de la siguiente manera:
- El mineral fue secado con el propósito de eliminar toda traza de humedad.
- Se pesaron 5 g de muestra para cada determinación.
- La fiola vacía fue pesada en la balanza de precisión.
- La misma fiola fue llenada con agua hasta enrasar los 100 cm³ y posteriormente se registró su peso.
- La fiola se secó y, a continuación, se introdujo el mineral previamente pesado (5 g).
- Seguidamente, el mineral dentro de la fiola fue enrasado con agua, cuidando que no quedaran partículas adheridas a las paredes; después, se realizó el pesaje correspondiente.
- Con los valores obtenidos se procedió a calcular la gravedad específica mediante la siguiente expresión:

$$GE = \frac{W_m}{W_m + W_1 - W_2} \quad (27)$$

Donde:

- G. E. : Gravedad específica.
- W_m : Peso del mineral.
- W₁ : Peso de la fiola más agua
- W₂ : Peso de la fiola más agua y mineral.

El procedimiento fue repetido en tres ocasiones para garantizar precisión en los resultados. Los valores experimentales obtenidos se presentan en la tabla 3.

Tabla 3*Resultados experimentales de la determinación de gravedad específica*

N° de pruebas	Wm	W1	W2	G.E. (g/cc)
1	5	161.6	160.3	3.8
2	5	161	159.6	3.57
3	5	160.1	158.8	3.84
Promedio				3.7

Nota: El cuadro presenta los resultados experimentales obtenidos en la determinación de la gravedad específica del mineral mediante el método de la fiola. Elaboración propia.

El valor promedio de 3.70 g/cc de gravedad específica fue utilizado posteriormente en la preparación de la pulpa y en la determinación de las proporciones de mineral y agua requeridas para el desarrollo de las pruebas de flotación.

5.5 Determinación de la composición Mineralógica y Liberación de la Mena

Para garantizar una flotación eficiente y obtener recuperaciones satisfactorias, fue fundamental identificar la composición mineralógica del mineral y establecer el grado de liberación de la mena respecto a la ganga. La liberación se definió como la proporción de partículas útiles que se encontraban libres de otros minerales y, por lo tanto, disponibles para ser recuperadas en el proceso de flotación.

La determinación se realizó utilizando los siguientes materiales y equipos:

- Muestra de mineral representativa (500 g a 100% –10 mallas).
- Tamizadora RO-TAP.
- Juego de tamices de mallas 10, 28, 35, 48, 65, 100, 150 y 200 (ASTM).
- Microscopio estereoscopio con resolución de 100X.

- Plato lavador de minerales.
- Brocha y espátula.

El procedimiento experimental fue el siguiente:

1. Mediante cuarteos sucesivos y uso de rifleadores se obtuvo una muestra representativa de 500 g.
2. El material fue colocado en la malla superior del nido de tamices, sometiéndolo a tamizado en la RO-TAP durante 15 minutos.
3. El mineral retenido en cada fracción de malla fue observado bajo estereoscopio para identificar los minerales presentes y evaluar el grado de liberación de la mena.

En el análisis macroscópico se verifica la presencia de las siguientes especies mineralógicas:

- a. **Calcopirita (CuFeS_2)**. En forma diseminada en regular cantidad.
- b. **Pirita (FeS_2)**, Se presenta de manera predominante.
- c. **Bornita (Cu_5FeS_4)**. También, se presenta en forma diseminada y su presencia es en mínima cantidad.
- d. **Galena (PbS)**. Se presenta en cristales cúbicos de un color gris plomo brillante y metálico con regular presencia.
- e. **Malaquita ($\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$)**. Se presenta en las muestras en agregados de costras macizas, y en venillas, con presencia escasa.
- f. **Crisocola ($\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$)**. Se presenta en la muestra en forma de costras de color azul celeste turquesa y también en forma de venillas, con presencia escasa.

En el análisis microscópico, a diferentes mallas se determinó la presencia de especies mineralógicas siguientes:

- a. **Malla +65**

- Calcopirita. En forma diseminada en regular cantidad.
- Pirita. Se presenta de manera predominante.
- Bornita. Su presencia es mínima cantidad.
- Galena. Su presencia es de regularidad
- Crisocola. Diseminada en costras en mínima cantidad
- Malaquita. Se presenta en mínima cantidad.
- Cuarzo. Su presencia es de regular cantidad.

b. Malla -65 (+100)

- Calcopirita. En forma diseminada en regular cantidad.
- Pirita. Se presenta de manera predominante.
- Bornita. Su presencia es mínima cantidad.
- Galena. Su presencia es regular.
- Crisocola. Diseminada en costras en mínima cantidad
- Malaquita. Se presenta en mínima cantidad.
- Cuarzo. Su presencia es regular.

c. Malla -100 (+200)

- Calcopirita. Presencia regular
- Bornita. En mínima porción.
- Pirita. Presencia regular.
- Malaquita. Mínima cantidad.
- Galena. Su presencia es regular.
- Materia orgánica. Mínima cantidad.
- Cuarzo. Presencia es regular.

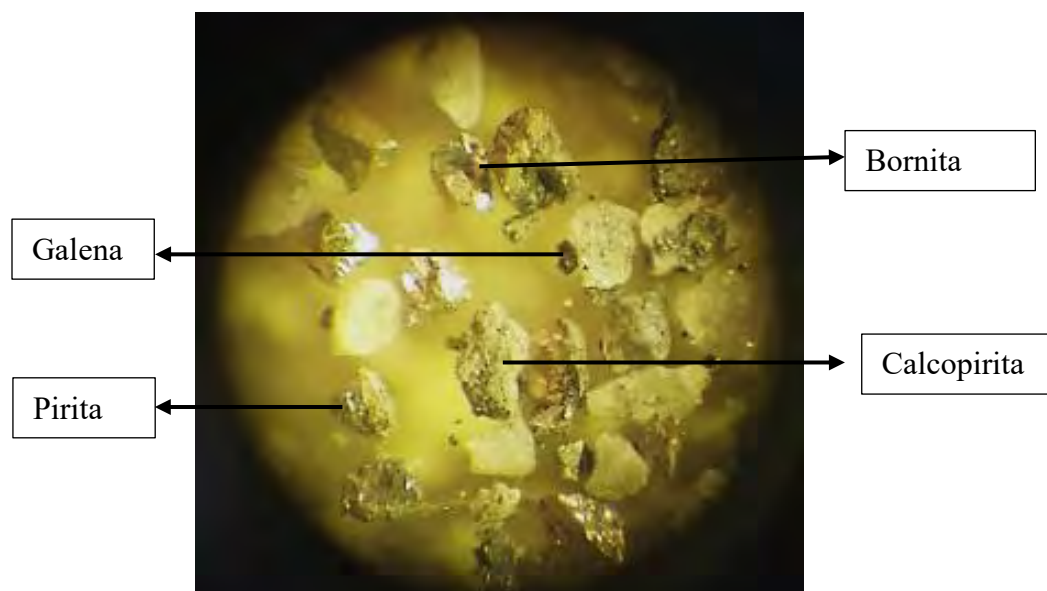
d. Malla - 150 (Previo deslamado)

- Calcopirita. En regular cantidad.
- Pirita. Regular cantidad.
- Galena. Su presencia es regular.
- Cuarzo. Regular cantidad
- Fragmentos orgánicos. Muy escaso.

El estudio de grado de liberación indicó que el mineral presentó un buen grado de liberación en el rango del 60 al 70% para la fracción comprendida en la malla –150 (Figura 26), condición que fue considerada adecuada para el desarrollo de las pruebas de flotación.

Figura 26

Observación microscópica de granos minerales en la fracción –150 mallas



Nota. La imagen muestra la observación microscópica de partículas minerales correspondientes a la fracción –150 mallas. Se aprecian granos metálicos de calcopirita y bornita asociados con fragmentos de ganga de cuarzo y feldespato. Fotografía propia.

5.6 Determinación del Tiempo Óptimo de Molienda

Las pruebas de molienda se realizaron en un molino de bolas de 9.8" x 7.8", con una carga de bolas de 12.72 kg, con el propósito de establecer el tiempo requerido para alcanzar la liberación óptima de la mena. Este procedimiento permitió obtener un modelo matemático que relacionó el tiempo de molienda con el porcentaje de material fino generado, expresado como el pasante de la malla -150, valor considerado como referencia para la liberación del mineral valioso.

Para este análisis se prepararon muestras representativas de 1 kg de mineral, previamente reducidas a -10 mallas. La secuencia metodológica comprendió los siguientes pasos:

1. Obtención de una muestra representativa mediante cuarteos y rifleado.
2. Molienda del mineral en el molino de bolas por diferentes intervalos de tiempo.
3. Tamizado de la muestra en la malla 200 para cada intervalo de molienda.
4. Registro del peso de la fracción pasante en malla -150.
5. Cálculo del porcentaje acumulado de material menor a -150 mallas.

Los resultados experimentales se presentan en la tabla 4, donde se observa que el incremento del tiempo de molienda generó una mayor proporción de finos, alcanzando valores superiores al 70% en la fracción -150 mallas después de 20 minutos.

Tabla 4

Resultados de la molienda en función del porcentaje pasante en malla -150

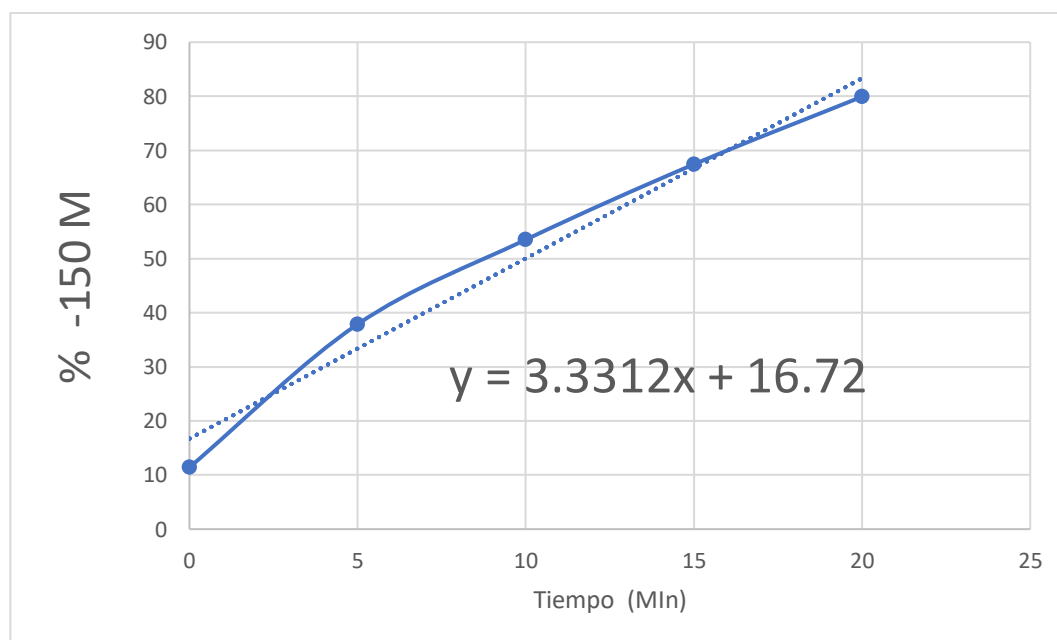
Nº Pasadas	T tiempo (min)	% +150 M	% -150 M
0	0	88.57	11.43
1	5	62.13	37.87
2	10	46.5	53.5
3	15	32.57	67.43
4	20	20.07	79.93

Nota. El cuadro presenta los resultados obtenidos en las pruebas de molienda, donde se observa la variación del porcentaje de mineral retenido (+150 mallas) y pasante (-150 mallas) en función del tiempo de molienda.

Con los resultados obtenidos (Tabla 4) se procedió a graficar la relación entre el tiempo de molienda y el porcentaje de material pasante en -150 mallas (Figura 27), lo que permitió ajustar un modelo matemático de regresión lineal.

Figura 27

Relación entre el tiempo de molienda y el porcentaje pasante en -150 mallas



Nota. La figura muestra la relación obtenida entre el tiempo de molienda y el porcentaje de mineral fino (-150 mallas) y el modelo de regresión lineal ajustado. Elaboración propia.

El análisis de regresión lineal mostró que el tiempo de molienda requerido para alcanzar diferentes porcentajes de material pasante en –150 mallas fue el siguiente: aproximadamente 13 minutos para obtener un 60%, 12 minutos para alcanzar un 65% y 16 minutos para lograr un 70%.

5.7 Determinación de la Cantidad de Mineral Requerido

Para establecer la cantidad de mineral necesaria en cada prueba experimental se consideró como variable el porcentaje de sólidos en la pulpa. El cálculo se efectuó a partir de la densidad de la pulpa (ρ_{pulpa}), determinada mediante la siguiente expresión:

$$\rho_{pulpa} = \frac{100G.E}{\%S + G.E(100 - \%S)} \quad (28)$$

Con esta fórmula se calcularon las densidades de las pulpas para cada condición experimental, cuyos resultados se consignaron en la tabla de condiciones operacionales (véase tabla 5).

Una vez obtenidas las densidades, se procedió a calcular la masa de mineral requerida para las pruebas de flotación, considerando que el volumen de pulpa en la celda de laboratorio fue de 2 litros. Para ello, se evaluaron tres niveles de porcentaje de sólidos definidos en el diseño factorial 23: 30% (nivel inferior), 31% (punto central) y 32% (nivel superior).

El cálculo del peso de mineral se realizó aplicando las siguientes expresiones:

- Para las pruebas con 30% de sólidos y un volumen de 2 L de pulpa:

$$w_{min} = 0.3(\rho_{pulpa})(2) \quad (29)$$

- Para las pruebas con 31% de sólidos y un volumen de 2 L de pulpa:

$$w_{min} = 0.31(\rho_{pulpa})(2) \quad (30)$$

- Para las pruebas con 32% de sólidos y un volumen de 2 L de pulpa:

$$w_{min} = 0.32(\rho_{pulpa})(2) \quad (31)$$

Los valores obtenidos permitieron definir con precisión la cantidad de mineral a emplear en cada prueba de flotación, garantizando la representatividad y uniformidad de las condiciones operacionales. Dichos resultados se detallan en la tabla de condiciones experimentales tabla 5.

