

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



TESIS

**MEJORAMIENTO DE LA RECUPERACIÓN DE
CONCENTRADO BULK Pb-Cu POR FLOTACIÓN EN LA
COMPAÑÍA MINERA KOLPA S.A.- HUANCVELICA**

PRESENTADO POR:

Br. BORIS FREDERICK ACHAHUI ARIAS

Br. MIZWART BACA PHOCCO

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

ASESOR:

ING. EDUARDO MARCELO QUISPE NINA

CUSCO - PERÚ

2026



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

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

El que suscribe, el Asesor EDUARDO MARCELO QUISPE NINA
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: MEJORAMIENTO DE LA RECUPERACIÓN DE
CONCENTRADO BULK Pb-Cu POR FLOTACIÓN EN LA COMPAÑIA
MINERA KOLPA S.A. - HUANCABELICA

Presentado por: BORIS FREDERICK ACHAHUI ARIAS DNI N° 72208618;
presentado por: MIZWART BACA PHOLLO DNI N°: 72017366
Para optar el título Profesional/Grado Académico de
INGENIERO METALURGICO

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 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 7 %.

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, 14 de Agosto de 2026


Firma

Post firma Eduardo Marcelo Quispe Nina

Nro. de DNI 23957145

ORCID del Asesor 0000-0002-4473-1580

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: **oid:** 27259:614357985

MEJORAMIENTO DE LA RECUPERACIÓN DE CONCENTRADO BULK Pb-Cu POR FLOTACIÓN EN LA COMPAÑÍA MINERA KOLPA S.A. - HUANCAVELICA.

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:614357985

Fecha de entrega

14 ago 2026, 11:57 a.m. GMT-5

Fecha de descarga

14 ago 2026, 1:41 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

tesis final 3.docx

Tamaño del archivo

27.0 MB

193 páginas

33.530 palabras

185.673 caracteres

7% 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 8 palabras)

Exclusiones

- N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

- 5%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 6%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

-  **Caracteres reemplazados**
13 caracteres sospechosos en N.º de páginas
Las letras son intercambiadas por caracteres similares de otro alfabeto.
-  **Texto oculto**
23 caracteres sospechosos en N.º de página
El texto es alterado para mezclarse con el fondo blanco del documento.

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 DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO, SEÑORES HONORABLES MIEMBROS DEL JURADO CALIFICADOR:

Dado el cumplimiento del Reglamento de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica para optar el Título Profesional de Ingeniero metalúrgico, ponemos a vuestra consideración el siguiente trabajo de tesis titulada:

MEJORAMIENTO DE LA RECUPERACIÓN DE CONCENTRADO BULK Pb-Cu POR FLOTACION EN LA COMPAÑÍA MINERA KOLPA S.A. -HUANCAVELICA

El presente trabajo tiene como objetivo incrementar la recuperación del concentrado bulk considerando el tamaño de partícula P80, pH y reactivo colector Z-6. De esta manera, se contribuye a reducir las pérdidas de minerales valiosos en el relave e incrementar los beneficios económicos en la concentración de minerales.

Br. Mizwart Baca Phocco

Br. Boris Frederick Achahui Arias

DEDICATORIA

A mis padres Walter y Hermitania por el apoyo incondicional que me dieron en mi formación y en todo aspecto de mi vida, a mi hermano Siwar por siempre impulsar mi desarrollo profesional y personal, como también a mis amigos que siempre me dieron el soporte para seguir adelante con mis proyectos.

Br. Mizwart Baca Phocco

A mi padre Oswaldo y Hermano Carlos por el apoyo incondicional que me dieron en mi formación y en todo aspecto de mi vida, a mi pareja Lesly por siempre impulsar mi desarrollo profesional y personal, como también a mis amigos que siempre me dieron el soporte para seguir adelante con mis proyectos.

Br. Boris Frederick Achahui Arias

AGRADECIMIENTOS

A nuestra alma máter, la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, y a la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, por ser el pilar fundamental de nuestra formación académica y profesional.

A nuestros docentes, por la dedicación, paciencia y las invaluable enseñanzas que nos brindaron a lo largo de nuestra carrera universitaria

A nuestros queridos padres, hermanos y demás familiares, por su apoyo incondicional y por ser el motor que nos impulsó a culminar esta meta en todo momento.

Al Ing. Eduardo Quispe Nina, nuestro asesor, por brindarnos su predisposición, asesoría y dedicación al impartir sus conocimientos y guiarnos acertadamente durante la elaboración de la presente tesis.

Agradecimiento de manera especial al Ing. José Mestas Laime y al Ing. Elvis Alanya Tinoco parte del equipo de trabajo en la Compañía Minera Kolpa S.A., por su valioso acompañamiento a lo largo de todo el proceso de investigación. Su constante apoyo, orientación profesional y disposición para compartir sus conocimientos fueron fundamentales para el desarrollo y culminación de este trabajo. Asimismo, reconocemos su dedicación y compromiso, que contribuyeron significativamente a fortalecer la calidad y el rigor de la presente investigación.

TABLA DE CONTENIDO

PRESENTACIÓN.....	I
DEDICATORIA.....	II
AGRADECIMIENTOS	III
ÍNDICE DE FIGURAS.....	XI
ÍNDICE DE TABLAS	XIV
SIGLAS Y ABREVIATURAS.....	XVII
RESUMEN	XVIII
ABSTRACT.....	XIX
INTRODUCCIÓN	XX
CAPITULO I	1
1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Situación Problemática	1
1.2. Formulación de Problemas	2
1.2.1. Problema General.....	2
1.2.2. Problemas Específicos	2
1.3. Justificación	2
1.3.1. Relevancia Social.....	2
1.3.2. Relevancia Tecnológica	3
1.3.3. Relevancia Ambiental	3

1.3.4.	Relevancia Económica.....	3
1.3.5.	Objetivo General.....	4
1.3.6.	Objetivos Específicos.....	4
CAPÍTULO II.....		5
2.	MARCO TEÓRICO.....	5
2.1.	Antecedentes de la Investigación.....	5
2.1.1.	Antecedentes Internacionales.....	5
2.1.2.	Antecedentes Nacionales	7
2.1.3.	Antecedentes Locales.....	10
2.2.	Bases Teóricas.....	11
2.2.1.	Flotación de Minerales.....	11
2.2.2.	Variables del Proceso de Flotación	18
2.2.3.	Termodinámica de la Flotación.....	25
2.2.4.	Reactivos de Flotación.....	27
2.2.5.	Colectores	28
2.2.6.	Modificadores	35
2.2.7.	Liberación de Minerales Complejos	42
2.2.8.	Flotación de Minerales de Plomo y Cobre.....	43
2.2.9.	Unión de la Burbuja con la Partícula Mineral.	46
2.2.10.	Interfases de Flotación.	46

2.2.11.	Angulo de Contacto y Ecuación de Young.	47
2.2.12.	Cinética de Flotación.	49
2.2.13.	Modelos Cinéticos de Flotación de Minerales.....	50
2.2.14.	Tamaño de Partícula.....	53
2.2.15.	Diseño Experimental.....	59
2.3.	Definición de Términos Básicos	64
2.3.1.	Concentrado Bulk	64
2.3.2.	Galena	65
2.3.3.	Calcopirita.....	65
2.3.4.	Bornita.....	65
2.3.5.	Esfalerita	65
2.3.6.	Marmatita.....	66
2.3.7.	Sulfosales de Plata	66
2.3.8.	Ley de Concentrado	66
2.3.9.	Mineralogía.....	67
2.3.10.	Recuperación Metalúrgica	67
2.3.11.	pH.....	67
2.3.12.	Análisis Químico	67
2.3.13.	Calculo Metalúrgico.....	67
2.3.14.	Balance Metalúrgico	68

2.3.15.	Acondicionamiento de Pulpa	68
CAPITULO III.....		69
3.	HIPÓTESIS Y VARIABLES	69
3.1.	Hipótesis General.....	69
3.2.	Hipótesis Específica.....	69
3.3.	Variable Dependiente	69
3.4.	Variables Independientes	69
3.5.	Operacionalización de Variables	70
CAPÍTULO IV.....		71
4.	METODOLOGÍA	71
4.1.	Ámbito del Estudio	71
4.1.1.	Localización Política.....	71
4.1.2.	Localización Geográfica	71
4.1.3.	Vías de Acceso a la Unidad Minera Kolpa	73
4.2.	Tipo de Investigación.....	73
4.3.	Diseño de Investigación.....	74
4.4.	Alcance de la Investigación	74
4.5.	Método de Investigación.....	75
4.6.	Población de Estudio.....	75
4.6.1.	Tamaño de Muestra.....	75

4.6.2.	Técnicas de Selección de Muestra	76
4.6.3.	Técnicas e Instrumentos de Selección de Datos	76
4.6.4.	Validez y Confiabilidad de Instrumentos	77
4.6.5.	Plan de Análisis de Datos.....	78
CAPITULO V		81
5.	DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	81
5.1.	Preparación Mecánica del Mineral	82
5.2.	Chancado.....	82
5.3.	Homogenización y Cuarteo.....	82
5.4.	Análisis Químico de Muestra y Caracterización Mineralógica	82
5.4.1.	Análisis Químico del Mineral de Cabeza	82
5.4.2.	Caracterización del Mineral de Cabeza	83
5.5.	Preparación de Briquetas para la Caracterización Mineralógica	84
5.6.	Cinética de Molienda	85
5.6.1.	Tiempo de Molienda	95
5.7.	Preparación de Condiciones de Operación para las Pruebas de Flotación	97
5.7.1.	Condiciones de la Molienda a Nivel Laboratorio para las Pruebas de Flotación	98
5.8.	Rango de Variables	98
5.9.	Diseño Experimental.....	99
5.10.	Preparación de Reactivos para las Pruebas de Flotación	100

5.11.	Procedimiento	103
5.12.	Pruebas de Flotación Bulk	105
5.13.	Pruebas de Flotación Según el Diseño Experimental	107
CAPITULO VI.....		119
6.	ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	119
6.1.	Resultados de las Pruebas Metalúrgicas	119
6.2.	Análisis Inicial de Datos Experimentales	119
6.2.1.	Regresión Factorial: Recuperación Pb (%) vs P80; Z-6; pH; Pt Central	120
6.2.2.	Regresión Factorial: Recuperación Cu (%) vs P80; Z-6; pH; Pt Central	130
6.3.	Influencia del Arrastre de Minerales de Zinc en los Concentrados Bulk	142
6.4.	Contraste de Hipótesis	143
6.5.	Contraste de Resultados con Antecedentes.....	143
6.5.1.	Contraste con Carvalho (2023)	143
6.5.2.	Contraste con Kipdemir (2023)	144
6.5.3.	Contraste con Sarilar (2019)	144
6.5.4.	Contraste con Rivera (2023)	144
6.5.5.	Contraste con Gutiérrez (2022).....	145
6.5.6.	Contraste con Urbina Rodríguez (2022)	145
6.5.7.	Contraste con Condori y Cruz (2025).....	146
6.5.8.	Contraste con Aliaga y Ccansaya (2024)	146

CONCLUSIONES	147
RECOMENDACIONES	149
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	150
ANEXOS	154

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Comportamiento de las partículas hidrófobas e hidrófilas.....	17
Figura 2 Comportamiento de las partículas en una celda de flotación.	18
Figura 3 Factores de interacción en la flotación.	22
Figura 4 Comportamiento del proceso en una celda de flotación.....	23
Figura 5 Comportamiento de la burbuja de aire y el mineral valioso.....	27
Figura 6 Clasificación de colectores.....	29
Figura 7 Componentes de un colector polar.	30
Figura 8 Esquema del hidrocarburo radical del colector.	34
Figura 9 Esquema de adsorción de espumante en burbuja de aire.	40
Figura 10 Casos de cantidades de calcopirita en sistemas de separación Pb-Cu.....	45
Figura 11 Angulo de contacto.	47
Figura 12 Modelo general de un sistema o proceso.....	59
Figura 13 Representación geométrica para un diseño factorial 2^3	62
Figura 14 Ubicación política de la compañía minera Kolpa S.A.	71
Figura 15 Ubicación geográfica.....	72
Figura 16 Secuencia de procedimiento experimental.	81
Figura 17 Visualización microscópica de las especies mineralógicas.	84
Figura 18 Distribución granulométrica experimental para tiempo 0 minutos.	87
Figura 19 Distribución granulométrica para tiempo 0 minutos según G.G.S.....	87
Figura 20 Comparativa de la distribución granulométrica experimental y G.G.S para tiempo 0 minutos.....	88
Figura 21 Distribución granulométrica experimental para tiempo 2 minutos.	89

Figura 22 Distribución granulométrica para tiempo 2 minutos según G.G.S.....	89
Figura 23 Comparativa de la distribución granulométrica experimental y G.G.S para tiempo 2 minutos.....	90
Figura 24 Distribución granulométrica experimental para tiempo 4 minutos.	91
Figura 25 Distribución granulométrica para tiempo 4 minutos según G.G.S.....	91
Figura 26 Comparativa de la distribución granulométrica experimental y G.G.S para tiempo 4 minutos.....	92
Figura 27 Distribución granulométrica experimental para tiempo 6 minutos.	93
Figura 28 Distribución granulométrica para tiempo 6 minutos según G.G.S.....	93
Figura 29 Comparativa de la distribución granulométrica experimental y G.G.S para tiempo 6 minutos.....	94
Figura 30 Distribución granulométrica para los tiempos 0, 2, 4 y 6 minutos.....	94
Figura 31 Curva cinética de molienda con ajuste potencial.	96
Figura 32 Rango de variables.	99
Figura 33 Preparación de pulpa en molino de bolas.....	104
Figura 34 Diagrama de flujo del circuito de flotación a escala de laboratorio.	106
Figura 35 Grafica de barras, % recuperación plomo vs. ley de plomo.....	115
Figura 36 Grafica de barras, % recuperación cobre vs. ley de cobre.	115
Figura 37 Diagrama de pareto de efectos en la recuperación de Pb.	125
Figura 38 Gráfica de efectos principales para recuperación de Pb (%).	127
Figura 39 Gráfica de cubos para recuperación de Pb.	128
Figura 40 Gráfica de contorno para recuperación de Pb.	129
Figura 41 Gráfica de superficie de %R Pb vs Z-6; pH.	130

Figura 42 Diagrama de pareto de efectos en la recuperación de Cu.....	135
Figura 43 Gráfica de efectos principales para recuperación de Cu (%).	137
Figura 44 Gráfica de cubos para recuperación de Cu.....	138
Figura 45 Gráfica de contorno para recuperación de Cu.	139
Figura 46 Gráfica de superficie de %R Cu vs Z-6; P80.	140
Figura 47 Optimización de respuesta para él %R Cu y %R Pb.....	141

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Matriz del diseño factorial 2^3 .	63
Tabla 2 Plantilla de diseño experimental.	64
Tabla 3 Matriz de operacionalización de variables	70
Tabla 4 Vías de acceso a la unidad minera Kolpa.	73
Tabla 5 Análisis químico del mineral de cabeza.	83
Tabla 6 Distribución granulométrica para tiempo 0 minutos según G.G.S.	86
Tabla 7 Distribución granulométrica para tiempo 2 minutos según G.G.S.	88
Tabla 8 Distribución granulométrica para tiempo 4 minutos según G.G.S.	90
Tabla 9 Distribución granulométrica para tiempo 6 minutos según G.G.S.	92
Tabla 10 P80 de los tiempos de flotación.	95
Tabla 11 Cálculo del tiempo de comprobación.	95
Tabla 12 Modelo de ajuste cinética de molienda.	96
Tabla 13 Condiciones operativas a nivel de planta concentradora.	97
Tabla 14 Dosificación de reactivos estándar a nivel de planta concentradora.	98
Tabla 15 Condiciones de molienda en laboratorio.	98
Tabla 16 Rango de variables.	99
Tabla 17 Diseño experimental con escala codificada y natural.	100
Tabla 18 Concentración de los reactivos.	100
Tabla 19 Dosificación de reactivos.	101
Tabla 20 Parámetros operativos para la flotación rougher.	105
Tabla 21 Condiciones operativas - Test 1.	107
Tabla 22 Balance metalúrgico - Test 1.	107

Tabla 23 Condiciones operativas - Test 2.....	107
Tabla 24 Balance metalúrgico - Test 2.	108
Tabla 25 Condiciones operativas - Test 3.....	108
Tabla 26 Balance metalúrgico - Test 3.	108
Tabla 27 Condiciones operativas - Test 4.....	109
Tabla 28 Balance metalúrgico - Test 4.	109
Tabla 29 Condiciones operativas - Test 5.....	109
Tabla 30 Balance metalúrgico - Test 5.	110
Tabla 31 Condiciones operativas - Test 6.....	110
Tabla 32 Balance metalúrgico - Test 6.	110
Tabla 33 Condiciones operativas - Test 7.....	111
Tabla 34 Balance metalúrgico - Test 7.	111
Tabla 35 Condiciones operativas - Test 8.....	111
Tabla 36 Balance metalúrgico - Test 8.	112
Tabla 37 Condiciones operativas - Test 9.....	112
Tabla 38 Balance metalúrgico - Test 9.	112
Tabla 39 Condiciones operativas - Test 10.....	113
Tabla 40 Balance metalúrgico - Test 10.	113
Tabla 41 Condiciones operativas - Test 11.....	113
Tabla 42 Balance metalúrgico - Test 11.	114
Tabla 43 Resumen de recuperaciones en las diferentes pruebas de flotación.	114
Tabla 44 Matriz de diseño factorial 3 ² de resultados de pruebas metalúrgicas.	119
Tabla 45 Coeficientes del modelo de regresión.	120

Tabla 46 Análisis de varianza para el %R Pb.....	121
Tabla 47 Efecto de las variables independientes sobre la variable dependiente %R Pb.....	123
Tabla 48 Coeficientes del modelo de regresión.	130
Tabla 49 Análisis de varianza para el %R Cu.	131
Tabla 50 Efecto de las variables independientes sobre la variable dependiente %R Cu.	133

SIGLAS Y ABREVIATURAS

ASTM	: American Society for Testing and Materials
CC	: Concentrado de mineral
cc	: Centímetro cúbico
cc/min	: Centímetros por minuto
cm ³	: Centímetro cúbico
CN	: Cianuro
DRX	: Difracción de rayos X
g	: Gramos
g/L	: Gramos por litro
g/t	: Gramos por tonelada
GE	: Gravedad específica
ISO	: International Organization for Standardization
K	: Grados Kelvin
kg	: Kilogramos
L	: Litro
m	: Metro
MIBC	: Metil Isobutil Carbinol
Min	: Minutos
ml	: Mililitro
mm	: Milímetro
mol/L	: Mol por litro
NaSH	: Sulfuro ácido de sodio
OMR	: Microscopia óptica de luz reflejada
Oz	: Onza
pH	: Potencial de hidrogeniones
rpm	: Revoluciones por minuto
TMH	: Toneladas métricas húmedas
TMS	: Toneladas métricas secas
T	: Toneladas
Z-6	: Xantato Amílico de Potasio (Reactivo colector)
γGL	: Tensión gas-líquido
γGS	: Tensión gas-sólido
γSL	: Tensión sólido-líquido
μm	: Micrómetros / Micrones
DOE	: Diseño De Experimentos (Desing Of Experiments)
GGS	: Gates Gaudin Schuhmann
R ²	: Coeficiente de determinación
P80	: 80% de material pasante
TMSD	: Toneladas Métricas Secas por Día

RESUMEN

La presente investigación tuvo como objetivo mejorar la recuperación del concentrado bulk de plomo-cobre (Pb-Cu) en la Compañía Minera Kolpa S.A., Huancavelica, mediante la determinación de las condiciones óptimas de operación del circuito de flotación. La investigación fue de enfoque cuantitativo, nivel aplicado, diseño experimental, empleando la metodología de Diseño de Experimentos (DOE) con un diseño factorial 2^3 , evaluando como factores el tamaño de partícula (P80), la dosificación del colector Z-6 y el pH. La población estuvo constituida por el mineral sulfurado tratado en la planta concentradora de la Compañía Minera Kolpa S.A., mientras que la muestra correspondió al mineral utilizado en las pruebas metalúrgicas experimentales desarrolladas bajo condiciones controladas. Inicialmente, el proceso presentó recuperaciones aproximadas de 75 % para cobre y 88 % para plomo. El análisis estadístico mediante ANOVA, regresión y optimización por función de deseabilidad permitió establecer como condiciones óptimas un P80 de 320 μm , una dosificación de Z-6 de 7.5 g/t y un pH de 7.5, obteniéndose recuperaciones finales de 80.58 % para cobre y 91.76 % para plomo. Se concluye que la optimización conjunta de estas variables incrementó la eficiencia del proceso de flotación, mejorando la recuperación metalúrgica de ambos metales y proporcionando parámetros técnicos que contribuyen a optimizar el desempeño operativo del circuito de concentración.

Palabras clave: Flotación bulk, Recuperación de plomo-cobre, Tamaño de partícula (P80), Colector Z-6, pH, Compañía Minera Kolpa S.A.

ABSTRACT

This research aimed to improve the recovery of the lead-copper (Pb-Cu) bulk concentrate at Compañía Minera Kolpa S.A., Huancavelica, by determining the optimal operating conditions of the flotation circuit. The study followed a quantitative approach with an applied research level and an experimental design, using the Design of Experiments (DOE) methodology through a 2^3 full factorial design. The evaluated factors were particle size (P80), Z-6 collector dosage, and pulp pH. The population consisted of the sulfide ore processed at the concentrator plant of Compañía Minera Kolpa S.A., while the sample comprised the ore used in the controlled metallurgical laboratory tests. The initial metallurgical recoveries were approximately **75% for copper** and **88% for lead**. Statistical analysis based on analysis of variance (ANOVA), regression analysis, and desirability function optimization established the optimal operating conditions as a **P80 of 320 μm** , a **Z-6 collector dosage of 7.5 g/t**, and a **pH of 7.5**, achieving final recoveries of **80.58% for copper** and **91.76% for lead**. It is concluded that the combined optimization of these operating variables improved the efficiency of the flotation process, increased the metallurgical recovery of both valuable metals, and provided technical operating parameters that contribute to enhancing the overall performance of the concentration circuit.

Keywords: Bulk flotation, Lead-copper recovery, Particle size (P80), Z-6 collector, pH, Compañía Minera Kolpa S.A.

INTRODUCCIÓN

La presente investigación aborda el mejoramiento de la recuperación del concentrado bulk de plomo y cobre mediante el control de variables relacionadas con el tamaño de partícula (P80), la dosificación del colector Z-6 y el pH de la pulpa en la Compañía Minera Kolpa S.A., ubicada en Huancavelica. El estudio parte de la necesidad de mejorar el aprovechamiento de los minerales valiosos y disminuir las pérdidas de Pb y Cu hacia los relaves, considerando que las condiciones de operación del proceso de flotación tienen una influencia directa sobre la recuperación metalúrgica.

El Capítulo I: Planteamiento del problema presenta la situación problemática identificada en la operación de flotación bulk de la compañía minera, donde se consideran las recuperaciones iniciales de plomo y cobre y la necesidad de mejorar el desempeño del proceso. Asimismo, se establecen el problema general, los problemas específicos, la justificación de la investigación y los objetivos que orientan el desarrollo del estudio.

El Capítulo II: Marco teórico reúne los antecedentes relacionados con la investigación y los fundamentos necesarios para comprender el proceso estudiado. Se desarrollan aspectos de la flotación de minerales, variables operacionales, termodinámica, reactivos, colectores, liberación de minerales complejos, flotación de plomo y cobre, mecanismos de unión partícula-burbuja, cinética, tamaño de partícula y diseño experimental. También se presentan los principales términos utilizados en la investigación.

El Capítulo III: Hipótesis y variables establece las proposiciones que serán contrastadas a partir de los resultados experimentales. Se considera como variable dependiente la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu y como variables independientes el tamaño de partícula, la

dosificación del colector Z-6 y el pH de la pulpa. Además, se presenta la operacionalización de estas variables, definiendo sus indicadores, unidades, técnicas e instrumentos de evaluación.

El Capítulo IV: Metodología describe el procedimiento empleado para desarrollar la investigación, considerando el ámbito de estudio, el tipo, diseño, alcance y método de investigación. También se establecen la población, el tamaño y selección de la muestra, las técnicas e instrumentos utilizados para obtener los datos, así como los criterios de validez, confiabilidad y el plan de análisis estadístico. Para el tratamiento de los resultados se contempla el análisis descriptivo, la evaluación de correlaciones, el ANOVA, el modelo de regresión y la interpretación técnica de los resultados.

El Capítulo V: Desarrollo experimental comprende las actividades realizadas para obtener y preparar las muestras y desarrollar las pruebas metalúrgicas. Se incluyen la preparación mecánica del mineral, el chancado, la homogenización y cuarteo, el análisis químico y la caracterización mineralógica, además de las pruebas de molienda, la determinación del tamaño de partícula, la preparación de las condiciones de operación y los reactivos. Finalmente, se desarrollan las pruebas de flotación bulk y los ensayos correspondientes al diseño experimental.

El Capítulo VI: Análisis y discusión de resultados presenta y analiza los resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas. Se evalúa el comportamiento de la recuperación de plomo y cobre frente al P80, la dosificación de Z-6 y el pH mediante herramientas estadísticas como la regresión factorial y el análisis de varianza. Asimismo, se analiza el arrastre de minerales de zinc, se realiza el contraste de las hipótesis y se comparan los resultados obtenidos con los antecedentes considerados en la investigación. Finalmente, a partir de este análisis se establecen las conclusiones y recomendaciones del estudio.

CAPITULO I

1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1.Situación Problemática

Dentro del sector minero nacional, especialmente en yacimientos polimetálicos, se enfrenta al desafío de incrementar la recuperación de valores metálicos sin comprometer la calidad del concentrado. En este contexto, la Compañía Minera Kolpa S.A., ubicada en el departamento de Huancavelica, provincia Huancavelica y distrito Huachocolpa, aproximadamente a 490 km al sureste de Lima; procesa minerales polimetálicos como sulfurados de plomo, cobre y zinc mediante los procesos de flotación directa e inversa obteniendo concentrados de plomo, cobre y zinc. Sin embargo, La recuperación de las especies mineralógicas de Pb (88%) y Cu (75%) en forma de concentrado bulk que es un aspecto primordial para el beneficio de las operaciones metalúrgicas de flotación en la industria minera, presentaba índices de recuperación que no alcanzaban los niveles óptimos esperados, afectando la eficiencia del proceso y la utilidad económica generados por la venta de concentrados, además de pérdidas de valores metálicos en los relaves.

Diversos factores operacionales influyen significativamente en la eficiencia de recuperación, entre ellos el tamaño de partícula del mineral alimentado al circuito de flotación, las condiciones de pH durante el proceso y la dosificación del colector. Estudios preliminares y reportes técnicos internos de la empresa sugirieron que la variabilidad en estos parámetros podría estar afectando negativamente la selectividad y la eficiencia de recuperación de los minerales de interés. Sin embargo, hasta la fecha no se ha realizado un estudio sistemático que determine cómo la variación controlada del tamaño de partícula, el uso del colector Z-6 y el ajuste del pH impactan directamente en la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu.

En consecuencia, se presenta la necesidad de mejorar de manera sistemática dichas variables en la planta concentradora de Kolpa, para mejorar la recuperación metalúrgica de modo que acrecentara los valores económicos y redujera las pérdidas en los relaves, aplicando un diseño experimental que permita establecer condiciones óptimas para mejorar la eficiencia del proceso metalúrgico.

1.2. Formulación de Problemas

1.2.1. Problema General

- ¿Cómo mejorar la recuperación de concentrado bulk Pb-Cu por flotación en la Compañía Minera Kolpa S.A. -Huancavelica?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cuál es el tamaño de partícula (P80) que contribuye a mejorar la recuperación de concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica?
- ¿Cuál es la dosificación adecuada del colector Z-6 para mejorar la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica?
- ¿Qué pH permite mejorar la recuperación de concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. -Huancavelica?

1.3. Justificación

1.3.1. Relevancia Social

La presente investigación posee relevancia social porque contribuye a fortalecer el desarrollo de conocimientos técnicos aplicados al procesamiento de minerales, proporcionando información que puede servir de apoyo a estudiantes, investigadores y profesionales del área de ingeniería metalúrgica. Asimismo, los resultados obtenidos pueden constituir una referencia para

futuras investigaciones orientadas al mejoramiento de los procesos de concentración de minerales sulfurados, favoreciendo la transferencia de conocimientos y el fortalecimiento de las buenas prácticas en el sector minero.

1.3.2. Relevancia Tecnológica

La relevancia tecnológica de la presente investigación radica en la evaluación de variables operacionales como la granulometría (P80), la dosificación del colector Z-6 y el pH de la pulpa, permitiendo establecer condiciones de operación que favorecen una mayor recuperación del concentrado bulk plomo-cobre. Asimismo, la aplicación del diseño experimental y del análisis estadístico proporciona criterios técnicos para el control del proceso de flotación, constituyendo una herramienta de apoyo para la toma de decisiones y el mejoramiento de los procesos de concentración de minerales polimetálicos.

1.3.3. Relevancia Ambiental

La presente investigación posee relevancia ambiental porque el mejoramiento de la recuperación del concentrado bulk plomo-cobre contribuye a un mayor aprovechamiento de los minerales valiosos contenidos en el mineral procesado, reduciendo las pérdidas metálicas hacia los relaves. Este mejor aprovechamiento del recurso mineral favorece una gestión más eficiente del proceso de concentración y se encuentra alineado con los principios de sostenibilidad y uso responsable de los recursos minerales, promoviendo prácticas operativas orientadas a minimizar el desperdicio de materiales potencialmente aprovechables.

1.3.4. Relevancia Económica

La presente investigación posee una importante relevancia económica, debido a que el mejoramiento de la recuperación del concentrado bulk plomo-cobre contribuye a incrementar el aprovechamiento de los minerales valiosos contenidos en el mineral procesado. La evaluación de

variables operacionales como la granulometría (P80), la dosificación del colector Z-6 y el pH de la pulpa permitió establecer condiciones que favorecen una mayor recuperación metalúrgica y un mejor desempeño del proceso de flotación. En consecuencia, los resultados obtenidos contribuyen a disminuir las pérdidas de metales valiosos hacia los relaves, mejorar el aprovechamiento del recurso mineral y fortalecer la rentabilidad de la operación en la planta concentradora de la Compañía Minera Kolpa S.A

1.3.5. Objetivo General

- Mejorar la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu por flotación en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica.

1.3.6. Objetivos Específicos

- Determinar el tamaño de partícula (P80) que favorece la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A.- Huancavelica.
- Establecer la dosificación del colector Z-6 que mejore la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A.- Huancavelica.
- Identificar el pH que incremente la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica.

CAPÍTULO II

2. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la Investigación

2.1.1. Antecedentes Internacionales

(Carvalho, 2023) En la tesis doctoral titulada *“Investigations on the reprocessing of fine particles from the processing of complex sulphide ores Neves Corvo case study”* de la Technische Universität Clausthal - Alemania, se evaluó la posibilidad de volver a procesar partículas finas provenientes de relaves de minerales complejos de sulfuros, con énfasis en cobre, plomo y zinc. Este estudio nos ayudó a analizar la influencia del tamaño de partícula, la dosificación de reactivos como xantatos y espumantes con las condiciones hidrodinámicas en la flotación bulk.

Los resultados mostraron que las fracciones más gruesas presentaron mejor cinética de flotación en comparación con las ultrafinas, mientras que el ajuste en la dosificación de espumantes permitió mejorar la estabilidad de la espuma y, por ende, la recuperación metalúrgica. Se alcanzaron recuperaciones superiores al 80 % bajo condiciones de pH controlado y mejora en la dosificación.

Este antecedente fue relevante, ya que demostró que el control de la granulometría (P80), la selección y dosificación de reactivos, y la regulación del pH son variables decisivas en la recuperación de concentrados bulk de sulfuros. Los hallazgos obtenidos en Neves Corvo (Alemania) aportaron un marco de referencia internacional que reforzó la aplicabilidad del mejoramiento de estos parámetros en la Compañía Minera Kolpa S.A.

(Kipdemir, 2023) En la tesis titulada *“Investigation of the effect of pre-concentration on the flotation of a complex copper sulphide ore”* del Middle East Technical University - Turquía, se exploró un enfoque de preconcentración gravimétrica como etapa previa a la flotación en un mineral sulfídico complejo de cobre. El objetivo fue evaluar cómo la separación por densidad (Heavy Medium Separation) de materiales de menor ley podría mejorar la ley y recuperación del concentrado en la flotación subsecuente. Los resultados indicaron que, tras eliminar hasta el 60 % del material de menor ley, se obtuvo un pre concentrado con grado de cobre del 2,22 % y una recuperación del 84,05 % en comparación con el 72,63 % obtenido sin preconcentración. Esta estrategia no solo mejoró la eficiencia metalúrgica, sino que también redujo los costos operativos en energía y reactivos.

Este antecedente fue relevante para esta investigación porque demostró que estrategias innovadoras como la preconcentración pueden mejorar significativamente la recuperación y ley del concentrado en procesos de flotación bulk. Dicho enfoque es extrapolable a tus variables de interés (P80, reactivos y pH), ya que, al concentrar previamente el mineral, se favoreció la liberación mineralógica y la eficacia de los reactivos flotantes en el circuito bulk plomo-cobre de Kolpa.

(Sarilar, 2019) En la tesis titulada *“Beneficiación de minerales carbonosos de plomo y zinc mediante un método combinado de flotación y lixiviación”* de la Middle East Technical University-Turquía, se investigó el proceso de flotación de minerales sulfurados de plomo y zinc con el propósito de maximizar la recuperación de los metales valiosos mediante la optimización de las condiciones operacionales. Durante el desarrollo de la investigación se determinó que la granulometría de molienda, el control del pH y la dosificación de reactivos fueron variables determinantes para mejorar la selectividad y la recuperación del concentrado de plomo,

evidenciándose que un adecuado grado de liberación y una correcta regulación de los parámetros de flotación incrementan significativamente la eficiencia metalúrgica del proceso.

Este antecedente resultó relevante para la presente investigación, ya que demostró que la optimización de variables operacionales como la granulometría, el pH y la dosificación de reactivos influye directamente en la recuperación metalúrgica durante el proceso de flotación. Estas conclusiones guardan estrecha relación con la presente investigación, en la que se optimizó el grado de liberación (P80), la dosificación del colector Z-6 y el pH para incrementar la recuperación del concentrado bulk plomo-cobre en la Compañía Minera Kolpa S.A.

2.1.2. Antecedentes Nacionales

(Rivera, 2023) En la investigación denominada: “Optimización de la recuperación de plomo y cobre en la unidad minera Raura - Oyón” de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, se analizó el comportamiento de minerales polimetálicos mediante la flotación bulk de plomo-cobre. El objetivo principal fue determinar las condiciones operativas de molienda y flotación que permitan incrementar la recuperación y mejorar la calidad de los concentrados producidos.

El estudio consideró la influencia de la granulometría, la dosificación de reactivos y el control del pH en la pulpa. Se comprobó que al reducir el tamaño de partícula se obtuvo una mayor liberación de los sulfuros, lo cual favoreció el proceso de flotación y permitieron alcanzar recuperaciones superiores al 80%. Asimismo, el ajuste en la dosificación de colectores y modificadores contribuyó a la obtención de concentrados con leyes más comerciales, mientras que la regulación del pH optimizó la estabilidad del sistema de flotación.

Este antecedente fue relevante para la presente investigación porque confirma que la eficiencia del proceso bulk plomo-cobre depende directamente de variables críticas que se identificaron como tamaño de partícula, la dosificación de reactivos y el pH de la pulpa. En el caso de la Compañía Minera Kolpa S.A., el control de estas condiciones permitió alcanzar mejores recuperaciones metalúrgicas y concentrados de mayor calidad, alineándose con los objetivos planteados en el presente estudio.

(Gutiérrez, 2022) En el trabajo de investigación titulado: “Incremento de la recuperación de minerales polimetálicos mediante la mejora de parámetros de flotación en la planta concentradora San Vicente-Pasco” de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, se evaluó la influencia de variables operativas en el proceso de flotación bulk plomo-cobre. El objetivo principal fue identificar las condiciones operativas más adecuadas para aumentar la recuperación y optimizar la concentración de los metales.

El estudio demostró que el control del tamaño de partícula permitió alcanzar una liberación más efectiva de los minerales valiosos, lo que se reflejó en un incremento significativo de la recuperación metalúrgica. Asimismo, la mejora en la dosificación de reactivos, en especial de los colectores y modificadores, favoreció la flotación selectiva y mejoró la ley del concentrado. Finalmente, la regulación del pH de la pulpa generó un ambiente químico más estable, reduciendo la pérdida de minerales en relaves y aumentando la eficiencia global del proceso.

Este antecedente resulto pertinente para la investigación en la Compañía Minera Kolpa S.A., pues evidencio que la mejora de parámetros operativos como la granulometría, el uso adecuado de reactivos y el control del pH son determinantes para elevar la recuperación de

plomo y cobre. Al igual que en el caso de San Vicente, la aplicación de estas estrategias en Kolpa permitió optimizar los resultados metalúrgicos del concentrado bulk plomo-cobre.

(Urbina Rodríguez, 2022) En la tesis titulada “Aplicación de diseño de experimentos en un concentrado bulk cobre-plomo con contenido de oro para la reducción del desplazamiento de zinc en la planta concentradora Centenario de la Corporación CMCZ S.A.C.”, desarrollada en la Universidad Nacional de Ingeniería, llevo a cabo una investigación orientada a optimizar el proceso de flotación bulk Cu-Pb mediante la aplicación del Diseño de Experimentos (DOE). Inicialmente determinó el tiempo de molienda requerido para alcanzar el porcentaje de malla - 200 establecido y, posteriormente, empleó un diseño factorial fraccionado para evaluar la influencia de diferentes variables operacionales sobre el desplazamiento de zinc y la recuperación de cobre. Los resultados evidenciaron que el consumo de sulfato de zinc (ZnSO_4) y bisulfito de sodio (NaHSO_3) fueron las variables más significativas para disminuir el desplazamiento de zinc, mientras que el grado de liberación y el consumo de cianuro de sodio (NaCN) influyeron significativamente en la recuperación de cobre. Mediante un diseño experimental de optimización se establecieron las dosificaciones óptimas de los reactivos, logrando reducir la ley de zinc en el concentrado bulk de 16.01 % a 9.19 % e incrementar la ley de cobre de 16.78 % a 18.25 %, generando además un incremento de 202.82 USD por tonelada de concentrado comercializado. El estudio concluye que la aplicación del Diseño de Experimentos constituye una herramienta eficaz para optimizar procesos de flotación y mejorar los indicadores metalúrgicos y económicos de la operación. Dichas conclusiones guardaron relación con la problemática actual de la Compañía Minera Kolpa S.A., donde se buscó incrementar la eficiencia metalúrgica del concentrado cobre.

2.1.3. Antecedentes Locales

(Condori & Cruz, 2025) En la investigación titulada: “Optimización de la flotación selectiva de cobre y plomo en la unidad minera Constancia-Chumbivilcas” desarrollada en la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, se tuvo como objetivo mejorar la recuperación del concentrado de cobre mediante la optimización del proceso de flotación selectiva, evaluando la influencia de la granulometría de molienda, el pH y la dosificación de reactivos sobre la recuperación metalúrgica. Las pruebas experimentales se realizaron utilizando muestras representativas del yacimiento Pampacancha, determinándose que una granulometría de 65 % pasante malla 200, el empleo del colector Z-6 y una dosificación adecuada de bicromato de sodio permitieron alcanzar una recuperación de 92.5 % de cobre. Asimismo, se estableció que el pH y la dosificación del depresor ejercieron una influencia significativa en la separación selectiva entre cobre y plomo, mejorando la eficiencia del proceso de flotación.

Este antecedente resultó relevante para la presente investigación, ya que demostró que la optimización de variables operacionales como el grado de molienda, el pH y la dosificación de reactivos influye directamente en la recuperación metalúrgica de minerales sulfurados. Estas conclusiones guardan estrecha relación con la presente investigación, donde se optimizó el grado de liberación (P80), la dosificación del colector Z-6 y el pH para incrementar la recuperación del concentrado bulk plomo-cobre en la Compañía Minera Kolpa S.A.

(Aliaga & Ccansaya, 2024) En la tesis titulada “Evaluación de la separación de Pb-Zn por flotación diferencial a partir del mineral polimetálico de la planta concentradora Antonio Raymondi-Espinar, Cusco” desarrollada en la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, se realizó la evaluación experimental de la separación de minerales sulfurados de plomo y zinc mediante flotación diferencial. El propósito principal fue determinar la dosificación

óptima de sulfato de zinc (ZnSO_4) y el pH de operación que permitan incrementar la recuperación metalúrgica del zinc y del plomo, reduciendo su desplazamiento entre concentrados.

Durante las pruebas experimentales, los autores aplicaron un diseño factorial con dos repeticiones centrales, variando la concentración de ZnSO_4 y el pH de flotación. Se obtuvo como resultado que los valores máximos de estas variables permitieran alcanzar recuperaciones de zinc del 83.52 %, con traslados mínimos hacia el concentrado de plomo (8.51 %) y los relaves (7.97 %). Dichos resultados evidenciaron la importancia del control del pH y la dosificación del depresor en la mejora de la eficiencia de separación de sulfuros de plomo y zinc.

Este antecedente tuvo relevancia directa con la presente investigación, ya que evidencio que la mejora de parámetros como el pH, la dosificación de reactivos y la granulometría de molienda resulto fundamental para maximizar la recuperación de metales valiosos. Asimismo, valido la aplicación de metodologías experimentales de diseño factorial en el tratamiento de minerales polimetálicos, lo que permitió extrapolar los resultados a la flotación bulk plomo-cobre de la Compañía Minera Kolpa S.A., en la búsqueda de una mayor recuperación metalúrgica.

