

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



TESIS

**EVALUACIÓN DE LA SEPARACIÓN DE Pb-Zn POR FLOTACIÓN DIFERENCIAL A
PARTIR DEL MINERAL POLIMETÁLICO DE LA PLANTA CONCENTRADORA
ANTONIO RAYMONDI ESPINAR - CUSCO**
(Investigación Tecnológica)

PRESENTADO POR:

Bach. ALIAGA NINA, Rodrigo Polay

Bach. CCANSAYA CORRALES, Luis Fernando

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

ASESOR:

Ing. Porfirio Carrasco Tapia

CUSCO – PERÚ

2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe, Asesor del trabajo de investigación/tesis titulada: EVALUACION DE LA SEPARACION DE Pb-Zn POR FLOTACION DIFERENCIAL A PARTIR DEL MINERAL POLIMETALICO DE LA PLANTA CONCENTRADORA ANTONIO RAYMONDI ESPINAR -CUSCO INVESTIGACION TECNOLÓGICA presentado por: ALLAGA NINA RODRIGO POLAY con DNI Nro.: 46779818 presentado por: CCANSAYA CORALES LUIS FERNANDO con DNI Nro.: 73078663 para optar el título profesional/grado académico de INGENIERO METALURGICO

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 1 veces, mediante el Software Antiplagio, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso de Sistema Antiplagio de la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 9 %.

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 se considera plagio.	<input checked="" type="checkbox"/>
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las correcciones.	<input type="checkbox"/>
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	<input type="checkbox"/>

Por tanto, en mi condición de asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera página del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, 21 de DICIEMBRE de 2020

Firma

Post firma: Fernando Corales

Nro. de DNI: 24002881

ORCID del Asesor: 0000-0002-4360-4866

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: oid: 27259:300314761

NOMBRE DEL TRABAJO

TESIS SEPARACIÓN DE Pb-Zn POR FLOTACIÓN DIFERENCIAL.pdf

AUTOR

RODRIGO ALIAGA NINA

RECUENTO DE PALABRAS

26142 Words

RECUENTO DE CARACTERES

139727 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

136 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

4.8MB

FECHA DE ENTREGA

Dec 20, 2023 3:45 PM CST

FECHA DEL INFORME

Dec 20, 2023 3:46 PM CST**● 9% de similitud general**

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos

- 8% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 6% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 15 palabras)

PRESENTACIÓN

SEÑOR DECANO DE LA FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA.

SEÑORES CATEDRÁTICOS MIEMBROS DE JURADO:

Con el propósito de optar al Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico, y de acuerdo al Reglamento de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, ponemos a vuestra consideración el presente trabajo intitulado:

“EVALUACIÓN DE LA SEPARACIÓN DE Pb-Zn POR FLOTACIÓN DIFERENCIAL A PARTIR DEL MINERAL POLIMETÁLICO DE LA PLANTA CONCENTRADORA ANTONIO RAYMONDI ESPINAR - CUSCO”.

(INVESTIGACIÓN TECNOLÓGICA)

Este trabajo de investigación muestra el gran interés de transmitir y plasmar nuestros conocimientos académicos y experiencia laboral, principalmente en el ámbito de procesamiento de minerales. Estamos seguros que el presente trabajo será considerado como una contribución importante en el ámbito de la metalurgia y en la planta concentradora Antonio Raymondi Cusco.

Cusco, febrero de 2024.

DEDICATORIA

Agradezco en primer lugar a Dios por darme vida, salud, fuerzas y sabiduría; para lograr mis objetivos.

A mi madre Teofila Nina Canaza, que desde el cielo me brinda su protección y todas las fuerzas para seguir adelante.

A mi padre Segundo Aliaga Marín, porque sin él no hubiera podido lograr avanzar un escalón más en mi vida, por el apoyo emocional que me brinda.

A mis hermanos Yola, Oscar, Carmen, Roxana, Richard, Ronald y Tatiana, por el apoyo emocional, por las fuerzas y confianzas que me brinda para culminar con este proyecto, gracias por formar parte de mi vida y por permitirme ser parte de la suya.

A mis sobrinos, por verme como un ejemplo a seguir en la vida, por el apoyo emocional, cariño y amor que me brindan.