5.8 Preparación de Reactivos y su Dosificación

Con la masa de pulpa y de muestra seca definida en la tabla 5, se prepararon y dosificaron los reactivos de flotación según se detalla a continuación. La dosificación objetivo se expresó en g/TM de mineral seco y se convirtió a volúmenes de laboratorio (cc o gotas) para cada corrida. Los reactivos empleados y su preparación fueron:

- Colector Z-6. Se preparó una solución al 1% m/m (1 g de Z-6 en 100 mL de agua destilada).
- Depresante ZnSO_4 . Se preparó una solución al 5% m/m (5 g en 100 mL de agua destilada).
- Colector A-31. Se utilizó puro. La dosificación se midió en mL y, cuando fue necesario, se convirtió a gotas con la equivalencia obtenida experimentalmente ($1 \text{ mL} \approx 78 \text{ gotas}$).
- Espumante DF-250. Se utilizó puro; con una equivalencia $1 \text{ mL} \approx 79 \text{ gotas}$.
- Regulador de pH (cal). Se ajustó el pH a 9.0 antes del acondicionamiento, manteniéndolo constante durante cada prueba.

La dosificación de los reactivos en cada prueba experimental se estableció en función de la cantidad de muestra requerida, calculada previamente según el porcentaje de sólidos en la

pulpa. Asimismo, se consideraron los niveles de dosificación definidos para el colector Z-6 en el diseño experimental (nivel inferior, nivel central y nivel superior).

De esta manera, cada prueba contó con una dosificación proporcional a la masa de mineral utilizada, garantizando la representatividad y la comparabilidad de los resultados. Las cantidades exactas de reactivos empleados en cada condición experimental se presentan en la tabla de condiciones operacionales (véase en la tabla 5).

5.9 Condiciones Operacionales Para Cada Prueba Experimental

Para garantizar la confiabilidad de los resultados obtenidos en las pruebas de flotación, se establecieron condiciones operacionales uniformes, calculadas en función de los parámetros determinados en los ítems previos, tales como la densidad de pulpa, el porcentaje de sólidos, la granulometría y la dosificación de reactivos.

Cada prueba se ejecutó en una celda de laboratorio con un volumen útil de 2 litros de pulpa, manteniendo constantes la velocidad de acondicionamiento (1500 rpm), la velocidad de flotación (1300 rpm), así como el tiempo de acondicionamiento (5 minutos) y el tiempo de flotación (12 minutos). Estas condiciones fueron seleccionadas para permitir la adecuada dispersión de los reactivos, la homogenización de la pulpa y la estabilidad de las burbujas durante el proceso de flotación.

En cuanto a los reactivos, se empleó colector A-31, colector Z-6, depresor ZnSO_4 y espumante DF-250, cuya dosificación se ajustó a la masa de mineral seco correspondiente a cada prueba experimental, de acuerdo con la densidad de pulpa y el porcentaje de sólidos establecidos en el diseño factorial (30, 31 y 32%). De esta manera, se garantizó que cada prueba fuese representativa y comparable dentro del conjunto experimental.

La granulometría del mineral se controló en dos niveles: 60% y 70% pasante malla -150, lo que permitió evaluar el efecto del grado de liberación sobre las recuperaciones de cobre y plomo. El pH de la pulpa se mantuvo constante en valores de 9,0 a 9,6, rango óptimo para la activación del colector y la estabilidad del sistema.

Las condiciones operacionales detalladas para cada prueba experimental se resumen en la Tabla 5.

Tabla 5

Condiciones operacionales establecidas para las pruebas experimentales de flotación

Descripción	Condiciones Operacionales para las pruebas										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Gravedad específica del mineral	3.7	3.7	3.7	3.7	3.7	3.7	3.7	3.7	3.7	3.7	3.7
Volumen de la celda (l)	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Porcentaje de sólidos	30	30	30	30	32	32	32	32	31	31	31
Densidad de la pulpa (g/l)	1280	1280	1280	1280	1305	1305	1305	1305	1292	1292	1292
Peso de la muestra seca (g)	768.17	768.17	768.17	768.17	834.98	834.98	834.98	834.98	801.26	801.26	801.26
Agua (cc)	1792.39	1792.39	1792.39	1792.39	1774.33	1774.33	1774.33	1774.33	1783.44	1783.44	1783.44
Granulometría (-%150M)	60	70	60	70	60	70	60	70	65	65	65
pH de la pulpa	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9
Depresor de Zn(ZnSO ₄ .g/TM)	9.2	9.2	9.2	9.2	10.0	10.0	10.0	10.0	9.6	9.6	9.6
Colector :Z-6 diluido al 1% (cc)	6.15	6.15	7.68	7.68	6.68	6.68	8.35	8.35	7.21	7.21	7.21
Colector:A-31(gotas)	1.2	1.2	1.2	1.2	1.3	1.3	1.3	1.3	1.2	1.2	1.2
Espumante DF-250 (gotas)	4.05	4.05	4.05	4.05	4.40	4.40	4.40	4.40	4.22	4.22	4.22
RPM de acondicionamiento	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500
RPM de flotación	1300	1300	1300	1300	1300	1300	1300	1300	1300	1300	1300
Tiempo de acondicionamiento (min)	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Tiempo de flotación (min)	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12

Nota. La tabla muestra las condiciones operacionales utilizadas en cada prueba experimental, considerando las variables independientes definidas en el diseño factorial. Elaboración Propia.

5.10 Pruebas de flotación

Debido a la naturaleza del mineral en estudio, compuesto principalmente por sulfuros de cobre y plomo de importancia económica, se llevaron a cabo pruebas de flotación directa y

discontinua a nivel de laboratorio, con el objetivo de evaluar la influencia de las variables operacionales en la recuperación de valores metálicos.

Las pruebas experimentales realizadas se dividieron en dos etapas:

- Pruebas preliminares de flotación, destinadas a la selección de los reactivos más adecuados (colectores, depresores y espumantes).
- Pruebas factoriales de flotación, ejecutadas de acuerdo con el diseño experimental (Tabla 6) y las condiciones operacionales definidas (Tabla 5).

Tabla 6

Matriz de diseño experimental para las pruebas de flotación

Prueba	Variables codificadas			Variables reales		
	X1	X2	X3	A	B	C
				Granulometría (%-150M)	Z-6 (g/TM)	%S
1	-1	-1	-1	60	80	30
2	+1	-1	-1	70	80	30
3	-1	+1	-1	60	100	30
4	+1	+1	-1	70	100	30
5	-1	-1	+1	60	80	32
6	+1	-1	+1	70	80	32
7	-1	+1	+1	60	100	32
8	+1	+1	+1	70	100	32
9	0	0	0	65	90	31
10	0	0	0	65	90	31
11	0	0	0	65	90	31

Nota. La tabla presenta la codificación de las variables independientes (X1: granulometría, X2: dosificación del colector Z-6 y X3: porcentaje de sólidos) y sus correspondientes valores reales en cada prueba experimental. Elaboración propia.

Para la ejecución de las pruebas se emplearon los siguientes equipos y accesorios:

- Muestra de mineral polimetálico (Cu–Pb).
- Celda de flotación DENVER D-12 con capacidad de 2 litros.
- Balanza de precisión de 6000 g de capacidad.
- Probeta graduada de 2000 ml.
- Bandejas de recolección de concentrados y relaves.
- Jeringas hipodérmicas N.º 21 para dosificación de reactivos.
- Paletas de madera para retirar la espuma cargada.
- Papel colorimétrico para control de pH.
- Cronómetro para control de tiempos de acondicionamiento y flotación.
- Reactivos de flotación: depresor ($\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$), colector Z-6, colector A-31 y espumante DF-250.

En la Figura 28 se observa la máquina de flotación utilizada, modelo DENVER D-12, que permite simular condiciones de flotación a escala de laboratorio.

Figura 28

Máquina de flotación de laboratorio DENVER, modelo D-12.



Nota. La figura muestra la máquina de flotación y sus partes que fue utilizado para las pruebas experimentales en el laboratorio de procesamiento de minerales. Elaboración propia.

El procedimiento que se sigue para toda prueba de flotación es la siguiente:

1. Colocar la celda en la base del agitador DENVER.
2. Bajar el impulsor con cuidado (sacando el pin de seguridad y hacienda
3. contrafuerza en forma lenta hasta el tope).
4. Enrasar con agua hasta el nivel marcado en el agitador (para un volumen de celda igual a dos litros).
5. Agregar el mineral y luego arrancar el agitador por sesenta segundos, y verificar la alcalinidad requerida (pH).
6. Una vez verificada la alcalinidad agregar los reactivos de flotación. Depresor, colector (es), espumante.

7. Acondicionar la pulpa durante cinco minutos, arrancando el agitador (evitar el ingreso de aire) cuando transcurran cinco minutos abrir la válvula de ingreso de aire dando lugar de este modo a la formación de la columna de espuma.
8. Empezar a jalar con la paleta estándar, realizar 3 paleteadas por cada 10 segundos.
9. Lavar el contorno de la celda y el impulsor dos minutos antes de terminar la prueba de flotación y repetir diez segundos antes de concluir la prueba con el agua de una pizeta.

El procedimiento seguido en cada prueba de flotación fue el siguiente:

1. Colocar la celda de flotación en la base del agitador DENVER.
2. Instalar y ajustar el impulsor, verificando la seguridad del pin de sujeción.
3. Llenar la celda con agua hasta el nivel indicado para un volumen de pulpa de 2 litros.
4. Incorporar la muestra de mineral y poner en marcha el agitador durante 60 segundos para dispersar la pulpa.
5. Ajustar y verificar el pH de la pulpa al valor requerido (9–10) antes de añadir reactivos.
6. Incorporar secuencialmente los reactivos: depresor, colectores y espumante.
7. Acondicionar la pulpa durante 5 minutos, manteniendo la aireación controlada.
8. Flotar, retirando la espuma mineralizada con una paleta cada de 10 segundos.
9. Mantener la flotación durante el tiempo establecido (12 minutos), regulando el ingreso de aire y la velocidad del impulsor.
10. Al finalizar, extraer el impulsor, lavarlo cuidadosamente para eliminar adherencias y enjuagar la celda.

11. Recuperar, secar y pesar los concentrados y relaves.
12. Preparar las muestras para su análisis químico (Cu y Pb), (Resultados en el Anexo 9).
13. Realizar balance metalúrgico y determinar el porcentaje de recuperación en cada prueba experimental (Anexo 10).

Los resultados de recuperación de cobre y plomo obtenidos en cada prueba experimental se presentan en la Tabla 7, a partir de los análisis químicos de concentrados y relaves. Estos datos constituyen la base para el cálculo de los balances metalúrgicos y la determinación de las recuperaciones metalúrgicas.

Tabla 7

Resultados de las pruebas experimentales de flotación.

Prueba	Variables reales			Y1 % R-Cu	Y2 % R-Pb
	A Granulometría (%- 150M)	B Z-6 (g/TM)	C %S		
1	60	80	30	82.36	57.99
2	70	80	30	84.74	60.71
3	60	100	30	88.90	64.73
4	70	100	30	93.59	69.19
5	60	80	32	80.33	57.66
6	70	80	32	83.67	60.47
7	60	100	32	88.95	64.77
8	70	100	32	94.33	69.16
9	65	90	31	84.10	61.87
10	65	90	31	86.53	60.04
11	65	90	31	84.43	59.81

Nota. La tabla muestra los porcentajes de recuperación de cobre y plomo en cada prueba experimental; las pruebas 1-8 corresponden a tratamientos codificados y las pruebas 9-11 a réplicas del punto central utilizadas en el análisis. Elaboración propia.

CAPÍTULO VI

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

6.1 Matriz de Diseño Experimental Para el Análisis y Discusión de Resultados

La matriz de diseño experimental (Tabla 8) constituye un elemento fundamental en el análisis de resultados, ya que permite evaluar de manera sistemática la influencia de las variables de operación sobre la recuperación metalúrgica en la flotación de minerales polimetálicos de cobre y plomo. En este estudio se consideraron tres factores principales: (A) granulometría (% -150M), (B) dosificación del colector Z-6 (g/TM) y (C) porcentaje de sólidos (%), cada uno en dos niveles, complementados con tres puntos centrales para verificar la reproducibilidad del modelo. Las respuestas obtenidas corresponden a los porcentajes de recuperación de cobre (Y1: %R-Cu) y plomo (Y2: %R-Pb), indicadores representativos del desempeño metalúrgico del proceso.

Tabla 8
Matriz de Diseño Experimental

Prueba	Variables			Variables reales			Y1	Y2
	X1	X2	X3	A	B	C	% R-Cu	% R-Pb
1	-1	-1	-1	60	80	30	82.36	57.99
2	+1	-1	-1	70	80	30	84.74	60.71
3	-1	+1	-1	60	100	30	88.90	64.73
4	+1	+1	-1	70	100	30	93.59	69.19
5	-1	-1	+1	60	80	32	80.33	57.66
6	+1	-1	+1	70	80	32	83.67	60.47
7	-1	+1	+1	60	100	32	88.95	64.77
8	+1	+1	+1	70	100	32	94.33	69.16
9	0	0	0	65	90	31	84.10	61.87
10	0	0	0	65	90	31	86.53	60.04
11	0	0	0	65	90	31	84.43	59.81

Nota. La tabla presenta la matriz de diseño factorial 2^3 con tres puntos centrales, mostrando los valores codificados de las variables, las condiciones reales aplicadas y los porcentajes de recuperación de Cu y Pb obtenidos en cada prueba. Elaboración propia.