2.2.Bases Teóricas

2.2.1. Flotación de Minerales

Se entiende como flotación como proceso fisicoquímico ampliamente utilizado para la concentración de minerales sulfurados, la cual se sustenta en las diferencias propiedades hidrofóbicas entre las partículas minerales en una suspensión acuosa. Teniendo que las partículas con afinidad hidrofóbicas tienden a adherirse a las burbujas de aire y ascienden hacia la zona superficial formando una espuma mineralizada, mientras que las partículas hidrofílicas

permanecen en suspensión y se eliminan como relave. Según Wills y Finch (2016), “la flotación es el método más versátil y eficiente para la concentración de menas de baja ley, permitiendo la separación selectiva de minerales mediante el control químico y físico del sistema”.

El proceso ocurre en tres etapas fundamentales: colisión, adhesión y transporte partícula-burbuja. La probabilidad de éxito de cada una de ellas depende de la energía de agitación, así como el tamaño de burbuja, la hidrofobicidad superficial del mineral y la acumulación de reactivos en la pulpa. Tal como explica Gaudin (1957), la eficacia del proceso está directamente relacionada con la formación y estabilidad de los agregados partícula-burbuja, los cuales determinan la recuperación global del concentrado.

2.2.1.1. Etapas del Proceso de Flotación

El proceso de flotación comprende una secuencia de operaciones físicas y fisicoquímicas que permiten separar selectivamente los minerales valiosos de la ganga mediante diferencias en sus propiedades superficiales. Cada etapa cumple una función específica y su eficiencia depende del adecuado control de variables como la granulometría, el pH, la dosificación de reactivos y las condiciones hidrodinámicas del sistema. Según Wills y Finch (2016), la recuperación metalúrgica es el resultado de la interacción ordenada de estas etapas, cuya finalidad es favorecer la formación y estabilidad de los agregados partícula-burbuja hasta la obtención del concentrado.

• Acondicionamiento de la Pulpa

Corresponde a la etapa inicial del proceso, en la cual la pulpa mineral se prepara para la flotación mediante el ajuste del porcentaje de sólidos, la regulación del pH y la incorporación secuencial de los reactivos de flotación, tales como colectores, espumantes y modificadores. Durante este acondicionamiento se producen las reacciones de adsorción sobre la superficie de

los minerales, generando las condiciones necesarias para una separación selectiva (Linares Gutiérrez, 2009).

• Aireación y Generación de Burbujas

Una vez acondicionada la pulpa, se introduce aire al sistema mediante el mecanismo de agitación de la celda de flotación, produciendo la formación y dispersión de burbujas de tamaño adecuado. La cantidad de aire suministrado y el tamaño de las burbujas influyen directamente en la probabilidad de contacto con las partículas hidrofóbicas y, por consiguiente, en la eficiencia del proceso (Wills & Finch, 2016).

• Colisión entre Partículas y Burbujas

En esta etapa las partículas hidrofóbicas entran en contacto con las burbujas de aire debido a la turbulencia existente dentro de la celda. La probabilidad de colisión depende principalmente del tamaño de partícula, del diámetro de las burbujas, de la intensidad de agitación y de las condiciones hidrodinámicas del sistema (Gaudin, 1957).

• Adhesión Partícula-Burbuja

Después de producirse la colisión, la película de agua que separa ambas superficies debe romperse para que se establezca una unión estable entre la partícula mineral y la burbuja de aire. La adhesión depende del grado de hidrofobicidad adquirido por el mineral, del ángulo de contacto y de la energía superficial presente en la interfaz sólido-líquido-gas. Cuando estas condiciones son favorables, se forma un agregado suficientemente estable para continuar el proceso de recuperación (Wills & Finch, 2016).

• Transporte del Agregado hacia la Espuma

Los agregados partícula-burbuja ascienden por efecto del empuje generado por las burbujas hasta alcanzar la zona superficial de la celda. Durante este recorrido deben mantener su estabilidad para evitar el desprendimiento de las partículas y su retorno a la pulpa. La eficiencia del transporte depende de la estabilidad de la unión partícula-burbuja y de las condiciones hidrodinámicas existentes dentro de la celda (Gaudin, 1957).

• **Formación de la Espuma y Recuperación del Concentrado**

Finalmente, los agregados alcanzan la zona de espuma, donde las burbujas se acumulan formando una espuma mineralizada que concentra los minerales hidrofóbicos. Posteriormente, esta espuma es removida de manera continua o intermitente para obtener el concentrado, mientras que las partículas hidrofílicas permanecen en la pulpa y son evacuadas como relaves. La estabilidad de la espuma y el control adecuado de los reactivos determinan la recuperación y la calidad final del concentrado (Linares Gutiérrez, 2009).

2.2.1.2. Tipos de Flotación

De acuerdo con Gaudin, A. M. (1957). *Flotation* (2nd ed.). New York: McGraw-Hill Book Company. los procesos de flotación pueden clasificarse en tres modalidades principales:

- **Flotación de espumas.-** Es el método de concentración más utilizado en la industria minera. Consiste en la adhesión selectiva de las partículas hidrofóbicas a las burbujas de aire, las cuales ascienden a la superficie formando una espuma que permite recuperar los minerales valiosos, mientras la ganga permanece en la pulpa.
- **Flotación por películas.-** Es un método basado en la adhesión de partículas hidrofóbicas a la película formada en la interfase entre el agua y el aire. Su

aplicación fue principalmente experimental y tuvo un desarrollo limitado frente a la flotación por espumas

- **Flotación por aceites.-** Es uno de los primeros métodos de concentración desarrollados, en el que las partículas hidrofóbicas son recubiertas por aceite, favoreciendo su aglomeración y separación del resto del material. Con el avance de la tecnología, este método fue reemplazado en gran medida por la flotación por espumas debido a su mayor eficiencia y selectividad.

Entre ellas, la flotación de espumas constituye el método más difundido y de mayor aplicación industrial, dado que permite una separación eficiente de minerales sulfurados mediante la adhesión selectiva de partículas hidrofóbicas a burbujas de aire. Este proceso se subdivide en:

- **Flotación Directa**

En la cual los minerales valiosos se concentran en la espuma, mientras la ganga tiende a permanecer en la pulpa y se elimina como relave.

- **Flotación inversa o reversa**

Donde las especies de ganga son recuperadas en la espuma, y el mineral valioso queda en la pulpa para su posterior recuperación.

Asimismo, otra clasificación complementaria basada en el grado de selectividad del proceso:

- **Flotación Bulk o Colectiva**

Este proceso se encarga de captar la mayor parte de los minerales valiosos en un único concentrado, separándolos globalmente de la ganga.

- **Flotación Selectiva o Diferencial**

Emplea reactivos de acción selectiva que permiten obtener concentrados con predominancia de un solo mineral de interés económico.

La elección entre flotación bulk y selectiva depende de las características mineralógicas del yacimiento y de los objetivos metalúrgicos de la operación. En circuitos polimetálicos, por ejemplo, es común iniciar con una flotación colectiva (bulk) de cobre y plomo, seguida de una separación diferencial para obtener productos individuales de alta pureza (Wills & Finch, 2016).

En la flotación de minerales complejos, como los polimetálicos de Cu, Pb y Zn, la selectividad se logra mediante la acción combinada de los reactivos de flotación, entre ellos:

- **Colectores**

Que incrementan la hidrofobicidad de los minerales valiosos.

- **Depresores**

Que impiden la flotación de minerales de ganga o especies indeseadas.

- **Activadores**

Que favorecen la flotación de superficies pasivas.

- **Espumantes**

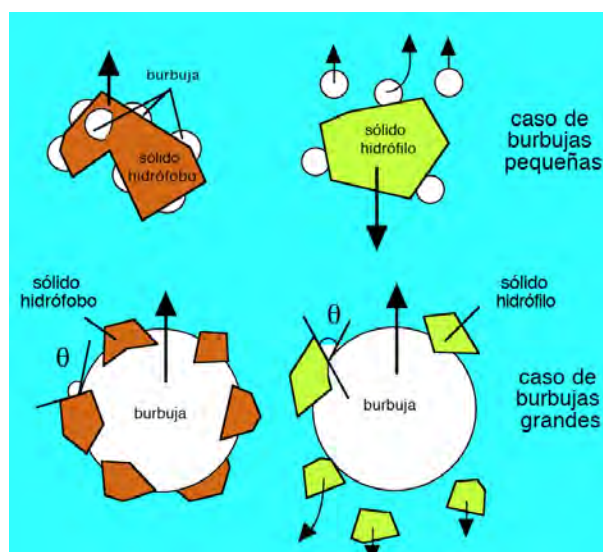
Que estabilizan la espuma en la zona superficial de la celda.

Linares Gutiérrez (2009) señala que “la flotación es el resultado de un equilibrio entre las interacciones fisicoquímicas de las fases sólido, líquido y gas, controladas por los reactivos empleados y las condiciones de operación”. Por ello, factores como el pH, la dosificación de reactivos, la granulometría y la aireación deben mantenerse dentro de rangos óptimos para asegurar una recuperación eficiente y un concentrado de calidad comercial.

En el contexto de operaciones bulk plomo-cobre, la flotación busca maximizar la recuperación conjunta de ambos metales sin separar selectivamente cada uno en esta primera etapa, priorizando la eficiencia metalúrgica global. Tal como describe Wills y Finch (2016), “el concentrado bulk es el producto de una flotación colectiva en la cual se recuperan conjuntamente dos o más minerales valiosos sin efectuar su separación selectiva en esa etapa del proceso”. En consecuencia, la correcta regulación de variables como el tamaño de partícula, la naturaleza de la pulpa y la selección de reactivos determina la calidad del concentrado final para mejor interpretación de esta analizamos las *figuras 1 y 2*.

Figura 1

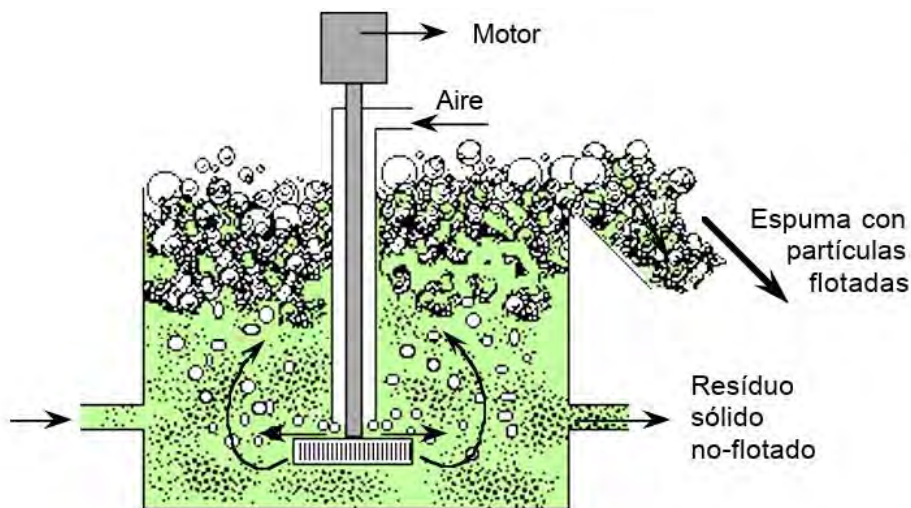
Comportamiento de las partículas hidrófobas e hidrófilas.



Nota. Fundamentos de la Flotación, por Jean-Louis, S. (2007)

Figura 2

Comportamiento de las partículas en una celda de flotación.



Nota. Fundamentos de la Flotación, por Jean-Louis, S. (2007)

2.2.2. Variables del Proceso de Flotación

El desempeño del proceso de flotación depende de la interacción de diversas variables operacionales de naturaleza física y fisicoquímica, las cuales influyen en la selectividad de la separación y en la recuperación de los minerales valiosos. El adecuado control de estas variables permite optimizar las condiciones del proceso, favoreciendo la interacción entre las partículas minerales, los reactivos y las burbujas de aire, con el propósito de obtener concentrados de mayor calidad y eficiencia metalúrgica (Wills & Finch, 2016).

Las principales variables operacionales que intervienen en el proceso de flotación son las siguientes:

- **Granulometría**

La granulometría constituye una de las variables más importantes del proceso de flotación, ya que determina el grado de liberación de los minerales valiosos respecto de la ganga.

Una molienda insuficiente produce partículas con baja liberación mineralógica, disminuyendo la recuperación, mientras que una sobremolienda genera partículas ultrafinas que incrementan el consumo de reactivos y reducen la probabilidad de adhesión entre las partículas y las burbujas de aire. En consecuencia, el control del tamaño de partícula favorece una mayor selectividad y eficiencia del proceso de flotación (Gaudin, 1957)

• Tipo y dosificación de reactivos

Los reactivos empleados en flotación comprenden principalmente colectores, espumantes y modificadores, los cuales cumplen funciones específicas durante la separación de los minerales. La selección del tipo de reactivo depende de las características mineralógicas de la mena y de los objetivos metalúrgicos del proceso, mientras que su dosificación debe establecerse de manera adecuada para maximizar la recuperación y mantener la selectividad. Una dosificación insuficiente disminuye la flotabilidad de los minerales valiosos, mientras que una dosificación excesiva favorece el arrastre de ganga y reduce la calidad del concentrado. Por ello, el equilibrio entre el tipo de reactivo empleado y su concentración constituye un factor determinante para alcanzar una flotación eficiente (Linares Gutiérrez, 2009).

• Densidad de pulpa

La densidad de pulpa, expresada como el porcentaje de sólidos en suspensión, influye directamente en la dispersión de las partículas minerales, la probabilidad de colisión con las burbujas de aire y la estabilidad de la espuma. Una pulpa con baja densidad disminuye la frecuencia de contacto entre partículas y burbujas, mientras que una densidad elevada incrementa la viscosidad del sistema, dificultando la aireación y el transporte de los agregados mineral-burbuja. En consecuencia, cada operación establece un rango óptimo de porcentaje de sólidos de

acuerdo con las características del mineral y las condiciones del circuito de flotación (Wills & Finch, 2016).

• Regulación del pH

El pH constituye una de las principales variables de control en el proceso de flotación, debido a que regula la química superficial de los minerales y la acción de los reactivos. Su control influye en la adsorción de los colectores, la acción de los depresores y la estabilidad de las especies presentes en la pulpa. Cada mineral presenta un intervalo de pH dentro del cual alcanza su mayor flotabilidad; fuera de este rango puede producirse una disminución de la recuperación o una pérdida de selectividad. En la flotación de minerales sulfurados, el control del pH resulta fundamental para favorecer la recuperación de las especies de interés y minimizar la flotación de minerales indeseables (Wills & Finch, 2016).

• Tiempo de Residencia

El tiempo de residencia corresponde al período durante el cual la pulpa permanece dentro de las celdas de flotación, permitiendo que ocurran los fenómenos de colisión, adhesión y transporte de las partículas hidrofóbicas. Un tiempo insuficiente limita la recuperación de los minerales valiosos, mientras que un tiempo excesivo puede incrementar el arrastre de ganga y el consumo energético del proceso. Su determinación depende del volumen efectivo de las celdas, la densidad de pulpa y la cinética de flotación de las especies minerales presentes (Gaudin, 1957).

• Aireación

La aireación proporciona las burbujas necesarias para que las partículas hidrofóbicas puedan adherirse y ascender hacia la zona de espuma. La cantidad y el tamaño de las burbujas

influyen directamente en la probabilidad de colisión y en la eficiencia de la recuperación. Un suministro insuficiente de aire reduce la formación de agregados partícula-burbuja, mientras que un exceso genera turbulencia, disminuye la estabilidad de la espuma y favorece el arrastre de partículas de ganga. Por ello, el control de la aireación constituye un aspecto fundamental para mantener una adecuada cinética de flotación y una recuperación eficiente de los minerales valiosos (Linares Gutiérrez, 2009).

• Calidad del Agua

La calidad del agua empleada en el proceso de flotación influye en las propiedades fisicoquímicas de la pulpa y en la acción de los reactivos utilizados durante la separación de los minerales. La presencia de sustancias disueltas, partículas en suspensión o impurezas puede modificar las características superficiales de las especies minerales, afectar la adsorción de los colectores y alterar la estabilidad de la espuma, repercutiendo en la selectividad y la recuperación del proceso. En consecuencia, el control de la calidad del agua constituye un factor importante para mantener condiciones operacionales estables y favorecer una separación eficiente de los minerales valiosos (Wills & Finch, 2016).

En conjunto, estas variables conforman un sistema dinámico e interdependiente, en el que la modificación de un solo parámetro repercute en el comportamiento de los demás. La optimización de la flotación de minerales sulfurados requiere, por tanto, un análisis integral que considere la interacción simultánea de los factores físicos, químicos e hidrodinámicos de la operación, tal como se ilustra en la *Figura 3*.

Figura 3

Factores de interacción en la flotación.

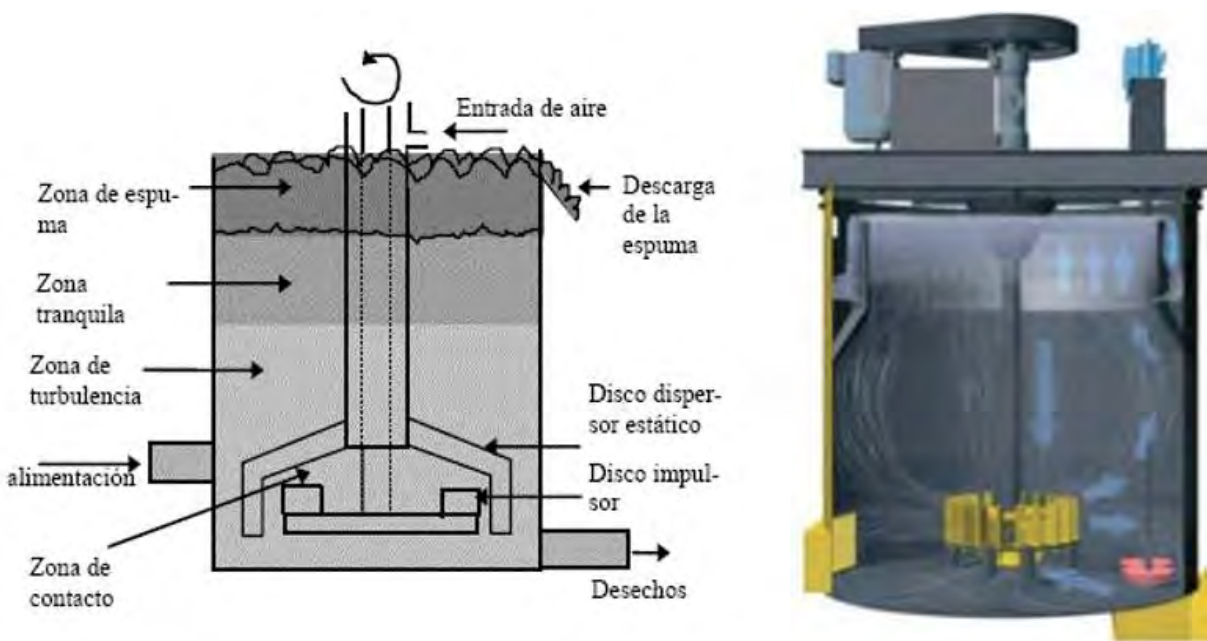


Nota. Adaptada de Mineralurgia II, por Linares, N. (2015).

2.2.2.1. Mecanismo de Flotación

El proceso de flotación es la interacción fisicoquímica entre las partículas minerales y las burbujas de aire introducidas en la pulpa. Cuando esta interacción alcanza una estabilidad adecuada, se forma una interfaz sólida-gaseosa capaz de transportar las partículas hacia la zona de espuma, donde se concentran los minerales de valor económico. Para que dicho fenómeno ocurra, las partículas deben poseer propiedades hidrofóbicas suficientemente estables, lo que les permite adherirse y mantenerse unidas a las burbujas durante el ascenso (Sutulov, 1993) podemos ver este proceso en la *figura 4*.

Figura 4
Comportamiento del proceso en una celda de flotación.



Nota. Adaptada de mineralurgia II, por linares, N. (2015)

La hidrofobicidad natural de las superficies minerales es, en muchos casos, insuficiente; por ello, se regula mediante adición de agentes colectores, los cuales son compuestos de naturaleza orgánica y heteropolar. Estos reactivos presentan una estructura molecular dividida en dos partes: una fracción apolar o hidrocarbonada, que confiere el carácter hidrofóbico, y una fracción polar o iónica, responsable de la adsorción sobre la superficie mineral (Wills & Finch, 2016).

La eficiencia con que los colectores se adsorben depende, en gran medida, del estado de la capa doble eléctrica que envuelve a las partículas en suspensión. Para controlar esta condición, se emplean modificadores o reguladores, que ajustan el potencial superficial y favorecen la estabilidad de la interacción entre los reactivos y las superficies minerales (Sutulov, 1993). Este

control permite lograr una selectividad adecuada, evitando la flotación no deseada de minerales de ganga.

Durante la flotación, la película de agua que recubre las partículas minerales no se elimina completamente; en cambio, adquiere propiedades distintas al agua en masa, lo que afecta directamente la adhesión burbuja-partícula y la estabilidad de los agregados mineral aire. Este fenómeno interfacial resulta decisivo en la formación de una espuma estable y en la eficiencia del proceso metalúrgico.

Desde una perspectiva dinámica, el contacto entre una burbuja y una partícula se interpreta como una colisión entre dos cuerpos elásticos. En esta interacción, tanto la burbuja como la partícula sufren deformaciones temporales; la unión se establece únicamente cuando la energía de adhesión supera la energía de repulsión electrostática, generando un contacto estable que permite el ascenso del mineral hacia la superficie (Fuerstenau, Jameson & Yoon, 2007).

En términos generales, el mecanismo de flotación está condicionado por dos factores fundamentales:

- ✓ El tamaño de partícula, que regula la fuerza dinámica de colisión y el área de contacto efectiva.
- ✓ La mojabilidad superficial, determinada por la composición química y el potencial eléctrico de la superficie mineral.

Ambos factores actúan de forma sinérgica y definen la probabilidad global de flotación, influyendo directamente en la recuperación y la calidad del concentrado final.

2.2.3. Termodinámica de la Flotación

La flotación de minerales, desde el enfoque termodinámico, se entiende como un proceso de separación que ocurre debido a la tendencia del sistema a minimizar su energía libre superficial. La adhesión entre una partícula mineral y una burbuja de aire es termodinámicamente favorable cuando la disminución de la energía libre de Gibbs del sistema es negativa, lo que indica que el proceso puede ocurrir de manera espontánea. En este contexto, la hidrofobicidad de la superficie mineral juega un papel fundamental, ya que determina la magnitud de las interacciones interfaciales sólido-líquido-gas y, por tanto, la estabilidad del agregado burbuja-partícula (Fuerstenau, Jameson & Yoon, 2007; Sutulov, 1993).

- **Comportamiento Hidrofóbico**

Los minerales de carácter hidrofóbico se distinguen por su baja afinidad con el agua y su capacidad para repelerla, evitando que las moléculas líquidas se adhieran a su superficie. Entre estos minerales se incluyen los metales nativos, el grafito, el talco y el carbón bituminoso, los cuales presentan una tensión superficial baja que facilita su adhesión a las burbujas de aire. Este comportamiento incrementa la probabilidad de colisión efectiva y favorece la recuperación de los minerales valiosos en la espuma de flotación (Sutulov, 1993).

- **Comportamiento Hidrofílico**

Los minerales hidrofílicos presentan una fuerte atracción hacia el agua, lo que promueve su mojado y permanencia en la fase líquida. En este grupo se encuentran los óxidos, sulfatos, silicatos y carbonatos, generalmente asociados a la ganga o material no valioso. Debido a su alta afinidad con el agua, estas partículas no se adhieren fácilmente a las burbujas de aire y tienden a

permanecer en suspensión o hundirse, reduciendo su recuperación en el concentrado (Linares Gutiérrez, 2009).

- **Limitaciones de la Interpretación Termodinámica**

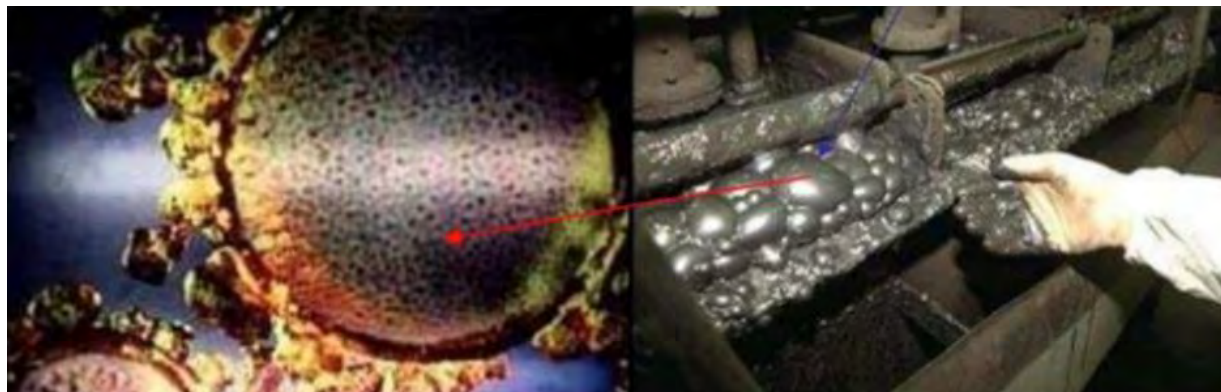
Si bien la termodinámica permite explicar la espontaneidad y la dirección de los fenómenos de adsorción que ocurren durante la flotación a partir de la variación de la energía libre de Gibbs, este enfoque no describe completamente el comportamiento del proceso en condiciones industriales. Aspectos como la velocidad de interacción entre partículas y burbujas, las condiciones hidrodinámicas de la celda y otros fenómenos asociados al proceso dependen de factores que trascienden el análisis termodinámico. Por ello, la interpretación termodinámica constituye una base para comprender el comportamiento fisicoquímico de la flotación, pero debe complementarse con otros enfoques que permitan explicar el desarrollo integral del proceso (Sutulov, 1993).

- **Burbujas de Aire en Flotación**

Las burbujas de aire son el medio de transporte que permite la elevación de las partículas hidrofóbicas hacia la superficie. En las celdas mecánicas, las burbujas se generan mediante la acción de rotores que, al girar a alta velocidad, crean zonas de baja presión y alta turbulencia, favoreciendo la dispersión del aire en la pulpa. El caudal y tamaño de las burbujas, controlados mediante flujómetros y sistemas de aireación, determinan la eficiencia de colisión y la estabilidad de la espuma (Tarazona Trujillo, 2012). Un balance adecuado entre el flujo de aire y la agitación mecánica es esencial para mantener una espuma estable sin pérdida de selectividad.

Figura 5

Comportamiento de la burbuja de aire y el mineral valioso.



Nota. Adaptada de Mineralurgia II, por Linares, N. (2015).

2.2.4. Reactivos de Flotación

Los reactivos de flotación constituyen uno de los factores más determinantes en el éxito del proceso de concentración de minerales. Según Sutulov (1963), estos reactivos son componentes esenciales, dado que sin su presencia el fenómeno de flotación no podría desarrollarse. El autor enfatiza que la respuesta metalúrgica de un mineral es altamente sensible a cualquier tipo de reactivo utilizado, sino a la vez a su combinación con diferentes reactivos, teniendo en cuenta su dosificación, el orden y punto de adición. Incluso las variaciones positivas o negativas de otras variables como la liberación o la densidad de pulpa difícilmente compensan los efectos derivados de una formulación inadecuada de reactivos.

En términos generales, los reactivos empleados en flotación se clasifican en tres categorías principales: colectores, espumantes y modificadores (Linares, 2015). Cada grupo cumple una función específica dentro del sistema:

- **Los Colectores**

Otorgan hidrofobicidad a los minerales valiosos al adsorberse sobre su superficie;

- **Los Espumantes**

Permiten la formación y estabilidad de las burbujas de aire que transportan las partículas flotadas

- **Los Modificadores**

Ajustan las condiciones fisicoquímicas de la pulpa, regulando el comportamiento selectivo de los minerales (Wills & Finch, 2016).

La elección adecuada de los reactivos y sus proporciones constituye una etapa crítica en el diseño del proceso metalúrgico, ya que cada mineral responde de manera distinta en función de su composición, grado de oxidación, y tipo de ganga asociada. Por ello, en operaciones industriales y en plantas concentradoras como la Compañía Minera Kolpa S.A., la dosificación de reactivos se realiza mediante pruebas experimentales controladas que buscan alcanzar el equilibrio entre recuperación y selectividad, minimizando el arrastre de ganga e incrementando la calidad del concentrado final.

En resumen, los reactivos de flotación son el componente químico con más influencia al proceso. Su control permite no solo garantizar la estabilidad de las espumas, sino también maximizar la interacción entre partículas y burbujas, asegurando un rendimiento metalúrgico óptimo y sostenido.

2.2.5. Colectores

Los colectores constituyen uno de los reactivos más relevantes en el proceso de flotación. Son compuestos de naturaleza orgánica de estructura asimétrica y heteropolar, cuyo objetivo principal consiste en adsorberse sobre la superficie de los minerales valiosos, reduciendo su energía libre superficial y confiriéndoles propiedades hidrofóbicas. Este fenómeno permite que

las partículas minerales establezcan un contacto estable en las fases sólido-líquido-gas, condición importante para que ocurra la adhesión de la partícula a la burbuja y su posterior transporte hacia la zona de espuma (Linares Gutiérrez, 2009).

De este modo, la acción de los colectores favorece la separación selectiva entre los minerales valiosos y la ganga, al modificar únicamente aquellas superficies que presentan afinidad química con el reactivo. Los colectores pueden clasificarse según su naturaleza iónica (aniónicos o catiónicos) o de acuerdo con la estructura de sus grupos funcionales polares y apolares, como se muestra en la *Figura 6*.

Los colectores presentan una estructura química dividida en dos partes principales:

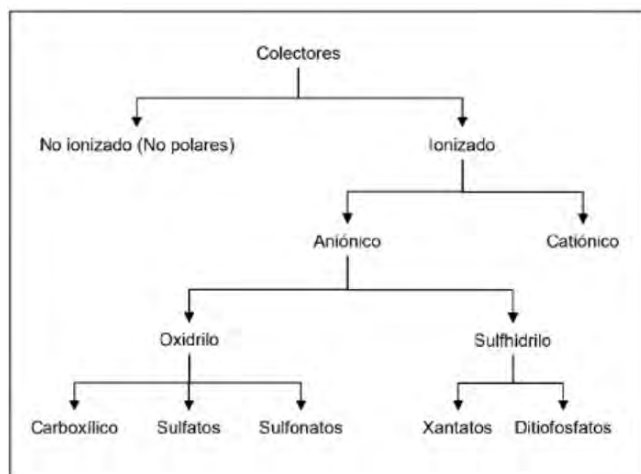
- **Parte Polar**

Responsable de la interacción iónica con la superficie mineral.

- **Parte no Polar**

Constituida por una cadena hidrocarbonada, que confiere la propiedad hidrofóbica.

Figura 6
Clasificación de colectores.



Nota: Elaboración Propia

Figura 7
Componentes de un colector polar.



Nota: Adaptada de Mineralurgia II, por Linares, N. (2015).

Esta dualidad en su estructura permite que el colector actúe como puente químico, promoviendo la selectividad en el proceso de flotación y mejorando la recuperación de las especies metálicas de interés.

2.2.5.1. Clasificación de los Colectores

Los colectores constituyen uno de los grupos de reactivos más importantes en el proceso de flotación, estas permiten modificar la naturaleza superficial de las partículas minerales para favorecer su adhesión a las burbujas de aire. De acuerdo con Linares Gutiérrez (2009), los colectores se clasifican en dos grandes grupos: aniónicos y catiónicos, según el comportamiento del grupo polar del reactivo en disolución acuosa, es decir, según el tipo de ion (catión o anión) que se forma tras la disociación del compuesto.

2.2.5.1.1. Colectores Aniónicos

Los colectores aniónicos son en su gran mayoría de los reactivos empleados en flotación. Al disociarse en agua, el grupo polar libera un anión que se combina con las especies metálicas

presentes en la superficie del mineral, mientras que el catión que queda en solución puede corresponder a sodio, potasio, calcio o hidrógeno. Este tipo de colectores resulta altamente eficaz en la flotación de minerales sulfurados y otros compuestos metálicos de interés económico, debido a su afinidad con las superficies cargadas positivamente.

El rendimiento de los colectores aniónicos depende de varios factores, como el pH, la concentración del reactivo y la presencia de iones disueltos que puedan interferir en la adsorción. Sutulov (1963) señala que la interacción electroquímica entre el anión del colector y la superficie metálica del mineral determina la intensidad de la adsorción, influyendo directamente en la recuperación metalúrgica y en la selectividad del proceso.

- **Xantatos**

Los xantatos constituyen los colectores mayormente utilizados en la flotación de minerales sulfurados. Químicamente, son sales del ácido xántico, producidas a partir de la reacción entre un alcohol, disulfuro de carbono y un álcali como la soda cáustica. Normalmente se presentan como sales alcalinas de sodio o potasio, las cuales son solubles en agua y fáciles de manipular en planta.

Una de las características más importantes de los xantatos es la longitud de la cadena carbonada (R): a mayor número de carbonos, mayor es su poder colector y, por consiguiente, la recuperación metalúrgica alcanzada (Cabala, 2003). Esta propiedad permite adaptar el tipo de xantato a la naturaleza del mineral y a las condiciones del proceso.

De acuerdo con Linares Gutiérrez (2009), los xantatos presentan una notable eficiencia en la flotación de sulfuros metálicos como la galena, calcopirita, esfalerita y bornita, debido a su capacidad de formar enlaces químicos estables sobre superficies metálicas activas. Además, su

bajo costo, elevada capacidad colectora y buena selectividad los convierten en reactivos esenciales para la flotación de metales de tipo no ferrosos y metales que se encuentra de forma nativa como cobre, plata y oro, así como en algunos óxidos previamente sulfurizados.

En términos industriales, su versatilidad, facilidad de control y efectividad bajo diferentes condiciones de pH han consolidado a los xantatos como reactivos estándar en circuitos de flotación tanto bulk como selectiva, siendo fundamentales para la extraer concentrados de alta ley y buena recuperación.

- **Z-6 (Xantato Amílico de Potasio)**

El Z-6, químicamente denominado xantato amílico de potasio (PAX) y cuya fórmula química es $C_5H_{11}OCS_2K$, pertenece al grupo de los colectores aniónicos de la familia de los xantatos. Su función principal es incrementar la hidrofobicidad de los minerales sulfurados mediante la adsorción selectiva del ion xantato sobre la superficie mineral. Según Linares Gutiérrez (2009), los xantatos poseen una estructura molecular heteropolar constituida por una parte polar responsable de la adsorción sobre la superficie del mineral y una cadena hidrocarbonada no polar que proporciona las propiedades hidrofóbicas necesarias para la flotación.

El Z-6 es considerado uno de los colectores más utilizados en la flotación bulk de sulfuros de plomo y cobre debido a su elevado poder colector y su capacidad para promover la recuperación simultánea de minerales como la galena y la calcopirita. Su mecanismo de acción se basa en la adsorción química del ion xantato sobre los sitios activos de la superficie mineral, formando compuestos hidrofóbicos que favorecen la adhesión de las partículas a las burbujas de aire presentes en la pulpa de flotación. Como consecuencia, se incrementa la probabilidad de

transporte de los minerales valiosos hacia la espuma y se mejora la recuperación metalúrgica del proceso (Cabala, 2003).

Debido a la longitud de su cadena hidrocarbonada, el xantato amílico de potasio presenta un mayor poder colector que otros xantatos de cadena más corta, permitiendo una recuperación eficiente de minerales sulfurados complejos. Sin embargo, este mayor poder colector puede reducir ligeramente la selectividad del proceso, por lo que su dosificación debe controlarse adecuadamente en función de las características mineralógicas del mineral tratado y de los objetivos metalúrgicos establecidos.

En la práctica industrial, el Z-6 se utiliza tanto de manera individual como en combinación con otros colectores y reactivos de flotación para optimizar la cinética del proceso y maximizar la recuperación de sulfuros metálicos. Su aplicación es frecuente en circuitos de flotación rougher y bulk de minerales polimetálicos, donde la recuperación eficiente de galena y calcopirita constituye un aspecto fundamental para el desempeño metalúrgico de la operación.

En resumen, el xantato amílico de potasio (Z-6) constituye un colector aniónico de alto poder ampliamente utilizado en la flotación de minerales sulfurados de plomo y cobre. Su capacidad para incrementar la hidrofobicidad de las superficies minerales y favorecer la adhesión de las partículas a las burbujas de aire lo convierte en un reactivo clave para mejorar la recuperación metalúrgica en circuitos de flotación bulk Pb-Cu.

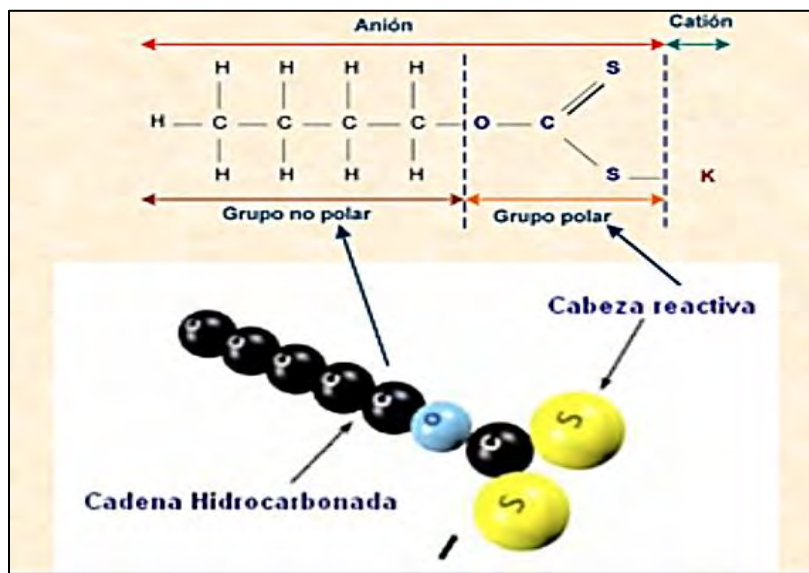
2.2.5.1.2. Colectores Catiónicos

Los colectores catiónicos representan un grupo mucho más reducido en comparación con los aniónicos. En este tipo de reactivos, la disociación en solución acuosa libera un catión como especie activa que se adhiere a las superficies minerales con carga negativa. Su mecanismo de

acción se basa en la atracción electrostática entre el catión del colector y los sitios activos del mineral, permitiendo la modificación de su carácter superficial.

Figura 8

Esquema del hidrocarburo radical del colector.



Nota: Adaptado de Procesamiento de minerales, de Linares (2015).

En síntesis, la clasificación de los colectores según su naturaleza iónica (aniónica o catiónica) refleja las diferentes formas de interacción con las superficies minerales. Comprender estas diferencias es esencial para seleccionar el reactivo más adecuado en función del tipo de mineral, la composición química de la pulpa y las condiciones operativas del circuito de flotación. El equilibrio entre recuperación metalúrgica y selectividad depende en gran medida de esta elección (Sutulov, 1963).

Además, los colectores pueden clasificarse de acuerdo con su estructura molecular, considerando el grupo apolar y el grupo polar. El primero influye en la intensidad del poder colector, mientras que el segundo determina la capacidad de adsorción sobre la superficie mineral. En este sentido, la estructura química del grupo apolar condiciona la fuerza del reactivo,

y el grupo polar define la selectividad del proceso de adsorción, determinando así su efectividad en la flotación de minerales específicos (Linares Gutiérrez, 2009).

2.2.6. Modificadores

Los modificadores son reactivos auxiliares cuya función principal consiste en regular las condiciones químicas del medio de flotación para favorecer o inhibir la adsorción de los colectores sobre determinadas especies minerales. En consecuencia, estos reactivos controlan la selectividad del proceso, actuando de manera indirecta sobre la hidrofobicidad superficial de los minerales (Cabala, 2003).

De acuerdo con Sutulov (1963), los modificadores se dividen en varias categorías según su función: reguladores de pH, depresores, activadores y dispersantes. Su adecuada selección permite optimizar la flotación diferencial y minimizar la contaminación del concentrado con minerales de ganga o especies no deseadas.

2.2.6.1. Reguladores de pH

El pH de la pulpa constituye una variable crítica en el proceso de flotación, debido a que regula la adsorción de los reactivos así también la estabilidad de las películas en la interfase aire-agua y la carga superficial de las partículas minerales. De acuerdo con Sutulov (1993), las condiciones de pH determinan la forma iónica de los colectores y depresores, así como la naturaleza de las reacciones electroquímicas que ocurren sobre las superficies metálicas. En la práctica industrial, el control del pH se logra mediante la adición de reactivos reguladores, entre los cuales destacan la cal (CaO), el hidróxido de sodio (NaOH), el carbonato de sodio (Na_2CO_3) y el ácido sulfúrico (H_2SO_4), dependiendo del tipo de flotación y del sistema mineralógico.

Un caso ampliamente documentado es la depresión de la pirita en medios alcalinos, donde la cal se utiliza con notable eficacia. En ambientes ácidos, tanto los sulfuros de cobre como la pirita presentan alta flotabilidad; sin embargo, en condiciones alcalinas, la pirita se pasiva y tiende a deprimirse, favoreciendo la flotación selectiva del cobre (Sutulov, 1993).

- **La Cal**

La cal, aplicada en forma de lechada de cal, es el regulador de pH más utilizado debido a su bajo costo. Se compone de óxido de calcio (CaO), que al reaccionar con agua forma hidróxido de calcio [$\text{Ca}(\text{OH})_2$]. Su función principal es mantener la alcalinidad de la pulpa, reduciendo la flotación de sulfuros indeseados y favoreciendo la selectividad del proceso (Wills & Finch, 2016).

2.2.6.2. Depresores

Los depresores constituyen un grupo de reactivos cuya función principal es disminuir la flotabilidad de ciertos minerales, evitando que estos pasen al concentrado. Este efecto se logra mediante dos mecanismos principales:

- Incrementar la hidrofobicidad de la superficie mineral, lo que impide su interacción con las burbujas de aire.
- Bloquear la adsorción de colectores, evitando que el mineral adquiriera carácter hidrofóbico.

De este modo, los depresores actúan como agentes de control selectivo que permiten concentrar las especies de valor y mantener las gangas o minerales indeseables en el relave. Según Wills y Finch (2016), “la acción depresora es fundamental para optimizar la selectividad,

ya que evita la activación o flotación simultánea de especies no deseadas que comparten características químicas con los minerales valiosos”.