ALIAGA NINA RODRIGO POLAY

DEDICATORIA

En primer lugar, a Dios todopoderoso, por iluminarme y protegerme en el camino de la vida en todo momento de mi vida, por darme las fortalezas para seguir adelante y cumplir mis objetivos.

A mis padres Corina Corrales Román y Virgilio Ccansaya Soto, por brindarme siempre su apoyo constante en todo el transcurso de mis estudios e inspirarme a cumplir mis metas personales.

A mis hermanos Jonathan, Madeleydi y Yhasmin, por el apoyo emocional que me brindaron en esta etapa, quienes me impulsan a seguir adelante.

A mis amigos y compañeros de trabajo, por el apoyo y consejos que me brindaron en esta etapa de mi vida.

CCANSAYA CORRALES LUIS FERNANDO

AGRADECIMIENTO

Agradecemos a nuestra querida alma mater, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.

A los docentes de la escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica por la dedicación y enseñanza que nos brindaron durante nuestra formación profesional.

A nuestros queridos padres, hermanos y demás familiares, por el apoyo incondicional que nos brindaron en todo momento.

Al Ing. Luis Fernando Ventura Hidalgo (Jefe de laboratorio químico - Planta ARC), por el apoyo con el análisis químico de las muestras del trabajo de investigación.

Al Ing. Porfirio Carrasco Tapia, quien nos brindó su tiempo, esfuerzo y dedicación al impartir sus conocimientos en la asesoría, durante la elaboración de la tesis.

ÍNDICE

PRESENTACIÓN.....	i
DEDICATORIA	ii
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO.....	iv
LISTA DE FIGURAS	xii
LISTA DE TABLAS.....	xiv
SIGLAS Y ABREVIATURAS.....	xvi
RESUMEN	xviii
ABSTRACT	xix
INTRODUCCIÓN	xx
CAPÍTULO I	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1. Situación problemática.....	1
1.2. Formulación del problema	2
1.2.1. Problema general.....	2
1.2.2. Problemas específicos	2
1.3. Justificación de la investigación.....	2
1.3.1. Tecnológica.....	2
1.3.2. Económica	2
1.3.3. Social	3
1.3.4. Ambiental.....	3
1.4. Objetivos de la investigación	3

1.4.1. Objetivo general.....	3
1.4.2. Objetivos específicos.....	3
CAPITULO II.....	4
MARCO TEÓRICO.....	4
2.1. Antecedentes (Estado de arte).....	4
2.1.1. Antecedentes internacionales.....	4
2.1.2. Antecedentes nacionales.....	5
2.1.3. Antecedentes locales.....	7
2.2. Bases teóricas.....	8
2.2.1. Flotación.....	8
2.2.2. Tipos de flotación.....	10
2.2.3. Flotación diferencial o selectiva.....	11
2.2.4. Flotación de minerales de plomo y zinc.....	11
2.2.5. Minerales de plomo y zinc.....	12
2.2.6. Reactivos de flotación.....	13
2.2.6.1. Colectores.....	13
2.2.6.2. Espumantes.....	18
2.2.6.3. Modificadores.....	19
2.2.7. Variables del proceso de flotación.....	20
2.2.7.1. Granulometría.....	21
2.2.7.2. Tipo de reactivo.....	21
2.2.7.3. Dosificación de reactivo.....	21
2.2.7.4. Densidad de pulpa.....	21

2.2.7.5. Regulación de pH.....	22
2.2.7.6. Tiempo de residencia	22
2.2.7.7. Aireación	22
2.2.7.8. Calidad del agua.....	22
2.2.8. Influencia de las sales solubles	23
2.2.9. Termodinámica de la flotación	23
2.2.10. Tensión superficial	24
2.2.11. Fases del proceso de flotación.....	25
2.2.11.1. Fase solida	25
2.2.11.2. Fase liquida.....	26
2.2.11.3. Fase gaseosa	26
2.2.12. Interfases del proceso de flotación	26
2.2.12.1. Gas – Liquido	26
2.2.12.2. Solido – Liquido	27
2.2.12.3. Contacto de tres fases.....	27
2.2.13. Ángulo de contacto.....	28
2.2.14. Adsorción.....	30
2.2.15. Cinética de flotación.....	32
2.2.15.1. Modelos empíricos.....	32
2.2.15.2. Modelos semiempíricos.....	32
2.2.15.3. Modelos analógicos.....	32
2.2.15.4. Modelos cinéticos	32
2.2.16. Modelos cinéticos de flotación.....	33