De la información presentada en la tabla se desprenden los siguientes aspectos relevantes:

- Efecto de la granulometría (Factor A): Se observa que al incrementar el porcentaje de material fino de 60% a 70% -150M, la recuperación de Cu se incrementa hasta valores cercanos al 94%, mientras que la de Pb alcanza un máximo de 69%. Esto evidencia que una mayor liberación mineral favorece la flotación de sulfuros complejos.
- Efecto del colector Z-6 (Factor B): La dosificación de 100 g/TM generó un incremento en las recuperaciones respecto a 80 g/TM. Por ejemplo, en condiciones de 60% -150M, el aumento de colector permitió mejorar la recuperación de Cu de 82.36% a 88.90% y la de Pb de 57.99% a 64.73%.
- Efecto del porcentaje de sólidos (Factor C): Las pruebas realizadas a 32% de sólidos presentaron recuperaciones ligeramente superiores a las efectuadas a 30%, confirmando que un nivel de pulpa más concentrado mejora la interacción partícula–burbuja sin comprometer la selectividad.
- Condiciones óptimas: La combinación de mayor granulometría fina, alta dosificación de colector y porcentaje de sólidos elevado (prueba 8: 70% -150M, 100 g/TM Z-6, 32% S) alcanzó las mejores recuperaciones, con 94.33% para Cu y 69.16% para Pb, estableciendo el escenario de mayor eficiencia metalúrgica.
- Puntos centrales (pruebas 9–11): Mostraron resultados consistentes, con recuperaciones de 84–86% para Cu y 59–62% para Pb, lo que confirma la reproducibilidad del diseño experimental y la confiabilidad de los datos.

En términos generales, los resultados permiten concluir que la granulometría y la dosificación de colector son las variables de mayor incidencia en la recuperación metalúrgica,

seguidas por el porcentaje de sólidos. Estos hallazgos guardan correspondencia con estudios previos reportados en la literatura especializada, en los que se señala que la liberación adecuada de los minerales y el control en la dosificación de reactivos son factores determinantes en el rendimiento de la flotación.

6.2 Análisis de Resultados Según el Diseño Factorial

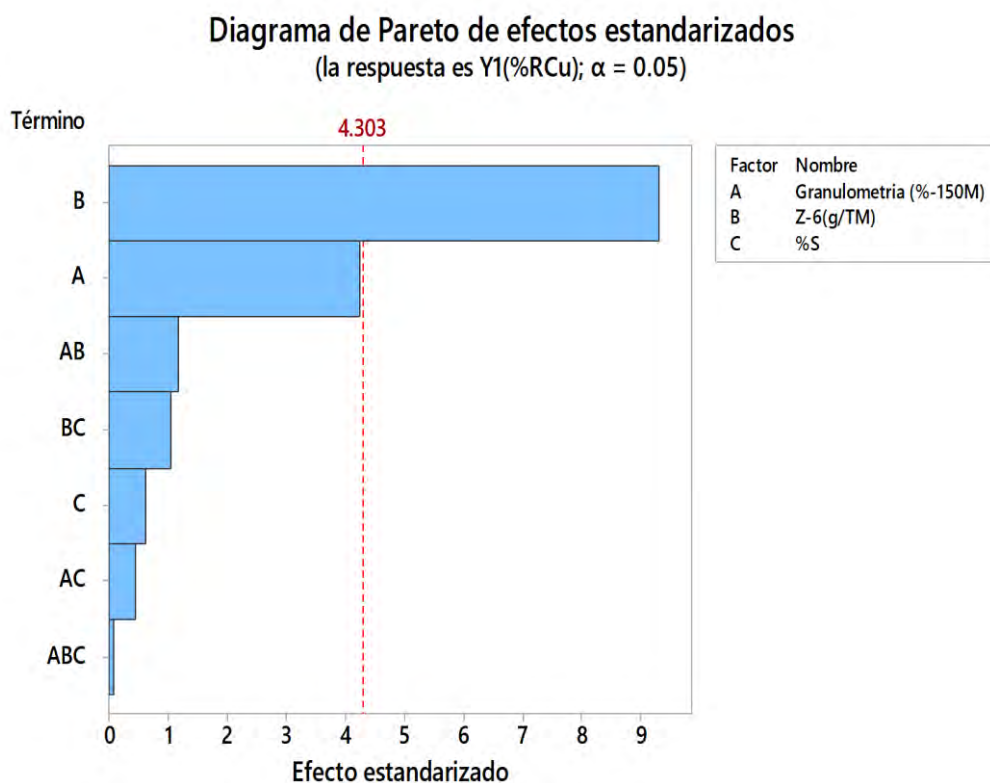
6.2.1 Determinación de las Variables de Incidencia Significativa en la Recuperación

Para determinar las variables de mayor influencia en la recuperación metalúrgica de cobre y plomo durante la flotación, se aplicó el análisis de efectos estandarizados a través de diagramas de Pareto (Figura 29). Esta técnica permitió identificar con un nivel de significancia estadística de $\alpha = 0.05$, cuáles de los factores considerados en el diseño factorial (A: granulometría, B: dosificación del colector Z-6 y C: porcentaje de sólidos) tuvieron un efecto significativo sobre las respuestas Y1 (% de recuperación de Cu) y Y2 (% de recuperación de Pb).

El diagrama de Pareto (Figura 29) correspondiente a la recuperación de cobre mostró que la variable con mayor efecto fue la dosificación del colector Z-6 (Factor B), seguida por la granulometría (Factor A). Ambos factores superaron el límite de significancia (línea vertical a 4.303), lo cual indicó que su influencia en la respuesta fue estadísticamente significativa. En contraste, el porcentaje de sólidos (Factor C) y las interacciones AB, AC y BC no superaron el umbral, evidenciando que no ejercieron un impacto relevante en la recuperación de Cu. Este resultado reflejó que la flotación de cobre estuvo principalmente controlada por la cantidad de colector y el grado de liberación mineral alcanzado mediante la molienda.

Figura 29

Diagrama de Pareto de efectos estandarizados para la recuperación de Cu

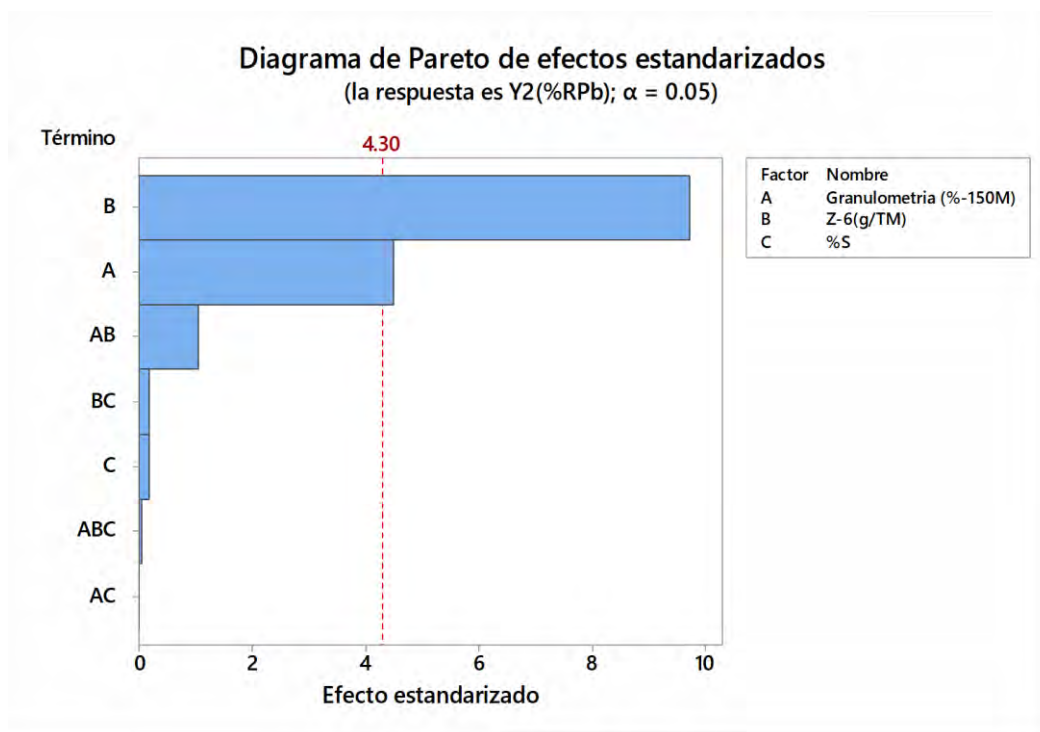


Nota. El diagrama muestra los efectos estandarizados de las variables sobre la recuperación de cobre, considerando un nivel de significancia $\alpha = 0.05$. tomado de la data de MINITAB 17.

En el caso de la recuperación de plomo, el análisis evidenció nuevamente que el factor B (dosificación del colector Z-6) presentó el mayor efecto significativo, seguido por la granulometría (Factor A). Ambos factores superaron el límite de significancia de 4.30, confirmando su incidencia estadística en la respuesta. El resto de factores y sus interacciones no fueron significativos. Estos hallazgos indicaron que, al igual que en el cobre, la recuperación de plomo dependió en mayor medida de la dosificación de colector y de la granulometría, lo cual es consistente con el comportamiento de los sulfuros complejos en sistemas de flotación bulk de Cu–Pb.

Figura 30

Diagrama de Pareto de efectos estandarizados para la recuperación de Pb



Nota. El diagrama muestra los efectos estandarizados de las variables sobre la recuperación de plomo, considerando un nivel de significancia $\alpha = 0.05$. Tomado de la data de MINITAB 17.

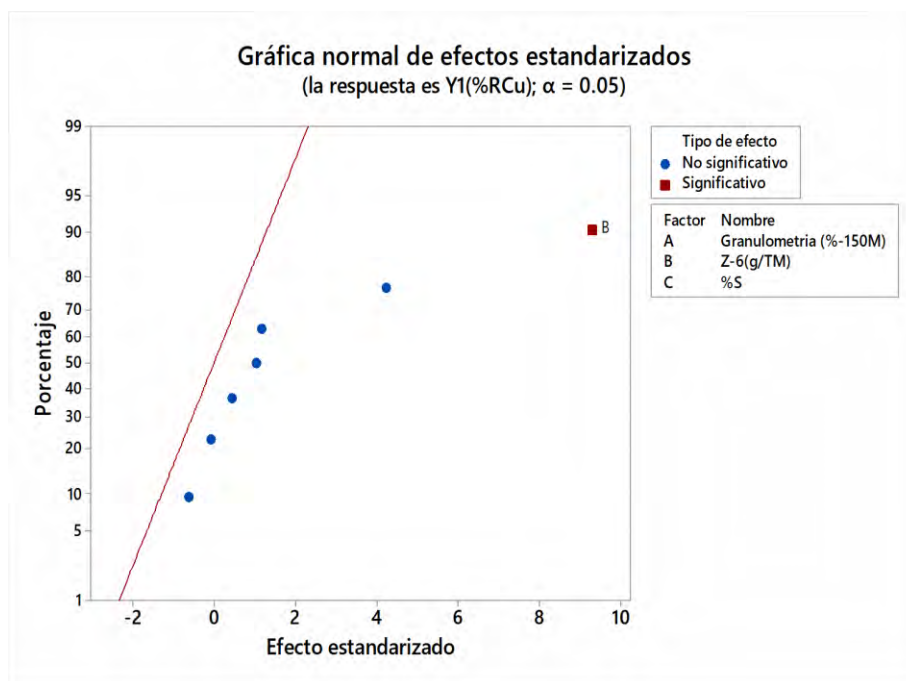
6.2.2 Grafica Normal de los Efectos en la Recuperación de Cu y Pb

Luego de identificar mediante el diagrama de Pareto los factores de mayor incidencia en las recuperaciones de cobre y plomo (ítem 6.2.1), se procedió a determinar los efectos estandarizados en gráficas normales, con el propósito de confirmar cuáles de ellos fueron estadísticamente significativos. Estas gráficas permitieron diferenciar de manera clara los factores principales y desestimar aquellos cuya influencia no superó el nivel de significancia establecido ($\alpha = 0.05$).

La gráfica normal de efectos estandarizados para la recuperación de cobre (Y1, %R-Cu), fue la que se muestra en la Figura 31.

Figura 31

Gráfica normal de efectos estandarizados para la recuperación de cobre (Y1, %R-Cu)



Nota. La gráfica mostró que el factor B (colector Z-6) fue determinante en la recuperación de cobre. Tomado de la data de MINITAB 17.

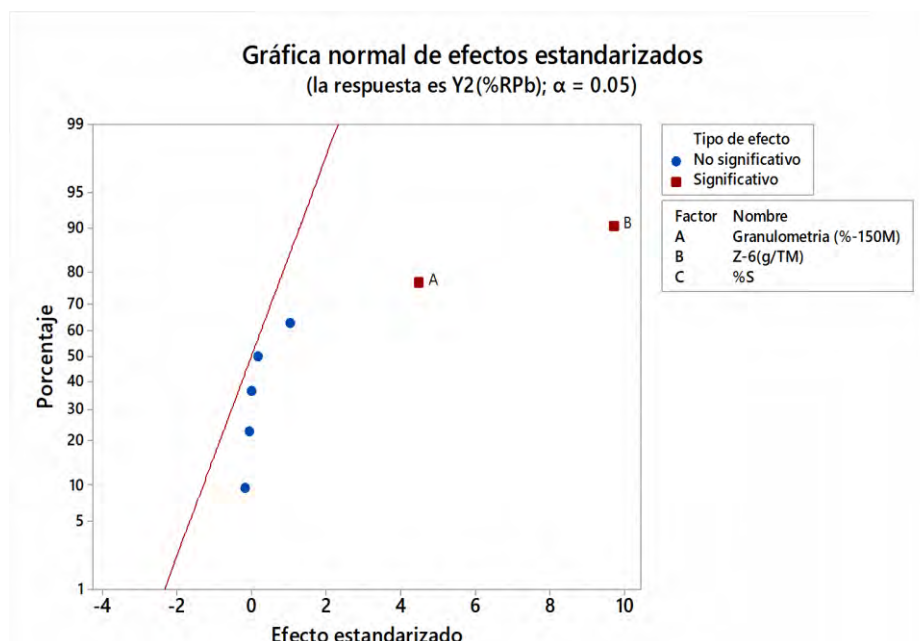
En la gráfica se evidenció que:

- El factor B (dosificación del colector Z-6) fue el único que se alejó de la línea de referencia, superando el límite de significancia. Esto confirmó que la recuperación de cobre dependió directamente de la cantidad de colector adicionada.
- Los factores A (granulometría, % -150 malla) y C (% de sólidos), así como sus interacciones, se situaron cercanos a la línea, mostrando que no tuvieron un efecto estadísticamente significativo sobre la variable de respuesta.
- Este comportamiento ratificó lo observado en el diagrama de Pareto, donde el colector Z-6 había sido identificado como la variable de mayor peso en la recuperación de cobre.