- **Sulfato de Zn y su Efecto en la Depresión de Sulfuros Zn**

El sulfato de zinc (ZnSO_4) constituye uno de los agentes modificadores y depresores de mayor frecuencia en el procesamiento de sulfuros, con especial relevancia en sistemas de Pb-Zn o Cu-Pb. Su rol fundamental radica en transformar las propiedades químicas de la interfaz mineral mediante la fijación de iones Zn^{2+} en las áreas de reacción, estableciendo un recubrimiento que bloquea la interacción con los colectores y, consecuentemente, mitiga el carácter hidrófobo de la especie.

Como señalan Fuerstenau y Han (2003), el ZnSO_4 “actúa pasivando la superficie de los sulfuros y limitando la adsorción de xantatos, lo que conduce a una disminución efectiva de la flotabilidad de especies como la esfalerita y la marmatita”. Este proceso de pasivación electroquímica reduce la energía superficial disponible para la interacción con las burbujas, manteniendo a las partículas deprimidas en la fase acuosa.

Además, el sulfato de zinc ayuda a controlar la concentración de iones metálicos en la pulpa, estabilizando el equilibrio iónico del sistema y reduciendo las reacciones secundarias entre los reactivos. Su efectividad depende de la concentración del reactivo, el tiempo de acondicionamiento y el pH del medio, parámetros que determinan la intensidad de la adsorción iónica sobre las superficies minerales (Wills & Finch, 2016).

En síntesis, el ZnSO_4 actúa como un depresor selectivo, modificando la superficie de los sulfuros mediante adsorción iónica y controlando las condiciones electroquímicas de la pulpa.

Este comportamiento favorece una separación más limpia entre las especies valiosas y los minerales de ganga, contribuyendo a una mayor eficiencia metalúrgica.

2.2.6.3. Dispersantes y Floculantes

Los dispersantes ayudan a evitar la aglomeración de partículas finas, manteniendo una buena suspensión en la pulpa. El silicato de sodio (Na_2SiO_3) es el más utilizado por su capacidad para neutralizar cargas y evitar la formación de flóculos. Por su parte, los floculantes tienen una función contraria: promover la agregación controlada de partículas cuando se busca sedimentación o clarificación del agua de proceso (Cabala, 2003).

2.2.6.4. Activadores

Los activadores son reactivos químicos cuya función principal consiste en incrementar la flotabilidad de minerales que, por su naturaleza superficial o grado de oxidación, no presentan afinidad con los colectores. Su acción se basa en modificar la superficie mineral mediante procesos de adsorción iónica o intercambio químico, creando condiciones favorables para la asociación de los colectores orgánicos y facilitando la adherencia de las partículas a las burbujas de aire (Wills & Finch, 2016).

Desde el punto de vista fisicoquímico, los activadores promueven la formación de películas de compuestos metálicos adsorbidos sobre los sitios activos del mineral, restaurando o reforzando su carácter hidrofóbico. Este fenómeno depende de variables como el potencial redox, el pH, la composición del agua y la secuencia de adición de los reactivos. En términos prácticos, el activador reemplaza iones presentes en la superficie del mineral por otros con mayor afinidad hacia los grupos polares del colector, permitiendo una adsorción más estable y eficiente (Gaudin, 1957).

Un ejemplo clásico se observa en el uso del sulfato de cobre (CuSO_4) para activar la esfalerita (ZnS). En este caso, los iones Cu^{2+} reemplazan a los iones Zn^{2+} en la superficie del mineral, formando una película de sulfuro de cobre (CuS) que actúa como punto de anclaje para los colectores xantogenatos (Fuerstenau & Han, 2003). Este recubrimiento mejora la hidrofobicidad de la esfalerita y permite su recuperación efectiva durante la flotación.

El mecanismo general aceptado describe que los activadores inducen reacciones químicas superficiales controladas, generando enlaces metal-azufre o metal-oxígeno que facilitan la adsorción de los colectores. No obstante, la eficacia de este proceso depende de las condiciones químicas del medio. En particular, el pH de la pulpa regula la disociación de los iones metálicos y la estabilidad de los complejos formados. Valores de pH inadecuados pueden generar precipitados inactivos o limitar la adsorción del activador, afectando la flotabilidad (Wills & Finch, 2016).

En síntesis, los activadores desempeñan un papel crucial en la flotación de minerales sulfurados al restaurar la reactividad superficial de especies pasivadas u oxidadas, permitiendo su interacción efectiva con los colectores. Su aplicación controlada garantiza una mejor recuperación metalúrgica y una mayor selectividad del proceso.

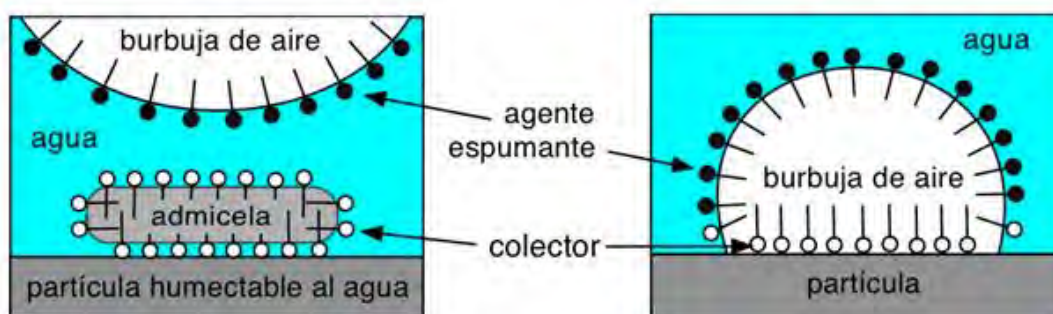
2.2.6.5. Espumantes

Los espumantes son reactivos orgánicos de naturaleza tensoactiva heteropolar, cuyo objetivo consiste en ayudar reducir la tensión superficial del sistema aire-agua y estabilizar las burbujas generadas durante la etapa de flotación. Su acción permite la formación de una espuma controlada, capaz de sostener y transportar las partículas minerales hidrofobizadas hasta la superficie de la celda, donde son recuperadas como concentrado (Wills & Finch, 2016).

Desde un punto de vista fisicoquímico, los espumantes se adsorben en la interfase aire-agua, orientando su parte polar hacia la fase líquida y su parte no polar hacia la fase gaseosa. Esta disposición molecular reduce la energía libre superficial y evita la coalescencia de las burbujas, promoviendo una dispersión homogénea del aire y una espuma de estabilidad intermedia, condición ideal para procesos de flotación bulk o selectiva (Gaudin, 1957).

Figura 9

Esquema de adsorción de espumante en burbuja de aire.



Nota: Adaptada de Mineralurgia II, por Linares, N. (2015).

En conclusión, los espumantes cumplen un papel determinante en la flotación al regular el tamaño, la estabilidad y la persistencia de las burbujas, garantizando un transporte controlado de las partículas valiosas y optimizando la recuperación del concentrado final.

- **MIBC (Metil Isobutil Carbinol)**

El Metil Isobutil Carbinol (MIBC) es un reactivo espumante orgánico de naturaleza alcohólica, ampliamente empleado en la flotación de minerales sulfurados y polimetálicos. Su función principal consiste en favorecer la formación, dispersión y estabilidad de las espumas, facilitando así el transporte de las partículas hidrofóbicas hacia la superficie donde son recuperadas como concentrado.

De acuerdo con Wills y Finch (2016), los espumantes como el MIBC reducen la tensión superficial de la pulpa, promoviendo la formación de burbujas finas y estables, lo que aumenta el área interfacial disponible para la adhesión partícula-burbuja. Este efecto incrementa la probabilidad de captura de las partículas de mineral valiosos, optimizando el proceso.

El MIBC pertenece al grupo de los alcoholes secundarios y se caracteriza por su moderada solubilidad en agua y su capacidad de generar una espuma de estabilidad intermedia, es decir, ni demasiado persistente ni de rápida rotura. Según Linares Gutiérrez (2009), esta característica lo convierte en un espumante ideal para circuitos bulk y selectivos, ya que mantiene un equilibrio entre la recuperación y la ley del concentrado.

El mecanismo de acción del MIBC se basa en su adsorción en la interfase aire-agua, donde el grupo hidroxilo polar se orienta hacia la fase líquida y la cadena hidrocarbonada no polar hacia la fase gaseosa. Esta disposición molecular estabiliza la película de agua que rodea a las burbujas y evita su coalescencia, permitiendo mantener un sistema de microburbujas uniformes y estables (Gaudin, 1957).

El control de su dosificación es fundamental: una concentración excesiva puede generar espumas densas que dificultan la evacuación del concentrado, mientras que una dosificación insuficiente reduce la capacidad de transporte de las partículas minerales. En condiciones óptimas de pH, aireación y agitación, el MIBC contribuye a mejorar la cinética de flotación y la eficiencia global del proceso metalúrgico.

En síntesis, el Metil Isobutil Carbinol constituye uno de los espumantes más eficientes y estables utilizados en la industria minera moderna, gracias a su bajo costo, compatibilidad con otros reactivos y baja toxicidad ambiental. Su aplicación adecuada garantiza una flotación

controlada, estable y selectiva, optimizando la recuperación de metales valiosos como el plomo y el cobre en circuitos bulk.

2.2.7. Liberación de Minerales Complejos

La liberación de minerales complejos constituye una etapa fundamental en el procesamiento de minerales y se refiere al grado de separación física de las especies minerales valiosas respecto a los minerales de ganga como resultado de las operaciones de conminución, principalmente chancado y molienda. El objetivo de este proceso es exponer las superficies de los minerales de interés para que puedan responder eficientemente a los métodos de concentración posteriores.

Según Wills y Finch (2016), la liberación mineral es uno de los factores más importantes que condicionan el rendimiento de los procesos de concentración, debido a que la recuperación metalúrgica y la calidad de los concentrados dependen directamente del grado en que los minerales valiosos se encuentren libres de asociaciones con otras especies. Cuando la liberación es insuficiente, las partículas compuestas presentan una respuesta metalúrgica deficiente, ocasionando pérdidas de minerales valiosos en los relaves o disminuyendo la selectividad del proceso.

En minerales polimetálicos complejos, donde las especies minerales suelen encontrarse íntimamente asociadas, la determinación de un tamaño óptimo de molienda resulta esencial para alcanzar un adecuado grado de liberación. Sin embargo, una molienda excesiva puede generar partículas ultrafinas que afectan negativamente la flotación debido a problemas de arrastre mecánico, alta demanda de reactivos y menor probabilidad de adhesión partícula-burbuja.

Por ello, la liberación mineral representa un parámetro crítico en la mejora de los procesos de flotación, ya que permite establecer el tamaño de partícula más adecuado para maximizar la recuperación de los minerales valiosos y mejorar la eficiencia metalúrgica global del circuito de concentración.

2.2.8. Flotación de Minerales de Plomo y Cobre

La flotación de minerales de Pb y Cu constituye un proceso metalúrgico esencial en el tratamiento de menas polimetálicas sulfuradas, donde ambos metales se encuentran íntimamente asociados en fases minerales como galena (PbS), calcopirita (CuFeS_2), bornita (Cu_5FeS_4) o tetraedrita ($\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$).

Debido a su estrecha mineralógica, la separación completa entre ambos suele ser compleja, por lo que en la práctica se aplica una flotación colectiva (bulk) seguida de etapas diferenciales de separación (Linares, 2015).

En una flotación bulk plomo-cobre, se busca recuperar simultáneamente los sulfuros valiosos de ambos metales en un concentrado único, utilizando colectores de alta afinidad por superficies sulfuradas, como los xantatos (isopropílico o amílico) y ditiofosfatos. Estos reactivos promueven la adsorción sobre las superficies de galena y calcopirita, generando hidrofobicidad y facilitando su adherencia a las burbujas de aire (Wills & Finch, 2016).

Posteriormente, este concentrado bulk puede ser sometido a flotación selectiva, en la que se deprime la galena o el cobre mediante reactivos específicos, permitiendo obtener concentrados separados de alta ley.

La eficacia del proceso viene a ser en gran medida al pH de operación, la dosificación de colectores y depresores, y el grado de liberación mineralógica (P80). A pH ligeramente alcalinos

(7.5-8.5), la galena muestra una mayor flotabilidad respecto a la calcopirita, mientras que en condiciones más alcalinas (>10), la respuesta del cobre se ve favorecida. De este modo, el control del pH se convierte en un factor decisivo para determinar si el concentrado obtenido será predominantemente de plomo o de cobre.

Entre los depresores más utilizados para lograr la separación diferencial se encuentran el sulfato de zinc (ZnSO_4), el bisulfito de sodio (NaHSO_3) y el metabisulfito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$), que actúan inhibiendo la flotación de la galena o la calcopirita, dependiendo del orden de separación deseado. Estos reactivos modifican la superficie mineral, evitando la adsorción del colector y generando una película hidrofílica que suprime la flotación no deseada (Tarazona, 2012).

Asimismo, los espumantes como el Metil Isobutil Carbinol (MIBC) permiten estabilizar las burbujas y mejorar la selectividad, manteniendo una espuma de tamaño uniforme que favorece la recuperación de las partículas hidrofóbicas y reduce el arrastre mecánico de ganga.

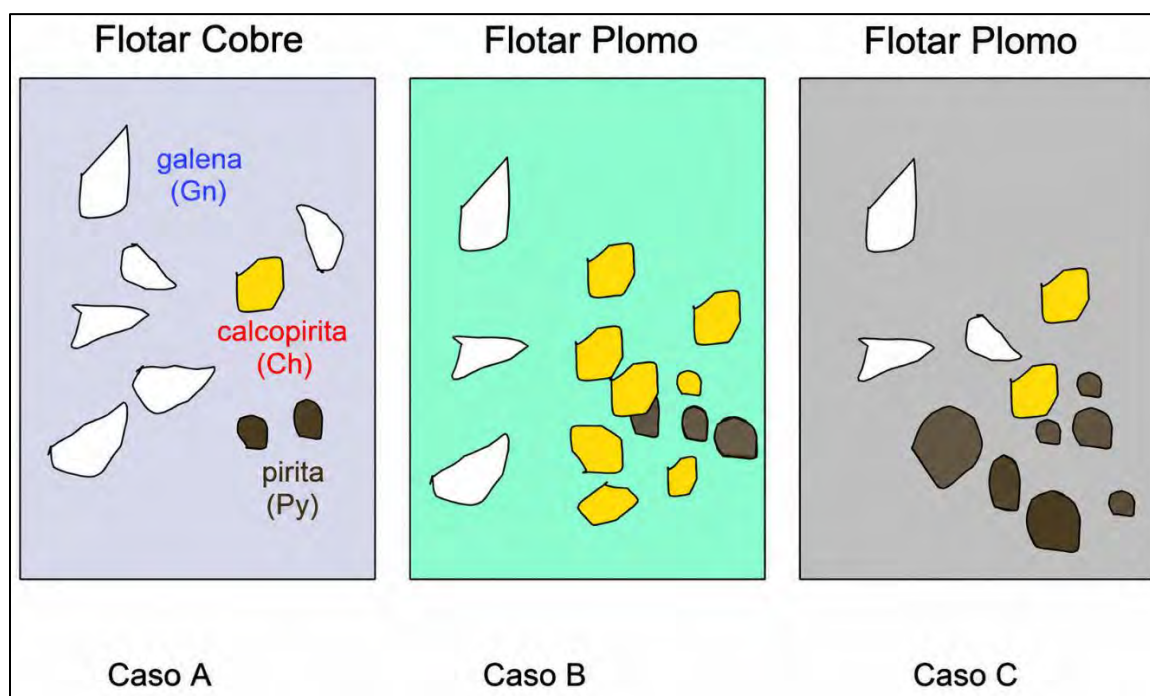
En este tipo de sistemas bulk, la presencia de plata asociada a la galena o la calcopirita incrementa el valor económico del concentrado, razón por la cual es esencial optimizar la recuperación conjunta de Pb-Cu-Ag, sin sacrificar la pureza del producto final.

La *Figura 10* presenta tres escenarios representativos de la distribución relativa de galena y calcopirita en sistemas de separación Pb-Cu, los cuales orientan la estrategia de flotación diferencial. En el Caso A, la galena es predominante respecto a la calcopirita, por lo que resulta conveniente deprimir la galena mediante reactivos específicos, como bicromato de sodio o dióxido de azufre (SO_2), para recuperar inicialmente el cobre. En el Caso B, ambas especies se encuentran en proporciones similares, por lo que la selección del circuito depende de criterios

metalúrgicos y económicos, como la respuesta a la flotación, la ley del mineral y el contenido de metales asociados. En el Caso C, la calcopirita se presenta en mayor proporción que la galena, siendo recomendable recuperar primero el plomo mediante la depresión temporal de la calcopirita y la pirita, favoreciendo posteriormente la flotación diferencial del cobre. En conjunto, estos escenarios evidencian que la proporción mineralógica entre galena y calcopirita constituye un criterio importante para definir la secuencia de separación y la selección de reactivos. No obstante, en la presente investigación la *Figura 10* se incorpora únicamente como referencia conceptual para comprender el comportamiento de estos minerales en sistemas Pb-Cu, ya que el objetivo del estudio no es la flotación diferencial, sino el mejoramiento de la recuperación conjunta del concentrado bulk Pb-Cu mediante el control del tamaño de partícula (P80), la dosificación del colector Z-6 y el pH de operación.

Figura 10

Casos de cantidades de calcopirita en sistemas de separación Pb-Cu.



Nota: Adaptada de Metalurgia II, por Linares, N. (2015).

2.2.9. Unión de la Burbuja con la Partícula Mineral.

La interacción entre la burbuja de aire y la partícula mineral constituye el núcleo del mecanismo de flotación, ya que de ella depende la formación de agregados estables que ascienden a la superficie para conformar el concentrado. Este fenómeno se desarrolla en la zona de contacto trifásico (aire-agua-mineral), donde las propiedades fisicoquímicas de las superficies determinan la probabilidad de adhesión (Gaudin, 1957).

Las burbujas de aire poseen una película acuosa superficial estabilizada por los espumantes, la cual ejerce una resistencia inicial a la unión con las partículas. La adhesión efectiva ocurre cuando parte de esta película se desplaza, permitiendo el contacto directo entre las fases sólida y gaseosa. Este proceso depende del grado de hidrofobicidad del mineral:

- Cuando la partícula es hidrofílica y está completamente hidratada, lo que dificulta su adhesión.
- Cuando la partícula está medianamente hidratada, lo que permite una adhesión parcial.
- Cuando la partícula es hidrofóbica, prácticamente no está hidratada y su unión con la burbuja resulta más sencilla.

En este proceso, los colectores reducen la película hidratada, favoreciendo la adhesión, mientras que los depresores la refuerzan, dificultando la unión partícula-burbuja.

2.2.10. Interfases de Flotación.

La flotación de minerales es un proceso fundamentalmente interfacial que involucra la interacción entre tres fases: sólido, líquido y gas. Las interfaces sólido-líquido, líquido-gas y sólido-gas controlan el comportamiento fisicoquímico del sistema, determinando la hidrofobicidad de las partículas minerales y su capacidad de adherirse a las burbujas de aire. En

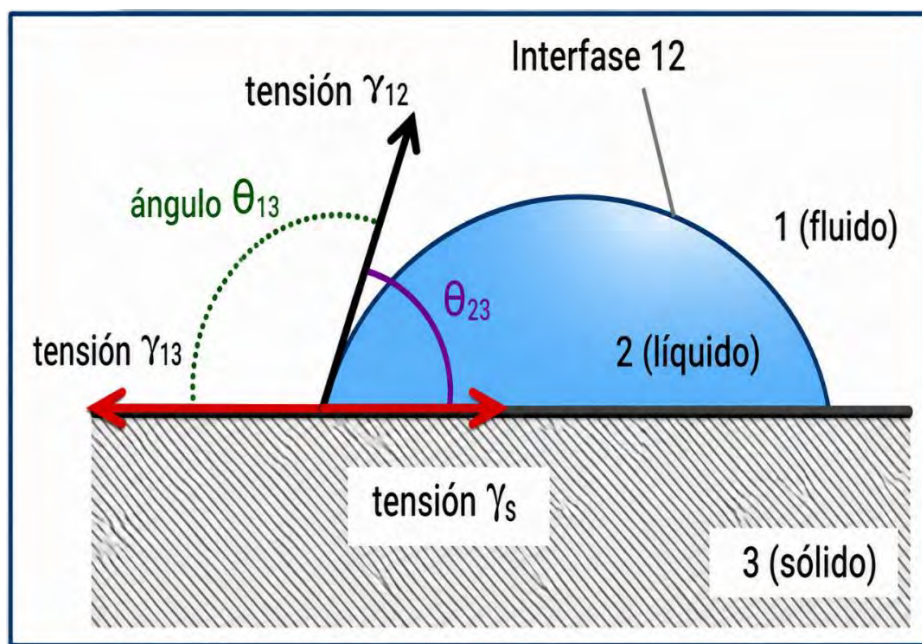
este contexto, la eficiencia del proceso depende de la modificación de las propiedades superficiales mediante reactivos, los cuales alteran las energías interfaciales y favorecen la formación del agregado burbuja-partícula (Fuerstenau, Jameson & Yoon, 2007).

Por tanto, el estudio de las interfaces en la flotación permite comprender y optimizar los mecanismos de adsorción de reactivos, adhesión partícula-burbuja y estabilidad de la espuma, aspectos esenciales para maximizar la recuperación y selectividad del proceso.

2.2.11. Angulo de Contacto y Ecuación de Young.

En los procesos de flotación, el ángulo de contacto constituye un parámetro fundamental para evaluar la mojabilidad de los minerales. Este ángulo se define en la interfase sólido-líquido-gas, específicamente por la intersección entre un plano tangente al límite líquido-gas y el plano sólido en el punto de contacto trifásico.

Figura 11
Angulo de contacto.



Nota: Adaptada de Mineralurgia II, por Linares, N. (2015)

Cuando el mineral es completamente mojado por el líquido, el ángulo de contacto (θ) tiende a ser igual a 0° , lo cual indica una alta hidrofilia. En contraste, cuando $\theta > 0^\circ$, la capacidad de mojado disminuye, evidenciando un mayor grado de hidrofobicidad, condición necesaria para que las partículas minerales puedan adherirse a las burbujas de aire y ascender en la celda de flotación.

La relación entre estas fases se explica a través de la ecuación de Young, que establece el equilibrio de tensiones superficiales:

$$\cos \theta \gamma_{LG} = \gamma_{SG} - \gamma_{SL} \quad (1)$$

Donde:

- γ_{LG} = tensión superficial en la interfase líquido-gas,
- γ_{SG} = tensión superficial en la interfase sólido-gas,
- γ_{SL} = tensión superficial en la interfase sólido-líquido.

De acuerdo con este modelo:

- Si $\gamma_{SG} > \gamma_{SL}$, entonces $\theta < 90^\circ$, indicando buena mojabilidad.
- Si $\gamma_{SG} < \gamma_{SL}$, entonces $\theta > 90^\circ$, representando escasa mojabilidad y favoreciendo la hidrofobicidad (Linares Gutiérrez, 2009).

El valor del ángulo de contacto, por lo tanto, determina el grado de interacción entre el mineral y el líquido, siendo un factor decisivo para la eficiencia de la separación en flotación.

2.2.12. Cinética de Flotación.

La cinética de flotación estudia la velocidad con la que las partículas minerales hidrofóbicas son capturadas por las burbujas de aire y transportadas hacia la espuma, donde forman el concentrado. En términos prácticos, este análisis permite cuantificar la variación del contenido metálico recuperado en función del tiempo, proporcionando información sobre la eficiencia y dinámica del proceso (Wills & Finch, 2016).

El estudio cinético considera que la flotación es un proceso dinámico compuesto por múltiples etapas consecutivas:

- Transporte de las partículas en la pulpa, donde ocurre la colisión con las burbujas.
- Adhesión de las partículas hidrofóbicas a la superficie de la burbuja, siempre que las condiciones químicas sean favorables.
- Ascenso y transporte de los agregados mineral-burbuja hacia la superficie.

Para que la adhesión partícula-burbuja sea efectiva, deben cumplirse dos condiciones esenciales:

- Criterios químicos, que aseguren una adecuada afinidad superficial entre el mineral y el colector.
- Criterios termodinámicos, que determinen la estabilidad del agregado frente a las fuerzas de separación y turbulencia presentes en la celda.

La velocidad de flotación está influenciada por factores tanto mecánicos (tamaño de partícula, grado de aireación, turbulencia, tipo de celda) como químicos (pH, tipo y concentración de reactivos, potencial electroquímico). Cada uno de estos factores modifica la probabilidad de colisión, adhesión y estabilidad del agregado (Gaudin, 1957).

Matemáticamente, la cinética de flotación se expresa como una ecuación diferencial de velocidad:

$$\frac{dC_p}{dt} = k \cdot C_p^n \cdot C_b^m \quad (2)$$

Donde:

C_p : Concentración de Partículas

C_b : Concentración de Burbujas

t: Tiempo de Flotación

n y m: Orden de Ecuación

k: Constante de Razón

- **0.02 – 0.10 min⁻¹** → Cinética lenta (baja probabilidad de flotación)
- **0.10 – 0.30 min⁻¹** → Cinética moderada
- **0.30 – 0.60 min⁻¹** → Cinética rápida
- **> 0.60 min⁻¹** → Cinética muy rápida (alta probabilidad de flotación)

Este modelo describe el decaimiento exponencial de la concentración de partículas en función del tiempo, lo que permite predecir la recuperación metalúrgica y ajustar los parámetros operacionales para maximizar la eficiencia del proceso de flotación.

2.2.13. Modelos Cinéticos de Flotación de Minerales

El estudio de la cinética de flotación no solo se basa en la descripción del fenómeno, sino también en la formulación de modelos matemáticos que permiten ajustar datos experimentales y estimar parámetros clave como la constante cinética (k), la recuperación máxima teórica (R_∞) y el tiempo óptimo de flotación (t). Estos modelos ayudan a predecir el desempeño metalúrgico y a

optimizar las condiciones operacionales del proceso. Ahora veremos cómo se definen los principales enfoques aplicados en la industria y en estudios de laboratorio (Linares Gutiérrez, 2009).

- **Modelo de García Zúñiga**

El modelo de García-Zúñiga fue propuesto en 1935 y es uno de los modelos cinéticos más usados por su simplicidad.

La hipótesis básica es que la velocidad de flotación (la tasa con que las partículas flotables se recuperan) es proporcional a la cantidad de partículas flotables que aún no han sido recuperadas, es decir, un comportamiento análogo a una reacción química de primer orden.

La ecuación diferencial que representa el modelo es:

$$\frac{dC}{dt} = -k(C - C_{\infty}) \quad (3)$$

donde:

- C : Es la concentración (o la fracción) de partículas flotables que aún no han sido recuperadas en el momento t .
- C_{∞} : Es la concentración de equilibrio cuando $t \rightarrow \infty$.
- k : Es la constante cinética de flotación (primer orden).
- t : Es el tiempo de flotación (minutos).

Si integramos esa ecuación bajo condiciones apropiadas, se obtiene la expresión para la recuperación acumulativa $R(t)$:

$$R(t) = R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \quad (4)$$

Donde:

- $R(t)$: Es la recuperación acumulada hasta el tiempo t .
- R_{∞} : Es la recuperación máxima teórica (o en equilibrio) cuando el tiempo tiende a infinito.
- k : Es la constante de velocidad del proceso (un parámetro que depende de las condiciones físicas, hidráulicas, químicas, etc.).
- t : Es el tiempo de flotación (minutos).

Este modelo suele usarse para ajustar datos experimentales de recuperación frente a tiempo, determinando los parámetros R_{∞} y k mediante regresión (por ejemplo, mínimos cuadrados).

Una forma práctica para estimar k linealmente es:

$$\ln \left(1 - \frac{R(t)}{R_{\infty}} \right) = -kt \quad (5)$$

O bien:

$$\ln \frac{R_{\infty} - R(t)}{R_{\infty}} = -kt \quad (6)$$

El modelo asume que todas las partículas flotables tienen idéntica “facilidad” de flotación, es decir, una única constante k . En la práctica, por heterogeneidad del mineral, tamaños de partícula, diferencias en química superficial, hidrodinámica, etc., puede haber una variedad de velocidades de flotación. Por eso, modelos más complejos introducen distribuciones de constantes cinéticas (modelos de parámetros distribuidos).

2.2.14. Tamaño de Partícula

El tamaño de partícula constituye uno de los factores más determinantes al momento de realizar los procesos de concentración de minerales, particularmente en la flotación. Ya que este parámetro influye directamente en el grado de liberación de las especies valiosas y relación a la ganga, condicionando la eficiencia global del proceso. Una molienda adecuada permite exponer las superficies de los minerales útiles, optimizando la interacción con los reactivos y mejorando la recuperación metalúrgica (Wills & Finch, 2016).

Durante la conminución, que comprende las etapas de chancado y molienda, el mineral es reducido hasta un tamaño óptimo, donde la liberación de las partículas valiosas sin incurrir en una molienda excesiva. Cuando el tamaño es demasiado grueso, las especies de interés permanecen asociadas a la ganga, dificultando su separación; mientras que una molienda excesiva produce partículas ultrafinas o lamas, las cuales presentan baja flotabilidad, alta demanda de reactivos y pérdida de selectividad (King, 2001).

El control granulométrico busca alcanzar un equilibrio entre liberación y flotabilidad. Para ello, se utiliza el parámetro P_{80} , que representa el tamaño de partícula por debajo del cual pasa el 80 % del material del producto. Este indicador permite ajustar los circuitos de molienda, determinar la energía específica consumida y mejorar la eficiencia del proceso (Wills & Finch, 2016).

La importancia del tamaño de partícula en la flotación se debe principalmente a tres factores:

- Superficie específica disponible para la adsorción de reactivos. Las partículas finas presentan mayor área superficial, lo que aumenta el consumo de colectores y espumantes.
- Probabilidad de colisión con las burbujas de aire. Las partículas gruesas, por su inercia, presentan menor probabilidad de adherirse, mientras que las muy finas pueden seguir el flujo del líquido y escapar sin colisionar.
- Estabilidad del agregado partícula-burbuja. Las partículas de tamaño intermedio (entre 20 y 150 μm , según Gaudin, 1957) muestran la mayor estabilidad, resultando ideales para una flotación eficiente.

En consecuencia, cada planta concentradora debe determinar experimentalmente el rango óptimo de tamaño de partícula, que garantice una buena recuperación sin comprometer la ley del concentrado. Este control mejora eficiencia metalúrgica, también ayuda a reducir los costos operativos y consumo de energía.

En síntesis, el tamaño de partícula actúa como un parámetro crítico que vincula las operaciones de conminución y flotación. Su adecuada regulación asegura una óptima liberación de minerales, una mayor selectividad y un mejor desempeño metalúrgico global, factores esenciales para la estabilidad y rentabilidad del proceso de concentración.

2.2.14.1. P80

El P80 corresponde al tamaño de partícula por debajo del cual se encuentra el 80% del material en una distribución granulométrica. Este parámetro es ampliamente utilizado para caracterizar productos de conminución y evaluar la eficiencia de liberación mineral, siendo crítico para el desempeño de procesos posteriores como la flotación (Wills & Finch, 2016).

De forma complementaria, el F80 representa el tamaño de partícula correspondiente al 80 % pasante en la alimentación del circuito. La razón de reducción (F80/P80) expresa la capacidad del sistema de conminución para disminuir el tamaño del mineral de manera eficiente, permitiendo establecer comparaciones entre diferentes etapas o equipos de molienda (Napier-Munn et al. 1996).

El control del P80 es esencial dentro del circuito metalúrgico, ya que determina el grado de liberación mineralógica, es decir, la proporción de los minerales valiosos expuestos a la acción de los reactivos durante la flotación. Una molienda insuficiente genera partículas parcialmente liberadas que disminuyen la recuperación, mientras que una molienda excesiva produce lamas ultrafinas que afectan la flotabilidad, incrementan el consumo de reactivos y reducen la selectividad (Wills & Finch, 2016).

Por ello, la determinación experimental del P80 mediante análisis granulométrico o curvas de moliendabilidad permite establecer el punto óptimo de molienda en función de la liberación mineralógica y la cinética de flotación. Un P80 adecuadamente controlado garantiza un equilibrio entre la recuperación metalúrgica y la ley del concentrado, contribuyendo a la estabilidad operativa y al consumo eficiente de energía dentro del proceso de beneficio (Napier-Munn., 1996).

La expresión matemática del parámetro es la siguiente:

$$R80 = \frac{\textit{Tamaño del Alimento}}{\textit{Tamaño del Producto}} = \frac{F80}{P80} \quad (7)$$

donde:

- R80: es la razón de reducción de tamaño (reduction ratio)
- F80: tamaño de partícula del 80 % pasante en la alimentación.
- P80: tamaño de partícula del 80 % pasante en el producto.

La importancia de este concepto radica en que el tamaño de partícula incide directamente en el grado de liberación de las especies minerales, lo cual determina la eficiencia en los procesos de concentración. Asimismo, permite establecer la relación entre la energía consumida y la reducción de tamaño alcanzada (Linares Gutiérrez, 2009).

En resumen, el análisis del P80 no solo permite dimensionar el consumo energético del circuito de conminución, sino también establecer las condiciones óptimas para la liberación de las especies metálicas, lo cual impacta directamente en la eficiencia de procesos posteriores como la flotación.

2.2.14.2. Modelos Matemáticos de Distribución Granulométrica

En los procesos de conminución, el análisis granulométrico es una herramienta fundamental para evaluar el grado de reducción de tamaño alcanzado y la eficiencia de la molienda. Sin embargo, las distribuciones experimentales de tamaños de partícula suelen requerir una descripción matemática que permita su interpretación y comparación. Para ello, se han desarrollado distintos modelos empíricos y semi empíricos que ajustan las curvas de distribución del material triturado o molido a ecuaciones de tipo estadístico.

De acuerdo con Wills y Finch (2016), los modelos de distribución de tamaños permiten representar la fracción pasante o retenida en función del tamaño de partícula, describiendo así el comportamiento del proceso de conminución y su efecto sobre la liberación mineral. Estas

funciones posibilitan la estimación de parámetros como el tamaño característico y el grado de uniformidad del producto.

Según Napier-Munn et al. (1996), los modelos matemáticos como los de Gaudin Schuhmann y Rosin Rammler han demostrado ser altamente útiles para caracterizar los productos de molienda, ya que simplifican el tratamiento estadístico de datos experimentales y permiten comparar la eficiencia de distintos circuitos de reducción de tamaño.

En síntesis, los modelos granulométricos constituyen una herramienta de análisis esencial dentro del procesamiento de minerales, al facilitar la interpretación de la curva de tamaño pasante y permitir el cálculo de indicadores operacionales como el P80, la razón de reducción y la energía específica de molienda.

2.2.14.2.1. Modelo de Gaudin Schuhmann

El modelo de Gaudin Schuhmann es uno de los enfoques clásicos más utilizados para describir la distribución granulométrica de los productos de conminución. Su desarrollo se basa en la observación empírica de que la fracción pasante acumulada a través de un tamiz de abertura x sigue una ley potencial de la forma:

Y = % Acumulativo pasante para x

x = Tamaño de malla (μm)

k = Parámetro de tamaño (μm)

a = Parámetro de distribución (adimensional)

$$Y = 100 \left(\frac{x}{k} \right)^a \quad (8)$$

Sacando logaritmo a ambos lados de la ecuación para obtener constantes en la ecuación.

$$\log y = \log 100 + a \log x - a \log k$$

$$\log y = a \log x + \log \left(\frac{100}{k^a} \right)$$

$$\log y = a \log x + k$$

$$y = mx + b \quad (9)$$

Donde:

$$Y = \log y$$

$$m = a$$

$$x = \log x$$

$$b = k = \log \left(\frac{100}{k^a} \right)$$

Por su parte, Wills y Finch (2016) destacan que el modelo de Gaudin Schuhmann resulta especialmente útil en estudios comparativos de molienda y trituración, pues permite representar los datos experimentales en coordenadas logarítmicas, donde la pendiente de la recta obtenida indica directamente el grado de reducción alcanzado.

En términos prácticos, este modelo es ampliamente empleado en minería para determinar el P_{80} mediante interpolación en la curva granulométrica ajustada, lo cual permite evaluar la eficiencia del circuito de molienda y establecer los parámetros de control del proceso.

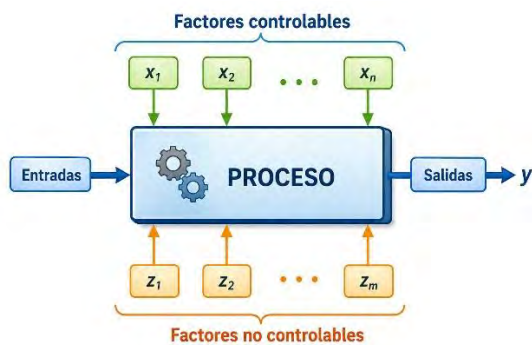
En síntesis, el modelo de Gaudin Schuhmann constituye una herramienta de base empírica sencilla y robusta para representar la distribución de tamaños en los procesos de conminución, proporcionando información valiosa para el control operativo y la caracterización del producto final.

2.2.15. Diseño Experimental

El diseño experimental se establece como un enfoque metodológico fundamental para la construcción de funciones matemáticas de base empírica, optimizando la cantidad de ensayos requeridos para obtener resultados válidos. Un experimento, en términos generales, es una prueba o ensayo controlado. En este contexto, un experimento diseñado se define como una o varias pruebas en las que las variables de entrada de un proceso o sistema se modifican deliberadamente con el propósito de observar y analizar su efecto sobre la variable de salida o respuesta del sistema (Montgomery, 2014).

Figura 12

Modelo general de un sistema o proceso.



Nota: Adaptado de Diseño y análisis de experimentos, de Montgomery (2004).

La planeación experimental demuestra una notable eficacia en sistemas donde el desempeño se ve condicionado por la interacción concurrente de diversas variables. Su implementación facilita la mejora de los indicadores operativos, la mitigación de las fluctuaciones en el proceso, el ahorro de recursos económicos en la cadena productiva y el perfeccionamiento de las especificaciones del producto final.

Entre los objetivos principales del diseño experimental se incluyen los siguientes (Montgomery, 2014):

- Identificar las variables que ejercen mayor efecto sobre la respuesta de interés.
- Determinar los valores de las variables que mantienen la respuesta próxima a su nivel nominal deseado.
- Establecer las condiciones que reducen la variabilidad de la respuesta.
- Analizar los efectos de variables no controlables (ruido) y encontrar los ajustes que los minimicen.

En el ámbito minero-metalúrgico, el diseño experimental se ha convertido en una herramienta de gran valor, pues facilita la toma de decisiones basada en evidencia cuantitativa. Su aplicación permite mejorar el desempeño de los procesos de conminución, flotación, molienda y clasificación, contribuyendo a la obtención de resultados más predecibles y reproducibles (Box, Hunter & Hunter, 2005).

2.2.15.1. Aplicaciones del Diseño Experimental

Box, G. E. P., Hunter, J. S., & Hunter, W. G. (2005). Indica que el uso del diseño experimental en las primeras etapas de desarrollo de procesos metalúrgicos permite alcanzar múltiples beneficios:

- Incrementar la eficiencia de las operaciones unitarias.
- Disminuir la variabilidad de los resultados metalúrgicos.
- Reducir los tiempos de desarrollo y mejora del proceso.
- Disminuir los costos operativos globales.

Además, en el campo del diseño de ingeniería, estos métodos se aplican ampliamente en:

- Evaluar y comparar configuraciones o esquemas de proceso.
- Seleccionar materiales o reactivos alternativos para mejorar la selectividad.
- Determinar los parámetros operativos que garantizan estabilidad y durabilidad del proceso.
- Identificar las variables críticas que influyen en el desempeño metalúrgico del sistema.

2.2.15.2. Diseño Factorial 2^k

En suma, el diseño experimental proporciona un marco analítico para desarrollar productos y procesos más eficientes, confiables y sostenibles, permitiendo reducir el tiempo de diseño, el consumo energético y los costos de operación dentro de las plantas concentradoras.

Los diseños factoriales constituyen una herramienta estadística ampliamente utilizada en investigaciones experimentales donde intervienen múltiples factores o variables independientes. Su propósito es analizar los efectos individuales y combinados que dichos factores ejercen sobre una o más variables de respuesta. Dentro de esta metodología, los diseños factoriales 2^k ocupan un lugar destacado, ya que permiten estudiar simultáneamente k factores, cada uno con dos niveles (generalmente designados como bajo y alto) (Montgomery, 2014).

Este tipo de diseño ofrece una estructura sistemática que facilita la identificación de interacciones entre factores, algo que no es posible en diseños de un solo factor. Por ejemplo, en un diseño 2^2 se analizan dos factores (A y B), cada uno con dos niveles, resultando en cuatro combinaciones experimentales. A la vez que aumenta el número de factores, las combinaciones crecen de forma exponencial ($2^3 = 8$, $2^4 = 16$, etc.), lo que amplía el poder explicativo del modelo, aunque también incrementa la complejidad del análisis (Box, Hunter & Hunter, 2005).

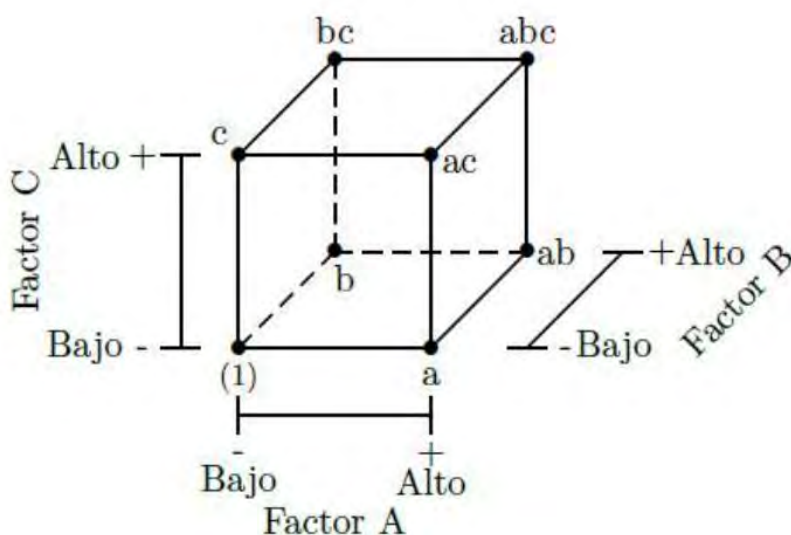
El diseño factorial 2^k es considerado la base de otros esquemas experimentales más avanzados, como los diseños fraccionados o los diseños de superficie de respuesta. Su aplicación es particularmente útil en ingeniería y procesos industriales, donde se busca optimizar condiciones operativas, reducir la variabilidad y comprender cómo los factores interactúan para influir en una respuesta determinada (Montgomery, 2017).