2.2.16.1. Modelo cinético de García Zúñiga.....	33
2.2.16.2. Modelo cinético de Klimper	34
2.2.16.3. Modelo cinético de Agar y Barret.....	34
2.2.17. Zonas de las celdas de flotación.....	35
2.2.18. Balance metalúrgico	36
2.2.19. Diseño experimental.....	37
2.2.19.1. Aplicaciones del diseño experimental.....	38
2.2.19.2. Diseño factorial.....	39
2.2.19.3. Diseño factorial 2^k	39
CAPITULO III.....	42
HIPÓTESIS Y VARIABLES	42
3.1. Hipótesis.....	42
3.1.1. Hipótesis general	42
3.1.2. Hipótesis específicas	42
3.2. Variables	42
3.2.1. Variable dependiente.....	42
3.2.2. Variables independientes	42
3.2.3. Variables intervinientes	42
3.3. Indicadores	43
3.4. Operacionalización de variables.....	43
CAPITULO IV	44
METODOLOGÍA	44
4.1. Ámbito de estudio.....	44

4.1.1. Información de la empresa.....	44
4.1.2. Ubicación geográfica de la unidad minera S.M.R.L. Antonio Raymondi Cusco	44
4.2. Tipo de investigación.....	45
4.3. Nivel de investigación.....	45
4.4. Método de investigación	46
4.5. Diseño de la investigación.....	46
4.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	47
4.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos.....	47
4.8. Población y muestra de estudio	48
4.8.1. Población	48
4.8.2. Muestra	48
4.9. Materiales e instrumentos de investigación	48
4.9.1. Materiales de investigación	48
4.9.2. Equipos de investigación	49
4.9.3. Reactivos de investigación.....	49
4.10. Técnicas de investigación.....	49
CAPÍTULO V	52
RESULTADOS EXPERIMENTALES	52
5.1. Muestra de mineral Pulpera.....	53
5.1.1. Herramientas y materiales	53
5.1.2. Procedimiento de la preparación de muestra	53
5.2. Determinación de la gravedad específica del mineral Pulpera.....	55
5.3. Análisis granulométrico del mineral cabeza Pulpera.....	56

5.4. Cinética de molienda para el mineral Pulpera.....	57
5.4.1. Tiempo de molienda a partir del % -200 Malla	61
5.4.2. Tiempo de molienda a partir del P80	63
5.5. Preparación de condiciones de operación para las pruebas de flotación	65
5.5.1. Condiciones de molienda para pruebas de flotación en laboratorio.....	67
5.5.2. Condiciones para la flotación a escala de laboratorio	67
5.5.3. Preparación y cálculos de consumos de reactivos a escala de laboratorio	68
5.6. Pruebas de flotación a realizar en el laboratorio	69
5.7. Pruebas de flotación diferencial a escala de laboratorio	70
CAPÍTULO VI	81
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	81
6.1. Resultados de las pruebas metalúrgicas	81
6.2. Análisis inicial de datos experimentales	81
6.2.1. Regresión factorial: Recuperación Zn (%) vs. ZnSO ₄ ; pH; Pt Central.....	81
6.2.1.1. Prueba de hipótesis ANOVA.....	82
6.2.1.2. Efectos de las variables independientes sobre la variable dependiente	83
6.2.1.3. Modelo matemático en escala integral.....	84
6.2.1.4. Modelo matemático en escala codificada.....	84
6.3. Resultados del diseño experimental.....	86
6.3.1. Grafica normal de efectos estandarizados	86
6.3.2. Diagrama de Pareto y efectos principales para Recuperación de zinc (%)	87
6.3.3. Grafica de cubos y de contorno.....	89
6.3.4. Gráfico de residuos para Recuperación de zinc (%)	92