La gráfica normal de efectos estandarizados para la recuperación de plomo (Y2, %R-Pb), fue la que se muestra en la Figura 32

Figura 32

Gráfica normal de efectos estandarizados para la recuperación de plomo (Y2, %R-Pb)



Nota. La gráfica confirmó que tanto la dosificación del colector (B) como la granulometría (A) fueron factores significativos en la recuperación de plomo. Tomado de la data de MINITAB 17.

En el caso de la recuperación de plomo, la gráfica mostró que:

- Tanto el factor B (dosificación del colector Z-6) como el factor A (granulometría, % - 150 malla) se ubicaron fuera de la línea de referencia, confirmando que ambos ejercieron una influencia significativa en la flotación de la galena.
- El mayor efecto correspondió al colector, lo que indicó que la recuperación de plomo, al igual que la del cobre, dependió en gran medida de la dosificación del reactivo. Sin embargo, la granulometría también resultó crítica, puesto que una liberación adecuada del mineral fue indispensable para que el plomo pudiera recuperarse de manera eficiente.

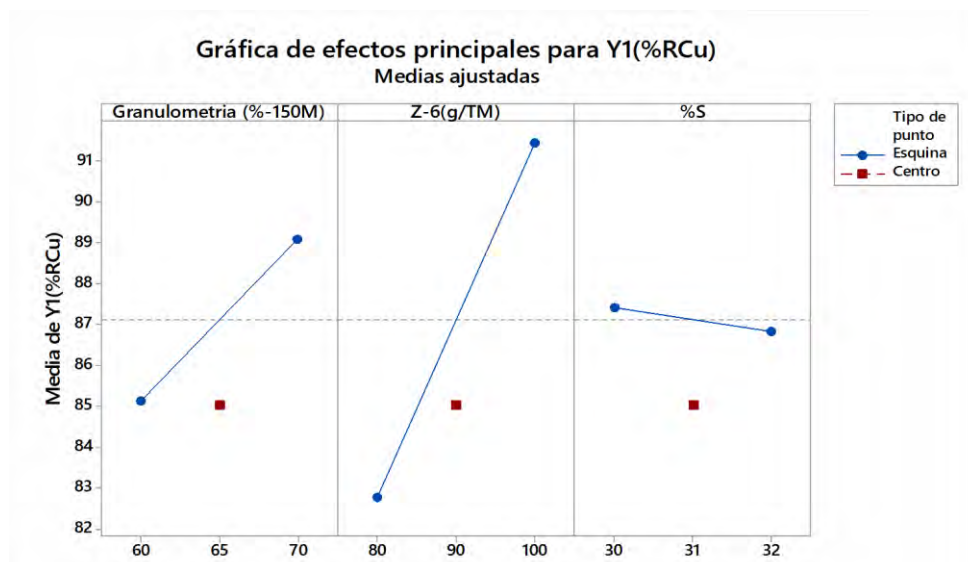
- El factor C (% de sólidos) y las interacciones no mostraron significancia estadística.

6.2.3 Efectos Principales de Cada Variable en la Recuperación de Cu y Pb

El análisis de los efectos principales permitió identificar la influencia individual de cada variable sobre las recuperaciones de cobre y plomo. En el caso del cobre (Figura 33), se observó que la granulometría ejerció un efecto positivo moderado, ya que al incrementar el porcentaje de mineral pasante a -150 mallas de 60 a 70%, la recuperación tendió a aumentar ligeramente. Sin embargo, la variable que mostró mayor incidencia fue la dosificación del colector Z-6, cuya variación de 80 a 100 g/TM generó un incremento significativo en la recuperación, confirmando su papel determinante en la flotación del cobre. Por el contrario, el porcentaje de sólidos en la pulpa presentó un efecto prácticamente nulo, con una ligera tendencia negativa que no alcanzó significancia estadística.

Figura 33

Gráfica de efectos principales para Y1(%R-Cu)

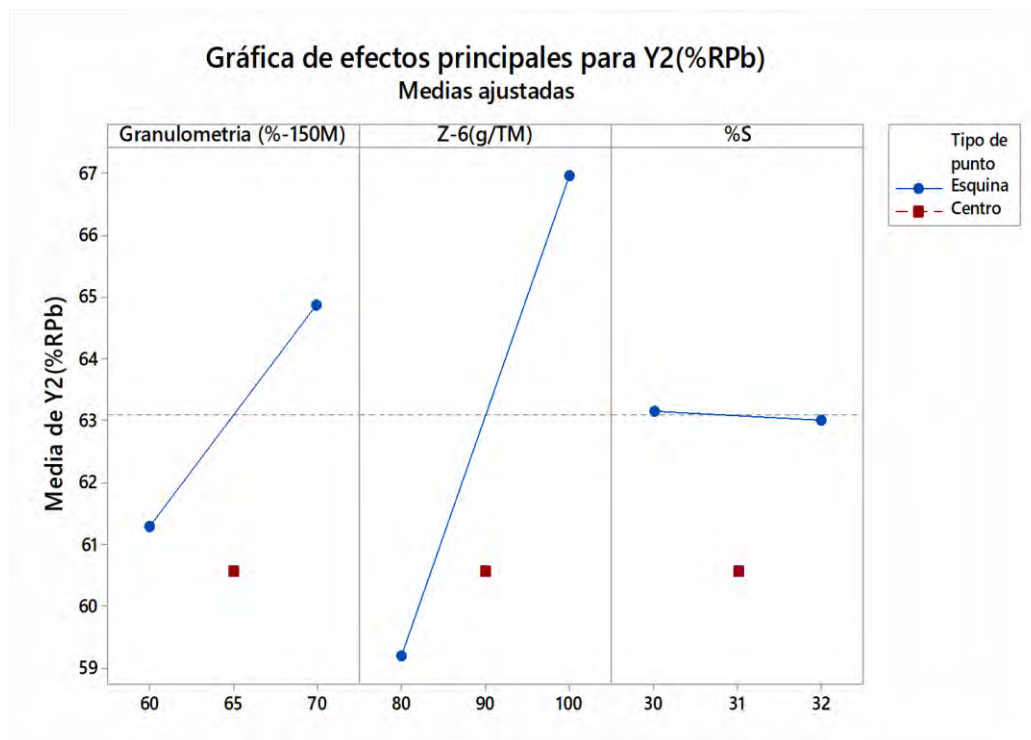


Nota. La figura muestra el efecto individual de cada factor o variable en la recuperación de cobre. Tomado de la data de MINITAB 17.

En cuanto al plomo (Figura 34), el comportamiento fue similar, aunque con una particularidad importante: tanto la granulometría como la dosificación del colector Z-6 mostraron efectos positivos, lo que evidenció que la eficiencia en la recuperación de galena dependió tanto de una adecuada liberación mineralógica como de la acción del reactivo. La granulometría influyó en el grado de liberación de la mena, y al trabajar con una fracción más fina (-150 mallas) se favoreció la exposición de superficies libres, mejorando la flotabilidad del plomo. Al igual que en el cobre, el porcentaje de sólidos no tuvo un impacto relevante sobre la respuesta metalúrgica, manteniéndose como una variable de baja significancia.

Figura 34

Gráfica de efectos principales para Y2(%RPb)



Nota. La figura muestra el efecto individual de cada factor o variable en la recuperación de plomo. Tomado de la data de MINITAB 17.

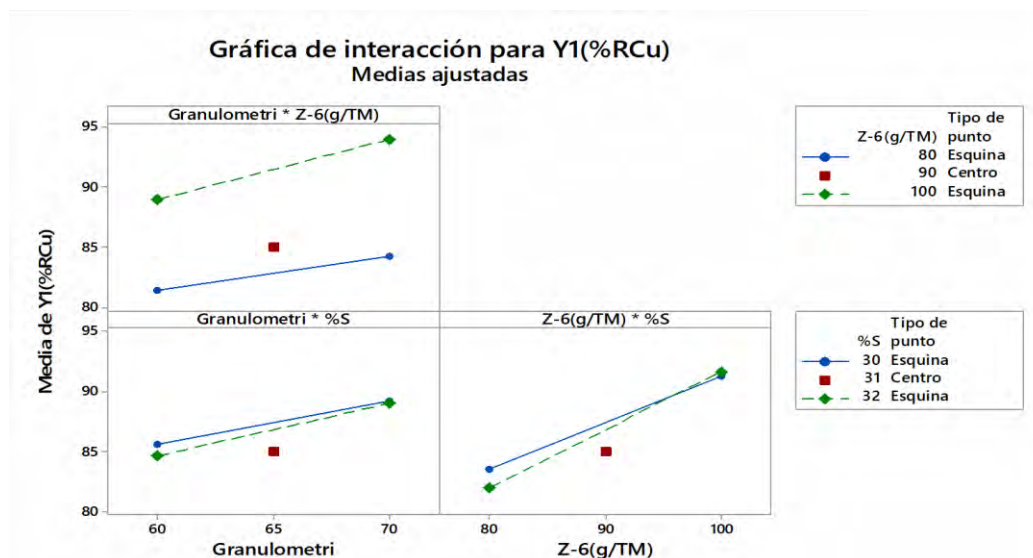
6.2.4 Efectos de las Interacciones de las Variables en la Recuperación de Cu y Pb

El análisis de las gráficas de interacción permitió evaluar cómo la combinación de las variables independientes influyó en las recuperaciones de cobre y plomo.

En el caso del cobre (Figura 35), se observó que la interacción entre granulometría y dosificación del colector Z-6 fue la más relevante. A granulometrías más finas (70% -150 mallas) y con mayores dosificaciones del colector (100 g/TM), la recuperación alcanzó sus valores más altos, lo que evidencia un efecto sinérgico positivo entre estas variables. En contraste, la interacción granulometría y %S mostró una relación débil, con ligeras variaciones en la recuperación que no alcanzaron significancia. Finalmente, la interacción Z-6 y %S reflejó un comportamiento positivo, indicando que el incremento del colector favoreció la recuperación en todos los niveles de sólidos, aunque el efecto fue más notorio en condiciones de 32%.

Figura 35

Gráfica de interacción para Y1(%RCu)

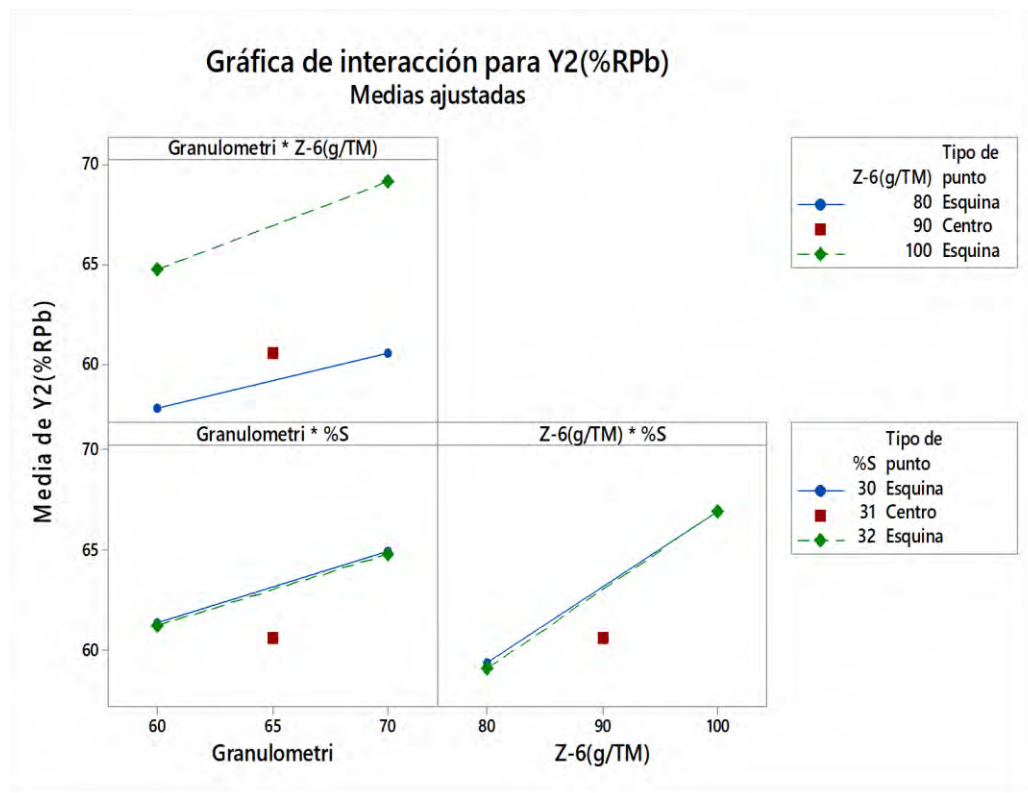


Nota. La figura ilustra la influencia de las interacciones entre las variables experimentales sobre la recuperación de cobre, a partir del análisis estadístico realizado en el software MINITAB 17.

En cuanto al plomo (Figura 36), el patrón fue más marcado. La interacción granulometría-Z-6 resultó determinante, ya que al combinar una molienda más fina con dosis elevadas del colector se obtuvo un incremento sustancial en la recuperación de galena. La interacción granulometría-%S presentó una tendencia casi nula, ratificando que la variación del porcentaje de sólidos no ejerció un efecto significativo sobre el comportamiento del plomo. Por otro lado, la interacción Z-6-%S confirmó la importancia del colector como variable principal, dado que el aumento en su dosificación incrementó consistentemente la recuperación de plomo en ambos niveles de sólidos, aunque con mayor efecto cuando se trabajó a 32%.