En síntesis, los diseños factoriales 2^k proporcionan una metodología eficiente y robusta para estudiar de manera simultánea múltiples factores, identificando tanto los efectos principales como las interacciones, lo cual resulta esencial para desarrollar modelos empíricos y el mejoramiento de procesos industriales.

2.2.15.3. Diseño Factorial 2^3

Figura 13

Representación geométrica para un diseño factorial 2^3 .



Nota: Adaptado de Diseño de experimentos, de Oscar O., Melo M., & López P (2020).

Cuando el experimento comprende tres factores (denotados A, B y C), y cada factor admite dos niveles (comúnmente señalados como bajo “-” y alto “+”), la disposición completa de

las combinaciones constituye un diseño factorial 2^3 , que requiere la realización de ocho corridas experimentales. Este esquema permite estimar los efectos principales de cada factor, así como las interacciones de segundo orden (AB, AC, BC) y la interacción triple (ABC), lo que facilita una caracterización completa del comportamiento del sistema bajo estudio (Montgomery, 2004).

La representación geométrica clásica para un diseño 2^3 es un cubo tridimensional como se muestra en la *figura 13*, en cuyo cada vértice corresponde a una combinación particular de niveles. Esta representación ayuda a visualizar la estructura de los efectos e interacciones y a planificar la secuencia experimental (aleatorización, bloques, réplicas) para obtener estimadores no sesgados y precisos (Montgomery, 2017).

Tabla 1

Matriz del diseño factorial 2^3 .

CORRIDA	FACTOR			OBSERVACIÓN
	A	B	C	
1	-	-	-	A (bajo) - B (bajo) - C (bajo)
2	+	-	-	A (alto) - B (bajo) - C (bajo)
3	-	+	-	A (bajo) - B (alto) - C (bajo)
4	+	+	-	A (alto) - B (alto) - C (bajo)
5	-	-	+	A (bajo) - B (bajo) - C (alto)
6	+	-	+	A (alto) - B (bajo) - C (alto)
7	-	+	+	A (bajo) - B (alto) - C (alto)
8	+	+	+	A (alto) - B (alto) - C (alto)

Nota. Los signos “-” y “+” representan los niveles bajos y altos de cada factor,

respectivamente. Esta matriz sirve como plantilla para asignar tratamientos (por ejemplo: P80 bajo/alto, dosis de Z-6 baja/alta, pH bajo/alto) y planificar la ejecución y aleatorización de las corridas (Montgomery, 2017).

En el contexto metalúrgico (por ejemplo: pruebas de flotación), un diseño 2^3 es especialmente útil para estudiar tres variables críticas, por ejemplo: granulometría (P80), dosificación de colector (g/t) y pH con un número mínimo de ensayos que permite identificar

cuáles factores y combinaciones influyen significativamente sobre la recuperación o la ley del concentrado. Además, los resultados de un 2^3 pueden emplearse como base para un análisis posterior (diseños fraccionados o superficies de respuesta) cuando se requiera refinar parámetros operativos (Montgomery, 2017).

La granulometría fue evaluada dentro del rango de 280 a 320 μm , debido a que las condiciones operativas del circuito de molienda restringen una mayor reducción del tamaño de partícula. Esta limitación está asociada a la capacidad instalada y al desempeño operativo de los equipos involucrados en la etapa de conminución.

Tabla 2
Plantilla de diseño experimental.

N°	ESCALA CODIFICADA			ESCALA NATURAL		
	X1	X2	X3	Granulometría (μm)	Z-6(g/t)	pH
1	-1	-1	-1	280	2.5	7.5
2	+1	-1	-1	320	2.5	7.5
3	-1	+1	-1	280	7.5	7.5
4	+1	+1	-1	320	7.5	7.5
5	-1	-1	+1	280	2.5	8.5
6	+1	-1	+1	320	2.5	8.5
7	-1	+1	+1	280	7.5	8.5
8	+1	+1	+1	320	7.5	8.5
9	0	0	0	300	5	8
10	0	0	0	300	5	8
11	0	0	0	300	5	8

Nota: Elaboración Propia

2.3. Definición de Términos Básicos

2.3.1. Concentrado Bulk

Wills, B.A., & Finch, J. (2016). Nos dice que “el concentrado bulk es el producto de una flotación colectiva en la cual se recuperan conjuntamente dos o más minerales valiosos sin

efectuar su separación selectiva en esa etapa del proceso”, para esta investigación el concentrado bulk viene a estar conformado por minerales de cobre, plomo y plata.

2.3.2. Galena

Dana J. (1929). Indica que la galena es un “Sulfuro de plomo (PbS), cristaliza en el sistema cúbico. Es el mineral de plomo más conocido, esta presenta en cristales cúbicos u octaédricos, a menudo con hábito granula”, es el mineral de plomo presente en más abundancia en las operaciones de la Compañía Monera Kolpa. S.A.

2.3.3. Calcopirita

Dana J. (1929). Define la calcopirita como, un “sulfuro de cobre y hierro. Cristaliza en el sistema tetragonal. Es de color amarillo latón, con brillo metálico, y se presenta comúnmente en forma masiva o granular”, es el mineral de cobre más abundante en las operaciones.

2.3.4. Bornita

Anthony, J.W. (2003). Indica que “la bornita es un mineral de sulfuro con composición química Cu_5FeS_4 que cristaliza en el sistema ortorrómbico. Presenta un color entre marrón y rojo cobrizo en superficies frescas, que se deslustra adoptando diversos tonos iridiscentes de azul a púrpura”.

2.3.5. Esfalerita

Anthony, J.W. (2001-2005). Señala que “La esfalerita (ZnS) es el mineral de zinc más importante. Cristaliza en el sistema isométrico (cúbico), formando cristales tetraédricos y dodecaédricos, granulares, masivos o fibrosos. Tiene clivaje perfecto en $\{110\}$, dureza Mohs de 3.5-4.0, densidad entre 3.9-4.1, brillo resinoso a adamantino, color variable de

amarillo-marrón-oscuro a incoloro, dependiendo de su contenido de hierro”, es el mineral más abundante de zinc que se presenta en las operaciones.

2.3.6. Marmatita

Deer, W.A. (1992). Define a la marmatita como “una variedad de esfalerita rica en hierro, caracterizada por su color oscuro, lustre metálico y composición química (Zn,Fe)S. Es uno de los minerales principales para la obtención de zinc, y su contenido en hierro influye en su apariencia y propiedades físicas”, este mineral al tener parte de su estructura cristalina parcialmente sustituida por un sulfuro de hierro complica su concentración en la flotación alterando la calidad de los concentrados de zinc.

2.3.7. Sulfosales de Plata

Moëlo, Y. (2008). Indica que “el término ‘sulfosal’ o ‘sulfosal de plata’ hace referencia a minerales de plata combinados con azufre a partir de uno o más semimetales como antimonio, arsénico o bismuto, formando estructuras más complejas que los sulfuros sencillos”, las sulfosales de plata tienen contenido de cobre como es el caso de la tetraedrita.

2.3.8. Ley de Concentrado

Gilberto, A. G. (2011). Lo conceptualiza como el “porcentaje en peso del metal valioso contenido en el concentrado respecto a la masa total del mismo. Esta ley es generalmente mayor que la del mineral de cabeza, dado que es el producto enriquecido tras el proceso de concentración”.

2.3.9. Mineralogía

Klein, C. (2007). En su libro manual de la mineralogía indica que “la mineralogía es la ciencia que estudia la composición química, la estructura cristalina, las propiedades físicas y las condiciones de formación de los minerales”.

2.3.10. Recuperación Metalúrgica

Gupta, C. K. (1990). Indica que “La recuperación metalúrgica es el porcentaje del metal valioso contenido en el mineral que se logra recuperar y concentrar en un producto final durante un proceso metalúrgico”.

2.3.11. pH

Atkins, P. (2010). Define al pH como “una medida de la acidez o basicidad de una solución, definida como el logaritmo negativo de la concentración molar de iones hidrógeno (H^+) en la solución”.

2.3.12. Análisis Químico

Hocheng, H. (1996). Indica que “es el conjunto de técnicas y procedimientos utilizados para determinar la composición química de los minerales, menas, concentrados, y productos metalúrgicos, con el fin de evaluar la calidad y el contenido de los elementos valiosos presentes”.

2.3.13. Calculo Metalúrgico

Harris, D. C. (1990). Define el cálculo metalúrgico como “el conjunto de procedimientos matemáticos aplicados para evaluar y controlar los balances de masa y energía en los procesos metalúrgicos, con el fin de optimizar la recuperación y la eficiencia del tratamiento de los minerales”.

2.3.14. Balance Metalúrgico

Wills, B. A. (2006). Indica que “el balance metalúrgico es una herramienta fundamental que consiste en la contabilización de las cantidades de materiales y metales que entran y salen de un proceso metalúrgico, con el fin de evaluar la eficiencia del proceso y asegurar que la masa y el metal se conserven dentro del sistema”.

2.3.15. Acondicionamiento de Pulpa

Wills, B. A. (2006). Indica que “el acondicionamiento de la pulpa es el proceso previo a la flotación, donde se mezclan los reactivos con la pulpa mineral para favorecer la adhesión selectiva de las burbujas de aire a las partículas valiosas, mejorando así la separación y recuperación en la celda de flotación”.

CAPITULO III

3. HIPÓTESIS Y VARIABLES

3.1.Hipótesis General

- La granulometría (P80), la dosificación del colector Z-6 y el pH de la pulpa influyen significativamente en la recuperación metalúrgica de Pb y Cu durante el proceso de flotación bulk, permitiendo incrementar la eficiencia del proceso en la Compañía Minera Kolpa S.A.

3.2.Hipótesis Específica

- Al reducir el tamaño de partícula (P80) mejora la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica.
- Al aumentar la dosificación del colector Z-6 incrementa la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica.
- El pH adecuado mejora la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica.

3.3.Variable Dependiente

- Recuperación de concentrado bulk Pb-Cu.

3.4.Variables Independientes

- Tamaño de partícula
- Dosificación de colector Z-6
- pH de la pulpa

3.5.Operacionalización de Variables

Tabla 3

Matriz de operacionalización de variables

	VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	INDICADOR Y UNIDAD	TÉCNICA	INSTRUMENTO
Variable Dependiente	Recuperación de concentrado bulk Pb-Cu	“Es el producto de una flotación colectiva en la cual se recuperan conjuntamente dos o más minerales valiosos sin efectuar su separación selectiva en esa etapa del proceso” Wills, B.A., & Finch, J. (2016).	Se determina de la razón de la masa del metal en el concentrado entre la masa del metal en la alimentación, todo ello por el 100% para ser expresado en porcentaje. $((Cc/Ff) * 100\%)$.	Ratio (%) Porcentaje (%)	Análisis de resultados metalúrgicos.	Reporte de pruebas de flotación. Ensayos químicos.
Variables Independientes	Tamaño de partícula	“Para una sola partícula de mineral, su tamaño es el tamaño de una partícula. Si la forma de la partícula es regular, se indica mediante su tamaño característico” Wang, Z. (2024).	Esta variable se determina mediante un análisis de tamizado, realizando un secado del mineral o pulpa previamente.	Micrómetro (μm) Porcentaje (%)	Análisis granulométrico por tamizado.	Tamices ASTM.
	Dosificación de colector Z-6	“es el Xantato amílico de potasio se emplea para flotación de sulfuros manchados u oxidados de cobre, minerales de plomo” (Manual de Flotación de Minerales).	Esta variable se determinará a través de la medición del reactivo con una micropipeta para las pruebas de flotación.	Dosis del colector (g/t) (ml)	Pruebas de flotación. Análisis químico del concentrado. Observación directa.	Micropipeta
	pH de la pulpa	Es “el logaritmo negativo de la concentración de iones hidrógeno en solución acuosa” Søren P. L. (1909).	Esta variable se mide con un potenciómetro que indica el potencial eléctrico del cual se convierte en un valor de pH.	Valor de pH medido en la pulpa (mol/l).	Medición directa	Potenciómetro Papel colorimétrico

Nota. Elaboración propia

CAPÍTULO IV

4. METODOLOGÍA

4.1.Ámbito del Estudio

4.1.1. Localización Política

La Compañía Minera Kolpa S.A su unidad minera “Huachocolpa Uno”, está ubicada en el paraje de Comihuasa, distrito de Huachocolpa, provincia y región de Huancavelica.

Figura 14

Ubicación política de la compañía minera Kolpa S.A.



Nota. Extraído de Google Mapas 2024

4.1.2. Localización Geográfica

La Compañía Minera Kolpa S.A. y Su unidad minera Huachocolpa Uno está ubicada a 4,400 m.s.n.m. con coordenadas aproximadas 13° 3' 52" latitud sur, 74° 53' 43" latitud oeste, a 200 kilómetros de la ciudad de Huancavelica.

Se desarrolla en un entorno montañoso donde predominan rocas volcánicas y sedimentarias. Las condiciones climáticas extremas, con temperaturas que pueden fluctuar significativamente entre el día y la noche, junto a las escasas precipitaciones en temporadas secas y abundantes lluvias en invierno, estos plantean desafíos significativos para las operaciones en la planta de concentración de minerales y que exigen el desarrollo de nuevas medidas que se adapten y mitiguen las condiciones adversas.

Figura 15
Ubicación geográfica



Nota. Reproducido de planeamiento de nuevos proyectos mineros en la compañía minera Kolpa S.A.

4.1.3. Vías de Acceso a la Unidad Minera Kolpa

Tabla 4

Vías de acceso a la unidad minera Kolpa

Ruta	Tramo	Vía	Tiempo (h)	Distancia (km)
1	Lima-Huancayo-Huancavelica-paso de Chonta-mina	Carretera asfaltada Carretera afirmada	12	565
2	Lima-Pisco-Castrovirreyna-paso de Chonta-mina	Carretera asfaltada Carretera afirmada	10	462
3	Lima-Pisco-Huaytara-paso de Chonta-mina	Carretera asfaltada Carretera afirmada	9	445

Nota. Tomado de *Análisis de índices de productividad para mejorar la perforación de taladros largos en Compañía Minera Kolpa S.A. - 2020.*

4.2. Tipo de Investigación

En este estudio se utiliza el tipo de investigación aplicada, porque se busca dar solución a un problema práctico en el proceso de flotación de la planta concentradora. Asimismo, la investigación se desarrolla bajo un enfoque cuantitativo y un diseño experimental, ya que se manipulan las variables independientes, como el tamaño de partícula (P80), la dosificación del colector Z-6 y el pH, para evaluar su efecto sobre la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu mediante el análisis de datos cuantitativos.

Sampieri et al. (2018), indica que “se centra en la solución de problemas prácticos, en la toma de decisiones y en la generación de nuevos conocimientos que puedan aplicarse inmediatamente”.

Sampieri et al. (2018) destacan que este tipo de investigación “tiene como objetivo principal explicar fenómenos mediante relaciones causales entre variables, controlando los factores que puedan interferir en los resultados”.

4.3.Diseño de Investigación

El diseño es experimental puro de tipo factorial, en el cual se manipulan de forma simultánea varias variables independientes con el propósito de observar su efecto en la recuperación metalúrgica. El tamaño de partícula, la dosificación del colector Z-6 y el pH de la pulpa se modifican en distintos niveles, evaluando su influencia tanto individual como combinada.

La lógica del diseño responde al principio:

$X \rightarrow Y$

- X: Variables independientes (granulometría, dosificación de colector Z-6, pH).
- Y: Variable dependiente (recuperación metalúrgica del concentrado bulk).

4.4.Alcance de la Investigación

El alcance de esta investigación es explicativo, ya que analiza la relación causal de la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu respecto al tamaño de partícula, reactivo colector Z-6 y el pH de la pulpa de mineral, lo que será representado en el incremento de la recuperación metalúrgica. Además, compara las distintas combinaciones entre las variables independientes y su influencia sobre la variable dependiente.

Según Hernández (2018), el alcance explicativo “busca establecer las causas de los eventos y fenómenos que se estudian; es decir, va más allá de la descripción de conceptos o del establecimiento de relaciones, pues está dirigido a responder por qué ocurre un fenómeno y en qué condiciones se da”.

4.5.Método de Investigación

Se aplica el método deductivo, partiendo de teorías generales sobre los procesos de flotación para llegar a conclusiones particulares basadas en los resultados experimentales. De este modo, los efectos observados en la variable dependiente la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu se consideran consecuencia de la manipulación de las variables independientes (Ott & Longnecker, 2016).

4.6.Población de Estudio

La población de estudio está constituida por el mineral sulfurado de plomo, cobre, zinc y plata alimentado al circuito de molienda de la planta concentradora de la Compañía Minera Kolpa S.A. Este mineral representa el universo de estudio sobre el cual se evaluó la influencia del tamaño de partícula (P80), la dosificación del colector Z-6 y el pH en la recuperación metalúrgica del concentrado bulk Pb-Cu.

Para el desarrollo de la investigación se obtuvo una muestra compuesta representativa de aproximadamente 56 kg, la cual fue preparada mediante procedimientos de muestreo, homogenización y cuarteo. Esta muestra fue utilizada para la caracterización mineralógica y química, así como para la ejecución de los ensayos experimentales de molienda y flotación.

4.6.1. Tamaño de Muestra

Para la obtención de la muestra representativa se realizó un programa de muestreo durante cuatro semanas en la planta concentradora de la Compañía Minera Kolpa S.A., recolectándose dos incrementos diarios de aproximadamente 1 kg cada uno, obteniéndose un total de 56 kg de muestra.

Posteriormente, los incrementos recolectados fueron sometidos a procesos de chancado, homogenización y cuarteo hasta conformar una muestra compuesta de aproximadamente 56 kg, destinada al desarrollo de los ensayos metalúrgicos y de la caracterización mineralógica y química.

La muestra compuesta fue empleada para la ejecución del diseño experimental factorial, conformado por ocho corridas factoriales y tres puntos centrales, sobre los cuales se evaluó la influencia de las variables independientes en la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu.

4.6.2. Técnicas de Selección de Muestra

La selección de la muestra se realizó mediante un muestreo sistemático del mineral sulfurado Pb-Cu alimentado al circuito de molienda de la planta concentradora de la Compañía Minera Kolpa S.A. Durante cuatro semanas se recolectaron incrementos representativos del mineral con una frecuencia de dos muestras por día.

Posteriormente, el material obtenido fue sometido a procesos de chancado, homogenización y cuarteo, con el propósito de obtener una muestra compuesta representativa de aproximadamente 56 kg. Esta muestra fue utilizada para la caracterización química y mineralógica, así como para la ejecución de las pruebas experimentales de molienda y flotación desarrolladas en la presente investigación.

4.6.3. Técnicas e Instrumentos de Selección de Datos

La recolección de datos se realizó mediante la observación directa y el registro sistemático de los resultados obtenidos durante el desarrollo de las pruebas experimentales de molienda y flotación bulk Pb-Cu.

Para ello se emplearon los siguientes instrumentos:

- **Formatos de registro de pruebas de flotación**, utilizados para consignar las condiciones operativas de cada ensayo, incluyendo el tamaño de partícula (P80), la dosificación del colector Z-6, el pH y las condiciones de operación.
- **Reportes de análisis químico**, empleados para registrar las leyes de plomo y cobre en la alimentación, concentrados y relaves, necesarios para el cálculo de las recuperaciones metalúrgicas.
- **Registros de análisis granulométrico**, utilizados para determinar el tamaño de partícula (P80) mediante el análisis por tamizado y la construcción de la curva granulométrica.
- **Matriz del diseño experimental factorial**, utilizada para organizar las combinaciones de los niveles de las variables independientes y registrar los resultados correspondientes a cada prueba experimental.

4.6.4. Validez y Confiabilidad de Instrumentos

La validez de los instrumentos empleados en la presente investigación estuvo garantizada debido a que fueron seleccionados en función de las variables de estudio y permitieron registrar de manera objetiva las condiciones operativas y los resultados obtenidos durante los ensayos experimentales. Los formatos de registro de pruebas de flotación, los reportes de análisis químico, los registros granulométricos y la matriz del diseño experimental factorial permitieron recopilar información pertinente sobre el tamaño de partícula (P80), la dosificación del colector Z-6, el pH y la recuperación metalúrgica del concentrado bulk Pb-Cu.

En cuanto a la confiabilidad, esta se aseguró mediante la aplicación de procedimientos experimentales estandarizados durante la preparación del mineral, la molienda, la dosificación de reactivos, las pruebas de flotación y los análisis químicos. Asimismo, la utilización de un diseño

experimental factorial con puntos centrales, la ejecución de los ensayos bajo condiciones controladas y el procesamiento estadístico mediante análisis de varianza (ANOVA) y modelos de regresión contribuyeron a garantizar la consistencia, repetibilidad y confiabilidad de los resultados obtenidos.

4.6.5. Plan de Análisis de Datos

Los datos recolectados durante la investigación serán procesados y analizados utilizando herramientas estadísticas y de análisis con el fin de verificar la influencia de las variables independientes como el tamaño de partícula, dosificación del reactivo colector Z-6 y el pH sobre la variable dependiente que es la recuperación metalúrgica del concentrado bulk Pb-Cu.

De tal modo que se seguirá el siguiente plan:

I. Análisis Descriptivo

Para caracterizar el comportamiento de las variables durante el periodo de estudio mediante medidas de tendencia central y dispersión. Con el objetivo de tener una visión general del comportamiento de las variables con el objetivo de comprobar la homogeneidad de los datos.

II. Análisis de Correlación

Se aplicará una prueba de correlación Pearson o Spearman para determinar el grado de relación lineal entre cada variable independiente y la recuperación, de tal modo que se puede identificar que variables tienen mayor influencia en la recuperación.

III. Prueba de Hipótesis (ANOVA)

Se emplearán pruebas estadísticas para identificar diferencias significativas entre los distintos niveles de las variables independientes en relación con la recuperación.

- a. Diferentes tamaños de partícula
- b. Niveles de dosificación del colector.
- c. Intervalos de pH.

IV. Modelo de Regresión Múltiple

Para construir un modelo predictivo que permita explicar y prever el comportamiento de la recuperación en función de las variables operativas.

V. Validación Estadística

La validez de los modelos estadísticos se verificará mediante el análisis de varianza (ANOVA), la evaluación de los valores-p y del coeficiente de determinación (R^2 y R^2 ajustado), con el propósito de determinar la significancia estadística y la capacidad explicativa del modelo de regresión.

VI. Interpretación Técnica

Los resultados obtenidos serán interpretados desde el punto de vista estadístico y metalúrgico, analizando la influencia del tamaño de partícula (P80), la dosificación del colector Z-6 y el pH sobre la recuperación del

concentrado bulk Pb-Cu. Asimismo, se identificarán las condiciones operativas que optimizan simultáneamente la recuperación de plomo y cobre, contrastando los resultados con los antecedentes de investigación y con los fundamentos teóricos del proceso de flotación, a fin de establecer recomendaciones técnicas para la optimización del proceso en la Compañía Minera Kolpa S.A.

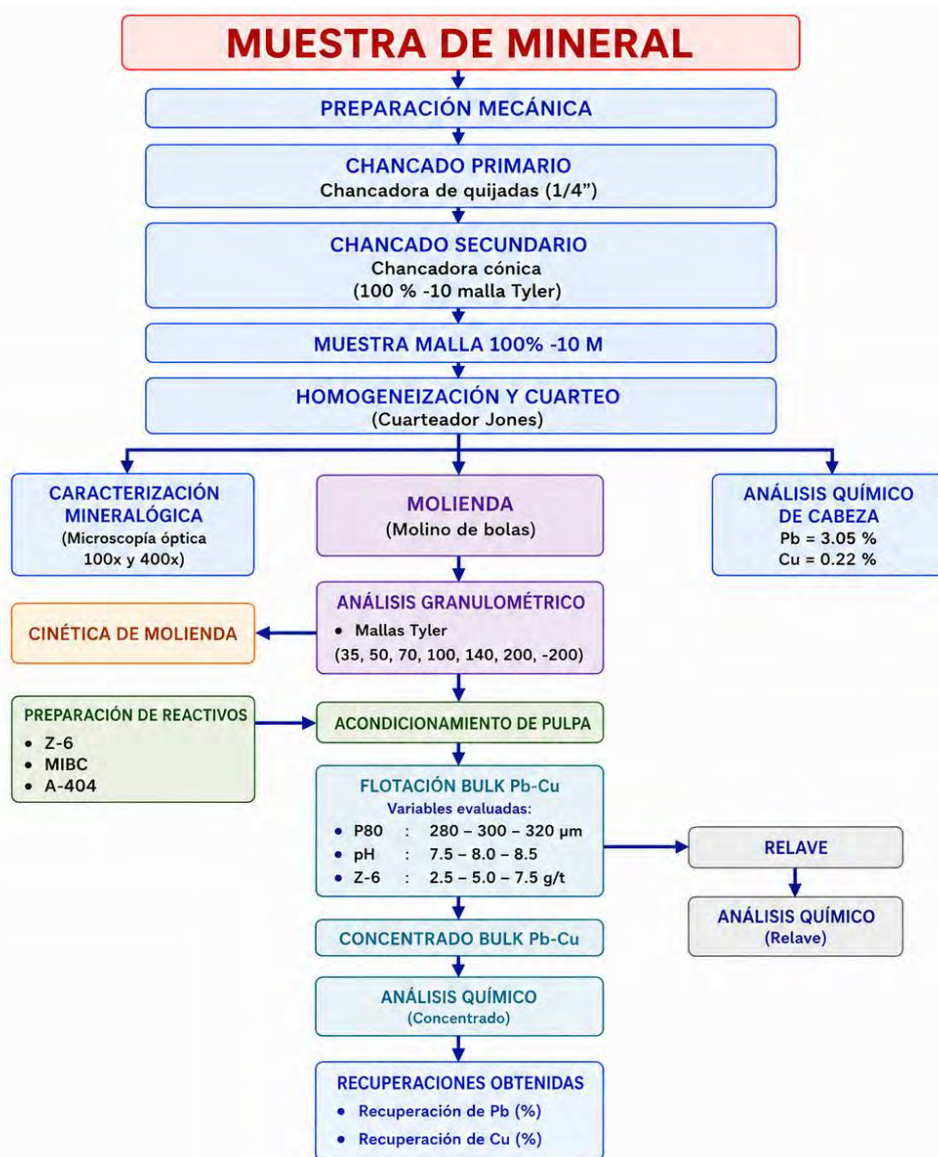
CAPITULO V

5. DESARROLLO EXPERIMENTAL

El desarrollo experimental de cada una de las etapas se presenta de manera esquemática en el siguiente diagrama.

Figura 16

Secuencia de procedimiento experimental.



Nota. Representación esquemática del procesamiento a escala de laboratorio en la compañía minera Kolpa S.A.

5.1.Preparación Mecánica del Mineral

Para lograr un beneficio metalúrgico eficiente, el mineral se redujo hasta un tamaño óptimo que permitió la liberación de las especies valiosas. La conminución comienza con el chancado, proceso mediante el cual el mineral se fragmenta hasta alcanzar un tamaño menor al 100 % -10 Malla Tyler

5.2.Chancado

La reducción mecánica del mineral se realizó en el laboratorio metalúrgico de la compañía minera Kolpa S.A. Para ello, se empleó una chancadora de quijadas, con la finalidad de obtener una granulometría controlada sin la presencia de lamas que perjudican la flotación de los minerales de plomo. Se desarrollo el cerrando de setting de la chancadora en forma secuencial, primero con un setting de ¼ pulgada, se tamizo con una malla 10 y el mineral retenido se volvió a pasar por la chancadora y fue tamizado nuevamente; este procedimiento se repitió para los diferentes setting (1/8 pulgada y 2mm), obteniéndose el mineral 100% -10 M Ty.

5.3.Homogenización y Cuarteo

Luego de alcanzar una granulometría uniforme de aproximadamente 100% -10 M Ty, el material entro a un proceso de homogenización para garantizar la representatividad de la muestra. Posteriormente, se realizó el cuarteo utilizando un cuarteador de Jones (rifles), técnica que permitió dividir la muestra de manera precisa y controlada. Mediante sucesivas reducciones se obtuvieron muestras representativas.

5.4.Análisis Químico de Muestra y Caracterización Mineralógica

5.4.1. Análisis Químico del Mineral de Cabeza

Para el desarrollo de la fase experimental fue fundamental determinar las leyes de cabeza y realizar la caracterización del mineral a fin de conocer su composición y comportamiento

metalúrgico previo a las pruebas de flotación. Los análisis fueron efectuados en el Laboratorio Metalúrgico de la Compañía Minera Kolpa S.A., donde se aplicaron métodos analíticos normalizados para garantizar resultados confiables y representativos. Los ensayos permitieron establecer las leyes de cabeza de los metales valiosos, información esencial para evaluar el efecto del mejoramiento de la recuperación en la flotación bulk Pb-Cu.

Tabla 5

Análisis químico del mineral de cabeza.

Ley de Plomo	Ley de Cobre	Ley de Plata	Ley de Zinc	Ley de Hierro
(%)	(%)	(Oz/Tm)	(%)	(%)
3.05	0.22	3.2	1.91	4.22

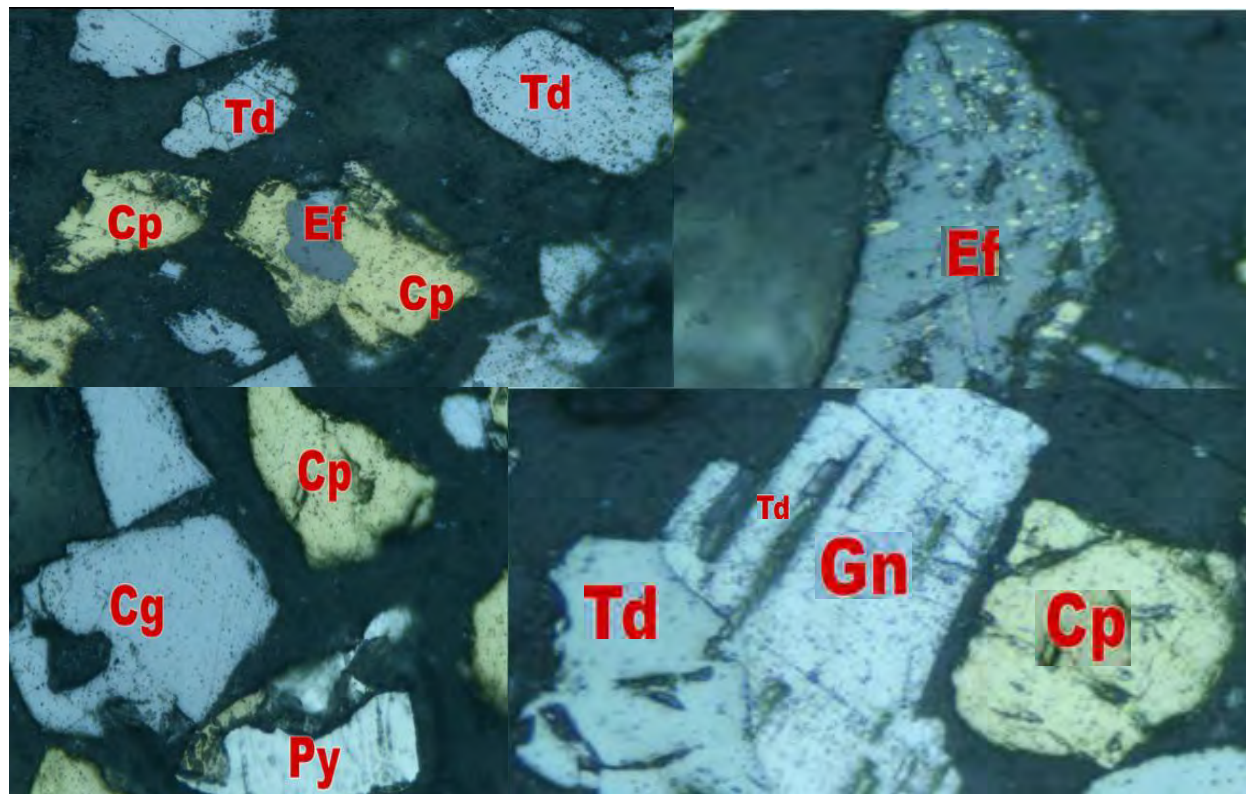
Nota. Resultado de análisis química de cabeza, proporcionado por laboratorio químico de la Compañía Minera Kolpa S.A.

La Compañía Minera Kolpa S.A. actualmente explota 2 yacimientos principalmente, la primera bienaventurada que es socavón con altos valores de plomo y plata, el segundo fue a tajo abierto denominado “yen” que presentaba altos valores de zinc juntos son blendeados por el área de geología hasta alcanzar los valores antes mencionados en las leyes de cabeza.

5.4.2. Caracterización del Mineral de Cabeza

Para realizar la caracterización visual del mineral de cabeza, se tomó una muestra representativa de 250 gramos con una granulometría de 80 % -200 malla Tyler. Bajo observación microscópica (400 aumentos), se evidenció la presencia de galena, galena argentífera, calcopirita, bornita, tetraedrita, esfalerita, marmatita, minerales que se encuentran asociados entre sí y con la ganga. Estas especies se presentan en Inter crecimientos complejos que explican la necesidad de una molienda controlada para lograr una adecuada liberación mineralógica y una flotación eficiente en el circuito bulk Pb-Cu.

Figura 17
Visualización microscópica de las especies mineralógicas.



Nota. Compañía Minera Kolpa S.A.- Laboratorio Metalúrgico, visualización microscópica.

5.5.Preparación de Briquetas para la Caracterización Mineralógica

Para la elaboración de briqueta se empleó una mezcla polimérica compuesta por resina epoxi, monoestireno y cobalto en una proporción de 70, 20 y 10, respectivamente. En un recipiente se incorporaron 10 g del mineral previamente seleccionado, a los cuales se añadieron 14 g de la resina formulada. La mezcla se homogenizó cuidadosamente y posterior a ello se adicionaron cuatro gotas de catalizador con el fin de promover el proceso de polimerización y endurecimiento de la resina.

Una vez obtenida la mezcla homogénea, esta se vertió en una tapa que actuó como molde. Tras el proceso de solidificación completa del material, la muestra se desmoldó y se

procedió al pulido mediante un lijado progresivo utilizando lijas de granulometrías 100, 150, 400, 600, 800, 1000 y 2000, respectivamente. Finalmente, se realizó un pulido fino con alúmina para obtener una superficie óptima para su posterior observación bajo microscopio como se observa en la *figura 17*.

5.6. Cinética de Molienda

Con el propósito de alcanzar una liberación óptima del mineral objeto de estudio, se determinó el tiempo de molienda mediante la realización de cuatro ensayos a diferentes intervalos temporales de molienda (0, 2, 4 y 6 minutos). Las pruebas se efectuaron con una muestra de cabeza previamente preparada con una granulometría de 100 % pasante por malla 10 Tyler.

Los productos obtenidos en cada uno de los ensayos fueron sometidos a un análisis granulométrico, con el fin de elaborar la correspondiente curva de moliendabilidad, la cual permitió evaluar el comportamiento de la disminución de tamaño del mineral en función del tiempo de molienda y, en consecuencia, determino el tiempo óptimo de conminución para alcanzar P80 de 280 μm , 300 μm y 320 μm .

Para la ejecución de la prueba de cinética de molienda, se seleccionaron 1000 g de mineral y 500 ml de agua, con los cuales se preparó una pulpa homogénea. Dicha pulpa fue introducida en el molino de bolas y sometida a molienda durante los intervalos de tiempo previamente establecidos.

Una vez concluido cada ensayo, se retiró la totalidad de la pulpa del molino y se procedió a su deslamado utilizando un tamiz estándar ASTM N°200 (75 μm), con el fin de separar las fracciones más finas. Las partículas retenidas en el tamiz fueron posteriormente secadas en una

mufla a temperatura controlada (100 °C), con el objetivo de eliminar completamente la humedad del mineral.

El material seco se sometió a un tamizado mecánico en un equipo Rougher-Tap, durante un periodo de 8 minutos, empleando un conjunto de tamices estándar ASTM con numeraciones 35, 50, 70, 100, 140 y 200. Finalizado el proceso, se procedió al pesado individual de las fracciones retenidas en cada tamiz, a fin de realizar el correspondiente análisis de distribución granulométrica.

Este procedimiento permitió determinar los tiempos óptimos de molienda requeridos para alcanzar las granulometrías deseadas, con el propósito de evaluar la eficiencia del proceso de conminución.

- Análisis granulométrico para 0 minutos de molienda

Tabla 6

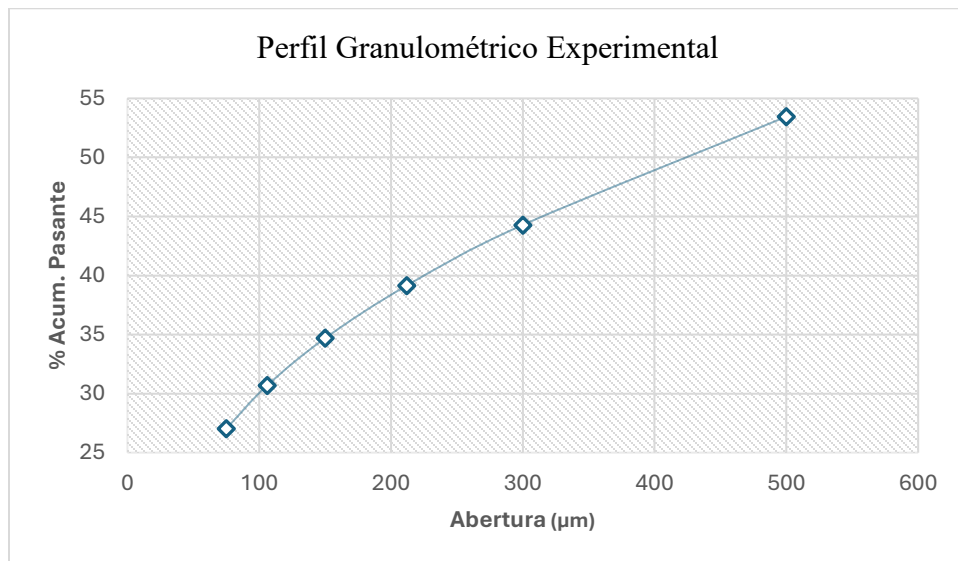
Distribución granulométrica para tiempo 0 minutos según G.G.S.

Malla ASTM	Abertura μm	Peso g	%retenido f(x)	%Ac. Retenido G(X)	%Ac. Pasante F(X)	X Log(x)	Y Log(F(x))	G.G.S F(x)
35	500	470.5	47.55	47.55	52.45	2.699	1.728	55.862
50	300	61.69	61.169	55.719	44.281	2.477	1.646	47.402
70	212	41.33	41.133	60.852	39.148	2.326	1.593	42.395
100	150	39.58	39.458	65.31	34.69	2.176	1.540	37.933
140	106	36.06	36.06	69.316	30.684	2.025	1.487	33.926
200	75	33.49	33.649	72.965	27.035	1.875	1.432	30.355
-200	0	270.35	27.035	100	0	-	-	-
Total	-	1000	100.00	-	-	-	-	-

Nota. Resultados del análisis granulométrico utilizando el modelo de Gauding Schuhman.

Figura 18

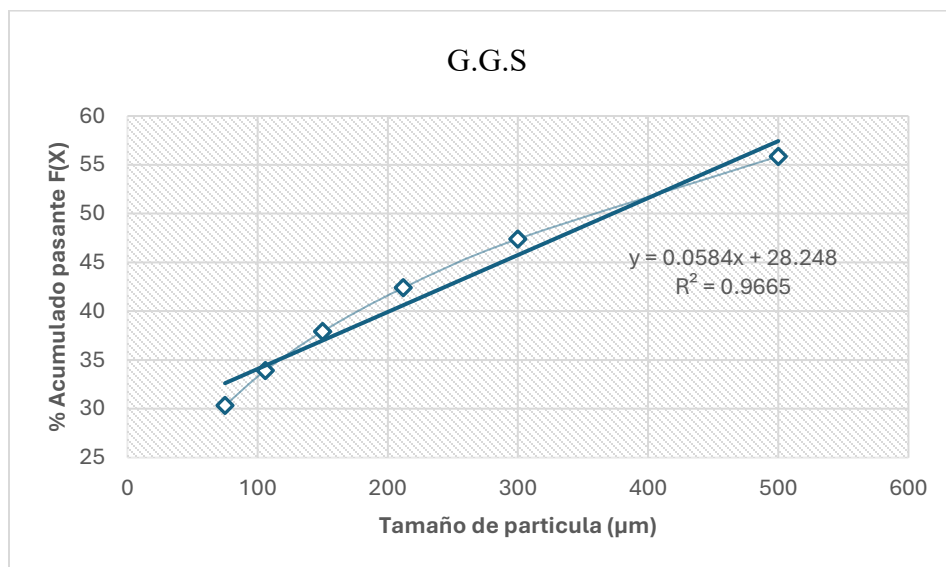
Distribución granulométrica experimental para tiempo 0 minutos.



Nota. Elaboración propia.

Figura 19

Distribución granulométrica para tiempo 0 minutos según G.G.S.