6.4. Nivel de significancia para las recuperaciones de Zn, Pb, Ag y Au.....	93
CONCLUSIONES	94
RECOMENDACIONES	95
BIBLIOGRAFÍA	96
LINKOGRAFÍA	98
ANEXOS	100
ANEXO 01: MATRIZ DE CONSISTENCIA.....	101
ANEXO 02: Balance Metalúrgico de planta Antonio Raymondi Cusco – Mineral Pulpera	102
ANEXO 03: Análisis granulométrico a 17.40 minutos (60%-200 Malla Tyler).....	103
ANEXO 04: Análisis granulométrico valorado a 17.40 minutos	104
ANEXO 05: Resultados de Análisis Químico de Pruebas Metalúrgicas	105
ANEXO 06: Regresión factorial % Recuperación Zn vs. ZnSO ₄ ; pH; Pto Central.....	106
ANEXO 07: Regresión factorial % Recuperación Pb vs. ZnSO ₄ ; pH; Pto Central	107
ANEXO 08: Regresión factorial % Recuperación Ag vs. ZnSO ₄ ; Ph; Pto Central	108
ANEXO 09: Regresión factorial % Recuperación Au vs. ZnSO ₄ ; pH; Pto Central	109
ANEXO 10: Condiciones operativas de la prueba N° 04	110
ANEXO 11: Preparación de reactivos de flotación	111
ANEXO 12: Homogenización y cuarteo de muestra para molienda y flotación.....	112
ANEXO 13: Cinética de molienda y análisis granulométrico.....	113
ANEXO 14: Flotación de los minerales sulfurados de plomo	114
ANEXO 15: Flotación de los minerales sulfurados de zinc	115
ANEXO 16: Concentrados de plomo y zinc	116
ANEXO 17: Cronograma de actividades	117

LISTA DE FIGURAS

Figura 1	Características de minerales hidrofílicas e hidrofóbicas	10
Figura 2	Partes y adsorción del colector	14
Figura 3	Esquema del hidrocarburo radical colector Z-6.....	14
Figura 4	Clasificación de colectores	15
Figura 5	Fórmulas químicas de colectores	17
Figura 6	Esquema de adsorción de un espumante en una burbuja de aire	18
Figura 7	Encuentro partícula-burbuja	24
Figura 8	Tensión superficial	24
Figura 9	Ángulo de contacto	28
Figura 10	Ángulo de contacto a diferentes mojabilidades	30
Figura 11	Zonas de una celda de flotación	35
Figura 12	Esquema general de una planta concentradora	36
Figura 13	Modelo general de un sistema o proceso.....	37
Figura 14	Representación geométrica para un diseño factorial 2^3	41
Figura 15	Ubicación de Planta Concentradora ARC	44
Figura 16	Diagrama de flujo del proceso de investigación	51
Figura 17	Mineral Pulpera.....	52
Figura 18	Cuarteo manual por cono y cuarteo.....	54
Figura 19	Cuarteador de jones	54
Figura 20	Gráfico del análisis granulométrico de la cabeza (0 minutos).....	56
Figura 21	Gráfico del análisis granulométrico a 5 minutos	58
Figura 22	Gráfico del análisis granulométrico a 10 minutos	59

Figura 23	Gráfico del análisis granulométrico a 15 minutos	60
Figura 24	Gráfico del análisis granulométrico a 20 minutos	61
Figura 25	Curva cinética de molienda.....	62
Figura 26	Curva cinética de molienda con ajuste logarítmico	64
Figura 27	Grafica de barras % Recuperación plomo/zinc vs. Ley de plomo/zinc.....	78
Figura 28	Grafica de efectos para Recuperación de zinc (%)	86
Figura 29	Diagrama de Pareto de efectos para % Recuperación de zinc	87
Figura 30	Grafica de efectos principales para Recuperación de zinc (%).....	88
Figura 31	Grafica de cubos de Recuperación de zinc (%)	90
Figura 32	Grafica de contorno de Recuperación de zinc (%).....	91
Figura 33	Grafica de residuos para Recuperación de zinc (%).....	92