Figura 36

Gráfica de interacción para Y2(%R-Pb)



Nota. La figura ilustra la influencia de las interacciones entre las variables experimentales sobre la recuperación de plomo, a partir del análisis estadístico realizado en el software MINITAB.

6.2.5 Análisis de Varianza (ANOVA)

El análisis de varianza (ANOVA) permitió determinar la significancia estadística de las variables evaluadas en la recuperación de cobre (Y1, %R-Cu) y plomo (Y2, %R-Pb).

Para el caso del cobre (Tabla 9), el modelo presentó un ajuste adecuado (SC = 196.209) y se identificó que la variable más influyente fue la dosificación del colector Z-6, con un valor $p = 0.011$, altamente significativo al nivel de confianza del 95%. La granulometría mostró una influencia moderada ($p = 0.051$), cercana al umbral de significancia, lo que indica que su efecto podría ser relevante bajo condiciones de mayor sensibilidad experimental. En contraste, el porcentaje de sólidos ($p = 0.599$) y las interacciones de segundo y tercer orden no fueron estadísticamente significativas, lo que confirma que estas variables tuvieron un impacto reducido sobre la recuperación de cobre.

Tabla 9

Análisis de varianza para la recuperación de cobre (Y1, %R-Cu)

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	8	196.209	24.526	14.12	0.068
Lineal	3	182.084	60.695	34.94	0.028
Granulometría (%-150M)	1	31.166	31.166	17.94	0.051
Z-6(g/TM)	1	150.251	150.251	86.49	0.011
%S	1	0.667	0.667	0.38	0.599
Interacciones de 2 términos	3	4.597	1.532	0.88	0.570
Granulometría (%-150M)*Z-6(g/TM)	1	2.365	2.365	1.36	0.364
Granulometría (%-150M)*%S	1	0.340	0.340	0.20	0.701
Z-6(g/TM)*%S	1	1.892	1.892	1.09	0.406
Interacciones de 3 términos	1	0.009	0.009	0.01	0.949
Granulometría (%-150M)*Z-6(g/TM)*%S	1	0.009	0.009	0.01	0.949
Curvatura	1	9.519	9.519	5.48	0.144
Error	2	3.475	1.737		
Total	10	199.683			

Nota. La tabla muestra los resultados del análisis de varianza (ANOVA) aplicado a la recuperación de cobre, considerando como variables independientes la granulometría (% - 150M), la dosificación del colector Z-6 y el porcentaje de sólidos. Tomado de la data de MINITAB 17.

En el caso del plomo (Tabla 10), los resultados fueron consistentes con lo observado en la recuperación de cobre. El modelo presentó un buen ajuste ($SC = 161.354$) y los factores significativos fueron el colector Z-6 ($p = 0.010$) y la granulometría ($p = 0.046$). Ambos factores mostraron un efecto directo y positivo sobre la recuperación de galena, lo que confirma que el grado de liberación del mineral y la acción del reactivo son determinantes en el proceso. El porcentaje de sólidos, nuevamente, no tuvo un efecto significativo ($p = 0.877$), y las interacciones entre variables resultaron irrelevantes desde el punto de vista estadístico.

Tabla 10

Análisis de varianza para la recuperación de plomo (Y2, %R-Pb)

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	8	161.354	20.169	15.83	0.061
Lineal	3	146.167	48.722	38.24	0.026
Granulometria (%-150M)	1	25.848	25.848	20.29	0.046
Z-6(g/TM)	1	120.280	120.280	94.39	0.010
%S	1	0.039	0.039	0.03	0.877
Interacciones de 2 términos	3	1.420	0.473	0.37	0.786
Granulometria (%-150M)*Z-6(g/TM)	1	1.378	1.378	1.08	0.408
Granulometria (%-150M)*%S	1	0.000	0.000	0.00	0.996
Z-6(g/TM)*%S	1	0.042	0.042	0.03	0.873
Interacciones de 3 términos	1	0.003	0.003	0.00	0.965
Granulometria (%-150M)*Z-6(g/TM)*%S	1	0.003	0.003	0.00	0.965
Curvatura	1	13.764	13.764	10.80	0.081
Error	2	2.548	1.274		
Total	10	163.903			

Nota. La tabla presenta los resultados del análisis de varianza (ANOVA) correspondiente a la recuperación de plomo. Tomado de la data de MINITAB.

6.2.6 Ajuste y Correlación del Modelo de Recuperación de Cu y Pb

El análisis del ajuste de los modelos de regresión para la recuperación de cobre y plomo permitió evaluar la capacidad predictiva de las ecuaciones obtenidas.

En el caso del cobre (Tabla 11), el modelo de regresión para la recuperación de cobre presentó un coeficiente de determinación R^2 de 98.26% y un R^2 ajustado de 91.30%, lo que demuestra un ajuste adecuado y una alta capacidad explicativa y predictiva del modelo.

Tabla 11*Modelo de regresión para la recuperación de cobre*

Resumen del modelo en función al coeficiente de correlación para el cobre		
S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)
1.31807	98.26%	91.30%

Nota. La tabla presenta un resumen del modelo en función al coeficiente de correlación para el cobre. Tomado de la data de MINITAB.

El modelo de regresión para la recuperación de plomo (Tabla 12) alcanzó un coeficiente de determinación R^2 de 98.45% y un R^2 ajustado de 92.23%, confirmando la confiabilidad del ajuste y la representatividad del modelo para describir la flotación de galena.

Tabla 12*Modelo de regresión para la recuperación de plomo*

Resumen del modelo en función al coeficiente de correlación para el plomo		
S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)
1.12882	98.45%	92.23%

Nota. La tabla presenta un resumen del modelo en función al coeficiente de correlación para el plomo. Tomado de la data de MINITAB.

6.2.7 Estimación de Coeficientes Codificados del Modelo Matemático de Recuperación

La estimación de los coeficientes codificados permitió establecer la magnitud y el signo de los efectos de cada variable y sus interacciones sobre la recuperación de cobre y plomo.

En el caso del cobre (Tabla 13), el modelo mostró como variables de mayor influencia la dosificación del colector Z-6 (coef. = 4.334; $p = 0.011$) y, en menor medida, la granulometría (coef. = 1.974; $p = 0.051$), la cual se encuentra cercana al límite de significancia. Esto confirma que el colector fue el factor principal en la recuperación de calcopirita, mientras que una

molienda más fina contribuyó positivamente, aunque con menor fuerza estadística. El porcentaje de sólidos presentó un coeficiente negativo (coef. = -0.289; $p = 0.599$), lo que sugiere un efecto adverso, pero no significativo en la flotación de cobre. Asimismo, las interacciones entre variables no mostraron valores estadísticamente significativos, indicando que los efectos combinados fueron menos determinantes que los individuales.

Tabla 13

Coefficientes codificados para la recuperación de cobre

Término	Efecto	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante		87.109	0.466	186.93	0.000	
Granulometria (%-150M)	3.947	1.974	0.466	4.24	0.051	1.00
Z-6(g/TM)	8.668	4.334	0.466	9.30	0.011	1.00
%S	-0.578	-0.289	0.466	-0.62	0.599	1.00
Granulometria (%-150M)*Z-6(g/TM)	1.087	0.544	0.466	1.17	0.364	1.00
Granulometria (%-150M)*%S	0.413	0.206	0.466	0.44	0.701	1.00
Z-6(g/TM)*%S	0.972	0.486	0.466	1.04	0.406	1.00
Granulometria (%-150M)*Z-6(g/TM)*%S	-0.068	-0.034	0.466	-0.07	0.949	1.00
Pt Ctral		-2.089	0.892	-2.34	0.144	1.00

Nota. En la tabla se muestra los coeficientes codificados del modelo matemático para la recuperación de cobre. Tomado de la data de MINITAB.

Tabla 14

Coefficientes codificados para la recuperación de plomo

Término	Efecto	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante		63.085	0.399	158.07	0.000	
Granulometria (%-150M)	3.595	1.797	0.399	4.50	0.046	1.00
Z-6(g/TM)	7.755	3.878	0.399	9.72	0.010	1.00
%S	-0.140	-0.070	0.399	-0.18	0.877	1.00
Granulometria (%-150M)*Z-6(g/TM)	0.830	0.415	0.399	1.04	0.408	1.00
Granulometria (%-150M)*%S	0.005	0.003	0.399	0.01	0.996	1.00
Z-6(g/TM)*%S	0.145	0.072	0.399	0.18	0.873	1.00
Granulometria (%-150M)*Z-6(g/TM)*%S	-0.040	-0.020	0.399	-0.05	0.965	1.00
Pt Ctral		-2.512	0.764	-3.29	0.081	1.00

Nota. En la tabla se muestra los coeficientes codificados del modelo matemático para la recuperación de plomo. Tomado de la data de MINITAB.

6.2.8 Modelo de Correlación para la Optimización de la Recuperación de Cu y Pb

El desarrollo de los modelos de regresión en unidades no codificadas constituye un paso fundamental para la interpretación práctica de los resultados experimentales. Estos modelos permiten relacionar directamente las variables operacionales de granulometría (% -150M), dosificación de colector Z-6 (g/TM) y porcentaje de sólidos (%S), con la respuesta de recuperación de cobre y plomo, expresadas como Y1(%RCu) y Y2(%RPb).

En el caso del cobre, la ecuación obtenida evidencia que el factor con mayor incidencia es la dosificación de colector Z-6, seguido por la granulometría, mientras que el porcentaje de sólidos y las interacciones tienen una influencia secundaria. El término negativo asociado a la granulometría y al colector sugiere que la sobre-molienda o la sobredosificación pueden generar efectos contraproducentes en la recuperación, lo que confirma la necesidad de un control adecuado de ambos parámetros.

$$Y1(\%RCu) = 436 - 3.7A - 3.1B - 11.3C + 0.032A*B + 0.102A*C + 0.092B*C - 0.00067A*B*C - 2.089 \text{ PtCtral}$$

Donde:

A Granulometría (%-150M)

B Z-6(g/TM)

C %S

Para el plomo, el modelo de regresión refleja un comportamiento similar: la recuperación está principalmente influenciada por la dosificación de colector Z-6 y la granulometría, aunque con coeficientes de menor magnitud respecto al cobre. Asimismo, se

observa que las interacciones entre variables presentan un impacto reducido, lo que simplifica el ajuste operativo para optimizar la recuperación de este metal.

$$Y2(\%RPb)=149-1.5A-1.2B-3.1C+ 0.021A*B+0.036A*C+0.033B*C-0.00040A*B*C- 2.512 \text{ Pt Ctral}$$

Donde

A Granulometría (%-150M)

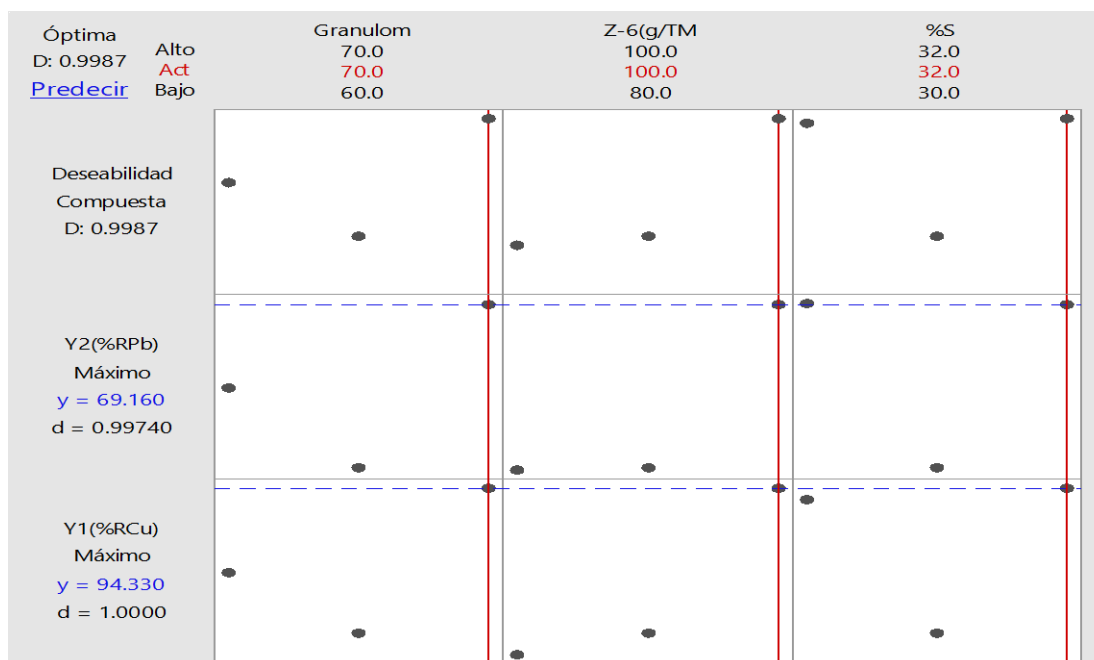
B Z-6(g/TM)

C %S

En conjunto, los modelos permiten establecer condiciones de operación que maximizan la recuperación de cobre y plomo, constituyendo una herramienta predictiva para la optimización de pruebas metalúrgicas y escalamiento a planta.

6.2.9 Optimización de la Recuperación de Cu y Pb

El análisis de optimización mediante el modelo de deseabilidad muestra que la mejor condición operacional se alcanza con una granulometría de 70% -150 mallas, una dosificación de colector Z-6 de 100 g/TM y un porcentaje de sólidos de 32%. Bajo estas condiciones, la deseabilidad compuesta es $D = 0.9987$, lo que indica un ajuste casi perfecto del modelo a los objetivos planteados.

Figura 37*Optimización de la Recuperación de Cu y Pb*

Nota. La figura muestra la optimización simultánea de las variables granulometría, dosificación del colector Z-6 y porcentaje de sólidos, obteniéndose condiciones óptimas de 70% -150 mallas, 100 g/TM de Z-6 y 32% de sólidos. Tomado de la data de MINITAB 17.