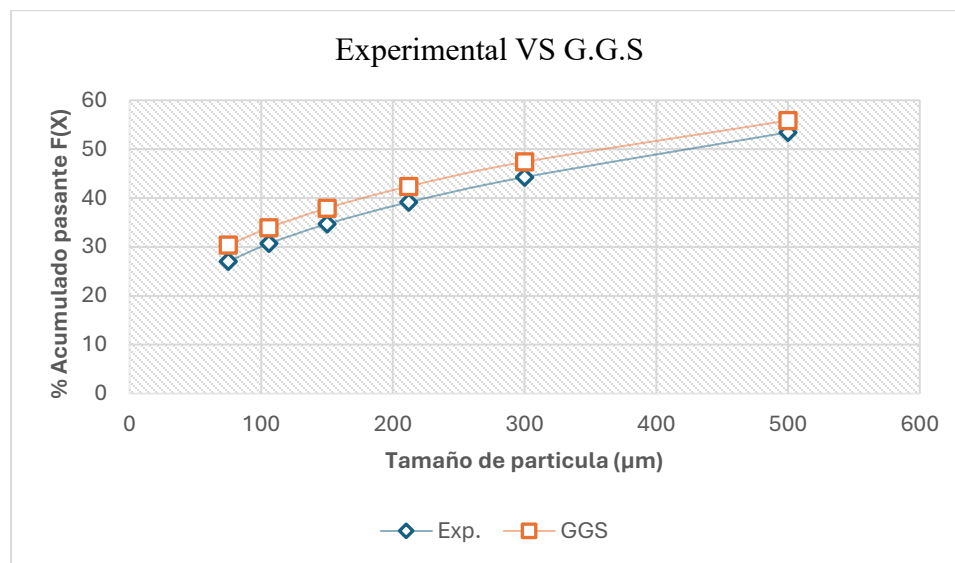


Nota. Elaboración propia.

Se realizó una comparativa de la distribución granulométrica experimental y G.G.S.

Figura 20

Comparativa de la distribución granulométrica experimental y G.G.S para tiempo 0 minutos.



Nota. Elaboración propia.

- Análisis granulométrico para 2 minutos de molienda donde se obtuvo un **P80** igual a **426 µm**.

Tabla 7

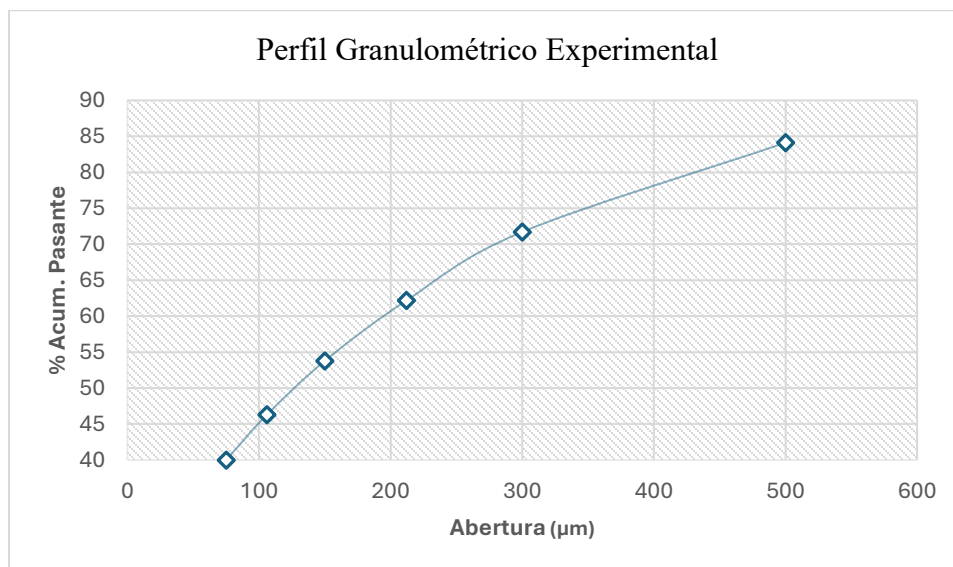
Distribución granulométrica para tiempo 2 minutos según G.G.S.

Malla ASTM	Abertura µm	Peso g	%retenido f(x)	%Ac. Retenido G(X)	%Ac. Pasante F(X)	X Log(x)	Y Log(F(x))	G.G.S F(x)
35	500	166.93	16.893	15.893	84.107	2.699	1.925	86.785
50	300	144.94	14.394	28.287	71.713	2.477	1.856	71.623
70	212	88.4	8.54	37.827	62.173	2.326	1.794	62.859
100	150	75.88	7.388	46.215	53.785	2.176	1.731	55.194
140	106	65.01	6.501	53.716	46.284	2.025	1.665	48.441
200	75	34.75	3.275	59.991	40.009	1.875	1.602	42.534
-200	0	400.09	40.009	100	0	-	-	-
Total	-	1000	100.00	-	-	-	-	-

Nota. Resultados del análisis granulométrico utilizando el modelo de Gauding Schuhman.

Figura 21

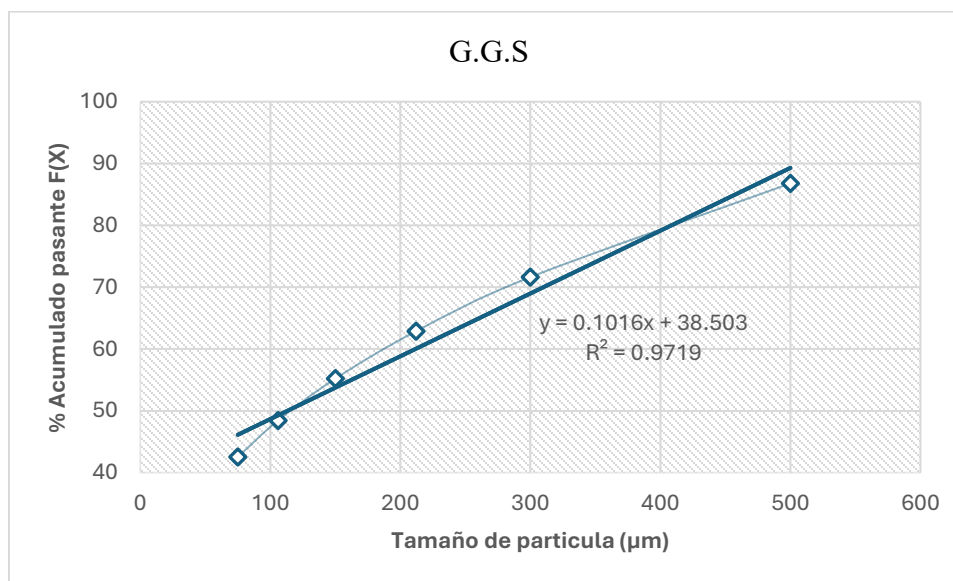
Distribución granulométrica experimental para tiempo 2 minutos.



Nota. Elaboración propia.

Figura 22

Distribución granulométrica para tiempo 2 minutos según G.G.S.

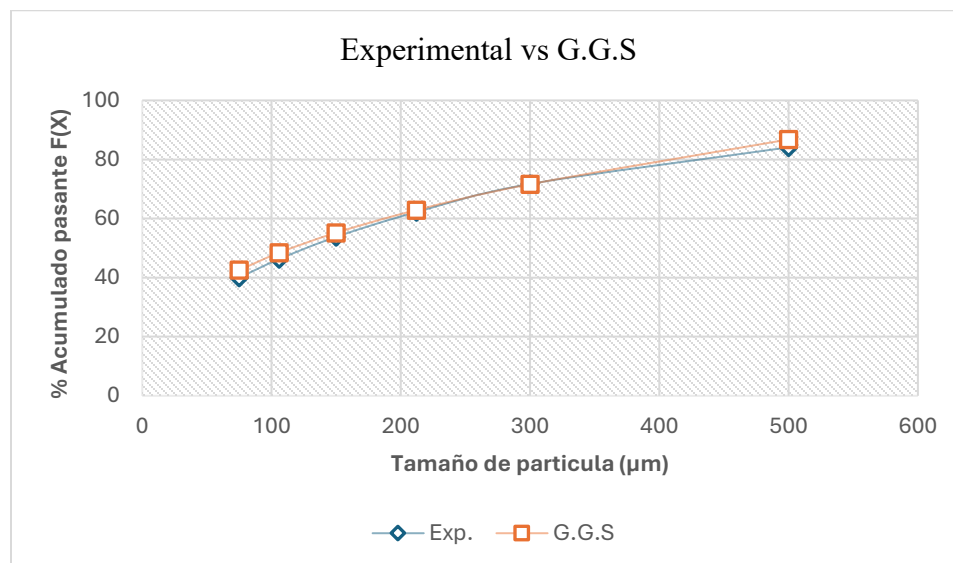


Nota. Elaboración propia.

Se realizó una comparativa de la distribución granulométrica experimental y G.G.S.

Figura 23

Comparativa de la distribución granulométrica experimental y G.G.S para tiempo 2 minutos.



Nota. Elaboración propia.

- Análisis granulométrico para 4 minutos de molienda donde se obtuvo un **P80** igual a **215 µm**.

Tabla 8

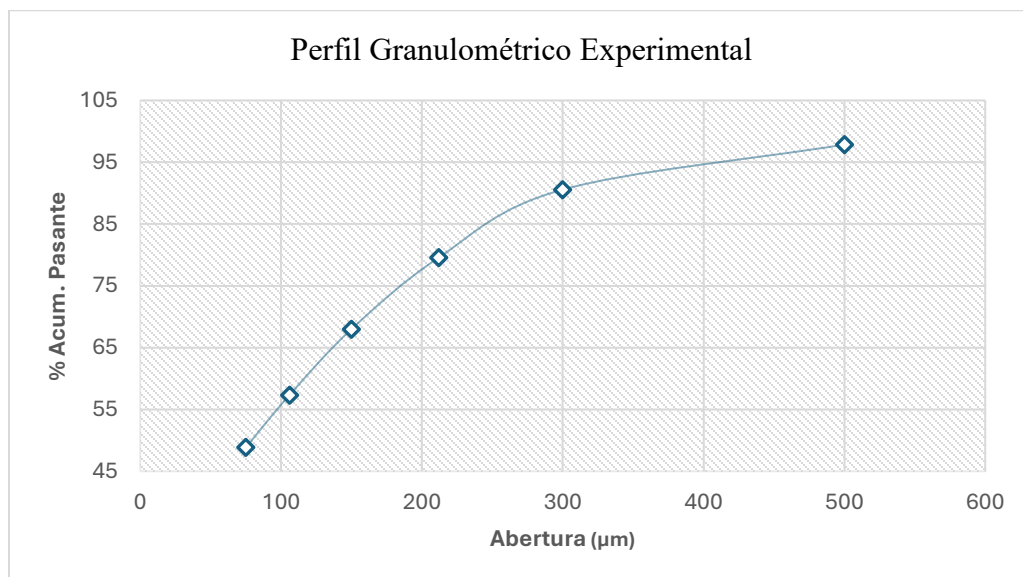
Distribución granulométrica para tiempo 4 minutos según G.G.S.

Malla ASTM	Abertura µm	Peso g	%retenido f(x)	%Ac. Retenido G(X)	%Ac. Pasante F(X)	X Log(x)	Y Log(F(x))	G.G.S F(x)
35	500	31.52	3.152	2.152	97.848	2.699	1.991	102.953
50	300	66.78	6.278	9.43	90.57	2.477	1.957	86.098
70	212	122.96	12.996	20.426	79.574	2.326	1.901	76.246
100	150	166.71	16.571	31.997	68.003	2.176	1.833	67.551
140	106	101.65	10.665	42.662	57.338	2.025	1.758	59.821
200	75	65.62	65.462	51.124	48.876	1.875	1.689	52.999
-200	0	488.76	48.876	100	0	-	-	-
Total	-	1000	100.00	-	-	-	-	-

Nota. Resultados del análisis granulométrico utilizando el modelo de Gauding Schuhman.

Figura 24

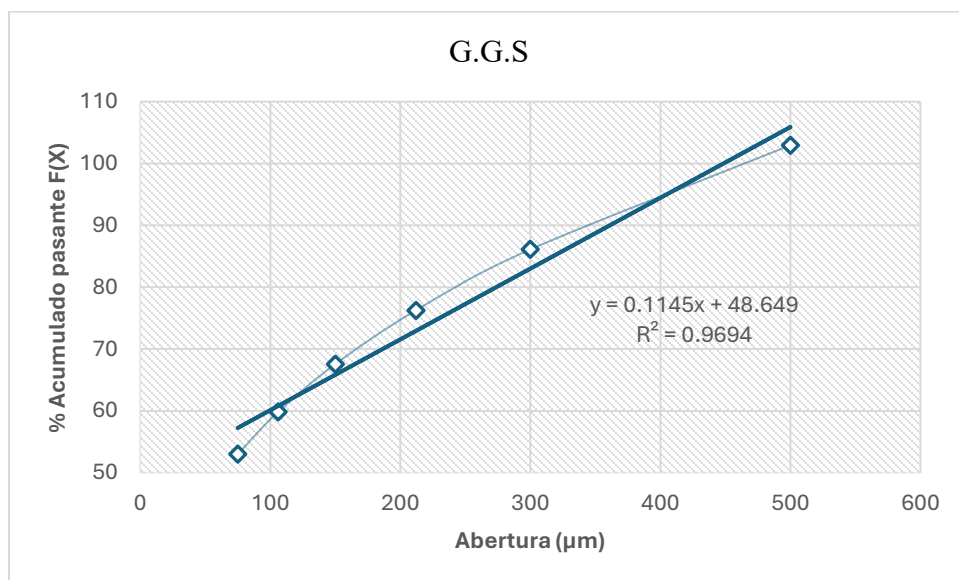
Distribución granulométrica experimental para tiempo 4 minutos.



Nota. Elaboración propia.

Figura 25

Distribución granulométrica para tiempo 4 minutos según G.G.S.

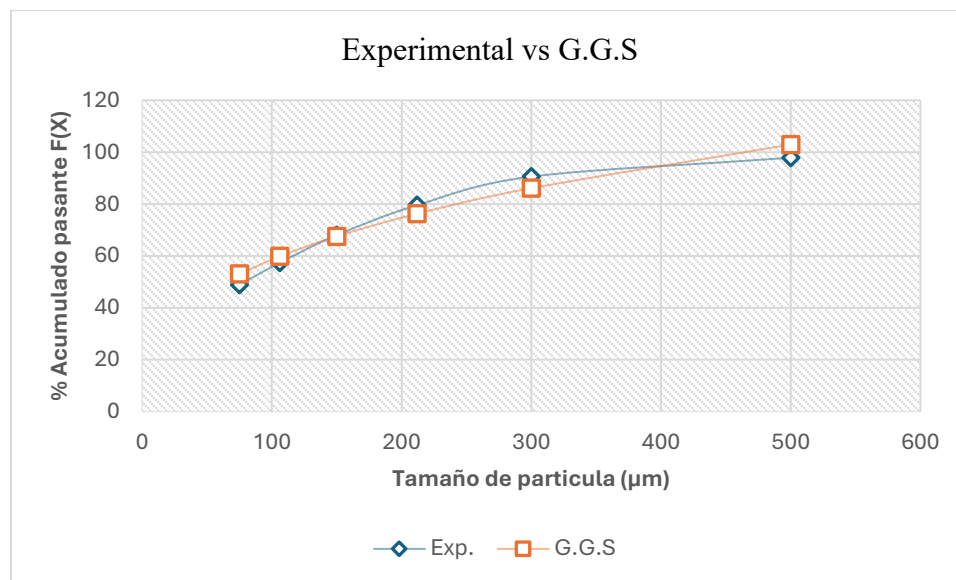


Nota. Elaboración propia.

Se realizó una comparativa de la distribución granulométrica experimental y G.G.S.

Figura 26

Comparativa de la distribución granulométrica experimental y G.G.S para tiempo 4 minutos.



Nota. Elaboración propia.

- Análisis granulométrico para 6 minutos de molienda donde se obtuvo un **P80** igual a **148 µm**.

Tabla 9

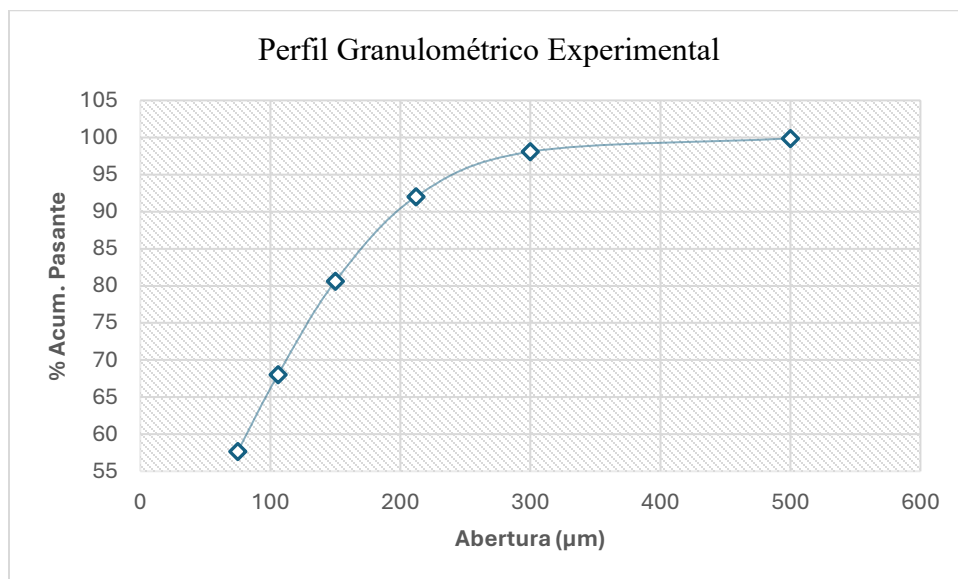
Distribución granulométrica para tiempo 6 minutos según G.G.S.

Malla ASTM	Abertura µm	Peso g	%retenido f(x)	%Ac. Retenido G(X)	%Ac. Pasante F(X)	X Log(x)	Y Log(F(x))	G.G.S F(x)
35	500	2.25	2.225	0.125	99.875	2.699	1.999	108.429
50	300	55.89	5.589	1.914	98.086	2.477	1.992	94.175
70	212	69.67	6.967	7.981	92.019	2.326	1.964	85.573
100	150	112.04	11.204	19.385	80.615	2.176	1.906	77.783
140	106	155.74	15.574	31.959	68.041	2.025	1.833	70.678
200	75	172.41	17.341	42.3	57.7	1.875	1.761	64.244
-200	0	577	57.7	100	0	2.699	1.999	108.429
Total	-	1000	100.00	-	-	-	-	-

Nota. Resultados del análisis granulométrico utilizando el modelo de Gauding Schuhman.

Figura 27

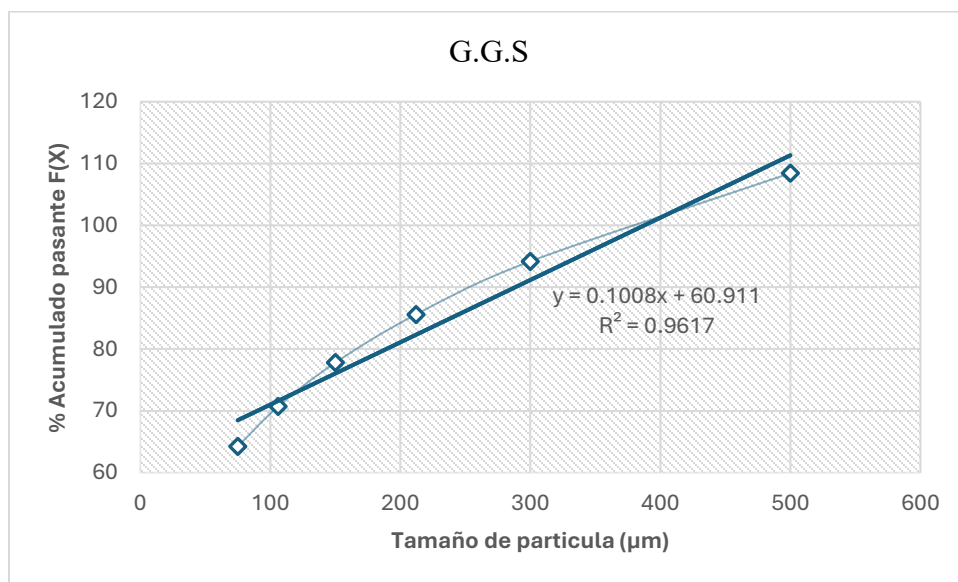
Distribución granulométrica experimental para tiempo 6 minutos.



Nota. Elaboración propia.

Figura 28

Distribución granulométrica para tiempo 6 minutos según G.G.S.

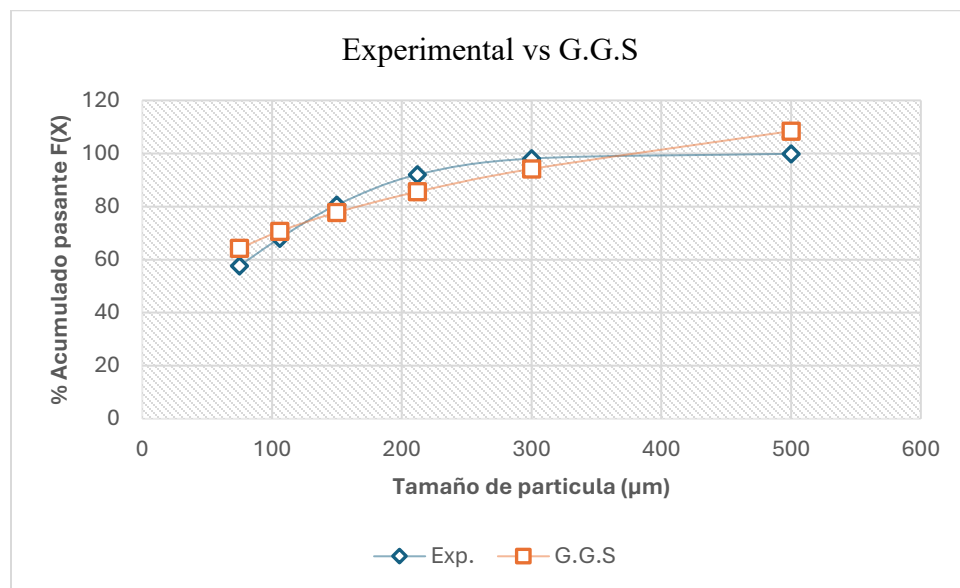


Nota. Elaboración propia.

Se realizó una comparativa de la distribución granulométrica experimental y G.G.S.

Figura 29

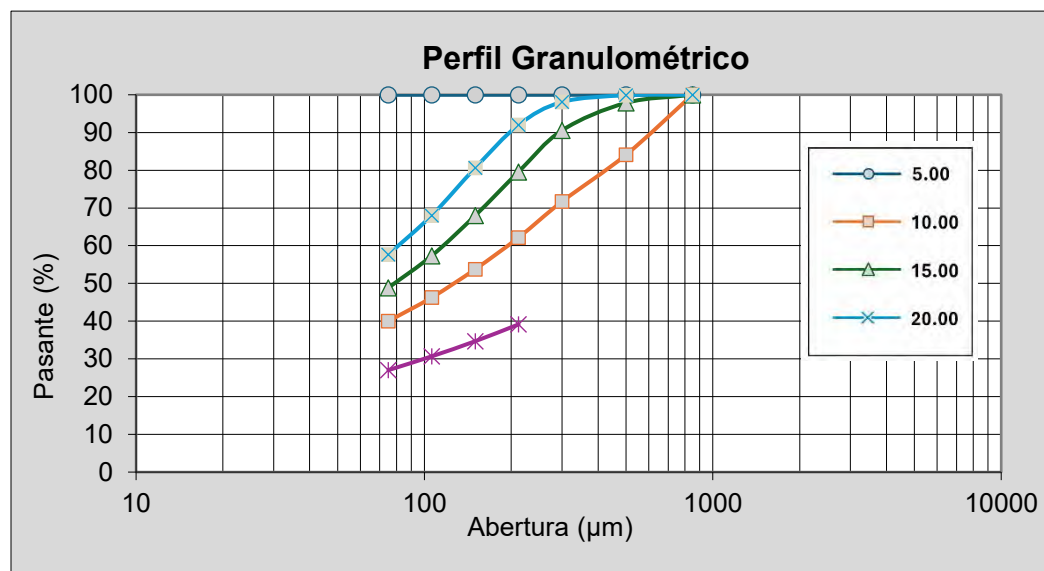
Comparativa de la distribución granulométrica experimental y G.G.S para tiempo 6 minutos.



Nota. Elaboración propia.

Figura 30

Distribución granulométrica para los tiempos 0, 2, 4 y 6 minutos.



Nota. Elaboración propia.

5.6.1. Tiempo de Molienda

A partir del análisis del P80 correspondiente a los tiempos de molienda de 0, 2, 4 y 6 minutos realizados en el laboratorio metalúrgico de la compañía minera Kolpa S.A., se determinó el tiempo óptimo de molienda del material. Se definieron como tamaños de partícula objetivo (P80) de 280 μm , 300 μm y 320 μm , los cuales se consideraron como variables independientes en las pruebas de flotación.

Tabla 10

P80 de los tiempos de flotación.

Tiempo de molienda (Min.)	Tamaño P80 (μm)	% Pasante buscado	Tamaño mayor	Tamaño menor	Acumulado mayor	Acumulado menor
0	704	80	850.00	500.00	100.00	53.45
2	426	80	500.00	300.00	84.11	71.71
4	215	80	300.00	212.00	90.57	79.57
6	148	80	150.00	106.00	80.62	68.04

Nota. Elaboración propia.

A través del software Microsoft Excel, se efectuó el registro de la información correspondientes a la *Tabla 11* y se procedió a calcular las pendientes, ordenadas al origen y los coeficientes de correlación (R^2) para cada uno de los modelos de ajuste evaluados. El tiempo de molienda se estableció reemplazando los valores obtenidos en las ecuaciones de sus respectivos modelos de ajuste. Los resultados se presentan en la *Tabla 12* y *figura 31*.

Tabla 11

Cálculo del tiempo de comprobación.

P80 Buscado (μm)	Tiempo (min)
280	3.08
300	2.86
320	2.68

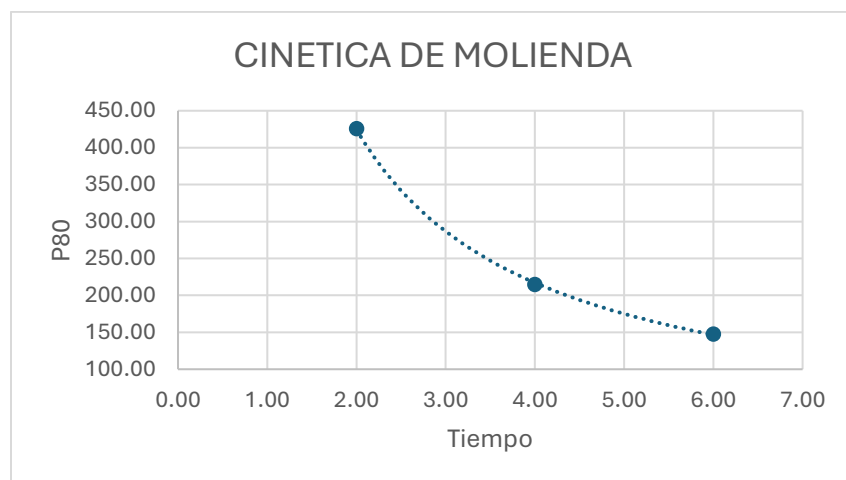
Nota. Estimación del tiempo de molienda para los P80 280 μm , 300 μm y 320 μm .

Tabla 12*Modelo de ajuste cinética de molienda.*

Modelo	Pendiente	Intercepto	R ²
Potencial	-1.034	1045.37	0.9997
Logarítmico	-3.673	24.10	0.9891
Exponencial	-0.004	9.84	0.9807
Lineal	-0.013	7.47	0.9186
R² máximo		0.9997	

Nota. En este caso se tomó el modelo potencial por tener un coeficiente de correlación más cercano a 1.

Los tiempos de molienda determinados para alcanzar un tamaño de partícula P80 de 280 μm , 300 μm y 320 μm fueron de 3.08 min, 2.86 min y 2.68 min, respectivamente. Estos valores correspondieron al mineral seleccionado para su procesamiento en el laboratorio metalúrgico, en concordancia con el objetivo experimental planteado en el presente estudio, así como se muestra en la *figura 31*.

Figura 31*Curva cinética de molienda con ajuste potencial.*

Nota. Elaboración propia.

5.7.Preparación de Condiciones de Operación para las Pruebas de Flotación

A continuación, se detallan los parámetros operacionales del proceso de flotación utilizados en la Planta Concentradora de la Compañía Minera Kolpa S.A. para la producción del concentrado bulk proveniente del tratamiento de mineral polimetálico.

Tabla 13

Condiciones operativas a nivel de planta concentradora.

Densidad Rougher	%S Rougher	pH Rougher Bulk	pH Mineral	Tamaño de partícula (µm)
1300	35.2	7.8	7.1	340

Nota. Elaboración propia.

Bajo las condiciones operacionales establecidas, se obtenía un concentrado bulk que contiene principalmente Pb y Cu junto con una fracción de zinc activado que se incorporaba parcialmente al concentrado. De manera complementaria, en el relave se observó la presencia de plomo y cobre que acompañan a la mayor proporción del zinc, el cual fue previamente deprimido para posteriormente ser tratado en un circuito independiente destinado a la flotación selectiva del zinc.

En la Planta Concentradora, la dosificación de reactivos se controló en función del caudal volumétrico expresado en centímetros cúbicos por minuto (cc/min), tal como se muestra en la *Tabla 14*. Dichos valores fueron posteriormente convertidos y expresados en gramos por tonelada (g/t) de mineral tratado, con el fin de estandarizar la dosificación y facilitar su comparación operativa.

La Planta Concentradora procesa un tonelaje promedio de 2 200 toneladas métricas secas por día (TMSD), lo que equivale a una tasa de tratamiento de aproximadamente 91,7 toneladas por hora (t/h).

Tabla 14*Dosificación de reactivos estándar a nivel de planta concentradora.*

Reactivo	Concentración (%)	Flujo (cc/min)	Dosificación (g/t)
ZnSO ₄ + Na ₂ S ₂ O ₄	10.60	577.0	40.02
NaCN	1.47	2599.0	24.99
Aerofloat 404	100	2.3	1.504
Rougher Z-6	5.88	130.0	5.001
Scavenger Z-6	5.88	39.0	1.5
MIBC	100.00	60.0	31.73

Nota. Elaboración propia.**5.7.1. Condiciones de la Molienda a Nivel Laboratorio para las Pruebas de Flotación****Tabla 15***Condiciones de molienda en laboratorio.*

G.E	Densidad pulpa (g/l)	%Sólidos	%Humedad muestra	Peso muestra (g)	Agua al molino (ml)	Tiempo de molienda (min)
2.9	1776	66.7	0	1000	500	3.08
						2.86
						2.68

Nota. Elaboración propia.**5.8.Rango de Variables**

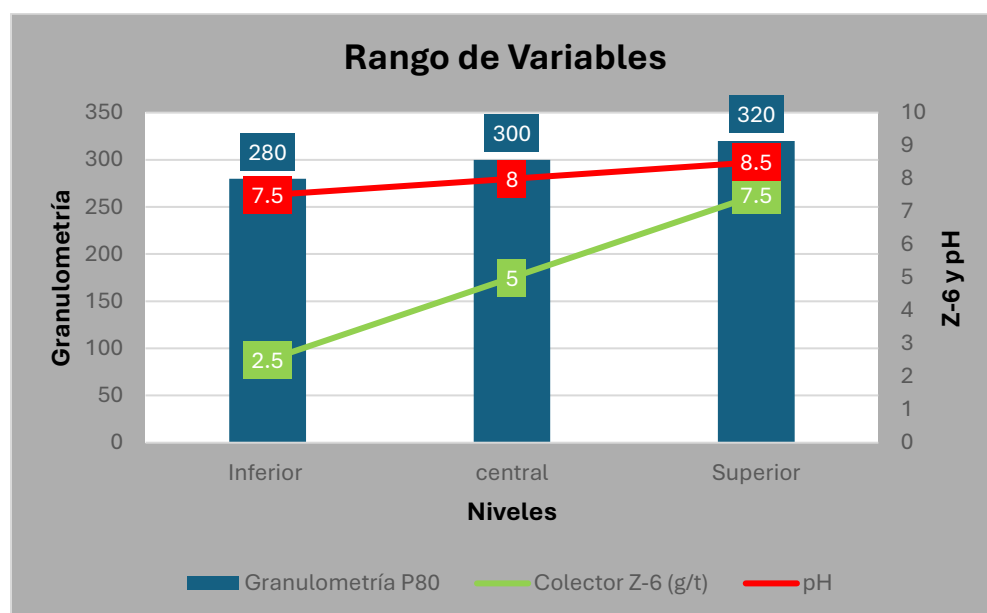
La *tabla 16* presenta el rango de las variables. Se han establecieron valores centrales que representaron, de manera aproximada, las condiciones históricas utilizadas en las operaciones industriales. La amplitud del rango se definió de forma simétrica respecto al punto central, considerando los valores mínimo y máximo como los límites operativos factibles. Dichos valores constituyeron las condiciones experimentales seleccionadas para el desarrollo y análisis de las pruebas correspondientes.

Tabla 16
Rango de variables.

Variables		Niveles		
		Inferior	central	Superior
X1	Granulometría P80 (μm)	280	300	320
X2	Colector Z-6 (g/t)	2.5	5	7.5
X3	pH	7.5	8	8.5

Nota. Elaboración propia.

Figura 32
Rango de variables.



Nota. Elaboración propia.

5.9.Diseño Experimental

Para la implementación del diseño factorial completo se empleó la matriz experimental tanto en su forma codificada como en unidades naturales. Dicha matriz se utilizó como referencia para establecer las condiciones operativas del proceso, específicamente aplicadas al sistema de flotación bulk.

Tabla 17*Diseño experimental con escala codificada y natural.*

N°	ESCALA CODIFICADA			ESCALA NATURAL		
	X1	X2	X3	X1	X2	X3
1	-1	-1	-1	280	2.5	7.5
2	+1	-1	-1	320	2.5	7.5
3	-1	+1	-1	280	7.5	7.5
4	+1	+1	-1	320	7.5	7.5
5	-1	-1	+1	280	2.5	8.5
6	+1	-1	+1	320	2.5	8.5
7	-1	+1	+1	280	7.5	8.5
8	+1	+1	+1	320	7.5	8.5
9	0	0	0	300	5	8
10	0	0	0	300	5	8
11	0	0	0	300	5	8

Nota. Elaboración propia.

5.10. Preparación de Reactivos para las Pruebas de Flotación

Se prepararon los reactivos sulfato de zinc con metabisulfito de sodio ($\text{ZnSO}_4 + \text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$), cianuro de sodio (NaCN), amil xantato de potasio (Z-6), A-404 y el espumante MIBC puro (100%).

Tabla 18*Concentración de los reactivos.*

Reactivos	$\text{ZnSO}_4 + \text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$	NaCN	Z-6	MIBC	A-404
Concentración	10%	1%	1%	100%	1%

Nota. Elaboración propia.

- El reactivo sulfato de zinc (ZnSO_4) con metabisulfito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$) se prepara con el 90% y el 10% respectivamente.

- Tomando en cuenta los datos de *tabla 19* se calculó el consumo de reactivos en g/t para un procesamiento de mineral a nivel de laboratorio.

Tabla 19*Dosificación de reactivos.*

Etapa	Reactivos									
	ZnSO ₄ + Na ₂ S ₂ O ₅		NaCN		Z-6		MIBC		A-404	
	g/t	ml/kg	g/t	ml/kg	g/t	ml/kg	Gotas	ml/kg	g/t	ml/kg
Molienda	40	4.0	-	-	-	-	-	-	-	-
Rougher Bulk	-	-	25	2.5	5.0	0.5	6	5.4	1.5	0.15
Scavenger Bulk	-	-	-	-	1.5	0.15	2	1.8	-	-

Nota. Elaboración propia.

- Cálculo del consumo de reactivos a nivel laboratorio:

$$D = \frac{V \cdot C \cdot 10}{M} \quad (12)$$

- **D** = Dosificación del reactivo (g/t)
- **V** = Volumen de solución agregado (mL)
- **C** = Concentración de la solución de reactivo (%)
- **M** = Masa de mineral utilizada en la prueba (g)
- **10** = Factor de conversión derivado de las unidades empleadas (mL, %, g y g/t)

- Cálculo de consumo del reactivo **ZnSO₄ + Na₂S₂O₅** en ml/kg:

$$40 \text{ g} / TM = \frac{(\text{ml/kg}) \times (10) \times (10)}{1}$$

$$x = 0.40 \text{ ml/kg}$$

- Cálculo de consumo del reactivo **NaCN** en ml/kg:

$$25 \text{ g}/_{TM} = \frac{(\text{ml/kg}) \times (1) \times (10)}{1}$$

$$x = 2.5 \text{ ml/kg}$$

- Cálculo de consumo del reactivo **A-404** en ml/kg:

$$1.5 \text{ g}/_{TM} = \frac{(\text{ml/kg}) \times (1) \times (10)}{1}$$

$$x = 0.15 \text{ ml/kg}$$

- Cálculo de consumo del reactivo **Z-6** en ml/kg para la etapa rougher:

$$5 \text{ g}/_{TM} = \frac{(\text{ml/kg}) \times (1) \times (10)}{1}$$

$$x = 0.5 \text{ ml/kg}$$

- Cálculo de consumo del reactivo **Z-6** en ml/kg para la etapa scavenger:

$$1.5 \text{ g}/_{TM} = \frac{(\text{ml/kg}) \times (1) \times (10)}{1}$$

$$x = 0.15 \text{ ml/kg}$$

- Cálculo de consumo del reactivo **MIBC** en ml/kg:

- Capacidad de tratamiento: 2200 TMD
- Caudal de MIBC: 60 cc/min
- Concentración: 100 % MIBC
- Densidad del MIBC: 0.808 g/cm³ (0.808 g/cc)

- Paso 1. Convertir el caudal a masa

- 1 cc = 1 cm³
- Densidad = 0.808 g/cc

$$60 \text{ cc/min} \times 0.808 \frac{\text{g}}{\text{cc}} = 48.48 \text{ g/min}$$

- Paso 2. Calcular el consumo diario

$$48.48 \text{ g/min} \times 1440 \text{ min/día} = 69\,811.2 \text{ g/día}$$

$$69\,811.2 \text{ g/día} = 69.8112 \text{ kg/día} = 31.73 \text{ g/TM}$$

5.11. Procedimiento

Para la preparación de la pulpa, el mineral se sometió inicialmente a una etapa de molienda, en la cual se adicionaron 1000 g de mineral, 500 mL de agua, y 4.0 ml del reactivo compuesto por $\text{ZnSO}_4 + \text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$ con una concentración según la *Tabla 18*, la cual fue previamente acondicionada bajo agitación durante 2 horas antes de la operación de molienda. La conminución se efectuó en intervalos de tiempo determinados conforme a los valores establecidos por la cinética de molienda. Finalizada esta etapa, la pulpa obtenida fue retirada cuidadosamente, procediéndose al lavado de los medios de molienda (bolas de acero) con el fin de recuperar el material residual adherido y evitar pérdidas de muestra.

La muestra obtenida tras la etapa de molienda fue sometida a un proceso de decantación con el propósito de eliminar el exceso de agua, ajustando así la pulpa hasta alcanzar un porcentaje de sólidos de aproximadamente 32% la cual fue una constante para las 11 pruebas previamente establecidas en el diseño experimental.

Peso de la pulpa: **3126.5 g** y peso del mineral seco: **1000 g**

$$\%S = \left(\frac{\text{peso de mineral seco}}{\text{Peso de la pulpa}} \right) \times 100\%$$

$$\%S = \left(\frac{1000 \text{ g}}{3126.5 \text{ g}} \right) \times 100\%$$

$$\%S = 31.98\%$$

Figura 33

Preparación de pulpa en molino de bolas.



Nota. Imagen obtenida durante la preparación de pulpa.

Una vez obtenida la pulpa con las condiciones adecuadas de granulometría y porcentaje de sólidos, esta fue conducida a la etapa de flotación, continuando con el procedimiento experimental establecido.

Cálculo de la densidad de pulpa:

Gravedad específica (G.E) del mineral: 2.9 g/cc.

$$\rho_P = \frac{100}{\left(\frac{\%S}{G.E} + \frac{100 - \%S}{\rho_{H_2O}}\right)}$$

$$\rho_P = \frac{100}{\left(\frac{31.98}{2.9} + \frac{100 - 31.98}{1}\right)}$$

$$\rho_P = 1.265 \text{ Kg/L}$$

$$\rho_P = 1265 \text{ g/L}$$

Tabla 20
Parámetros operativos para la flotación rougher.

Parámetro	Valor
Capacidad celda de flotación	2.5 (L)
RPM de la celda	700 RPM
Gravedad específica	2.9 (g/cc)
Densidad de pulpa	1265 (g/l)
Tiempo de flotación	5.0 (min)
% de solidos	32 %

Nota. Elaboración propia.

5.12. Pruebas de Flotación Bulk

Se realizaron un total de once ensayos de flotación, desarrollados conforme al diseño experimental establecido, en el cual se consideraron las variables independientes como la granulometría (P80), la dosificación del colector tipo Z-6 y el pH del sistema. Dichos ensayos se efectuaron bajo un conjunto de condiciones operativas controladas, detalladas a continuación.

Para la realización de las pruebas de flotación, el mineral previamente preparado mediante el proceso de molienda fue acondicionado conforme a las condiciones de granulometría establecidas en el diseño experimental, manteniendo un porcentaje de sólidos del 32%. Posteriormente, se hizo el acondicionamiento, en la cual se adicionaron 2.5 ml de cianuro de sodio (NaCN), tomando en cuenta con los parámetros establecidos en la *Tabla 19*, con un tiempo de acondicionamiento de 4 minutos.

Seguidamente, se incorporó 0.150 ml del colector Aerofloat-404, manteniendo el acondicionamiento durante 2 minutos. A continuación, se adicionó el reactivo Z-6, conforme al

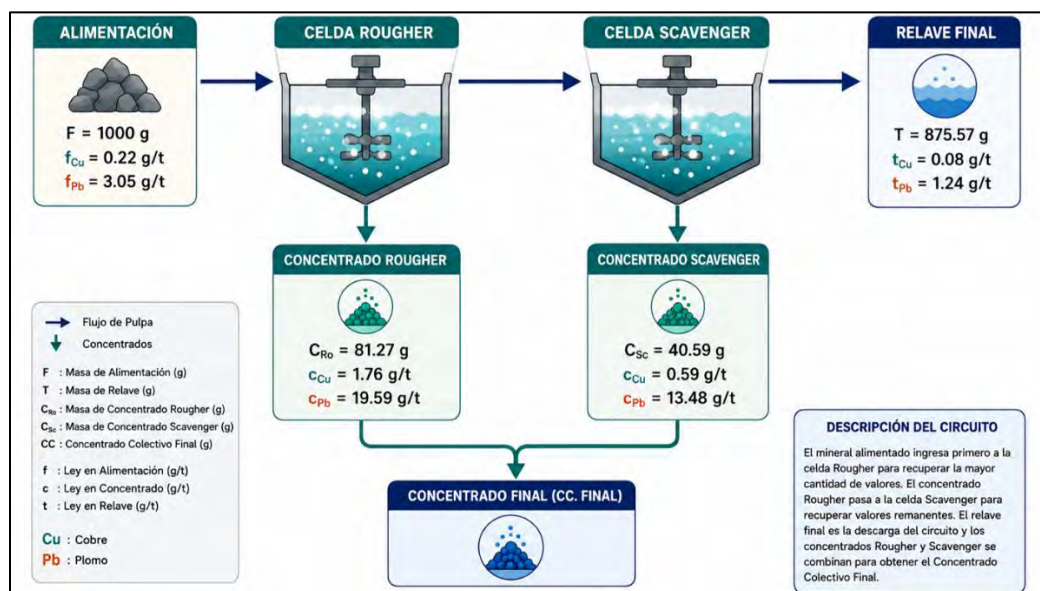
diseño experimental, con un tiempo de acondicionamiento adicional de 2 minutos. Finalmente, se agregaron 6 gotas del espumante MIBC (metil isobutil carbinol), el cual fue acondicionado durante 1 minuto.

Una vez completada la etapa de acondicionamiento, se procedió a la inyección de aire con un caudal de 5 L/min, desarrollándose la etapa de flotación durante 5 minutos, obteniéndose de esta manera el concentrado Rougher-Bulk.

La pulpa remanente en la celda fue sometida a una segunda etapa de acondicionamiento, en la que se adicionaron 0.150 ml del reactivo Z-6 y, posteriormente, 2 gotas del espumante MIBC, con tiempos de acondicionamiento de 2 minutos y 1 minuto, respectivamente. Seguidamente, se realizó la flotación Scavenger, inyectando aire a un caudal de 7 L/min durante 2.5 minutos, obteniéndose el concentrado Scavenger-Bulk, mientras que el material remanente en la celda correspondió al relave final.

Figura 34

Diagrama de flujo del circuito de flotación a escala de laboratorio.



Nota. Elaboración propia, datos obtenidos de la prueba de flotación N°1.

5.13. Pruebas de Flotación Según el Diseño Experimental

- Prueba de flotación N° 1

Tabla 21

Condiciones operativas - Test 1.

Condiciones operativas de prueba N° 1	
P80	280 μm
Colector Z-6	2.5 g/t
pH	7.5
% de solidos	32 %

Nota. Elaboración propia.

Tabla 22

Balance metalúrgico - Test 1.

Producto	Peso	Leyes		Contenido metálico		Recuperación		Recuperación Acumulada	
		Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu
	(g)	(%)	(%)	g	g	(%)	(%)	(%)	(%)
Cabeza	1000.00	3.05	0.22	30.50	2.20	100.00	100.00	100.00	100.00
CC. Rougher	81.27	19.59	1.76	15.92	1.43	49.37	60.35	66.33	70.45
CC. Scavenger	40.59	13.48	0.59	5.47	0.24	16.97	10.10		
Relave	875.57	1.24	0.08	10.86	0.70	33.67	29.55	33.67	29.55
Cabeza Calc.	997.43	3.23	0.24	32.25	2.37	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota. Elaboración propia.

- Prueba de flotación N° 2

Tabla 23

Condiciones operativas - Test 2.

Condiciones operativas de prueba N° 2	
P80	320 μm
Colector Z-6	2.5 g/t
pH	7.5
% de solidos	32 %

Nota. Elaboración propia.

Tabla 24*Balance metalúrgico - Test 2.*

Producto	Peso	Leyes		Contenido metálico		Recuperación		Recuperación Acumulada	
		Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu
	(g)	(%)	(%)	g	g	(%)	(%)	(%)	(%)
Cabeza	1000.00	3.05	0.22	30.50	2.20	100.00	100.00	100.00	100.00
CC. Rougher	88.84	20.7	1.85	18.39	1.64	58.75	69.24	72.73	77.98
CC. Scavenger	38.43	11.39	0.54	4.38	0.21	13.98	8.74		
Relave	871.08	0.98	0.06	8.54	0.52	27.27	22.02	27.27	22.02
Cabeza Calc.	998.35	3.14	0.24	31.30	2.37	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota. Elaboración propia.

- **Prueba de flotación N° 3**

Tabla 25*Condiciones operativas - Test 3.*

Condiciones operativas de prueba N° 3	
P80	280 µm
Colector Z-6	7.5 g/t
pH	7.5
% de solidos	32 %

Nota. Elaboración propia.**Tabla 26***Balance metalúrgico - Test 3.*

Producto	Peso	Leyes		Contenido metálico		Recuperación		Recuperación Acumulada	
		Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu
	(g)	(%)	(%)	g	g	(%)	(%)	(%)	(%)
Cabeza	1000.00	3.05	0.22	30.50	2.20	100.00	100.00	100.00	100.00
CC. Rougher	97.96	22.54	1.56	22.08	1.53	74.24	74.95	86.34	83.04
CC. Scavenger	35.10	10.25	0.47	3.60	0.16	12.10	8.09		
Relave	864.65	0.47	0.04	4.06	0.35	13.66	16.96	13.66	16.96
Cabeza Calc.	997.71	2.98	0.20	29.74	2.04	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota. Elaboración propia.

- Prueba de flotación N° 4

Tabla 27*Condiciones operativas - Test 4.*

Condiciones operativas de prueba N° 4	
P80	320 μ m
Colector Z-6	7.5 g/t
pH	7.5
% de solidos	32 %

Nota. Elaboración propia.**Tabla 28***Balance metalúrgico - Test 4.*

Producto	Peso	Leyes		Contenido metálico		Recuperación		Recuperación Acumulada	
		Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu
	(g)	(%)	(%)	g	g	(%)	(%)	(%)	(%)
Cabeza	1000.00	3.05	0.22	30.50	2.20	100.00	100.00	100.00	100.00
CC. Rougher	95.99	22.91	1.69	21.99	1.62	77.42	72.69	91.76	80.58
CC. Scavenger	34.50	11.81	0.51	4.07	0.18	14.34	7.88		
Relave	866.87	0.27	0.05	2.34	0.43	8.24	19.42	8.24	19.42
Cabeza Calc.	997.36	2.85	0.22	28.41	2.23	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota. Elaboración propia.

- Prueba de flotación N° 5

Tabla 29*Condiciones operativas - Test 5.*

Condiciones operativas de prueba N° 5	
P80	280 μ m
Colector Z-6	2.5 g/t
pH	8.5
% de solidos	32 %

Nota. Elaboración propia.

Tabla 30*Balance metalúrgico - Test 5.*

Producto	Peso	Leyes		Contenido metálico		Recuperación		Recuperación Acumulada	
		Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu
	(g)	(%)	(%)	g	g	(%)	(%)	(%)	(%)
Cabeza	1000.00	3.05	0.22	30.50	2.20	100.00	100.00	100.00	100.00
CC. Rougher	78.77	24.16	1.35	19.03	1.06	58.68	45.86	70.28	54.24
CC. Scavenger	34.70	10.84	0.56	3.76	0.19	11.60	8.38		
Relave	884.33	1.09	0.12	9.64	1.06	29.72	45.76	29.72	45.76
Cabeza Calc.	997.8	3.3	0.2	32.43	2.32	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota. Elaboración propia.

- **Prueba de flotación N° 6**

Tabla 31*Condiciones operativas - Test 6.*

Condiciones operativas de prueba N° 6	
P80	320 µm
Colector Z-6	2.5 g/t
pH	8.5
% de solidos	32 %

Nota. Elaboración propia.**Tabla 32***Balance metalúrgico - Test 6.*

Producto	Peso	Leyes		Contenido metálico		Recuperación		Recuperación Acumulada	
		Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu
	(g)	(%)	(%)	g	g	(%)	(%)	(%)	(%)
Cabeza	1000.00	3.05	0.22	30.50	2.20	100.00	100.00	100.00	100.00
CC. Rougher	84.87	17.71	1.22	15.03	1.04	53.57	48.67	67.82	58.79
CC. Scavenger	37.80	10.58	0.57	4.00	0.22	14.25	10.13		
Relave	876.71	1.03	0.1	9.03	0.88	32.18	41.21	32.18	41.21
Cabeza Calc.	999.38	2.81	0.21	28.06	2.13	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota. Elaboración propia.

- Prueba de flotación N° 7

Tabla 33*Condiciones operativas - Test 7.*

Condiciones operativas de prueba N° 7	
P80	280 μ m
Colector Z-6	7.5 g/t
pH	8.5
% de solidos	32 %

Nota. Elaboración propia.**Tabla 34***Balance metalúrgico - Test 7.*

Producto	Peso	Leyes		Contenido metálico		Recuperación		Recuperación Acumulada	
		Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu
	(g)	(%)	(%)	g	g	(%)	(%)	(%)	(%)
Cabeza	1000.00	3.05	0.22	30.50	2.20	100.00	100.00	100.00	100.00
CC. Rougher	95.60	22.81	1.34	21.81	1.28	68.37	55.09	76.70	66.55
CC. Scavenger	36.48	7.28	0.73	2.66	0.27	8.33	11.45		
Relave	864.25	0.86	0.09	7.43	0.78	23.30	33.45	23.30	33.45
Cabeza Calc.	996.33	3.20	0.23	31.89	2.33	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota. Elaboración propia.

- Prueba de flotación N° 8

Tabla 35*Condiciones operativas - Test 8.*

Condiciones operativas de prueba N° 8	
P80	320 μ m
Colector Z-6	7.5 g/t
pH	8.5
% de solidos	32 %

Nota. Elaboración propia.

Tabla 36*Balance metalúrgico - Test 8.*

Producto	Peso	Leyes		Contenido metálico		Recuperación		Recuperación Acumulada	
		Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu
	(g)	(%)	(%)	g	g	(%)	(%)	(%)	(%)
Cabeza	1000.00	3.05	0.22	30.50	2.20	100.00	100.00	100.00	100.00
CC. Rougher	94.39	22.7	1.45	21.43	1.37	65.56	58.30	71.80	66.97
CC. Scavenger	41.53	4.91	0.49	2.04	0.20	6.24	8.67		
Relave	861.53	1.07	0.09	9.22	0.78	28.20	33.03	28.20	33.03
Cabeza Calc.	997.45	3.28	0.24	32.68	2.35	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota. Elaboración propia.

- **Prueba de flotación N° 9**

Tabla 37*Condiciones operativas - Test 9.*

Condiciones operativas de prueba N° 9	
P80	300 µm
Colector Z-6	5.0 g/t
pH	8.0
% de solidos	32 %

Nota. Elaboración propia.**Tabla 38***Balance metalúrgico - Test 9.*

Producto	Peso	Leyes		Contenido metálico		Recuperación		Recuperación Acumulada	
		Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu
	(g)	(%)	(%)	g	g	(%)	(%)	(%)	(%)
Cabeza	1000.00	3.05	0.22	30.50	2.20	100.00	100.00	100.00	100.00
CC. Rougher	82.57	25.9	1.85	21.39	1.53	69.38	68.42	82.74	76.17
CC. Scavenger	29.32	14.05	0.59	4.12	0.17	13.36	7.75		
Relave	886.64	0.6	0.06	5.32	0.53	17.26	23.83	17.26	23.83
Cabeza Calc.	998.53	3.09	0.22	30.82	2.23	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota. Elaboración propia.

- Prueba de flotación N° 10

Tabla 39*Condiciones operativas - Test 10.*

Condiciones operativas de prueba N° 10	
P80	300 µm
Colector Z-6	5.0 g/t
pH	8.0
% de solidos	32 %

Nota. Elaboración propia.**Tabla 40***Balance metalúrgico - Test 10.*

Producto	Peso	Leyes		Contenido metálico		Recuperación		Recuperación Acumulada	
		Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu
	(g)	(%)	(%)	g	g	(%)	(%)	(%)	(%)
Cabeza	1000.00	3.05	0.22	30.50	2.20	100.00	100.00	100.00	100.00
CC. Rougher	79.04	25.99	1.85	20.54	1.46	66.52	67.45	80.46	75.44
CC. Scavenger	29.87	14.41	0.58	4.30	0.17	13.94	7.99		
Relave	887.26	0.68	0.06	6.03	0.53	19.54	24.56	19.54	24.56
Cabeza Calc.	996.17	3.10	0.22	30.88	2.17	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota. Elaboración propia.

- Prueba de flotación N° 11

Tabla 41*Condiciones operativas - Test 11.*

Condiciones operativas de prueba N° 11	
P80	300 µm
Colector Z-6	5.0 g/t
pH	8.0
% de solidos	32 %

Nota. Elaboración propia.

Tabla 42*Balance metalúrgico - Test 11.*

Producto	Peso	Leyes		Contenido metálico		Recuperación		Recuperación Acumulada	
		Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu
	(g)	(%)	(%)	g	g	(%)	(%)	(%)	(%)
Cabeza	1000.00	3.05	0.22	30.50	2.20	100.00	100.00	100.00	100.00
CC. Rougher	83.35	25.82	1.84	21.52	1.53	69.16	67.91	81.80	76.48
CC. Scavenger	28.89	13.61	0.67	3.93	0.19	12.64	8.57		
Relave	885.07	0.64	0.06	5.66	0.53	18.20	23.52	18.20	23.52
Cabeza Calc.	997.31	3.12	0.23	31.12	2.26	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota. Elaboración propia.

En la *tabla 43* se observa la recuperación de Pb y Cu de los 11 test de flotación.

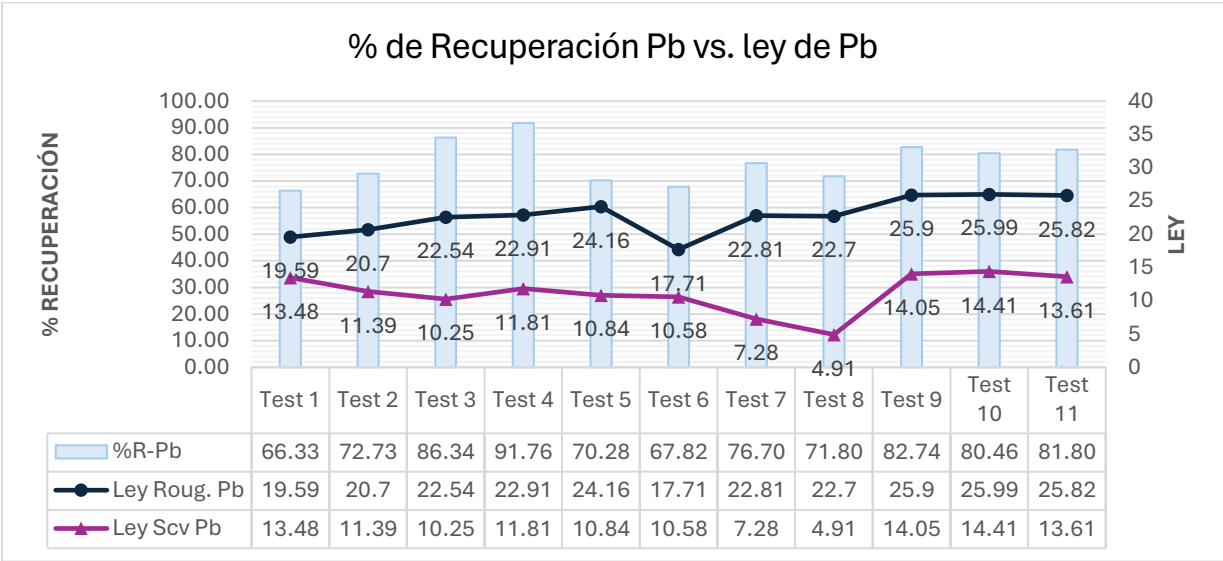
Tabla 43

Resumen de recuperaciones en las diferentes pruebas de flotación.

Test	Leyes (%) Rougher		Leyes (%) Scavenger		Recuperación (%)	
	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu
1	19.59	1.76	13.48	0.59	66.33	70.45
2	20.7	1.85	11.39	0.54	72.73	77.98
3	22.54	1.56	10.25	0.47	86.34	83.04
4	22.91	1.69	11.81	0.51	91.76	80.58
5	24.16	1.35	10.84	0.56	70.28	54.24
6	17.71	1.22	10.58	0.57	67.82	58.79
7	22.81	1.34	7.28	0.73	76.70	66.55
8	22.7	1.45	4.91	0.49	71.80	66.97
9	25.9	1.85	14.05	0.59	82.74	76.17
10	25.99	1.85	14.41	0.58	80.46	75.44
11	25.82	1.84	13.61	0.67	81.80	76.48

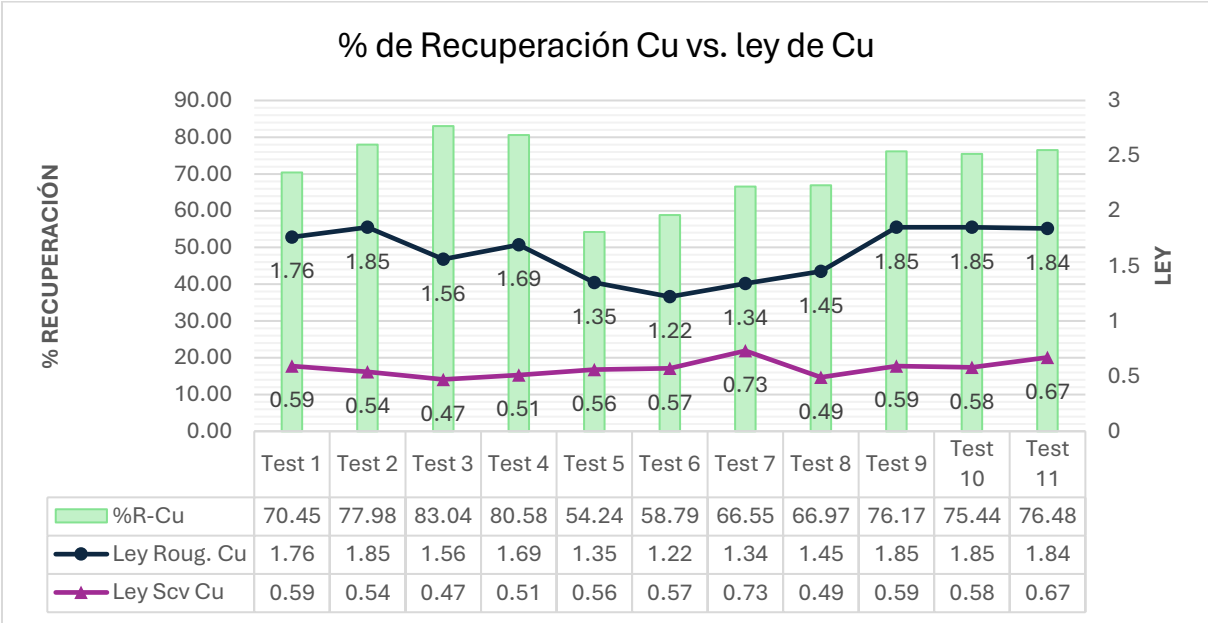
Nota. Elaboración propia.

Figura 35
Grafica de barras, % recuperación plomo vs. ley de plomo.



Nota. Elaboración propia.

Figura 36
Grafica de barras, % recuperación cobre vs. ley de cobre.



Nota. Elaboración propia.

Según la *tabla 43*, las *figuras 35 y 36* y los balances metalúrgicos de todas las pruebas se pudo inferir que:

Test 1: Bajo condiciones operativas definidas, tamaño de partícula de 280 μm , dosificación de 0.250 ml del colector Z-6 en la etapa rougher y pH de 7.5, se obtuvo una recuperación acumulada de 66.33% para Pb y 70.45% para Cu. Asimismo, el desplazamiento de del cobre en la cola fue igual al 29.55 y 33.67 en lo que respecta al plomo, siendo este la pérdida de mineral valioso de plomo más alta entre todas las pruebas realizadas. Atribuyéndose principalmente a la baja dosificación del reactivo colector Z-6.

Test 2: En el segundo ensayo metalúrgico se registraron recuperaciones acumuladas de 72.73% para Pb y 77.98% para Cu; se observó un desplazamiento de Pb y Cu hacia la cola del 27.27% y 22.02% respectivamente. En comparación con el ensayo 1, se evidencio un mejor desempeño metalúrgico en todos los aspectos, con la única diferencia de mayor P80 como se muestra en la *tabla 23*.

Test 3: respecto a minerales de plomo presento un 86.34% de recuperación total y 13.66% de pérdida mineral en la cola; para los minerales de cobre se apreció una recuperación total del 83.04% y un desplazamiento del 16.96% en los relaves, lo que significo este el mejor comportamiento metalúrgico para el cobre en comparación con todos los demás ensayos, bajo condiciones operativas mostradas en la *tabla 25*.

Test 4: presento una recuperación de cobre del 80.58% con una pérdida en la cola del 19.42, disminuyendo ligeramente el rendimiento metalúrgico respecto al test 3 atribuyéndose a la diferencia de P80 (test 4 P80 igual a 320 y test 3 P80 igual a 280) como se observa en la *tabla 49*; por otro lado el comportamiento metalúrgico para el plomo mostro los mejores resultados

respecto a todas las pruebas, alcanzando una recuperación del 91.76% y un desplazamiento de solo el 8.24 con las variables según se muestra en la *tabla 27*.

Test 5: se alcanzó el 70.28% de recuperación del Pb y el 29.72% de desplazamiento, en lo que respecta al cobre se tuvo el peor comportamiento metalúrgico con tan solo el 54.24% de recuperación y un pico de desplazamiento del cobre en el relave con un 45.76%, que se le atribuyo principalmente a una baja dosificación del reactivo colector Z-6 y a un elevado pH según muestra la *tabla 29*.

Test 6: en esta prueba se alcanzó uno de los peores resultados tanto para el plomo como para el cobre con recuperaciones del 67.82% en el plomo y 58.79% para el cobre, 32.18% y 41.21% de desplazamiento respectivamente como se muestra en la *figura 35 y 36*. Según se muestra en la *tabla 31* se debió principalmente a la baja adición del colector Z-6 y el alto valor en el pH.

Test 7: como se observó a partir de la prueba número 5 se obtuvieron bajos valores en la recuperación de ambos minerales valiosos y como también altos valores en las perdidas al relave que según se muestra en la *figura 35,36* fue debido principalmente a la mínima cantidad del reactivo colector Z-6, por consiguiente, solo se alcanzó una recuperación del plomo del 76.70% con un desplazamiento hacia los relaves del 23.30% y una recuperación del 71.80% para el cobre con el 33.45% de pérdidas en el relave.

Test 8: la recuperación de concentrado de cobre en esta prueba con respecto al número 7 fue muy próximos según se pudo apreciar en la *tabla 43* dando a entender que la variable P80 no es significativa mejorar el desempeño en los minerales de cobre debido a que las variables pH y colector Z-6 tenían los mismos valores; por otro lado en lo que respecta al plomo se aprecia una

caída en la recuperación así como el incremento de las pérdidas en la cola, respecto a la prueba 7, deduciendo que a pH alto 8.5 el mineral de plomo con menor tamaño tiene un mejor comportamiento metalúrgico.

Test 9, 10 y 11: estas pruebas que se llevaron a cabo con los puntos centrales de todas las variables mostraron resultados similares tanto en recuperación total, así como en desplazamientos hacia los relaves. La recuperación del cobre rondo el 76% mientras que su desplazamiento es aproximadamente el 23% que en lo que respecta al comportamiento metalúrgico implico valores medios en comparación con las demás pruebas. Para el plomo se tuvo una recuperación alrededor del 81% y desplazamiento del 18% que de igual manera al cobre son valores que se encontraron en el punto medio como se observa en la *figura 35 y 36*.

CAPITULO VI

6. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

6.1.Resultados de las Pruebas Metalúrgicas

Los resultados presentados en el capítulo anterior permitieron analizar las variables de estudio mediante la aplicación de un diseño factorial 2^3 con dos niveles intermedios, cuyo detalle se expone en la *Tabla 44*.

Tabla 44

Matriz de diseño factorial 3^2 de resultados de pruebas metalúrgicas.

Prueba	Escala codificada			Escala natural			Y(%Recuperación)	
Nº	X1	X2	X3	p80	Z-6	pH	Pb	Cu
1	-1	-1	-1	280	2.5	7.5	66.33	70.45
2	+1	-1	-1	320	2.5	7.5	72.73	77.98
3	-1	+1	-1	280	7.5	7.5	86.34	83.04
4	+1	+1	-1	320	7.5	7.5	91.76	80.58
5	-1	-1	+1	280	2.5	8.5	70.28	54.24
6	+1	-1	+1	320	2.5	8.5	67.82	58.79
7	-1	+1	+1	280	7.5	8.5	76.70	66.55
8	+1	+1	+1	320	7.5	8.5	71.80	66.97
9	0	0	0	300	5	8	82.74	76.17
10	0	0	0	300	5	8	80.46	75.44
11	0	0	0	300	5	8	81.80	76.48

Nota. Elaboración propia.

6.2.Análisis Inicial de Datos Experimentales

Con el propósito de establecer la magnitud del efecto de las variables experimentales sobre la variable dependiente (% de recuperación de Concentrado Bulk Pb-Cu), se aplicó un

modelo de regresión factorial. El procesamiento de los datos y la estimación de los coeficientes del modelo se llevaron a cabo mediante el uso del software estadístico MINITAB.

6.2.1. Regresión Factorial: Recuperación Pb (%) vs P80; Z-6; pH; Pt Central

Los resultados correspondientes al análisis de regresión factorial, efectuado mediante el software MINITAB para la variable de respuesta recuperación de Pb (%), se expone de manera detallada el grado de influencia de las variables consideradas en la investigación sobre la respuesta evaluada.

Tabla 45

Coeficientes del modelo de regresión.

Estadísticas de la regresión	
Coefficiente de determinación R^2	99.60
R^2 ajustado	98.02
Error típico (S)	1.14542

Nota. Elaboración propia.

La *tabla 45* presenta un coeficiente de determinación (R^2) de 99.60%, lo cual indica que el modelo de regresión explica el 99.60% de la variabilidad de la variable respuesta. En consecuencia, se evidencio un alto grado de ajuste del modelo, con un error del 0.40% y un nivel de confianza asociado del 99.60%.

6.2.1.1. Prueba de Hipótesis ANOVA

El análisis de varianza (ANOVA) correspondiente al modelo de regresión que se presenta en la *tabla 46*. Para la evaluación de la significancia del modelo, se plantearon las siguientes hipótesis estadísticas:

$H_0: \beta_1 = 0$, lo que indico que el modelo no presentaba capacidad explicativa significativa sobre la variable respuesta Y.

$H_a: \beta_1 \neq 0$, lo que sugirió que el modelo poseía capacidad explicativa significativa sobre la variable respuesta Y.

Tabla 46

Análisis de varianza para el %R Pb.

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F_0	Valor p	Valor F_c
Modelo	8	658.754	82.344	62.76	0.016	19.37
Lineal	3	424.709	141.570	107.90	0.009	19.16
P80	1	2.485	2.485	1.89	0.303	18.51
Z-6	1	305.394	305.394	232.77	0.004	18.51
pH	1	116.829	116.829	89.05	0.011	18.51
Interacciones de 2 términos	3	149.958	49.986	38.10	0.026	19.16
P80*Z-6	1	1.456	1.456	1.11	0.403	18.51
P80*pH	1	45.989	45.989	35.05	0.027	18.51
Z-6*pH	1	102.513	102.513	78.14	0.013	18.51
Interacciones de 3 términos	1	0.270	0.270	0.21	0.695	18.51
P80*Z-6*pH	1	0.270	0.270	0.21	0.695	18.51
Curvatura	1	83.818	83.818	63.89	0.015	18.51
Error	2	2.624	1.312			
Total	10	661.378				

Nota. Elaboración propia.

A partir de los resultados presentados en la *tabla 46*, y en relación con la hipótesis nula planteada, se procedió a establecer la siguiente interpretación:

A partir del modelo de regresión, y considerando un nivel de confianza de $\alpha = 0.05$, con 8 y 2 grados de libertad, se obtuvo un valor crítico de F, $F_{C(0.05,8,2)} = 19.37$. Dado que el estadístico calculado (F_0) fue mayor que el valor crítico (F_c) y del mismo modo se observó que el **Valor p** = 0.016 fue menor que $\alpha = 0.05$, se rechazó la hipótesis nula. En consecuencia, se concluyó que al menos una de las variables independientes del modelo ejerció un efecto estadísticamente significativo sobre la variable respuesta.

- En relación con la variable **P80** del mineral en el proceso de flotación de sulfuros de Pb, se observó que el **valor p** > 0.05 , lo cual indica que dicha variable **NO** presento un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.
- En relación con la variable dosificación de **Z-6**, se observó que el valor de **valor p** < 0.05 , lo cual indico que dicha variable presento un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.
- En relación con la variable **pH** del proceso de flotación de sulfuros de Pb, se observa que el **valor p** < 0.05 , lo cual indico que dicha variable presento un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.
- En relación con la interacción **P80*Z-6**, se observó que el **valor p** > 0.05 , lo cual indico que dicha variable **NO** presento un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.
- En relación con la interacción **P80*pH**, se observó que el **valor p** < 0.05 , lo cual indico que dicha variable presento un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.
- En relación con la interacción **Z-6*pH**, se observó que el **valor p** < 0.05 , lo cual indico que dicha variable presento un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.
- En relación con la interacción **P80*Z-6*pH**, se observó que el **valor p** > 0.05 , lo cual indico que dicha variable **NO** presenta un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.

El efecto de curvatura significativo evidencio que la relación entre las variables operativas y la variable respuesta no siguió un comportamiento lineal, sugiriendo la presencia de términos de segundo orden y la existencia de un punto óptimo dentro del dominio experimental.

6.2.1.2. Efectos de las Variables Independientes Sobre la Variable Dependiente

Tabla 47

Efecto de las variables independientes sobre la variable dependiente %R Pb.

Término	Efecto	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	FIV
Constante		75.469	0.405	186.36	0.000	
P80	1.115	0.557	0.405	1.38	0.303	1.00
Z-6	12.357	6.179	0.405	15.26	0.004	1.00
pH	-7.643	-3.821	0.405	-9.44	0.011	1.00
P80*Z-6	-0.853	-0.427	0.405	-1.05	0.403	1.00
P80*pH	-4.795	-2.398	0.405	-5.92	0.027	1.00
Z-6*pH	-7.159	-3.580	0.405	-8.84	0.013	1.00
P80*Z-6 *pH	-0.367	-0.184	0.405	-0.45	0.695	1.00
Pt Ctral		6.198	0.775	7.99	0.015	1.00

Nota. Elaboración propia.

- En relación con la variable **P80** del mineral en el proceso de flotación de sulfuros de Pb, se observó que al operar en su nivel superior (320 μm), se produjo un incremento en la recuperación de plomo del orden de 1.115%.
- En relación con la variable dosificación de **Z-6**, se observó que al operar en su nivel superior (7.5 g/t), se produjo un incremento en la recuperación de plomo del orden de 12.357%.
- En relación con la variable **pH** del proceso de flotación de sulfuros de Pb, se observó que al operar en su nivel superior (8.5), se produjo una disminución en la recuperación de plomo del orden de 7.643%.

- En relación con la interacción **P80*Z-6**, se observó que, al operar en sus niveles superiores, se produjo una disminución en la recuperación de plomo del orden de 0.853%.
- En relación con la interacción **P80*pH**, se observó que, al operar en sus niveles superiores, se produjo una disminución en la recuperación de plomo del orden de 0.795%.
- En relación con la interacción **Z-6*pH**, se observó que, al operar en sus niveles superiores, se produjo una disminución en la recuperación de plomo del orden de 7.159%.
- En relación con la interacción **P80*Z-6*pH**, se observó que, al operar en sus niveles superiores, se produjo una disminución en la recuperación de plomo del orden de 0.367%.

6.2.1.3. Modelo Matemático en Escala Integral

La forma general del modelo bien a ser:

$$y = \beta_0 + \beta_1 X_1 + \beta_2 X_2 + \beta_3 X_3 + \beta_{12} X_1 X_2 + \beta_{13} X_1 X_3 + \beta_{23} X_2 X_3 + \beta_{123} X_1 X_2 X_3$$

Ecuación de regresión en unidades no codificadas:

$$\begin{aligned} \%RPb = & -499 + 1.695(P80) + 10.3(Z-6) + 67.6(pH) + 0.050(P80*Z- \\ & 6) - 0.2030(P80*pH) - 0.66(Z-6 *ph) - 0.0073(P80*Z-6 *pH) \end{aligned}$$

La ecuación de regresión obtenida inicialmente por MINITAB incorporó el término Pt_{Ctrial} , correspondiente a una variable indicadora utilizada exclusivamente para evaluar la curvatura del diseño factorial. Debido a que este término no representa una variable operacional del proceso de flotación, sino únicamente la identificación de los ensayos realizados en el punto

central se omitió en la expresión final del modelo predictivo. En consecuencia, la ecuación de regresión quedó conformada únicamente por los factores de estudio (P80, dosificación de Z-6 y pH) y sus respectivas interacciones, permitiendo una interpretación física directa y su aplicación para la predicción de la recuperación de plomo dentro del dominio experimental.

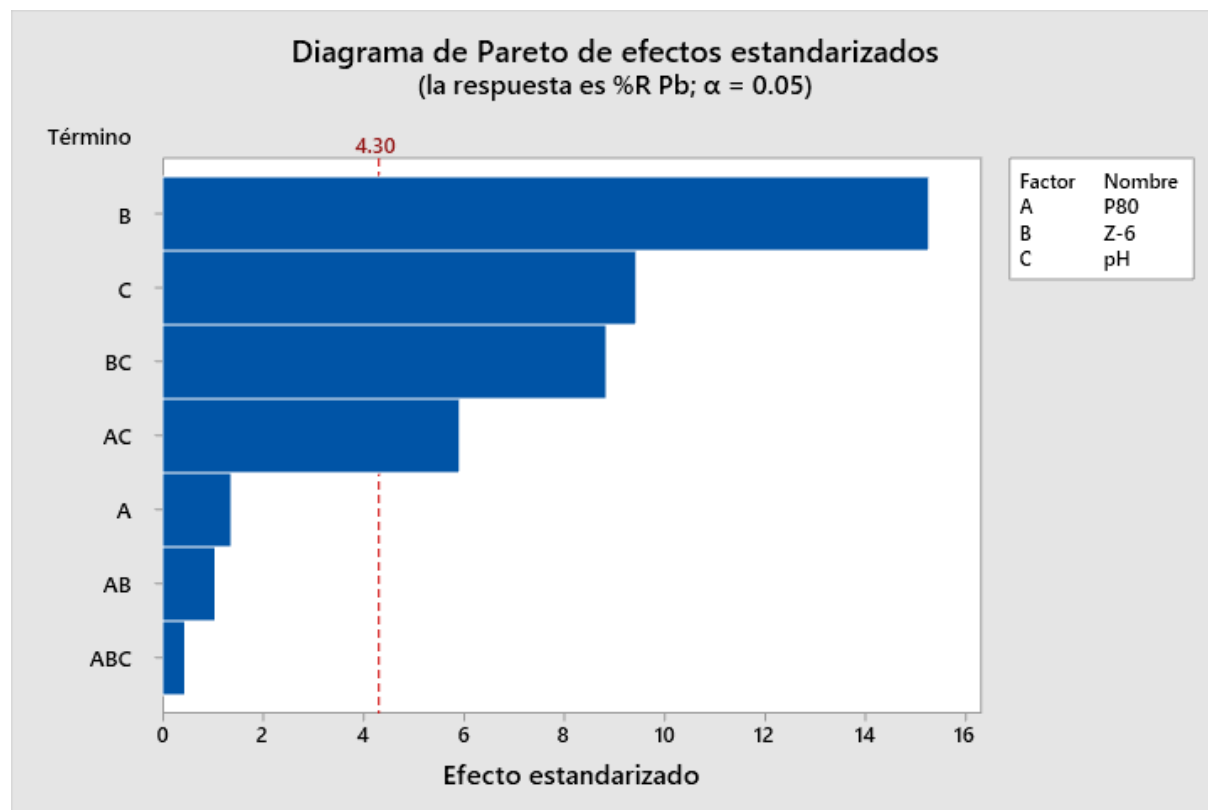
6.2.1.4. Resultados del Diagrama Experimental

6.2.1.4.1. Diagrama de Pareto de Efectos Estandarizados para la Recuperación de Pb

Se empleó un diagrama de Pareto con el propósito de cuantificar y jerarquizar la magnitud de los efectos generados por las variables independientes sobre la variable de respuesta, la cual viene a ser la recuperación de Pb (véase *Figura 37*).

Figura 37

Diagrama de pareto de efectos en la recuperación de Pb.



Nota. Elaboración propia.

El valor **4.30** representado en el diagrama de Pareto de efectos estandarizados correspondió al valor crítico del estadístico t de Student, el cual se empleó como criterio umbral para la determinación de la significancia estadística de las variables bajo estudio, considerando un nivel de significancia de $\alpha = 0.05$. En este contexto, aquellos efectos cuyos valores estandarizados superan dicho umbral son considerados estadísticamente significativos, lo que evidencia una influencia relevante sobre la variable respuesta dentro del sistema experimental. En consecuencia, se estableció que:

- La dosificación del colector Z-6 y el pH en el proceso de flotación de sulfuros de Pb presentaron **significancia estadística**, evidenciándose una mayor incidencia del factor Z-6 sobre la variable respuesta. Asimismo, las interacciones **Z-6*pH** y **P80*pH** resultaron estadísticamente significativas, al superar el valor crítico del estadístico t establecido como umbral de decisión.
- Por otro lado, el tamaño de partícula representado por el **P80** no mostró significancia estadística dentro del experimento. De igual manera, las interacciones **P80*Z-6** y **P80*Z-6*pH** no exceden el valor crítico de 4.30, por lo que se concluyó que no ejercieron una influencia relevante sobre la respuesta del sistema bajo las condiciones evaluadas.

A partir de la *figura 38* se analizaron los efectos principales de las variables de estudio, permitiendo evaluar tanto la magnitud como la dirección de sus efectos, con el propósito de identificar aquellos factores que ejercieron mayor influencia sobre el modelo de regresión propuesto, es decir.

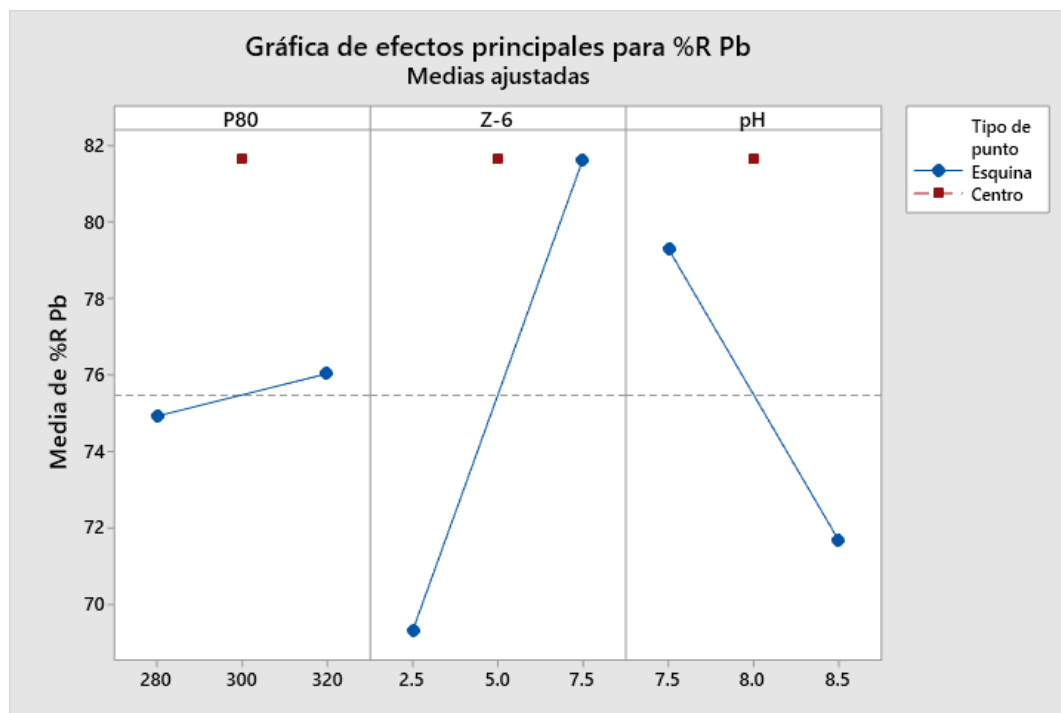
- Se observa que el P80 del mineral en el proceso de flotación tuvo una pendiente ligeramente positiva lo que quiere decir que al aumentar el P80, el %R Pb

incrementa levemente, Sin embargo, el efecto es poco pronunciado, lo que confirma que no es un factor significativo dentro del rango evaluado.