Los resultados predicen una recuperación máxima de cobre (Y1) de 94.33% con un valor de deseabilidad individual $d = 1.0000$, y una recuperación de plomo (Y2) de 69.16% con una deseabilidad de $d = 0.9974$. Esto confirma que el modelo permite simultáneamente optimizar la recuperación de ambos metales, priorizando las condiciones de molienda y dosificación del colector como variables críticas del proceso de flotación.

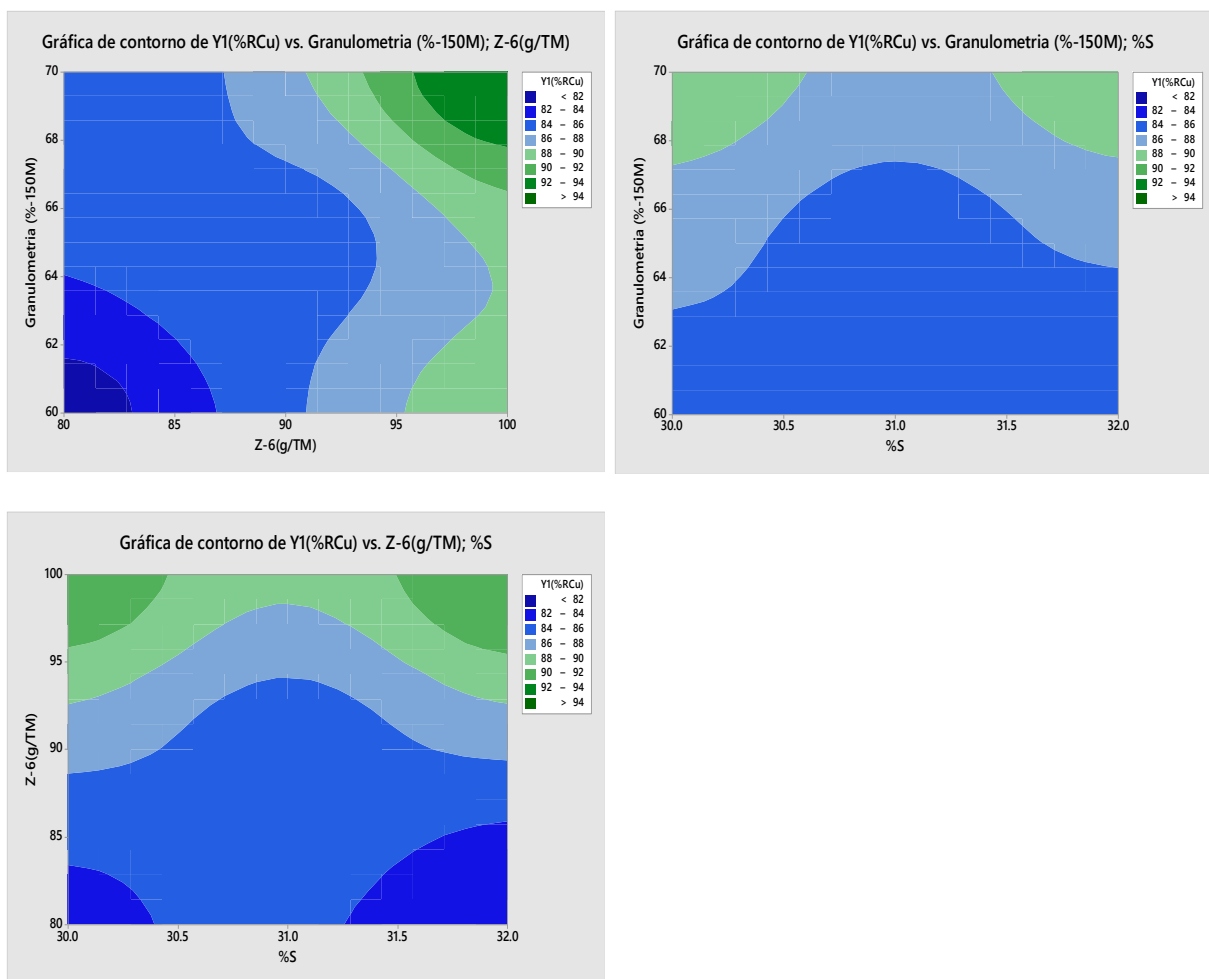
6.2.10 Gráfica de Contornos de Respuesta

Las gráficas de contorno nos permiten visualizar la interacción entre las variables independientes (granulometría, dosificación de Z-6 y porcentaje de sólidos) y su efecto sobre las respuestas metalúrgicas: recuperación de cobre (Y1 %RCu) y recuperación de plomo (Y2 %RPb).

En la primera fila (Figura 38), correspondiente al cobre, se observa que la mayor recuperación ($\approx 94\%$) se logra en la zona donde coinciden granulometrías finas (70% -150 mallas) con altas dosificaciones de Z-6 (100 g/TM) y un porcentaje de sólidos de 32%. A medida que las condiciones se alejan de estos valores, la recuperación disminuye de forma progresiva.

Figura 38

Graficas de contorno para el caso de cobre



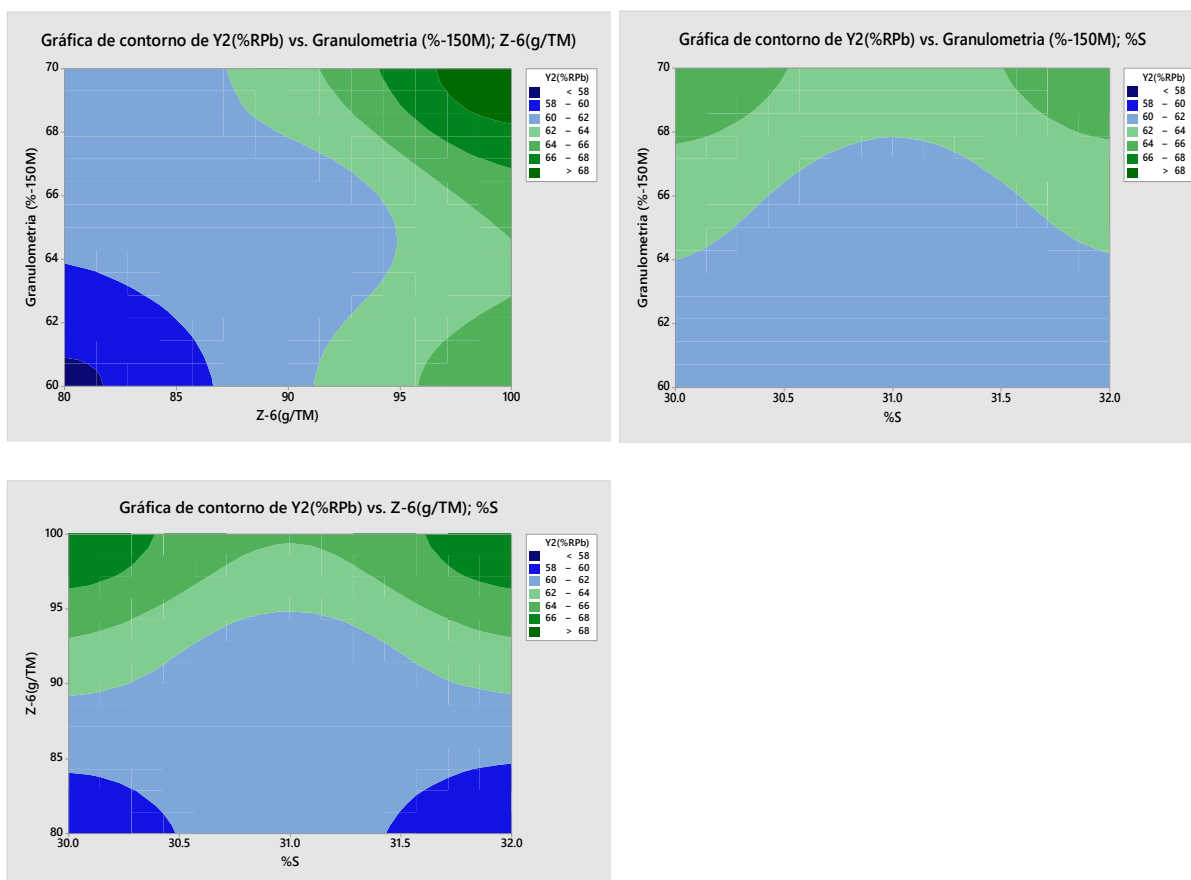
Nota. Las figuras muestran regiones donde se puede obtener recuperaciones bajas, intermedias y altas de cobre. Tomado de la data de MINITAB 17.

En la segunda fila (Figura 39), correspondiente al plomo, se aprecia un comportamiento similar: los valores óptimos de recuperación ($\approx 69\%$) se concentran en la región de

granulometrías más finas combinadas con mayor dosificación de Z-6 y un nivel de sólidos de 32%. Sin embargo, el efecto del porcentaje de sólidos es menos pronunciado en la recuperación de plomo en comparación con el cobre, lo que indica que esta variable tiene menor influencia en dicho metal.

Figura 39

Graficas de contorno para el caso de plomo



Nota. Las figuras muestran regiones donde se puede obtener recuperaciones bajas, intermedias y altas de plomo. Tomado de la data de MINITAB 17.

6.2.11 Gráfica de Superficie de Respuesta

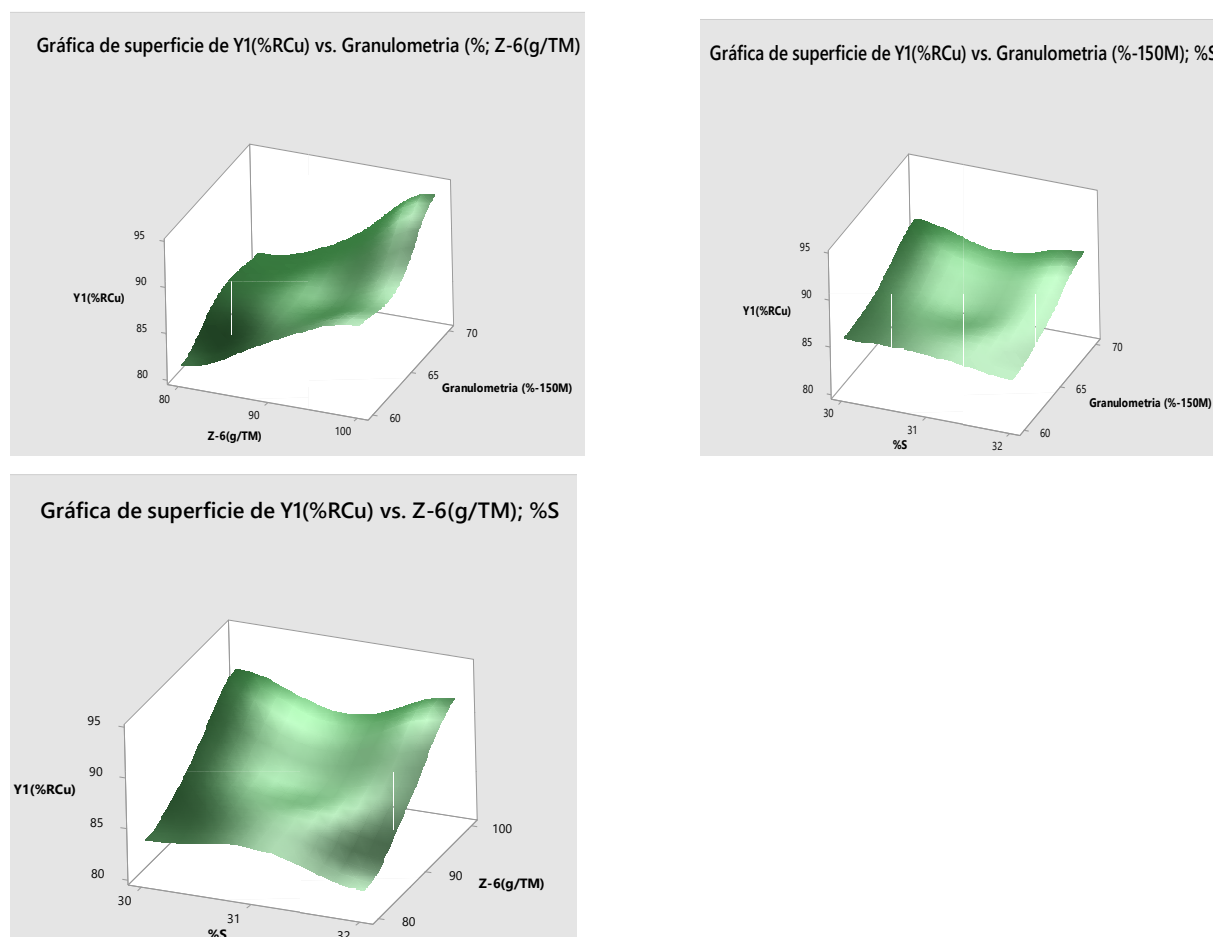
Las superficies de respuesta permiten visualizar en tres dimensiones la interacción de las variables independientes sobre la recuperación de cobre (Y1 %RCu) y plomo (Y2 %RPb).

Estas gráficas complementan a los diagramas de contorno, facilitando la identificación de regiones óptimas dentro del espacio experimental.

En el caso del cobre (Figura 40), se observa que la máxima recuperación se alcanza cuando se combinan granulometrías finas (-150 malla en un 70%) con dosificaciones altas del colector Z-6 (100 g/TM) y un porcentaje de sólidos cercano al 32%. La superficie presenta una tendencia ascendente en estas zonas, lo que evidencia una fuerte sensibilidad del cobre a dichas condiciones.