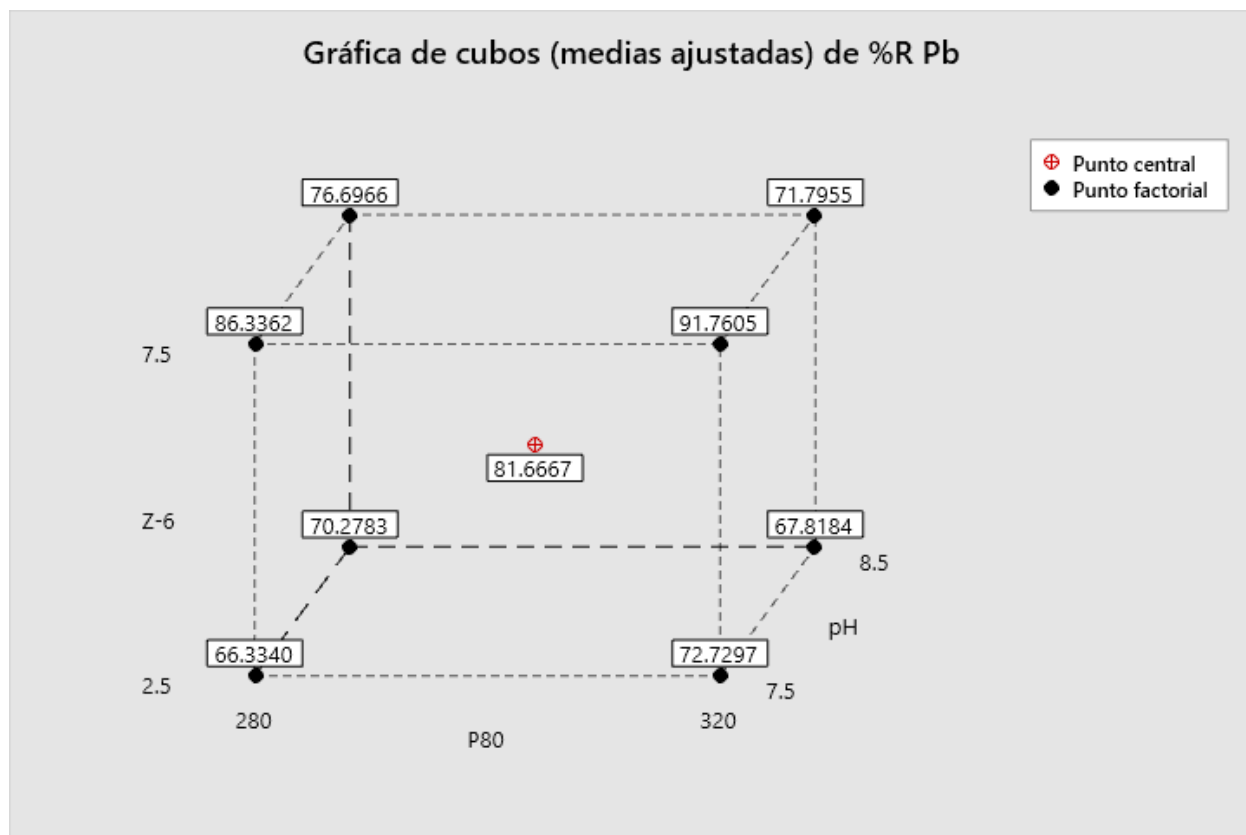
- En relación con la dosificación del colector Z-6, presento una pendiente fuertemente positiva, lo que implica que al incrementar la dosificación de Z-6, el %R Pb aumento considerablemente, es el factor con mayor influencia, lo cual coincidió con su significancia estadística en el análisis previo.
- La variable pH del proceso de flotación de sulfuros de Pb, mostro una pendiente negativa marcada, Al aumentar el pH, el %R Pb disminuyo significativamente, esto indico que valores más bajos de pH favorecieron la recuperación de Pb, siendo también es un factor significativo.

Figura 38

Gráfica de efectos principales para recuperación de Pb (%).



Nota. Elaboración propia.

Figura 39*Gráfica de cubos para recuperación de Pb.*

Nota. Elaboración propia.

De la *figura 39* se pudo inferir que: para maximizar la recuperación de Pb, se tuvo que trabajar en condiciones de pH igual a 7.5, P80 de 320 μm y una dosificación del colector Z-6 igual a 7.5 alcanzándose el 91.7605% de recuperación de Pb.

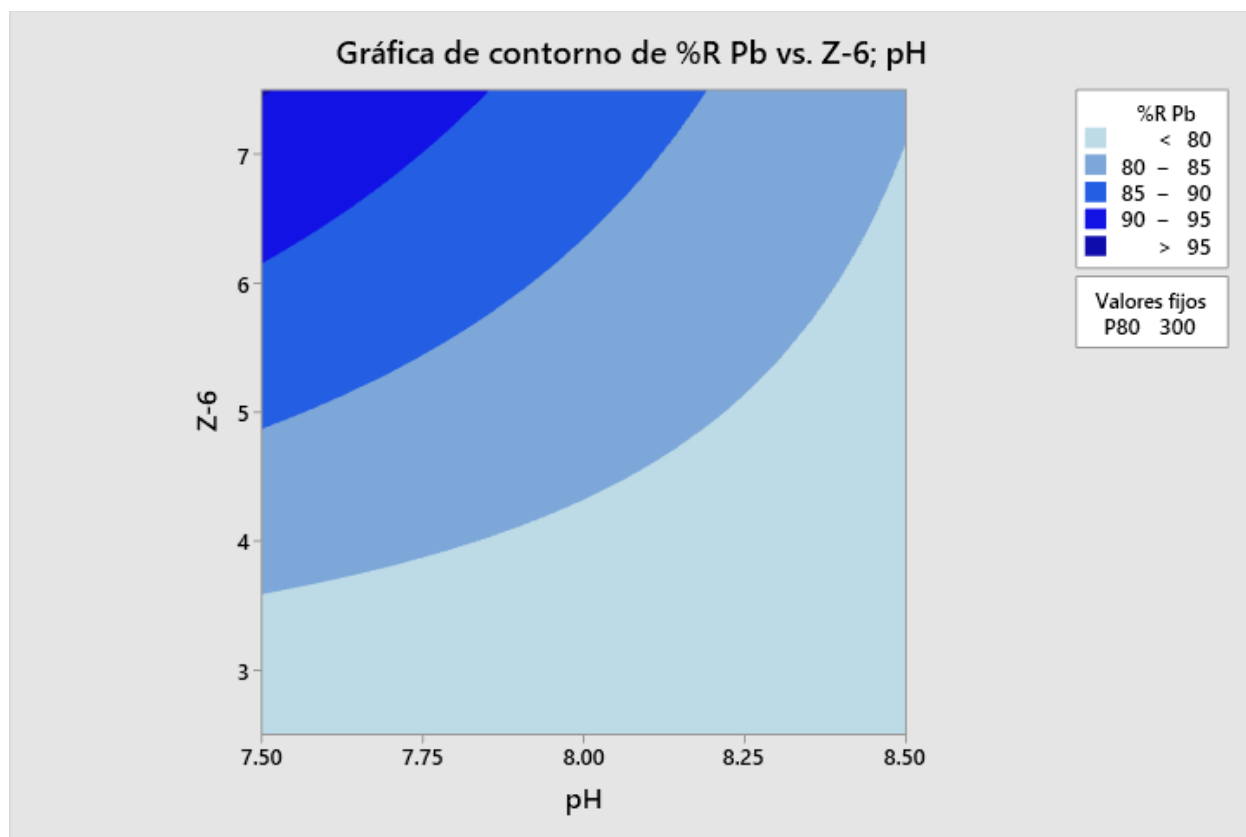
Bajo condiciones de trabajo de un pH igual a 7.5, P80 de 280 μm y una dosificación del colector Z-6 igual a 2.5 solamente se logró recuperar el 66.3340%, siendo este el mínimo valor de recuperación obtenido.

La *figura 40* es uno de contorno que constituyo en una herramienta para la identificación de regiones de la variable respuesta mediante la representación a través de colores, en función de

distintas combinaciones de las variables independientes. La zona de tonalidad más oscura indico que, para alcanzar una recuperación de Pb superior al 95%, fue necesario operar con una dosificación de Z-6 en el rango de 6.2 a 7.5, y a un pH de flotación de sulfuros de Pb entre 7.5 a 7.8.

Figura 40

Gráfica de contorno para recuperación de Pb.

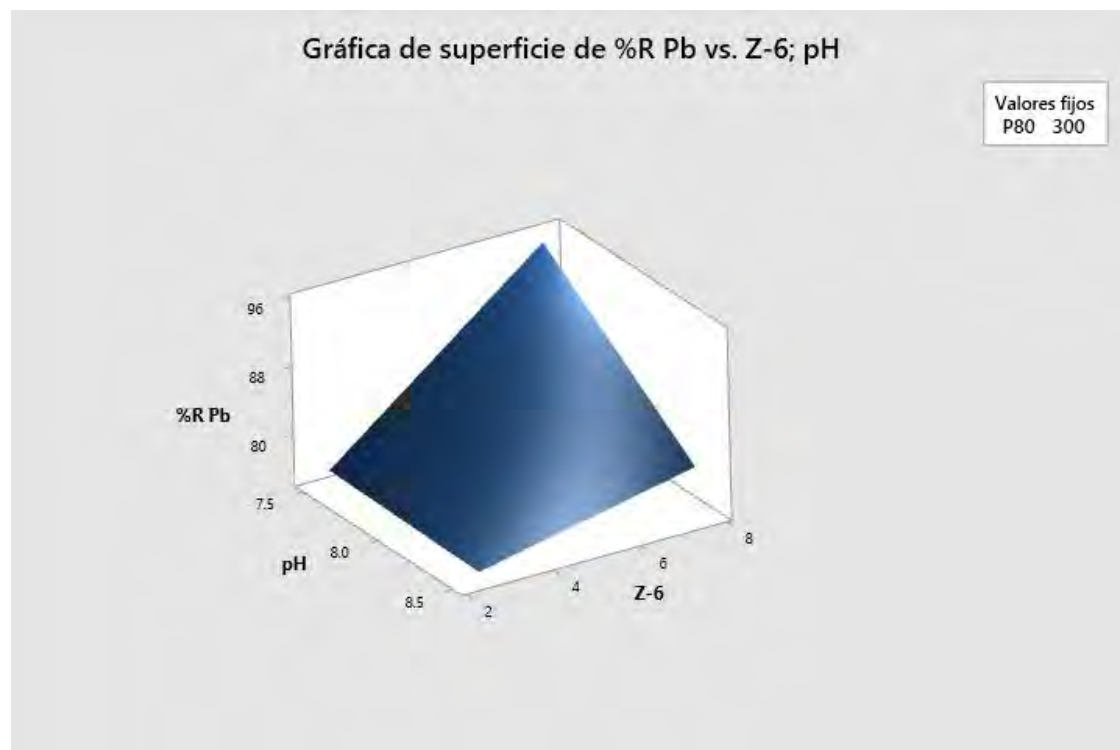


Nota. Elaboración propia.

La *figura 39* muestra en tres dimensiones la variable respuesta recuperación de Pb, considerando las variables significativas del pH y dosificación de Z-6, donde se demostró que a valores de pH cercanos a 7.5 y dosificación de Z-6 próximos a 7.5 se obtuvieron recuperaciones mayores al 91%.

Figura 41

Gráfica de superficie de %R Pb vs Z-6; pH.



Nota. Elaboración propia.

6.2.2. Regresión Factorial: Recuperación Cu (%) vs P80; Z-6; pH; Pt Central

Los resultados correspondientes al análisis de regresión factorial, efectuado mediante el software MINITAB para la variable de respuesta recuperación de Cu (%), se presentaron en las *tablas 48, 49 y 50*. En dichas tablas se expone de manera detallada el grado de influencia de las variables consideradas en la investigación sobre la respuesta evaluada.

Tabla 48

Coefficientes del modelo de regresión.

Estadísticas de la regresión	
Coefficiente de determinación R^2	99.93
R^2 ajustado	99.65
Error típico (S)	0.534228

Nota. Elaboración propia.

La *tabla 48* presenta un coeficiente de determinación (R^2) de 99.93%, lo cual indica que el modelo de regresión explica el 99.93% de la variabilidad de la variable respuesta. En consecuencia, se evidencio un alto grado de ajuste del modelo, con un error del 0.07% y un nivel de confianza asociado del 99.93%.

6.2.2.1. Prueba de Hipótesis ANOVA

El análisis de varianza (ANOVA) correspondiente al modelo de regresión se presentó en la *tabla 51*. Para la evaluación de la significancia del modelo, se plantearon las siguientes hipótesis estadísticas:

$H_0: \beta_1 = 0$, lo que indico que el modelo no era significativo sobre la variable respuesta Y.

$H_a: \beta_1 \neq 0$, lo que sugirió que el modelo poseía capacidad explicativa significativa sobre la variable respuesta Y.

Tabla 49

Análisis de varianza para el %R Cu.

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F_0	Valor p	Valor F_c
Modelo	8	824.785	103.098	361.24	0.003	19.37
Lineal	3	707.930	235.977	826.83	0.001	19.16
P80	1	12.630	12.630	44.25	0.022	18.51
Z-6	1	159.067	159.067	557.35	0.002	18.51
pH	1	536.233	536.233	1878.89	0.001	18.51
Interacciones de 2 términos	3	28.461	9.487	33.24	0.029	19.16
P80*Z-6	1	24.945	24.945	87.40	0.011	18.51
P80*pH	1	0.001	0.001	0.00	0.956	18.51
Z-6*pH	1	3.515	3.515	12.31	0.072	18.51
Interacciones de 3 términos	1	4.293	4.293	15.04	0.061	18.51
P80*Z-6*pH	1	4.293	4.293	15.04	0.061	18.51
Curvatura	1	84.100	84.100	294.68	0.003	18.51
Error	2	0.571	0.285			
Total	10	825.356				

Nota. Elaboración propia.

A partir de los resultados presentados en la *tabla 49*, y en relación con la hipótesis nula planteada, se procede a establecer la siguiente interpretación:

A partir del modelo de regresión, y considerando un nivel de confianza de $\alpha = 0.05$, con 8 y 2 grados de libertad, se obtiene un valor crítico de F, $F_{C(0.05,8,2)} = 19.37$. Dado que el estadístico calculado (F_0) es mayor que el valor crítico (F_C) y del mismo modo se observa que el **Valor p** = 0.003 es menor que $\alpha = 0.05$, se rechaza la hipótesis nula. En consecuencia, se concluye que al menos una de las variables independientes del modelo ejerce un efecto estadísticamente significativo sobre la variable respuesta.

- En relación con la variable **P80** del mineral en el proceso de flotación de sulfuros de Pb, se observa que el **valor p** < **0.05**, lo cual indica que dicha variable presenta un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.
- En relación con la variable dosificación de **Z-6**, se observa que el valor de **valor p** < **0.05**, lo cual indica que dicha variable presenta un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.
- En relación con la variable **pH** del proceso de flotación de sulfuros de Pb, se observa que el **valor p** < **0.05**, lo cual indica que dicha variable presenta un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.
- En relación con la interacción **P80*Z-6**, se observa que el **valor p** < **0.05**, lo cual indica que dicha variable presenta un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.
- En relación con la interacción **P80*pH**, se observa que el **valor p** > **0.05**, lo cual indica que dicha variable **NO** presenta un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.

- En relación con la interacción **Z-6*pH**, se observa que el **valor p > 0.05**, lo cual indica que dicha variable **NO** presenta un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.
- En relación con la interacción **P80*Z-6*pH**, se observa que el **valor p > 0.05**, lo cual indica que dicha variable **NO** presenta un efecto estadísticamente significativo dentro del modelo.

El efecto de curvatura significativo evidencia que la relación entre las variables operativas y la variable respuesta no sigue un comportamiento lineal, sugiriendo la presencia de términos de segundo orden y la existencia de un punto óptimo dentro del dominio experimental.

6.2.2.2. Efectos de las Variables Independientes Sobre La Variable Dependiente

Tabla 50

Efecto de las variables independientes sobre la variable dependiente %R Cu.

Término	Efecto	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	FIV
Constante		69.824	0.189	369.68	0.000	
P80	2.513	1.256	0.189	6.65	0.022	1.00
Z-6	8.918	4.459	0.189	23.61	0.002	1.00
pH	-16.374	-8.187	0.189	-43.35	0.001	1.00
P80*Z-6	-3.532	-1.766	0.189	-9.35	0.011	1.00
P80*pH	-0.024	-0.012	0.189	-0.06	0.956	1.00
Z-6*pH	1.326	0.663	0.189	3.51	0.072	1.00
P80*Z-6*pH	1.465	0.733	0.189	3.88	0.061	1.00
Pt Ctral		6.209	0.362	17.17	0.003	1.00

Nota. Elaboración propia.

- En relación con la variable **P80** del mineral en el proceso de flotación de sulfuros de Cu, se observa que al operar en su nivel superior (320 μm), se produce un incremento en la recuperación de plomo del orden de 2.513%.

- En relación con la variable dosificación de **Z-6**, se observa que al operar en su nivel superior (7.5 g/t), se produce un incremento en la recuperación de plomo del orden de 8.918%.
- En relación con la variable **pH** del proceso de flotación de sulfuros de Pb, se observa que al operar en su nivel superior (8.5), se produce una disminución en la recuperación de plomo del orden de 16.374%.
- En relación con la interacción **P80*Z-6**, se observa que, al operar en sus niveles superiores, se produce una disminución en la recuperación de plomo del orden de 3.532%.
- En relación con la interacción **P80*pH**, se observa que, al operar en sus niveles superiores, se produce una disminución en la recuperación de plomo del orden de 0.024%.
- En relación con la interacción **Z-6*pH**, se observa que, al operar en sus niveles superiores, se produce un incremento en la recuperación de plomo del orden de 1.326%.
- En relación con la interacción **P80*Z-6*pH**, se observa que, al operar en sus niveles superiores, se produce un incremento en la recuperación de plomo del orden de 1.465%.

6.2.2.3. Modelo Matemático en Escala Integral

La forma general del modelo bien a ser:

$$y = \beta_0 + \beta_1 X_1 + \beta_2 X_2 + \beta_3 X_3 + \beta_{12} X_1 X_2 + \beta_{13} X_1 X_3 + \beta_{23} X_2 X_3 + \beta_{123} X_1 X_2 X_3$$

Ecuación de regresión en unidades no codificadas:

$$\%RCu = -213 + 1.421(P80) + 78.5(Z-6) + 25.3(pH) - 0.2697(P80*Z-6) - 0.1477(P80*pH) - 8.26(Z-6 *pH) + 0.02930(P80*Z-6 *pH)$$

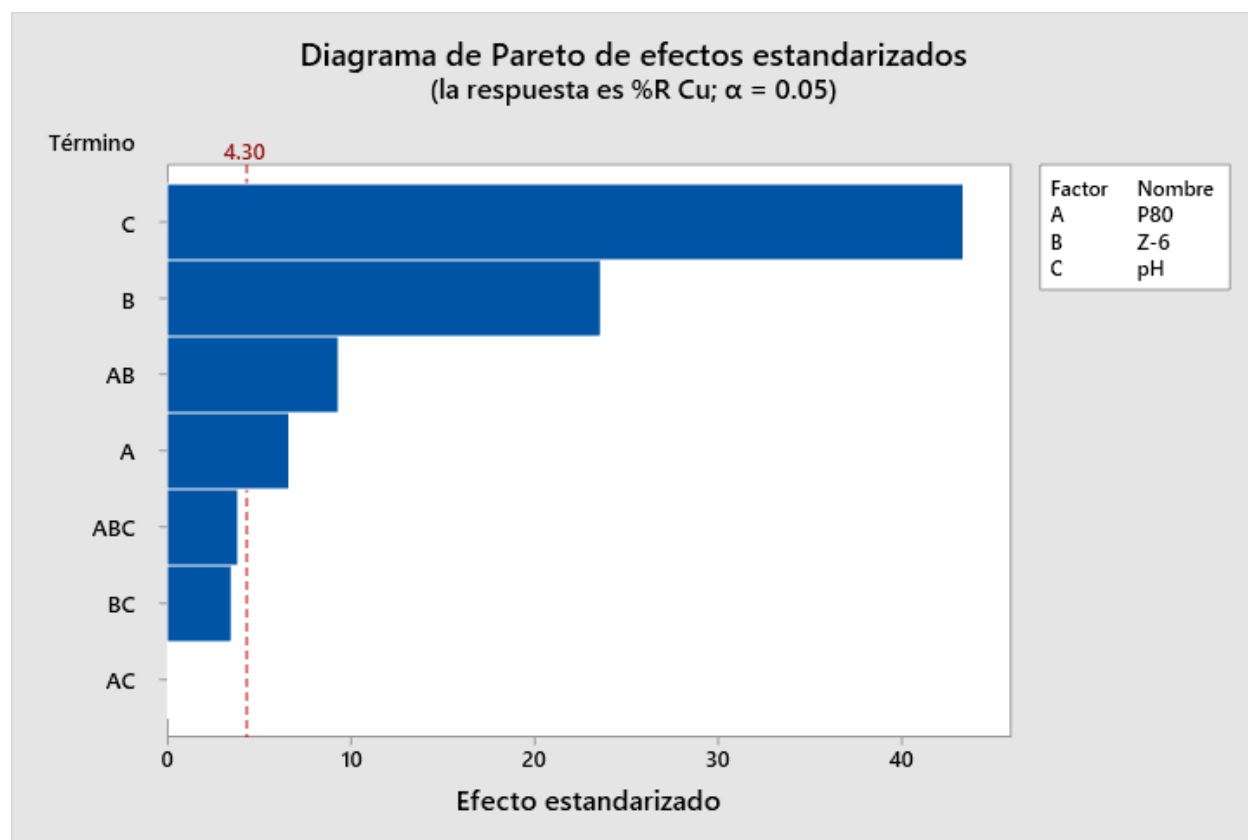
6.2.2.4. Resultados del Diagrama Experimental

6.2.2.4.1. Diagrama de Pareto de Efectos Estandarizados para la Recuperación de Pb

Cuantificación y jerarquización de la magnitud de los efectos generados por las variables independientes sobre la variable de respuesta que viene a ser la recuperación de Cu.

Figura 42

Diagrama de pareto de efectos en la recuperación de Cu.



Nota. Elaboración propia.

El valor **4.30** representado en el diagrama de Pareto de efectos estandarizados corresponde al valor crítico del estadístico t de Student, este umbral viene a ser el mismo valor que para el P_b , En consecuencia, se puede establecer que:

- La dosificación del colector Z-6 el P80 y el pH en el proceso de flotación de sulfuros de Cu presentan **significancia estadística**, evidenciándose una mayor incidencia del factor pH sobre la variable respuesta. Asimismo, la interacción **P80*Z-6** resultan estadísticamente significativas, al superar el valor crítico del estadístico t establecido como umbral de decisión.
- Por otro lado, las interacciones **Z-6*pH**, **P80*pH** y **P80*Z-6*pH** no exceden el valor crítico de 4.30, por lo que se concluye que no ejercen una influencia relevante sobre la respuesta del sistema bajo las condiciones evaluadas.

A partir de la *figura 43* se analizan los efectos principales de las variables de estudio, permitiendo evaluar tanto la magnitud como la dirección de sus efectos, con el propósito de identificar aquellos factores que ejercen mayor influencia sobre el modelo de regresión propuesto, es decir.

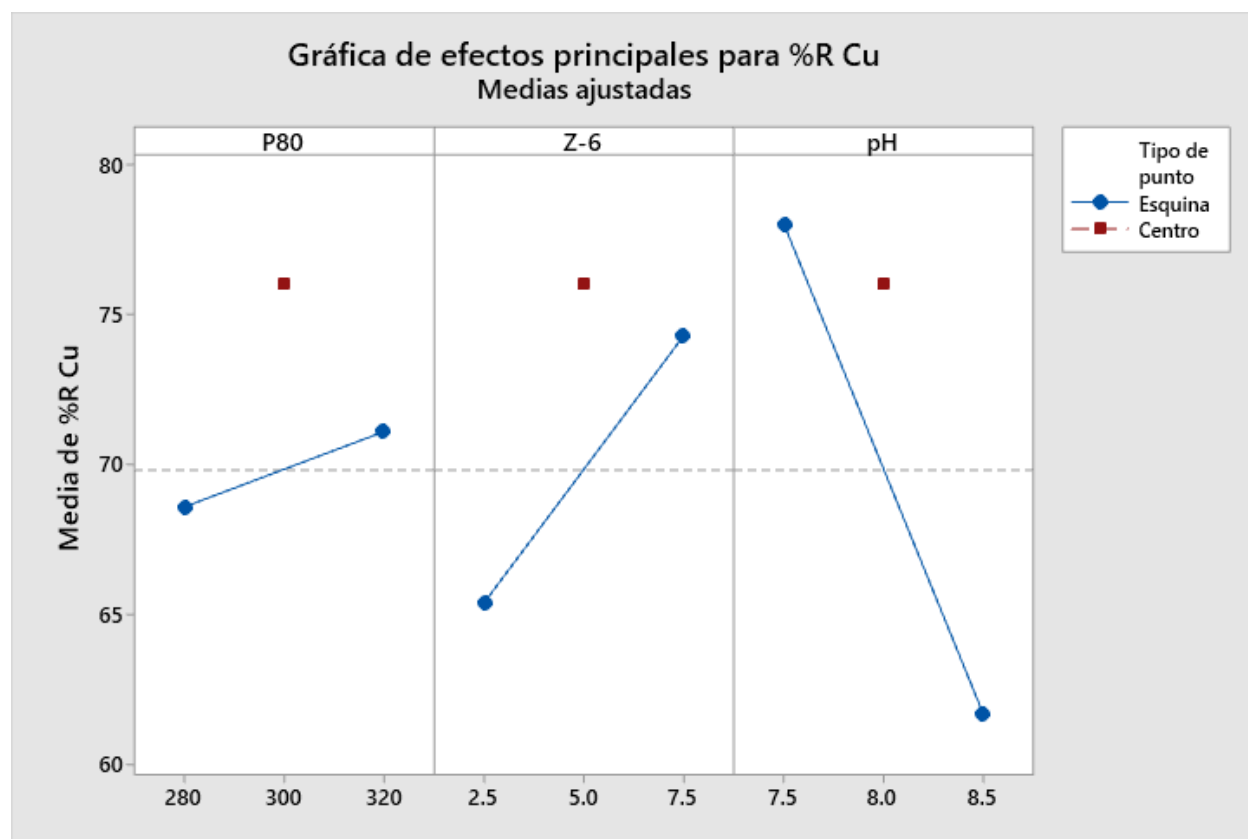
- Se observa que el P80 del mineral en el proceso de flotación tiene una pendiente ligeramente positiva lo que quiere decir que al aumentar el P80, el %R Cu incrementa levemente, Sin embargo, el efecto es poco pronunciado, lo que confirma que no es un factor significativo dentro del rango evaluado.
- En relación con la dosificación del colector Z-6, presenta una pendiente fuertemente positiva, lo que implica que al incrementar la dosificación de Z-6, el

%R Cu aumenta considerablemente, es el factor con mayor influencia, lo cual coincide con su significancia estadística en el análisis previo.

- La variable pH del proceso de flotación de sulfuros de Cu, muestra una pendiente negativa marcada, Al aumentar el pH, el %R Cu disminuye significativamente, esto indica que valores más bajos de pH favorecen la recuperación de Cu, también es un factor significativo.

Figura 43

Gráfica de efectos principales para recuperación de Cu (%).



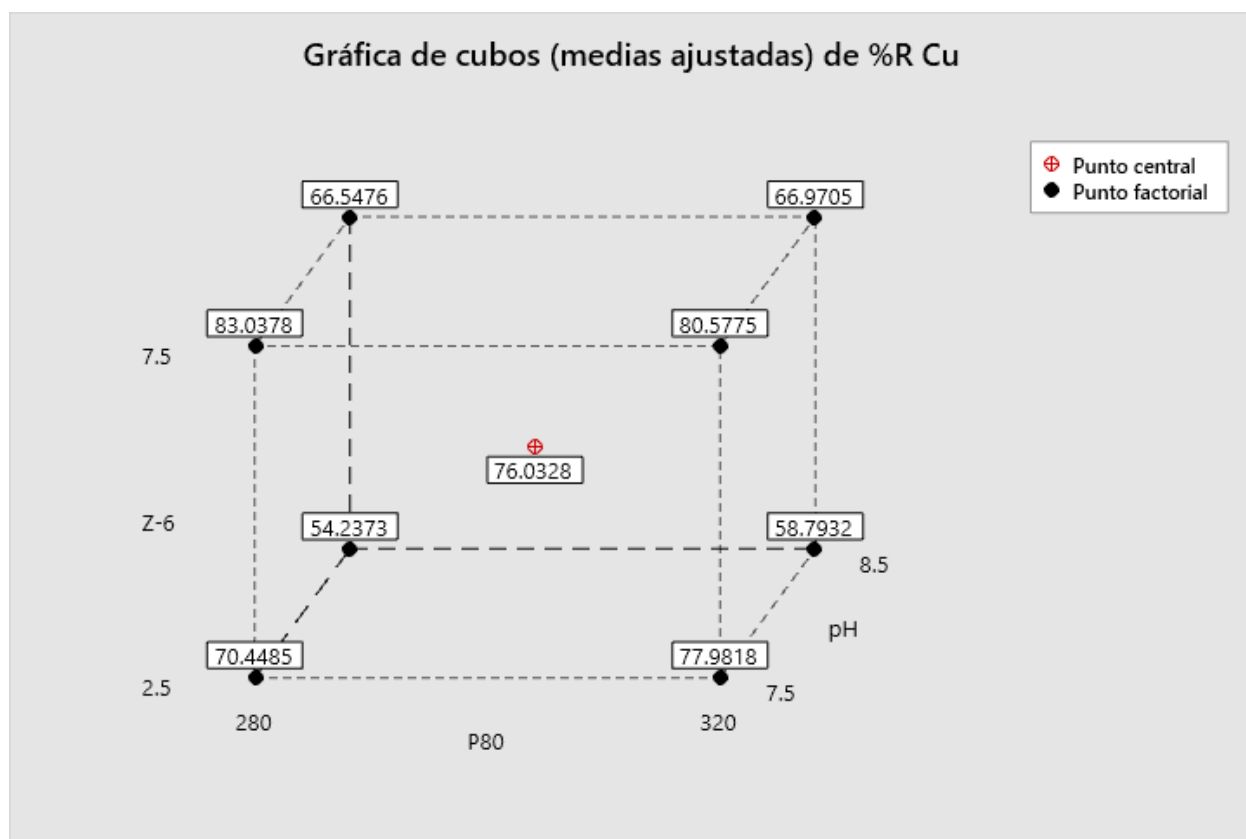
Nota. Elaboración propia.

De la *figura 44* se puede inferir que: para maximizar la recuperación de Cu se tiene que trabajar en condiciones de pH igual a 7.5, P80 de 280 μm y una dosificación del colector Z-6 igual a 7.5 alcanzando el 83.0378% de recuperación de Cu.

Bajo condiciones de trabajo de un pH igual a 8.5, P80 de 280 μm y una dosificación del colector Z-6 igual a 2.5 solamente se logrará recuperar el 54.2373%, siendo esta el mínimo valor de recuperación.

Figura 44

Gráfica de cubos para recuperación de Cu.



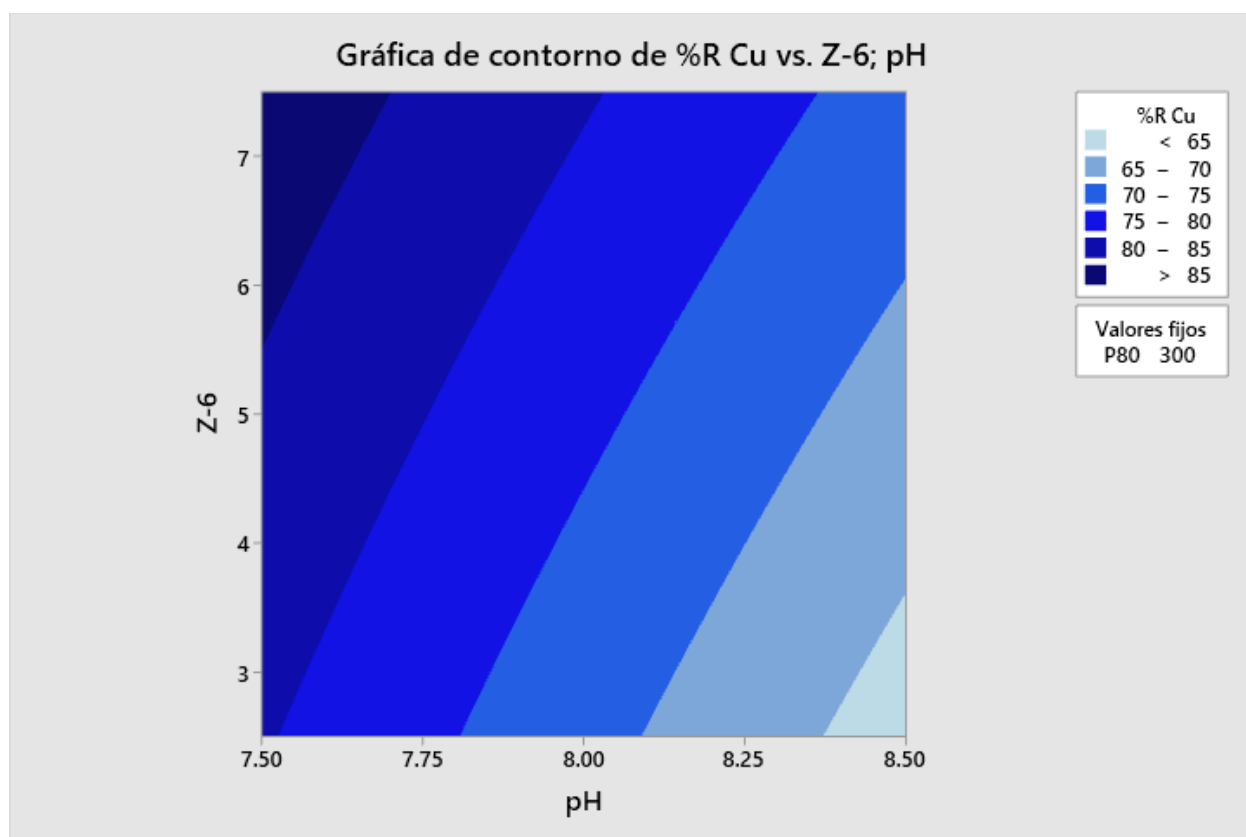
Nota. Elaboración propia.

La *Figura 45* es uno de contorno que constituye en una herramienta para la identificación de regiones de la variable respuesta mediante la representación a través de colores, en función de

distintas combinaciones de las variables independientes. La zona de tonalidad más oscura indica que, para alcanzar una recuperación de Pb superior al 85%, es necesario operar con una dosificación de Z-6 en el rango de 9 a 7.5, y a un pH de flotación de sulfuros de Cu entre 7.5 a 7.69.

Figura 45

Gráfica de contorno para recuperación de Cu.

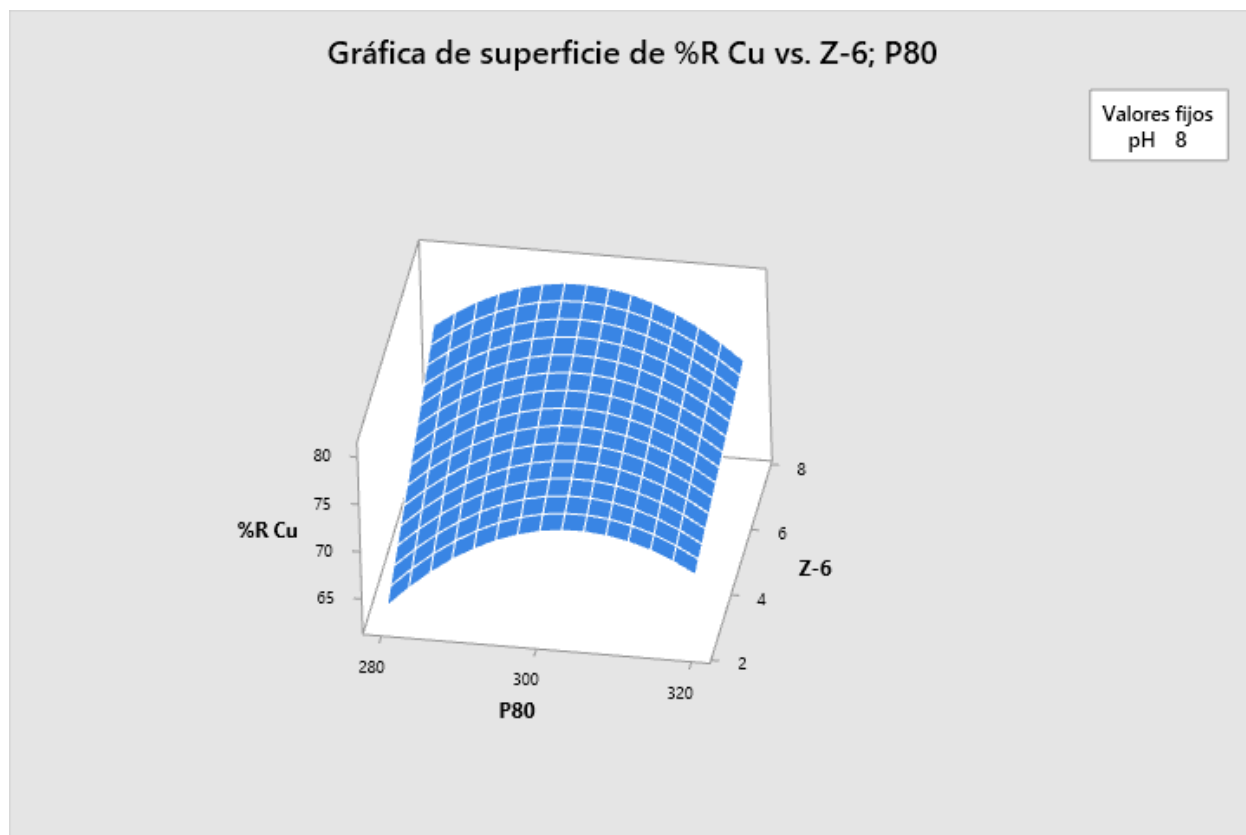


Nota. Elaboración propia.

La figura 46 muestra en tres dimensiones la variable respuesta recuperación de Pb, considerando las variables significativas del pH y dosificación de Z-6, donde se demuestra que a valores de pH cercanos a 7.5 y dosificación de Z-6 próximos a 7.5 se obtienen recuperaciones mayores al 91%.

Figura 46

Gráfica de superficie de %R Cu vs Z-6; P80.



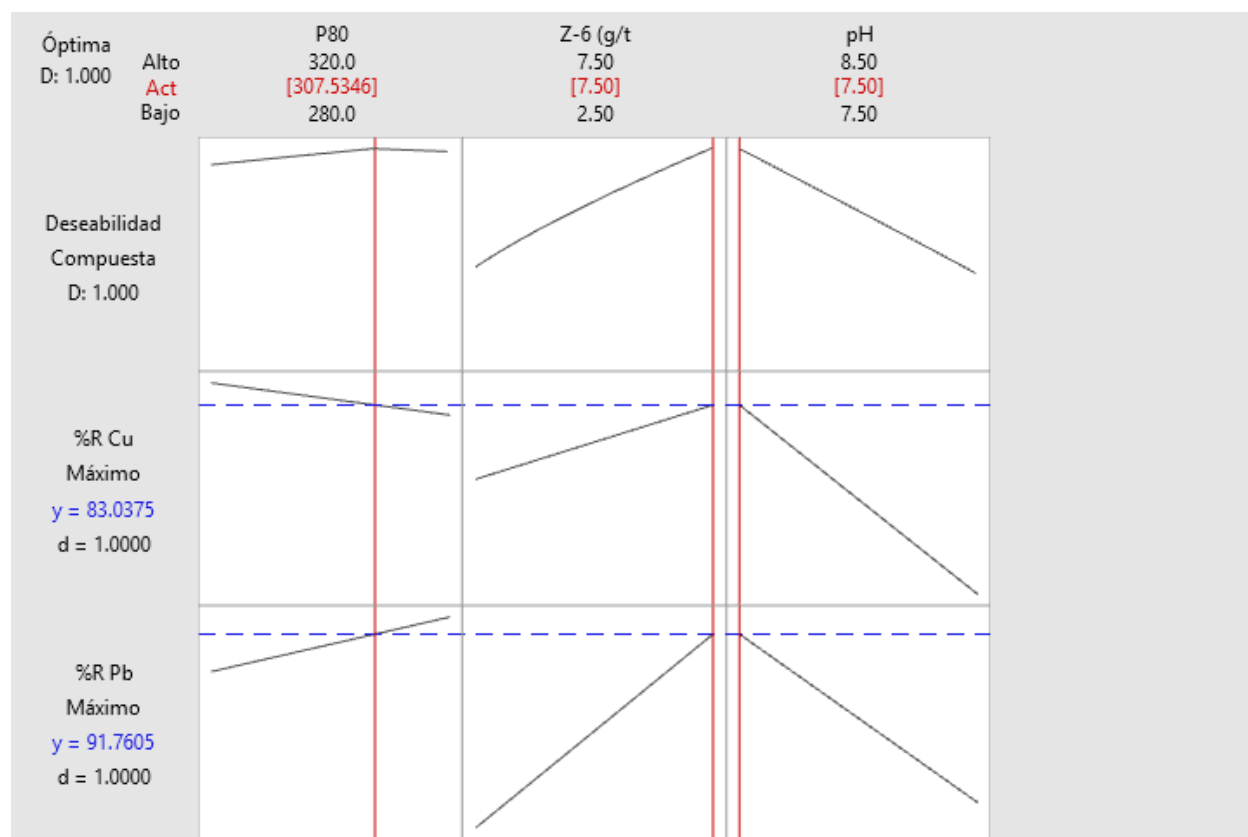
Nota. Elaboración propia.

El análisis de optimización de múltiples respuestas determinó que la mejor condición del proceso corresponde a un P80 de 307.5 μm , una dosificación de Z-6 de 7.5 g/t y un pH de 7.5, alcanzando una deseabilidad global de 1.000. Bajo estas condiciones, se predicen recuperaciones de 83.04% para Cu y 91.76% para Pb.

El pH se identifica como la variable más influyente, presentando un comportamiento óptimo alrededor de 7.5. La dosificación de Z-6 muestra una relación directa con las recuperaciones, mientras que el P80 tiene un efecto menos significativo. En conjunto, el control del pH y del colector resulta clave para maximizar la eficiencia del proceso.

Figura 47

Optimización de respuesta para el %R Cu y %R Pb.



Nota. Elaboración propia.

Los resultados experimentales demostraron que las mayores recuperaciones de plomo y cobre se obtuvieron a un pH de 7.5. Bajo esta condición, se alcanzaron recuperaciones máximas de 91.76% para Pb y 83.04% para Cu, valores superiores a los obtenidos a pH 8.0 y 8.5. Este comportamiento indica que, dentro del rango evaluado, el pH 7.5 proporciona condiciones más favorables para la adsorción del colector Z-6 sobre las superficies minerales de interés, incrementando su hidrofobicidad y favoreciendo su recuperación por flotación.

Asimismo, el análisis estadístico y el mejoramiento mediante la metodología de superficie de respuesta identificaron al pH 7.5 como parte de las condiciones operativas que

maximizan simultáneamente las recuperaciones de plomo y cobre. En consecuencia, se concluye que este nivel de pH constituye la condición más adecuada dentro del dominio experimental estudiado.

Asimismo, el análisis de superficie de respuesta permitió identificar las condiciones operativas que maximizan simultáneamente las recuperaciones de plomo y cobre, corroborando la relación existente entre las variables de operación y el desempeño del proceso de flotación.

6.3. Influencia del Arrastre de Minerales de Zinc en los Concentrados Bulk

En los yacimientos polimetálicos, como los procesados en la Compañía Minera Kolpa S.A., es frecuente la presencia simultánea de minerales de plomo, cobre y zinc, lo que puede generar fenómenos de arrastre durante el proceso de flotación. Este comportamiento ocurre debido a que ciertos minerales de zinc, principalmente esfalerita parcialmente activada, pueden responder de manera similar a los reactivos empleados para la recuperación de especies sulfuradas valiosas, incorporándose parcialmente al concentrado bulk.

Diversos estudios de procesamiento de minerales señalan que el arrastre excesivo de zinc hacia los concentrados de plomo o concentrados bulk puede afectar la calidad metalúrgica del producto final, reducir su selectividad y generar restricciones comerciales cuando los contenidos superan los límites establecidos por las fundiciones o compradores de concentrados. Asimismo, una elevada recuperación no selectiva de minerales de zinc puede dificultar las etapas posteriores de separación y tratamiento metalúrgico.

Durante el desarrollo de la presente investigación, se observó la presencia de minerales de zinc asociados al mineral de alimentación; sin embargo, su incorporación al concentrado bulk Pb-Cu no alcanzó niveles que comprometieran la calidad del concentrado obtenido. Esto

evidencia que las condiciones operativas evaluadas, relacionadas con la granulometría de molienda, la dosificación del colector Z-6 y el control del pH de la pulpa, permitieron mantener una adecuada selectividad del proceso de flotación.

En consecuencia, el arrastre de minerales de zinc no constituyó una limitante técnica para la recuperación de plomo y cobre en las condiciones estudiadas, manteniéndose dentro de rangos compatibles con los requerimientos operativos y comerciales del concentrado bulk producido por la Compañía Minera Kolpa S.A.

6.4. Contraste de Hipótesis

Los resultados obtenidos mediante el diseño experimental y el análisis estadístico evidenciaron que las variables granulometría (P80), dosificación del colector Z-6 y pH de pulpa influyen sobre la recuperación metalúrgica de plomo y cobre en el proceso de flotación bulk. En consecuencia, se rechaza la hipótesis nula general y se acepta la hipótesis alternativa general, concluyéndose que las variables operativas evaluadas ejercen un efecto significativo sobre la respuesta metalúrgica del sistema.

6.5. Contraste de Resultados con Antecedentes

6.5.1. Contraste con Carvalho (2023)

Los hallazgos de Carvalho (2023) concuerdan con los resultados de la presente investigación al evidenciar que la regulación de la granulometría, la dosificación de los reactivos y el pH constituyen factores esenciales para elevar la recuperación metalúrgica de sulfuros polimetálicos. En dicho antecedente, el ajuste de las condiciones químicas y físicas permitió alcanzar recuperaciones superiores al 80 %. Este comportamiento se corrobora en nuestro estudio, donde el mejoramiento sistemático del tamaño de partícula (P80), el uso del colector Z-6 y el control del pH posibilitaron alcanzar picos de recuperación aún mayores, proyectando un

91.76 % para el plomo y un 80.58 % para el cobre en la Compañía Minera Kolpa S.A. Las variaciones en los valores máximos entre ambos estudios responden a las características particulares de cada yacimiento.

6.5.2. Contraste con Kipdemir (2023)

Kipdemir (2023) Determinó que un tratamiento de preparación adecuado incrementa la eficiencia de la flotación, logrando una recuperación de cobre del 84.05 % mediante el uso de una etapa previa de preconcentración. En contraste, la presente investigación demostró que es posible alcanzar un índice altamente competitivo (80.58 % para el cobre y 91.76 % para el plomo) sin necesidad de incorporar una fase de preconcentración. Estos resultados confirman que el mejoramiento enfocado directamente en la molienda (P80) y en el control fisicoquímico del circuito (pH y dosificación de reactivos) es una estrategia de gran efectividad para maximizar el desempeño metalúrgico de los minerales sulfurados.

6.5.3. Contraste con Sarilar (2019)

En su investigación, Sarilar (2019) reportó una recuperación global superior al 85 % en un sistema de plomo-zinc, basándose en la regulación de la granulometría y los reactivos. Esta premisa se alinea con nuestros resultados, aunque nuestra investigación se centró en un circuito bulk plomo-cobre. Al aplicar un control estricto sobre el P80 y la dosificación del colector Z-6, logramos superar la barrera del 90 % en el caso del plomo (91.76 %) y obtuvimos un 80.58 % para el cobre. Esto demuestra que las estrategias de mejoramiento operativo son transversales y sumamente eficaces en el beneficio de menas polimetálicas.

6.5.4. Contraste con Rivera (2023)

Rivera (2023) estableció que la disminución del tamaño de partícula, sumada a la regulación de reactivos y del pH, generó recuperaciones que superaron el 80 % en la flotación

bulk plomo-cobre. Dichas conclusiones presentan una alta consistencia con nuestro trabajo experimental. Al aplicar parámetros de mejora similares en nuestra planta concentradora, no solo validamos esa tendencia, sino que alcanzamos niveles de recuperación sobresalientes, proyectando un 91.76 % para Pb y un 80.58 % para Cu. Esto ratifica que la interacción sinérgica de las variables físicas y químicas dicta el rendimiento final del proceso.

6.5.5. Contraste con Gutiérrez (2022)

El estudio de Gutiérrez (2022) concluyó que el perfeccionamiento de la granulometría, el ajuste de los reactivos y la estabilización del pH contribuyen de forma significativa al aumento de la recuperación en menas polimetálicas. Esta afirmación es coherente con nuestra investigación, la cual demostró empíricamente que dichas variables tienen un efecto estadísticamente significativo sobre el concentrado bulk Pb-Cu. La aplicación de este enfoque de mejoramiento en la Compañía Minera Kolpa S.A. permitió concretar recuperaciones máximas del 91.76 % (Pb) y 80.58 % (Cu), respaldando la eficacia del control integral en este tipo de operaciones.

6.5.6. Contraste con Urbina Rodríguez (2022)

Mediante la aplicación de un diseño experimental, Urbina Rodríguez (2022) evidenció que el manejo simultáneo de la granulometría, la dosificación de reactivos y el pH mejora la eficiencia global, reportando una recuperación del 89.2 % para cobre y plomo. Estos resultados guardan una relación directa con nuestra metodología, ya que también empleamos un diseño de experimentos para elevar la calidad del concentrado bulk. Al afinar el P80, el Z-6 y el pH, logramos superar dicho índice para el plomo (91.76 %) y mantuvimos un notable 80.58 % para el cobre. Las diferencias porcentuales se explican por la naturaleza mineralógica específica de las unidades mineras evaluadas.

6.5.7. Contraste con Condori y Cruz (2025)

La investigación de Condori y Cruz (2025) indicó que la reducción del tamaño de partícula y el manejo adecuado de reactivos fomentan una mejor liberación de las especies valiosas, logrando métricas superiores a las de una operación convencional. Este hallazgo guarda estricta concordancia con nuestro estudio, donde se comprobó que el ajuste del P80 y de la dosificación del colector Z-6 fueron fundamentales para maximizar la extracción de plomo y cobre. Gracias a estas mejoras operativas, proyectamos recuperaciones destacadas del 91.76 % y 80.58 % respectivamente.

6.5.8. Contraste con Aliaga y Ccansaya (2024)

Aliaga y Ccansaya (2024) concluyeron que el ajuste preciso del pH y la dosificación de reactivos son indispensables para incrementar el rendimiento de separación en sulfuros, logrando un 83.52 % de recuperación para el zinc. Si bien dicho estudio analizó una separación diferencial, los principios aplicados coinciden con los de nuestra investigación en un circuito bulk. El control minucioso del pH y del colector Z-6 en nuestro experimento permitió elevar significativamente la extracción simultánea de los metales de interés, logrando topes de recuperación del 91.76 % para el plomo y 80.58 % para el cobre, validando la importancia del entorno químico del proceso. Aunque ambos estudios fueron desarrollados en sistemas mineralógicos distintos, coinciden en resaltar la importancia de las variables evaluadas.

CONCLUSIONES

- Se logró mejorar la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu mediante la optimización de las variables operativas evaluadas en el proceso de flotación de la Compañía Minera Kolpa S.A. La aplicación del diseño experimental permitió establecer como condiciones óptimas de operación un P80 de 320 μm , una dosificación del colector Z-6 de 7.5 g/t y un pH de 7.5, con las cuales se obtuvieron recuperaciones de 91.76 % para Pb y 80.58 % para Cu, cumpliéndose el objetivo general de la investigación y validándose la hipótesis planteada.
- Se determinó que el tamaño de partícula (P80) de 320 μm fue la condición que favoreció la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu dentro del rango experimental evaluado (280–320 μm). Aunque el análisis estadístico mostró que esta variable no presentó un efecto significativo sobre la recuperación de plomo, sí contribuyó significativamente a la recuperación de cobre y proporcionó una adecuada liberación mineralógica para el proceso de flotación bulk, permitiendo obtener el mejor desempeño metalúrgico bajo las condiciones experimentales estudiadas.
- Se estableció que la dosificación de 7.5 g/t del colector Z-6 fue la condición que permitió mejorar la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu. El análisis de regresión y el ANOVA evidenciaron que esta variable ejerció un efecto estadísticamente significativo sobre la recuperación de plomo y cobre, confirmando que el incremento de la dosificación del colector favorece la hidrofobicidad de los sulfuros y mejora la eficiencia del proceso de flotación.

- Se identificó que un pH de 7.5 incrementó la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu, constituyéndose en la variable de mayor influencia dentro del proceso de flotación. Los resultados experimentales y el análisis estadístico demostraron que este nivel de pH permitió maximizar simultáneamente la recuperación de plomo y cobre, mientras que valores superiores disminuyeron el rendimiento metalúrgico, confirmando la importancia del control del pH para optimizar la recuperación del concentrado bulk.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda validar a escala industrial las condiciones operativas obtenidas mediante el proceso de optimización estadística, el cual identificó como combinación más favorable un P80 de 307.5 μm , una dosificación de colector Z-6 de 7.5 g/t y un pH de 7.5. Aunque el mejor resultado experimental se obtuvo con un P80 de 320 μm , el mejoramiento realizado mediante software especializado proyectó recuperaciones teóricas de 91.76 % para Pb y 83.04 % para Cu. En consecuencia, se recomienda comparar ambas condiciones en operación continua para evaluar la viabilidad técnica de su implementación.
- Se recomienda implementar progresivamente las condiciones operativas identificadas en la presente investigación mediante un plan de validación. Dicho plan deberá contemplar una etapa inicial de pruebas piloto en planta para verificar el comportamiento del circuito de flotación bulk bajo las condiciones de operación correspondientes a un P80 de 307.5 μm , una dosificación de colector Z-6 de 7.5 g/t y un pH de 7.5. Posteriormente, se deberá realizar el monitoreo continuo de los indicadores metalúrgicos de recuperación de plomo y cobre, así como el control de las variables operativas asociadas a molienda, dosificación de reactivos y acondicionamiento químico de la pulpa, con la finalidad de evaluar la sostenibilidad de los resultados obtenidos y consolidar la mejora del desempeño metalúrgico del proceso.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aliaga, A., & Ccansaya, L. (2024). *Evaluación de la separación de Pb-Zn por flotación diferencial a partir del mineral polimetálico de la planta concentradora Antonio Raymondi-Espinar, Cusco* (Tesis de grado), Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.
- Anthony, J. W., Bideaux, R. A., Bladh, K. W., & Nichols, M. C. (2003). *Bornite*. En *Handbook of Mineralogy*. Mineral Data Publishing.
- Atkins, P., & de Paula, J. (2010). *Química: La ciencia central* (10.^a ed.). Pearson Educación.
- Box, G. E. P., Hunter, J. S., & Hunter, W. G. (2005). *Statistics for experimenters: Design, innovation, and discovery* (2nd ed.). Wiley.
- Cabala, J. (2003). *Flotación de minerales sulfurados y su aplicación en la industria minera*. Universidad Nacional de Ingeniería.
- Carvalho, P. (2023). *Investigations on the reprocessing of fine particles from the processing of complex sulphide ores: Neves Corvo case study* (Tesis doctoral). Technische Universität Clausthal, Alemania.
- Condori, J., & Cruz, M. (2025). *Optimización de la flotación selectiva de cobre y plomo en la unidad minera Constancia-Chumbivilcas* (Tesis de grado). Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.
- Dana, J. D., & Ford, W. E. (1929). *Dana's Manual of Mineralogy* (16th ed.). John Wiley & Sons.
- Deer, W A, Howie, R A, & Zussman, J (1992) *An Introduction to the Rock-Forming Minerals* (2nd ed.) Longman Scientific & Technical
- Fuerstenau, M. C., & Han, K. N. (2003). *Principles of Mineral Processing*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), Littleton, Colorado, Estados Unidos.

- Fuerstenau, M. C., Jameson, G. J., & Yoon, R. H. (2007). *Froth Flotation: A Century of Innovation*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), Littleton, Colorado, Estados Unidos.
- Gaudin, A. M. (1957). *Flotation* (2nd ed.). McGraw-Hill Book Company..
- Gilberto Arce García. (2011). *Procesamiento de minerales*. Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica.
- Gupta, C. K., & Mukherjee, T. K. (1990). *Extractive Metallurgy of Rare Earths*. CRC Press.
- Gutiérrez, E. (2022). *Incremento de la recuperación de minerales polimetálicos mediante la mejora de parámetros de flotación en la planta concentradora San Vicente-Pasco* (Tesis de grado), Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Harris, D. C. (1990). *Metalurgical Calculations*. McGraw-Hill.
- Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2018). *Metodología de la investigación* (7.^a ed.). McGraw-Hill Education.
- Hocheng, H., & Bau, H. H. (1996). *Metalurgical Analysis and Processing*. Wiley-Interscience.
- Jean-Louis, S (2007) Fundamentos de la flotación (p 2) Universidad de Lorraine
- King, R. P. (2001). *Modeling and Simulation of Mineral Processing Systems*. Butterworth-Heinemann.
- Kipdemir, E. (2023). *Investigation of the effect of pre-concentration on the flotation of a complex copper sulphide ore* (Tesis de grado). Middle East Technical University, Turquía.
- Klein, C., & Dutrow, B. (2007). *Manual de mineralogía* (23.^a ed.). Editorial Reverté.
- Linares Gutiérrez, J. (2009). *Procesamiento de minerales: fundamentos teóricos y prácticos de la flotación*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica.

- Linares Gutiérrez, N. (2015). *Procesamiento de minerales - Mineralurgia II*. Tacna, Perú: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann
- Moëlo, Y., Makovicky, E., & colaboradores. (2008). Sulfosalt systematics: a review. *European Journal of Mineralogy*, 20(1), 7-46.
- Montgomery, D. C. (2004). *Diseño y análisis de experimentos* (5.^a ed.). Limusa Wiley.
- Montgomery, D. C. (2017). *Design and Analysis of Experiments* (9th ed.). John Wiley & Sons.
- Napier-Munn, T J, Morrell, S, Morrison, R D, & Kojovic, T (1996) *Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimization* Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC), University of Queensland
- Ott, R. L., & Longnecker, M. (2016). *An Introduction to Statistical Methods and Data Analysis* (7th ed.). Cengage Learning.
- Oscar O., Melo, M., & López, P. (2020). *Diseño de experimentos*. Universidad Nacional de Colombia.
- Rivera, R. (2023). *Optimización de la recuperación de plomo y cobre en la unidad minera Raura - Oyón* (Tesis de grado), Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Sarilar, S. (2019). *Beneficiación de minerales carbonosos de plomo y zinc mediante un método combinado de flotación y lixiviación* (Tesis de grado). Middle East Technical University, Turquía.
- Sutulov, A. (1993). *Principios de la flotación de minerales sulfurados*. Instituto de Ingenieros de Minas de Chile.
- Tarazona Trujillo, C. (2012). *Manual práctico de reactivos en flotación de minerales polimetálicos*. Universidad Nacional de Huancavelica.

- Urbina Rodríguez, R. (2022). *Aplicación de diseño de experimentos en un concentrado bulk cobre-plomo con contenido de oro para la reducción del desplazamiento de zinc en la planta concentradora Centenario de la Corporación CMCZ S.A.C.* (Tesis de grado), Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Wang, D (2016) Flotation Reagents: Applied Surface Chemistry on Minerals Flotation and Energy Resources Beneficiation (Vol 2, Applications) Springer Singapore
- Wills, B. A., & Finch, J. (2016). *Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery* (8th ed.). Elsevier.
- Wills, B. A., & Napier-Munn, T. J. (1996). *Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery* (7.^a ed.). Butterworth-Heinemann.
- Zañero, A (2015) Fundamentos de la flotación selectiva de minerales sulfurados (p 58) Universidad Nacional de Ingeniería.

ANEXOS

ANEXO 1

Matriz de Consistencia.

Problemas	Objetivo	Hipótesis	Variables/Dimensiones	Metodología
Problema General: ¿Cómo mejorar la recuperación de concentrado bulk Pb-Cu por flotación en la Compañía Minera Kolpa S.A., Huancavelica?	Objetivo General: Mejorar la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu por flotación en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica.	Hipótesis General: La granulometría (P80), la dosificación del colector Z-6 y el pH de la pulpa influyen significativamente en la recuperación metalúrgica de Pb y Cu durante el proceso de flotación bulk, permitiendo incrementar la eficiencia del proceso en la Compañía Minera Kolpa S.A.	Variable Dependiente: - Recuperación de concentrado bulk Pb-Cu Dimensión: - Recuperación metalúrgica Indicador - % de recuperación.	Tipo de Investigación: - Investigación aplicada Enfoque - Cuantitativo Alcance - Explicativo. Diseño - Experimental factorial
Problemas Específicos: PE1. ¿Cuál es el tamaño de partícula (P80) que contribuye a mejorar la recuperación de concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica? PE2. ¿Cuál es la dosificación adecuada del colector Z-6 para mejorar la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica? PE3. ¿Qué pH permite mejorar la recuperación de concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica?	Objetivos Específicos: OE1. Determinar el tamaño de partícula (P80) que favorece la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica. OE2. Establecer la dosificación del colector Z-6 que mejore la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica. OE3. Identificar el pH que incrementa la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica.	Hipótesis Específica: HE1. Al reducir el tamaño de partícula (P80) mejora la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica. HE2. Al aumentar la dosificación del colector Z-6 incrementa la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica. HE3. El pH adecuado mejora la recuperación del concentrado bulk Pb-Cu en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica.	Variables Independiente: Tamaño de partícula Colector Z-6 pH Dimensiones: Granulometría. Dosificación de reactivo. Acondicionamiento de pulpa. Indicadores: - P80 (μm), % -200M. - Dosificación (g/t) - Consumo de modificadores de pH (mol/l).	Población: - Mineral alimentado. Muestra - 56 Kg de mineral representativo obtenida mediante cuarteo. Técnicas e instrumentos - Control de P80. - Potenciómetro. - Dosificación de reactivo. - Análisis químico. - Revisión bibliográfica. - Observación directa. - Análisis estadístico comparativo. - Prueba de revalidación de resultados.

Nota. Elaboración propia

ANEXO 2

Orden de análisis químico.



FORMATO DE ORDEN DE ANALISIS QUIMICOS
Laboratorio Metalúrgico

FECHA: 21/12/2025

TURNO: DIA

N° DE MUESTRAS: 28

N°	CODIGOS
1	LM - 100616
2	LM - 100617
3	LM - 100618
4	LM - 100619
5	LM - 100620
6	LM - 100621
7	LM - 100622
8	LM - 100623
9	LM - 100624
10	LM - 100625
11	LM - 100626
12	LM - 100627
13	LM - 100628
14	LM - 100629
15	LM - 100630
16	LM - 100631
17	LM - 100632
18	LM - 100633
19	LM - 100634
20	LM - 100635
21	LM - 100636
22	LM - 100637
23	LM - 100638
24	LM - 100639
25	LM - 100640
26	LM - 100641
27	LM - 100642
28	LM - 100643

ELEMENTOS A ANALIZAR	
Ag	☒
Pb	☒
Zn	☒
Cu	☒
Fe	☒
Au	☐
As	☐
Mn	☐
Sb	☐
ZnO	☐
PbO	☐
CuO	☐

OBSERVACIONES:

ENTREGA

Nombre: Mizwart Bacca

Firma

RECEPCIÓN

Nombre: Yasmil

Firma



FORMATO DE ORDEN DE ANALISIS QUIMICOS
Laboratorio Metalúrgico

FECHA: 21/12/2025

TURNO: DIA

N° DE MUESTRAS: 5

N°	CODIGOS
1	LM - 100644
2	LM - 100645
3	LM - 100646
4	LM - 100647
5	LM - 100648
6	
7	
8	
9	
10	
11	
12	
13	
14	
15	
16	
17	
18	
19	
20	
21	
22	
23	
24	
25	
26	
27	
28	

ELEMENTOS A ANALIZAR	
Ag	☒
Pb	☒
Zn	☒
Cu	☒
Fe	☒
Au	☐
As	☐
Mn	☐
Sb	☐
ZnO	☐
PbO	☐
CuO	☐

OBSERVACIONES:

ENTREGA

Nombre: Mizwart Bacca

Firma

RECEPCIÓN

Nombre: Yasmil

Firma

Nota. Elaboración propia

ANEXO 3

Registro estándar de flotación, prueba 1.

[illegible]

Nota. Elaboración propia

ANEXO 4

Registro estándar de flotación, prueba 2.

[illegible]

Nota. Elaboración propia

ANEXO 8

Registro estándar de flotación, prueba 6.

[illegible]

Nota. Elaboración propia

ANEXO 10

Registro estándar de flotación, prueba 8.

LABMETKO		Registro Estándar de Flotación		LM-REG-001 V.01																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																													
Fecha	: 14-12-25																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																
Responsable	: M. J. B. B. P.																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																
Datos Objetivo : Flotación bulk P ₈ Procedencia : Planta Muestra : Faja Peso Inicial (g) : 1020 g Agua (ml) : 800 ml Grav. Especif. : 2.9		Peso de Productos, (g) <table border="1"> <thead> <tr> <th>Producto</th> <th>Peso Seco</th> <th>Código Envío Lab. Químico</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Con - Ro bulk</td> <td>94.39</td> <td>LM - 10637</td> </tr> <tr> <td>Con - Scv bulk</td> <td>41.53</td> <td>LM - 10638</td> </tr> <tr> <td>RLV - bulk</td> <td>861.53</td> <td>LM - 10639</td> </tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> </tbody> </table>				Producto	Peso Seco	Código Envío Lab. Químico	Con - Ro bulk	94.39	LM - 10637	Con - Scv bulk	41.53	LM - 10638	RLV - bulk	861.53	LM - 10639																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																
Producto	Peso Seco	Código Envío Lab. Químico																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																															
Con - Ro bulk	94.39	LM - 10637																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																															
Con - Scv bulk	41.53	LM - 10638																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																															
RLV - bulk	861.53	LM - 10639																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																															
Leyes <table border="1"> <thead> <tr> <th>Ag (Oz/TM)</th> <th>% Cu</th> <th>% Pb</th> <th>% Zn</th> <th>% Fe</th> <th>% PbOx</th> <th>% ZnOx</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>3.2</td> <td>6.22</td> <td>3.05</td> <td>1.91</td> <td>4.22</td> <td> </td> <td> </td> </tr> </tbody> </table>						Ag (Oz/TM)	% Cu	% Pb	% Zn	% Fe	% PbOx	% ZnOx	3.2	6.22	3.05	1.91	4.22																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																
Ag (Oz/TM)	% Cu	% Pb	% Zn	% Fe	% PbOx	% ZnOx																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
3.2	6.22	3.05	1.91	4.22																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																													
<table border="1"> <thead> <tr> <th rowspan="2">Etapas</th> <th rowspan="2">Flujo de Aire L/min</th> <th rowspan="2">Agitación RPM</th> <th rowspan="2">% S</th> <th rowspan="2">P80, µm</th> <th rowspan="2">Tiempo, Molienda minutos</th> <th colspan="6">Reactivos, g/ton</th> <th rowspan="2">pH</th> <th rowspan="2">mV, Electrodo Ag/AgCl</th> <th colspan="2">Tiempo</th> </tr> <tr> <th>Cal Kg/T</th> <th>Zn+Bi</th> <th>NaOH</th> <th>Zn</th> <th>MIBC</th> <th>D-404</th> <th>Acond min</th> <th>Flot min</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Molienda</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>320</td> <td>2 min 41 seg</td> <td></td> <td>10%</td> <td>1%</td> <td>1%</td> <td>100%</td> <td>1%</td> <td></td> <td></td> <td>7.15</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Acon - Ro bulk</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>2.5</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>4</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Acon - Ro bulk</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>0.150</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>2</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Acon - Ro bulk</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>0.750</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>2</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Acon - Ro bulk</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>60</td> <td></td> <td></td> <td>8.5</td> <td></td> <td></td> <td>1</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Ro bulk</td> <td>5</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>5</td> </tr> <tr> <td>Acon - Scv bulk</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>0.150</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>2</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Acon - Scv bulk</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>20</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>1</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Scv bulk</td> <td>7</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>2.5</td> </tr> <tr><td> </td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td> </td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td> </td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td> </td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td> </td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td> </td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td> </td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td> </td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td> </td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td></tr> </tbody> </table>						Etapas	Flujo de Aire L/min	Agitación RPM	% S	P80, µm	Tiempo, Molienda minutos	Reactivos, g/ton						pH	mV, Electrodo Ag/AgCl	Tiempo		Cal Kg/T	Zn+Bi	NaOH	Zn	MIBC	D-404	Acond min	Flot min	Molienda				320	2 min 41 seg		10%	1%	1%	100%	1%			7.15				Acon - Ro bulk								2.5								4		Acon - Ro bulk											0.150					2		Acon - Ro bulk									0.750							2		Acon - Ro bulk										60			8.5			1		Ro bulk	5																5	Acon - Scv bulk									0.150							2		Acon - Scv bulk										20						1		Scv bulk	7																2.5																																																																																																																																																																		
Etapas	Flujo de Aire L/min	Agitación RPM	% S	P80, µm	Tiempo, Molienda minutos							Reactivos, g/ton								pH	mV, Electrodo Ag/AgCl	Tiempo																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
						Cal Kg/T	Zn+Bi	NaOH	Zn	MIBC	D-404	Acond min	Flot min																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
Molienda				320	2 min 41 seg		10%	1%	1%	100%	1%			7.15																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																			
Acon - Ro bulk								2.5								4																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																	
Acon - Ro bulk											0.150					2																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																	
Acon - Ro bulk									0.750							2																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																	
Acon - Ro bulk										60			8.5			1																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																	
Ro bulk	5																5																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																
Acon - Scv bulk									0.150							2																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																	
Acon - Scv bulk										20						1																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																	
Scv bulk	7																2.5																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																

Nota. Elaboración propia

ANEXO 11

Registro estándar de flotación, prueba 9.

[illegible]

Nota. Elaboración propia

ANEXO 12

Registro estándar de flotación, prueba 10.

[illegible]

Nota. Elaboración propia

ANEXO 14

Análisis químico de concentrados.

		LABORATORIO QUÍMICO COMPAÑÍA MINERA KOLPA Huachocolpa - Huancavelica - Perú Telef: 01 615 4900 Anexo 2217-2259											
		INFORME DE ENSAYO CMK/M N°015-12/25											
INFORMACIÓN GENERAL													
Cliente		Planta Concentradora											
Dirección del cliente		UM Huachocolpa - Huancavelica											
Solicitado por		Ing. Fausto Castro											
Muestreado por		Laboratorio Metalurgico											
Numero de muestras		27											
Producto Declarado		Muestras de Planta Comihuasa											
Lugar de muestreo		Planta Concentradora											
Procedencia de muestras		Planta concentradora											
Fecha de muestreo		---											
Fecha de recepción de muestras		21/12/2025											
Lugar de Ensayo		Laboratorio Químico Kolpa											
Fecha de Analisis		21/12/2025											
Orden de Servicio		LM 21-12-25											
Fecha de Emisión		21/12/2025											
RESULTADOS													
N°	Método	LABO_PRO008									LABO_PRO0012	LABO_PRO021	
		Analito	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Mn	As	Sb	Au	PbOx	ZnOx
		Unidad	Oz/tm	%	%	%	%	%	%	%	g/tm	%	%
1	LM-10616		20.30	1.76	19.59	6.96	3.54	**	**	**	**	**	**
2	LM-10617		10.75	0.59	13.48	4.24	3.34	**	**	**	**	**	**
3	LM-10618		1.11	0.08	1.24	1.63	4.37	**	**	**	**	**	**
4	LM-10619		21.36	1.88	20.70	5.98	3.88	**	**	**	**	**	**
5	LM-10620		9.06	0.54	11.39	3.79	3.43	**	**	**	**	**	**
6	LM-10621		0.90	0.06	0.98	1.51	3.96	**	**	**	**	**	**
7	LM-10622		20.16	1.56	22.54	7.17	4.26	**	**	**	**	**	**
8	LM-10623		8.04	0.47	10.25	5.34	4.49	**	**	**	**	**	**
9	LM-10624		0.59	0.04	0.47	1.28	3.75	**	**	**	**	**	**
10	LM-10625		18.97	1.69	22.91	6.46	4.17	**	**	**	**	**	**
11	LM-10626		9.71	0.51	11.81	5.35	4.65	**	**	**	**	**	**
12	LM-10627		0.72	0.05	0.07	1.37	3.91	**	**	**	**	**	**
13	LM-10628		20.92	1.35	24.36	5.54	3.46	**	**	**	**	**	**
14	LM-10629		9.38	0.56	11.24	4.31	3.54	**	**	**	**	**	**
15	LM-10630		1.17	0.12	1.16	1.83	4.51	**	**	**	**	**	**
16	LM-10631		1.00	0.10	1.01	1.65	4.21	**	**	**	**	**	**
17	LM-10632		9.22	0.57	10.48	3.74	3.53	**	**	**	**	**	**
18	LM-10633		17.57	1.22	17.51	5.09	3.57	**	**	**	**	**	**
19	LM-10634		21.78	1.34	22.81	6.39	3.83	**	**	**	**	**	**
20	LM-10635		7.19	0.73	7.28	5.56	4.37	**	**	**	**	**	**
21	LM-10636		0.81	0.09	0.86	1.54	4.14	**	**	**	**	**	**
22	LM-10637		21.49	1.45	22.70	4.64	3.72	**	**	**	**	**	**
23	LM-10638		4.99	0.49	4.91	4.01	3.46	**	**	**	**	**	**
24	LM-10639		0.92	0.09	1.07	1.80	4.36	**	**	**	**	**	**
25	LM-10640		13.40	0.92	13.48	3.66	3.24	**	**	**	**	**	**
26	LM-10641		5.01	0.58	4.93	3.51	3.45	**	**	**	**	**	**
27	LM-10642		0.97	0.11	1.03	1.97	4.52	**	**	**	**	**	**
28	LM-10643		25.71	1.85	25.99	5.86	3.99	**	**	**	**	**	**
29	LM-10644		12.13	0.58	13.41	4.40	3.51	**	**	**	**	**	**
30	LM-10645		0.89	0.06	0.68	1.47	4.23	**	**	**	**	**	**
31	LM-10646		24.95	1.84	25.82	5.94	4.20	**	**	**	**	**	**
32	LM-10647		11.73	0.67	13.61	4.98	3.89	**	**	**	**	**	**
31	LM-10648		0.79	0.06	0.64	1.53	4.46	**	**	**	**	**	**
OBSERVACIONES: (**) No analizado													
REFERENCIA DEL MÉTODO DE ENSAYO													
LABO_PRO0014 . Basada en NTP 122.015:1974 (Revisada el 2017). MINERALES NO FERROSOS. Método para la determinación de la humedad // Muestreo LABO_PRO0007 . Basada en NTP 122.013:1974 (revisada el 2017). MINERALES NO FERROSOS. Método de muestreo y preparación de la muestra para los ensayos químicos y de humedad. Muestreo en Saco (Big Bag). LABO_PRO0008 . Basada en ASTM E1024-97 (2004). (VALIDADO - Modificado). Determinación de metales en concentrados, minerales y minerales auríferos por espectrometría de absorción atómica LABO_PRO0009 . Basada en NTP- ISO 10256:2016 VALIDADO (Modificado) .Concentrados de sulfuro de cobre. Determinación del contenido de cobre. Método por titulación. LABO_PRO0010 . Basada en NTP- ISO 13646:2017 VALIDADO (Modificado) .Concentrados de sulfuro de plomo. Determinación del contenido de plomo. Método de titulación con EDTA después de la digestión ácida. LABO_PRO0011 . Basada en NTP- ISO 13650:2017 VALIDADO (Modificado) .Concentrados de sulfuro de cinc. Precipitación con hidróxido y titulación con EDTA . LABO_PRO0012 . Basada en NTP 122.014:1974(revisada 2017) VALIDADO (Modificado) .MINERALES NO FERROSOS. Método para determinar el contenido de oro y plata. LABO_PRO0021 . basada en SGS-MY-MG-35/Octubre 2016 Rev. 04 / MINERALES Y CONCENTRADOS: OXIDOS DE PLOMO y SGS-MY-MG-36/Octubre 2016 Rev. 06 / MINERALES Y CONCENTRADOS: OXIDOS DE ZINC.													
CONSIDERACIONES													
Estado en las que ingreso la Muestras: Buenas Condiciones de almacenamiento Este informe no puede ser reproducido total, ni parcialmente sin la autorización de Laboratorio Químico Kolpa y del cliente. Los resultados se aplican a las muestras, tales como se recibieron Este documento es válido sólo para el producto mencionado anteriormente. El Laboratorio no es responsable cuando la información proporcionada por el cliente pueda afectar la validez de los resultados.													
													
Supervisor de Laboratorio Químico. Jesus Angel Vila Armes													
Prohibida la alteración, reproducción parcial o total de este informe sin autorización escrita de "LABORATORIO QUÍMICO KOLPA"													

ANEXO 15

Serie de tamiz acorde a la norma ASTM y TYLER

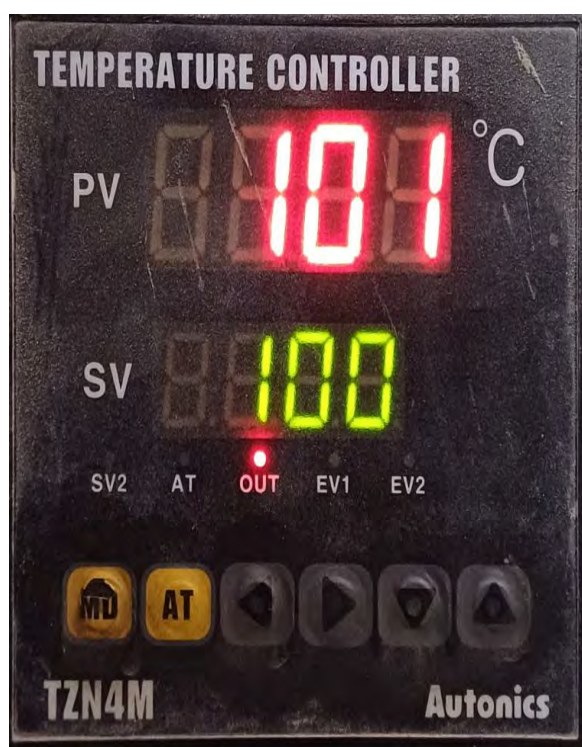
TABLA COMPARATIVA DE LAS SERIES STANDARDS DE TAMICES U.S. TYLER, CANADIENSE, INGLESA, FRANCESA Y ALEMANA									
U.S.A. (1)		TYLER (2)	CANADIENSE (3)		INGLESA (1)		FRANCESA (3)		ALEMANA (3)
Standard	Abertura	Designacion de Malla	Standard	Abertura	Abertura Nominal	Abertura de Malla/Mesh	Abertura en Mm.	Numero	Abertura
125 mm	5"								
108 mm	4.24"								
100 mm	4"								
90 mm	3½"								
75 mm	3"								
63 mm	2½"								
53 mm	2.12"								
50 mm	2"								
45 mm	1¾"								
37.5 mm	1½"								
31.5 mm	1¼"	1.05"	26.9 mm	1.06"					25.0 mm
26.5 mm	1.06"								
25.0 mm	1"	.883"	22.6 mm	¾"					20.0 mm
22.4 mm	¾"	.742"	19.0 mm	¾"					
19.0 mm	¾"								
16.0 mm	5/8"	.624"	16.0 mm	5/8"					18.0 mm
13.2 mm	.530"	.525"	13.5 mm	.530"					16.0 mm
12.5 mm	½"								12.5 mm
11.2 mm	½"	.441"	11.2 mm	½"					
9.5 mm	3/8"	.371"	9.51 mm	3/8"					10.0 mm
8.0 mm	5/16"	.314"	8.00 mm	5/16"					8.0 mm
6.7 mm	.265"	.3"	6.73 mm	.265"					6.3 mm
6.3 mm	¼"								
5.6 mm	No. 3½	3½	5.66 mm	No. 3½			5.000	38	5.0 mm
4.76 mm									
4.00 mm	4	4	4.76 mm	4			4.000	37	4.0 mm
3.36 mm	5	5	4.00 mm	5	3.35 mm	5			
	6	6	3.36 mm	6					
2.80 mm	7	7	2.83 mm	7	2.80 mm	6	3.150	36	3.15 mm
2.36 mm	8	8	2.38 mm	8	2.40 mm	7	2.500	35	2.5 mm
2.00 mm	10	9	2.00 mm	10	2.00 mm	8	2.000	34	2.0 mm
1.70 mm	12	10	1.68 mm	12	1.68 mm	10	1.600	33	1.6 mm
1.40 mm	14	12	1.41 mm	14	1.40 mm	12			
1.18 mm							1.250	32	1.25 mm
1.00 mm	16	14	1.19 mm	16	1.20 mm	14			
	18	16	1.00 mm	18	1.00 mm	16	1.000	31	1.0 mm
850 µm	20	28	841 µm	20	850 µm	18			
710 µm	25	24	707 µm	25	710 µm	22	.800	30	800 µm
600 µm	30	28	595 µm	30	600 µm	25	.630	29	630 µm
500 µm	35	32	500 µm	35	500 µm	30	.500	28	500 µm
425 µm	40	35	420 µm	40	420 µm	36			
355 µm	45	42	354 µm	45	355 µm	44	.400	27	400 µm
300 µm	50	48	297 µm	50	300 µm	52	.315	26	315 µm
250 µm	60	60	250 µm	60	250 µm	60	.250	25	250 µm
212 µm	70	65	210 µm	70	210 µm	72	.200	24	200 µm
180 µm	80	80	177 µm	80	180 µm	85	.160	23	160 µm
150 µm	100	100	149 µm	100	150 µm	100			
125 µm	120	115	125 µm	120	125 µm	120	.125	22	125 µm
190 µm	140	150	106 µm	140	106 µm	150	.100	21	100 µm
90 µm	170	170	88 µm	170	90 µm	170			90 µm
75 µm	200	200	74 µm	200	75 µm	200	.080	20	80 µm
63 µm	230	250	63 µm	230	63 µm	240	.063	19	71 µm 63 µm 56 µm
53 µm	270	270	53 µm	270	63 µm	300	.050	18	50 µm
45 µm	325	325	44 µm	325	45 µm	350	.040	17	45 µm 40 µm
38 µm	400	400	37 µm	400					

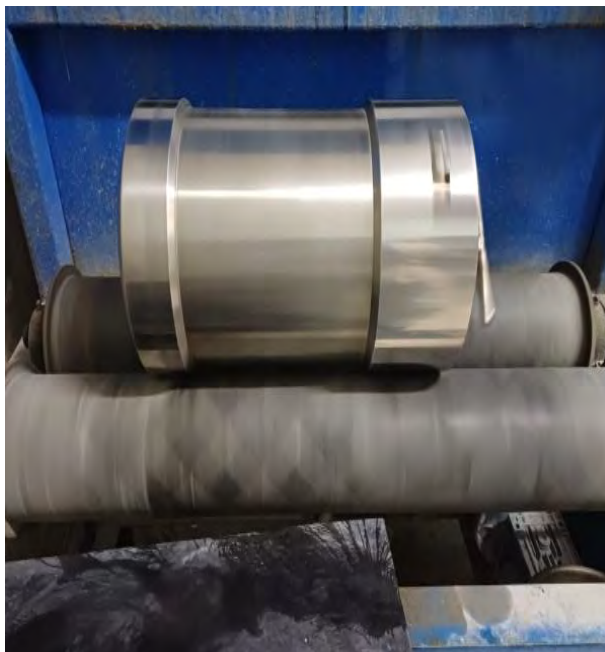
*Estos tamices corresponden a esos recomendados por ISO como un conjunto internacional.
 (1) U.S.A. Sieve Series - ASTM Specification E-11-70
 (2) Tyler Mesh Test Sieves
 (3) Standards Organisation of Australia.

Nota. Adaptado de Taggart – Handbook of Mineral Dressing.

ANEXO 16

Secado y chancado de minerales.



ANEXO 17*Molienda y análisis granulométrico*

ANEXO 18*Flotación de los minerales sulfurado*