Figura 40

Gráfica de superficie de respuesta para el caso de cobre

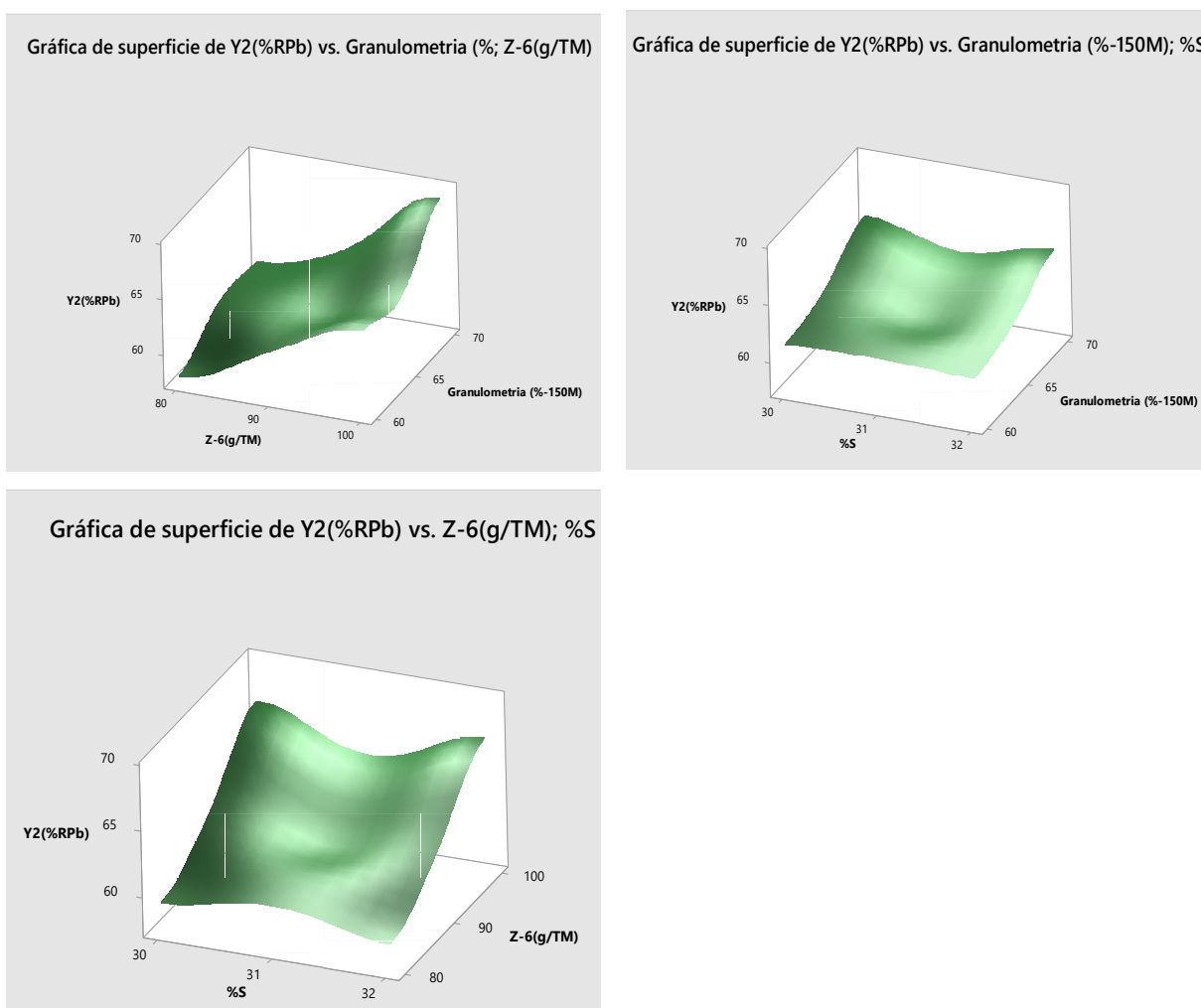


Nota. La figura es una gráfica de superficie de Y1 (%RCu) en función del par de variables. Tomado de la data de MINITAB 17.

Para el plomo (Figura 41), las superficies muestran un patrón similar, aunque con una respuesta menos pronunciada. La recuperación máxima ($\approx 69\%$) también se obtiene en granulometrías finas y mayor dosificación de Z-6, confirmando la influencia predominante de estas variables. Sin embargo, el efecto del porcentaje de sólidos resulta menos significativo en comparación con el cobre, lo cual concuerda con los análisis de ANOVA y regresión.

Figura 41

Gráfica de superficie de respuesta para el caso de plomo



Nota. La figura es una gráfica de superficie de Y2 (%Pb) en función del par de variables.

Tomado de la data de MINITAB.

6.3 Discusión Integral de los resultados

La investigación permitió evaluar el efecto de la granulometría, la dosificación del colector Z-6 y el porcentaje de sólidos sobre la recuperación metalúrgica de cobre y plomo en pruebas de flotación bulk a nivel de laboratorio.

Los resultados mostraron que la dosificación del colector Z-6 fue el factor más influyente en la recuperación de ambos metales, lo que concuerda con lo señalado por Wills y Finch (2016), quienes destacan que la cantidad de colector controla directamente la hidrofobicidad de las partículas y, por ende, la eficiencia de la flotación de sulfuros. Este efecto fue más notorio en la flotación de cobre, donde el colector se convirtió en la variable crítica para alcanzar recuperaciones superiores al 90%.

La granulometría del mineral también presentó un efecto significativo, particularmente en la recuperación de plomo. El análisis de Pareto y las gráficas de efectos principales demostraron que una mayor proporción de partículas finas (70% -150 mallas) incrementó la liberación de galena, favoreciendo su recuperación. Estos resultados son coherentes con lo reportado por Fuerstenau y Han (2003), quienes señalan que el grado de liberación es determinante para la flotación eficiente de minerales polimetálicos.

En contraste, el porcentaje de sólidos en la pulpa no mostró un impacto estadísticamente significativo en ninguno de los metales. Aunque valores cercanos al 32% permitieron mantener condiciones estables en la celda, su influencia sobre la recuperación fue mínima. Este hallazgo concuerda con lo descrito por Bulatovic (2007), quien sostiene que, dentro de rangos operacionales controlados, la variación de sólidos tiene menor efecto que la granulometría o la dosificación de reactivos.

Los resultados del ANOVA confirmaron la relevancia de Z-6 y la granulometría como factores significativos, mientras que las interacciones entre variables tuvieron un impacto reducido. No obstante, la interacción granulometría-colector (AB) mostró cierta contribución en la recuperación de plomo, lo que sugiere un efecto sinérgico cuando ambas variables se ajustan simultáneamente.

La optimización mediante el modelo de deseabilidad indicó que la mejor condición operacional se alcanzó con 70% -150 mallas, 100 g/TM de Z-6 y 32% de sólidos, obteniéndose recuperaciones máximas de 94,33% para cobre y 69,16% para plomo. La alta deseabilidad compuesta ($D = 0.9987$) confirmó la consistencia del modelo y su capacidad predictiva. Estos resultados son técnicamente relevantes, ya que demuestran que un ajuste apropiado de granulometría y colector permite maximizar la recuperación de minerales polimetálicos bajo condiciones controladas de laboratorio.

Finalmente, los modelos de regresión obtenidos presentaron coeficientes de determinación elevados ($R^2 > 98\%$), lo que demuestra su confiabilidad para predecir recuperaciones bajo condiciones similares. Este aspecto es clave para el escalamiento a nivel piloto o industrial, ya que permite anticipar el desempeño metalúrgico y definir estrategias de operación más eficientes.

CONCLUSIONES

1. Se confirmó que es posible recuperar de manera eficiente el concentrado bulk de cobre (Cu) y plomo (Pb) a partir de los minerales polimetálicos del yacimiento Gringa Dorada – Velille mediante el proceso de flotación por espumas. Los resultados experimentales demostraron que el ajuste de las variables granulometría, dosificación del colector Z-6 y porcentaje de sólidos tuvo una influencia significativa en la maximización de las recuperaciones, alcanzándose valores máximos de 94.33% para el cobre y 69.16% para el plomo. Estos hallazgos validan la hipótesis general y responden al problema planteado, evidenciando que el control de dichas variables constituye una estrategia técnica viable para mejorar la recuperación metalúrgica y, por ende, la rentabilidad de la explotación minera en la zona.
2. Se estableció que la granulometría óptima corresponde a un 70 % -150M, condición que permitió obtener la mayor recuperación de cobre (94.33 %) y plomo (69.16 %) en el concentrado bulk.
3. La dosificación óptima del colector Z-6 fue de 100 g/TM, valor con el cual se alcanzaron las máximas recuperaciones metalúrgicas determinadas en la investigación.
4. El porcentaje de sólidos óptimo en la pulpa se definió en 32 %, condición que favoreció la estabilidad del proceso de flotación y contribuyó a maximizar las recuperaciones de cobre y plomo.
5. Entre las variables evaluadas, la dosificación del colector Z-6 mostró la mayor influencia en la recuperación de cobre y plomo, confirmando que un ajuste adecuado de este reactivo es determinante para maximizar la eficiencia del proceso de flotación bulk en los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille.

RECOMENDACIONES

1. Dado que se obtuvo un concentrado bulk de Cu–Pb, se recomienda realizar pruebas de flotación selectiva con el fin de separar los concentrados de cobre y plomo. Esto permitiría obtener productos comercialmente más atractivos, con leyes y recuperaciones ajustadas a los estándares del mercado.
2. Replicar las condiciones óptimas determinadas en laboratorio (70% -150 mallas, 100 g/TM de Z-6 y 32% de sólidos) en pruebas piloto, a fin de validar la aplicabilidad de los resultados en operaciones a mayor escala y reducir las posibles variaciones metalúrgicas.
3. Explorar la combinación del colector Z-6 con otros reactivos, tales como ditiocarbamatos o ditiofosfatos, para mejorar la selectividad de la flotación y evaluar la reducción en el consumo específico de reactivos.
4. Desarrollar pruebas experimentales de flotación diferencial Cu–Pb, a partir del concentrado bulk obtenido bajo las condiciones óptimas determinadas en la presente investigación, con la finalidad de evaluar la separación selectiva de ambos metales y optimizar la ley de los concentrados individuales.
5. Realizar la evaluación de las variables independientes (granulometría del mineral, dosificación del colector Z-6 y porcentaje de sólidos en la pulpa) con el fin de analizar su influencia en la recuperación metalúrgica del concentrado bulk de Cu–Pb y optimizar las condiciones operacionales del proceso de flotación.

BIBLIOGRAFÍA

- Alanya Q., L. A., & Tovar L., J. D. (2023). *Aplicación de la flotación Instantania en el beneficios de minerales polimetalico de Cu-Pb - Znen pulpas debilmente ácidas en Compania Minera Kolpa*. Huancayo: UNCP.
- Aliaga N., R. P., & Ccansaya C., L. F. (2024). *Evaluación de la separación de Pb-Zn por flotación diferencial*. Cusco: UNSAAC.
- Arias Chavéz, D. &. (2021). *Investigar y escribir con APA 7*. Peru: 1° Edición - UPC.
- Armas Davila, G. J., & Rosales Fuster, J. A. (2014). *Evaluación de la separación del concentrado bulk plomo-cobre en la planta concentradora Mahr Tunel UEA Yauli-Volcan Compañía Minera S.A.A*. Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Artica Clemente, M. J. (2015). *“Optimizacion Del Proceso De Flotacion De La Calcopirita En Presencia De La Pirita En La Pulpa En La Concentradora Amistad Cia Minera Argentum”*. HUANCAYO.
- Bueno B., H. (2003). *Procesamiento de Minerales-Técnica Experimental y Cálculos Básicos en Plantas Concentradoras*. Jauja, Perú: Volcan Compañía Minera y Centromin Perú S.A.
- Canales, J. M. (2013). *Flotación selectiva de minerales sulfuros de plomo-zinc en presencia de reactivos naturales del tipo quebracho,2013 [tesis de posgrado,Universidad Nacional Autónoma de México]*. Repositorio institucional. Obtenido de Minerales: <https://repositorio.unam.mx/contenidos/flotacion-selectiva-de-minerales-sulfuros-de-plomo-zinc-en-presencia-de-activos-naturales-del-tipo-quebracho-81651?c=pQ8wXB&d=false&q=%E2%80%9CFlotaci%C3%B3n%20selectiva%20de%20minerales%20sulfurados%20de%20Plomo%2>

- Cortez Marcelo, C. (2019). *Flotación de zinc sin el uso de cal para la recuperación de concentrado de zinc, en la Unidad de Producción Andaychagua - Compañía Minera Volcan S.A.A.* Cerro de Pasco: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Currie, J. (1984). *Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales*. Lima: Traducido por Ms. Sc. Juan F. Chia Aquije.
- Dow, C. C. (1962). *Fundamentos de a flotación de minerales*. New York: Dow. CH. CO.
- Hernández Sampieri, R. (2014). *Metodología de la investigación*. Mexico: McGRAW-HILL.
- Jordan. (2022). Introducción A La Metalurgia. *Plantas de procesamiento de minerales*.
- Jose, M. (2012). *Evaluacion De Los Espumantes M91 Y M91-F En El Proceso De Flotacion Bulk Cu- Mo En El Complejo Metalurgico La Caridad*. MEXICO.
- Kracht, W. (2010). *Apuntes de Concentración de minerales-Texto Universitario*. Santiago, Chile: Universidad de Chile.
- Linares G., N. (2001). *Procesamiento de Minerales- Mineralurgia*. Tacna, Perú: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.
- Linares, I. N. (2020). PROCESAMIENTO DE MINERALES. *balance metalurgico en circuitos de flotacion*.
- Ortiz, A. A. (2015). *Flotacion y Concentracion de Minerales* . Lima: Colecciones Jovic.
- Porras, C. (1997). *Manual de procesamiento de minerales*. Lima- Perú.
- Quiroz N., I. (1986). *Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales*. Lima, Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Sutulov, A. (1963). *Flotación de minerales*. Santiago, Chile: Instituto de Investigación Tecnológica de Concepción.

Yianatos, J. (2005). *Flotación de minerales*. Valparaiso-Chile: Universidad Técnica Federico Santa María, Departamento de Procesos Químicos, Biotecnológicos y Ambientales.

ANEXOS

ANEXO 1: Matriz de consistencia

Tabla 15

Matriz de consistencia

RECUPERACIÓN DEL CONCENTRADO BULK DE Cu – Pb MEDIANTE FLOTACIÓN POR ESPUMA, A PARTIR DEL MINERAL DEL YACIMIENTO GRINGA DORADA – VELILLE - CHUMBIVILCAS - CUSCO				
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVOS GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	VARIABLE DEPENDIENTE	METODOLOGIA
¿Se logrará recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante la flotación por espuma, a partir del mineral del yacimiento Gringa Dorada – Velille, considerando las variables granulometría, dosificación de colector Z-6 y porcentaje de sólidos?	Recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante la flotación por espuma, a partir del mineral del yacimiento Gringa Dorada – Velille, considerando las variables granulometría, dosificación de colector Z-6 y porcentaje de sólidos.	Se logra recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante la flotación por espuma, a partir del mineral del yacimiento Gringa Dorada – Velille, se logrará ajustando las variables de granulometría, dosificación del colector Z-6 y porcentaje de sólidos.	Recuperación de concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb).	ENFOQUE Cuantitativo TIPO Experimental NIVEL Explicativo DISEÑO Experimental: Diseño Factorial 2 ³
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPOTESIS ESPECÍFICAS	VARIABLES INDEPENDIENTE	
¿Cuál es la granulometría óptima de mineral que permite recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir del mineral del yacimiento Gringa Dorada – Velille?	Determinar la granulometría óptima de mineral para recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir del mineral del yacimiento Gringa Dorada – Velille.	La granulometría óptima de mineral permite recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir del mineral del yacimiento Gringa Dorada – Velille, se encuentra en el rango de 60 a 70% - 150M.	<ul style="list-style-type: none"> Granulometría del mineral. Dosificación del colector Z-6. Porcentaje de sólidos. 	POBLACIÓN Minerales del yacimiento Gringa Dorada
¿Cuánto debe ser la dosificación de colector Z-6 para recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir del mineral del yacimiento Gringa Dorada – Velille?	Determinar la dosificación óptima del colector Z-6 para recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir del mineral del yacimiento Gringa Dorada – Velille.	La dosificación de colector Z-6 que asegura recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante la flotación por espuma, a partir del mineral del yacimiento Gringa Dorada – Velille, se encuentra en el rango de 80 a 100g/TM.		MUESTRA: 50Kg a 60Kg Técnicas e instrumentos:
¿Cuál será el porcentaje de sólidos óptimo para recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille?	Calcular el porcentaje de sólidos óptimo para recuperar el concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille.	Un porcentaje de sólidos de 30% asegura maximizar la recuperación del concentrado bulk de cobre (Cu), plomo (Pb) mediante flotación por espuma, a partir de los minerales del yacimiento Gringa Dorada – Velille,		Observación Ensayos de laboratorio Diseño factorial, Excel


ANEXO 2: Fotografía de Muestreo en el Yacimiento



ANEXO 3: Fotografía de la Preparación de Muestras en el Laboratorio




ANEXO 4: Reporte de Ensayo de Cabeza



Laboratorios Analíticos del Sur

**LABORATORIO DE ENSAYO ACREDITADO
POR LA DIRECCIÓN DE ACREDITACIÓN
DEL INACAL CON REGISTRO N° LE-050**



INACAL
D.A. - Perú
Laboratorio de Calibración
Acreditado

Registro R.L.C. - 809

Clave generada : B5FEEADC

INFORME DE ENSAYO LAS01-MN-AC-24-03679

Fecha de emisión: 16/10/2024

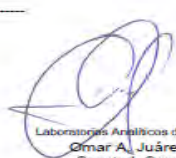
Página 1 de 1

Señores: JOSE LUIS DIAZ RUIZ
Dirección: CALLE CHILE CUZCO
Atención: JOSE LUIS DIAZ RUIZ
Recepción: 28/09/2024
Realización: 28/09/2024
Observación: El Laboratorio no realiza la toma de muestra.

Métodos ensayados
502 Método de Ensayo para Cobre por Absorción Atómica, Método Desarrollado (Validado) - 2013 (METODO DE ENSAYO ACREDITADO)
503 Método de Ensayo para Plomo por Absorción Atómica, Método Desarrollado (Validado) - 2013 (METODO DE ENSAYO ACREDITADO)
*542 Método de ensayo para Zinc por absorción atómica

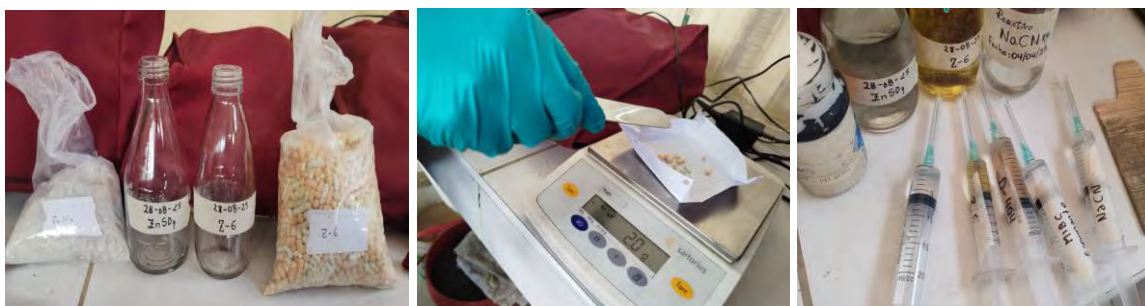
Código interno L.A.S.	(a) Nombre de Muestra	(b) Procedencia de Muestra	(c) Descripción de Muestra	*542	502	503
				Zn %	Cu %	Pb %
MN24024639	"Mineral de Cobre Vellie"	No proporcionado por el cliente	Sociedad minera - Mineral Pulverizado	10,1	4,36	3,44

Fin del informe



Omar A. Juárez Soto
Gerente de Operaciones
M. Sc. Ingeniero Químico CIP 114426

ANEXO 5: Fotografía de la Determinación de la Gravedad Específica**ANEXO 6: Fotografía de la Determinación de la composición Mineralógica y Liberación**

ANEXO 6: Fotografía de la Determinación de Tiempo de Molienda**ANEXO 7 : Fotografía de Preparación de Reactivos****ANEXO 8 : Fotografías de Pruebas de Flotación, Obtención de Concentrados**



ANEXO 9 : Reporte de Análisis Químico de los Concentrados

INFORME DE ENSAYO N° MN 04092025

A SOLICITUD DE
DIRECCION DEL SOLICITANTE

MILAGROS PUMACALLAHUI ASENCIO
ABANCAY

POR CUENTA DE
ASUNTO
PRODUCTO DESCRITO COMO
CANTIDAD DE MUESTRAS
INSTRUCCIONES DE ENSAYO
LUGAR Y FECHA DE RECEPCION
CARACTERISTICAS Y CONDICIONES
RECEPCION DE LAS MUESTRAS
FECHA DE REALIZACION DEL ENSAYO

MILAGROS PUMACALLAHUI ASENCIO
PREPARACION Y ANALISIS QUIMICO
CONCENTRADO
1
Tipo Reconocimiento
Vista Alegre, 04/09/2025
Bolsa Plástica Sellada
MUESTRA MOLIDA, 0.30 Kg Aproximado
Vista Alegre - Nasca 04/09/2025

ENSAYO RESULTADO


IDENTIFICACIÓN DE LA MUESTRA	ELEMENTOS	
	CuT	Pb
	%	%
1 CONCENTRADO	22.50	12.50
2 CONCENTRADO	23.00	13.00
3 CONCENTRADO	23.50	13.50
4 CONCENTRADO	24.00	14.00
5 CONCENTRADO	22.60	12.80
6 CONCENTRADO	22.80	13.00
7 CONCENTRADO	23.50	13.50
8 CONCENTRADO	24.20	14.00
9 CONCENTRADO	22.74	13.20
10 CONCENTRADO	23.20	12.70
11 CONCENTRADO	22.90	12.80

METODOS DE ENSAYO

DETERMINACION	REFERENCIA O NORMA
Cobre	LP-AI-ME-02 .Rev.03 / Determinación de Cobre, Plomo, Zinc, Cadmio, Molibdeno, Hierro, Manganeseo en Minerales por el Método de Absorción Atómica- Digestión (1 ácido)
Plomo	LP-AI-ME-02 .Rev.03 / Determinación de Cobre, Plomo, Zinc, Cadmio, Molibdeno, Hierro, Manganeseo en Minerales por el Método de Absorción Atómica- Digestión (1 ácido)

OBSERVACIONES.

Emitido en Nasca, 04 de Setiembre de 2025


Ing. Nabor Mucha
Reg. CIP 20300

ANEXO 10 : Balances Metalúrgicos de Cada Prueba Experimental.

	DESCRIPCIÓN	PESO	LEY-Cu	LEY-Pb	C.M- Cu	C.M-Pb	%R-Cu	%R-Pb	K
		(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	
BALANCE 1	CABEZA (F)	768.17	4.36	3.44	33.49	26.43	100	100	7.68
	CONC. BULK- (C)	122.6	22.5	12.5	27.59	15.33	82.36	57.99	1
	RELAVE (T)	645.57	0.77	1.44	4.96	9.33	17.64	42.01	

	DESCRIPCIÓN	PESO	LEY-Cu	LEY-Pb	C.M- Cu	C.M-Pb	%R-Cu	%R-Pb	K
		(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	
BALANCE 2	CABEZA (F)	768.17	4.36	3.44	33.49	26.43	100	100	6.23
	CONC. BULK- (C)	123.4	23	13	28.38	16.04	84.74	60.71	1
	RELAVE (T)	644.77	0.67	1.35	4.29	8.72	15.26	39.29	

	DESCRIPCIÓN	PESO	LEY-Cu	LEY-Pb	C.M- Cu	C.M-Pb	%R-Cu	%R-Pb	K
		(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	
BALANCE 3	CABEZA (F)	768.17	4.36	3.44	33.49	26.43	100	100	6.06
	CONC. BULK- (C)	126.7	23.5	13.5	29.77	17.10	88.90	64.73	1
	RELAVE (T)	641.47	0.48	1.21	3.10	7.78	11.10	35.27	

	DESCRIPCIÓN	PESO	LEY-Cu	LEY-Pb	C.M- Cu	C.M-Pb	%R-Cu	%R-Pb	K
		(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	
BALANCE 4	CABEZA (F)	768.17	4.36	3.44	33.49	26.43	100	100	5.88
	CONC. BULK- (C)	130.6	24	14	31.34	18.28	93.59	69.19	1
	RELAVE (T)	637.57	0.28	1.06	1.78	6.76	6.41	30.81	

	DESCRIPCIÓN	PESO	LEY-Cu	LEY-Pb	C.M- Cu	C.M-Pb	%R-Cu	%R-Pb	K
		(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	
BALANCE 5	CABEZA (F)	834.98	4.36	3.44	36.41	28.72	100	100	6.45
	CONC. BULK- (C)	129.4	22.6	12.8	29.24	16.56	80.33	57.66	1
	RELAVE (T)	705.58	0.93	1.58	6.58	11.17	19.67	42.34	

	DESCRIPCIÓN	PESO	LEY-Cu	LEY-Pb	C.M- Cu	C.M-Pb	%R-Cu	%R-Pb	K
		(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	
BALANCE 6	CABEZA (F)	834.98	4.36	3.44	36.41	28.72	100	100	6.25
	CONC. BULK- (C)	133.6	22.8	13	30.46	17.37	83.67	60.47	1
	RELAVE (T)	701.38	0.77	1.48	5.43	10.37	16.33	39.53	

	DESCRIPCIÓN	PESO	LEY-Cu	LEY-Pb	C.M- Cu	C.M-Pb	%R-Cu	%R-Pb	K
		(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	
BALANCE 7	CABEZA (F)	834.98	4.36	3.44	36.41	28.72	100	100	6.06
	CONC. BULK- (C)	137.8	23.5	13.5	32.38	18.60	88.95	64.77	1
	RELAVE (T)	697.18	0.52	1.32	3.65	9.19	11.05	35.23	

DESCRIPCIÓN	PESO	LEY-Cu	LEY-Pb	C.M- Cu	C.M-Pb	%R-Cu	%R-Pb	K
-------------	------	--------	--------	---------	--------	-------	-------	---

BALANCE 8		(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	5.88
	CABEZA (F)	834.98	4.36	3.44	36.41	28.72	100	100	
	CONC. BULK- (C)	141.9	24.2	14	34.34	19.87	94.33	69.16	1
	RELAVE (T)	693.08	0.27	1.15	1.86	7.99	5.67	30.84	

BALANCE 9	DESCRIPCIÓN	PESO	LEY-Cu	LEY-Pb	C.M- Cu	C.M-Pb	%R-Cu	%R-Pb	K
		(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	
	CABEZA (F)	801.26	4.36	3.44	34.93	27.56	100	100	6.20
	CONC. BULK- (C)	129.2	22.74	13.2	29.38	17.05	84.10	61.87	1
	RELAVE (T)	672.06	0.72	1.37	4.86	9.19	15.90	38.13	

BALANCE 10	DESCRIPCIÓN	PESO	LEY-Cu	LEY-Pb	C.M- Cu	C.M-Pb	%R-Cu	%R-Pb	K
		(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	
	CABEZA (F)	801.26	4.36	3.44	34.93	27.56	100	100	6.15
	CONC. BULK- (C)	130.3	23.2	12.7	30.23	16.55	86.53	60.04	1
	RELAVE (T)	670.96	0.61	1.43	4.11	9.62	13.47	39.96	

BALANCE 11	DESCRIPCIÓN	PESO	LEY-Cu	LEY-Pb	C.M- Cu	C.M-Pb	%R-Cu	%R-Pb	K
		(g)	(%)	(%)	(g)	(g)	(%)	(%)	
	CABEZA (F)	801.26	4.36	3.44	34.93	27.56	100	100	6.22
	CONC. BULK- (C)	128.8	22.9	12.8	29.50	16.49	84.43	59.81	1
	RELAVE (T)	672.46	0.71	1.44	4.76	9.70	15.57	40.19	