LISTA DE TABLAS

Tabla 1	Minerales de plomo y zinc	12
Tabla 2	Tensión superficial de algunos líquidos	25
Tabla 3	Matriz de diseño de 2 ² factores	40
Tabla 4	Matriz del diseño factorial 2 ³	41
Tabla 5	Operacionalización de variables.....	43
Tabla 6	Ruta de acceso Cusco-Sicuani-Espinar-Condoroma-Planta Concentradora ARC.....	45
Tabla 7	Matriz de diseño factorial	47
Tabla 8	Gravedad específica de mineral	55
Tabla 9	Análisis granulométrico de la cabeza (0 minutos)	56
Tabla 10	Análisis granulométrico a 5 minutos	57
Tabla 11	Análisis granulométrico para 10 minutos	58
Tabla 12	Análisis granulométrico a 15 minutos	59
Tabla 13	Análisis granulométrico a 20 minutos	60
Tabla 14	Porcentaje -200 Malla de las pruebas de molienda	61
Tabla 15	Tiempo de molienda a partir del % -200 Malla	62
Tabla 16	P80 de las pruebas de molienda	63
Tabla 17	Modelos de ajuste y cálculo de tiempo de molienda	63
Tabla 18	Comparación del tiempo de molienda a partir del % -200 Malla y P80	64
Tabla 19	Tiempo de molienda	65
Tabla 20	Dosificación de reactivos para el mineral Pulpera a nivel de planta - estándar	65
Tabla 21	Consumo de reactivos para el mineral Pulpera a nivel de planta - estándar en g/t	67
Tabla 22	Dosificación de reactivos a escala de laboratorio	68

Tabla 23 Pruebas experimentales del mineral Pulpera en laboratorio	70
Tabla 24 Ley de cabeza del mineral Pulpera	70
Tabla 25 Consumo de cal para pruebas de flotación	71
Tabla 26 Balance Metalúrgico - Test 1	72
Tabla 27 Balance Metalúrgico General - Test 1	72
Tabla 28 Balance Metalúrgico - Test 2	73
Tabla 29 Balance Metalúrgico General - Test 2	73
Tabla 30 Balance Metalúrgico - Test 3	74
Tabla 31 Balance Metalúrgico General - Test 3	74
Tabla 32 Balance Metalúrgico - Test 4	75
Tabla 33 Balance Metalúrgico General - Test 4	75
Tabla 34 Balance Metalúrgico - Test 5	76
Tabla 35 Balance Metalúrgico General - Test 5	76
Tabla 36 Balance Metalúrgico - Test 6	77
Tabla 37 Balance Metalúrgico General - Test 6	77
Tabla 38 Recuperaciones y leyes de pruebas de flotación	78
Tabla 39 Matriz de diseño factorial 2 ² de resultados de pruebas metalúrgicas	81
Tabla 40 Coeficientes del modelo de regresión	82
Tabla 41 Análisis de Varianza (ANOVA)	82
Tabla 42 Cuadro de efectos de las variables independientes sobre la variable dependiente	83
Tabla 43 Coeficientes de regresión	84
Tabla 44 Resumen de regresión factorial para el Zn, Pb, Ag y Au	93

SIGLAS Y ABREVIATURAS

Ag	: Plata
Au	: Oro
ASTM	: American society for testing and materials
ARC	: Antonio Raymondi Cusco
A-31	: Aerofloat 31 (Reactivo colector)
cc	: Centímetro cubico
cc/min	: Centímetros por minutos
CMC	: Carboxil Metil Celulosa
Cu	: Cobre
CuSO ₄	: Sulfato de cobre
C-269	: Reactivo colector de plomo (Reflomin C-269)
g	: Gramos
g/L	: Gramos por litro
g/t	: Gramos por tonelada métrica
kg	: Kilogramos
Km	: Kilometro
L	: Litro
m	: Metro
min	: Minutos
ml	: Mililitro
mm	: Milímetro
m.s.n.m.	: Metros sobre el nivel del mar

mol/L	: Mol por litro
MIBC	: Metil Isobutil Carbinol
Oz	: Onza
Pb	: Plomo
pH	: Potencial de hidrogeniones
t	: Tonelada métrica
TMH	: Toneladas métricas húmedas
TMS	: Toneladas métricas secas
S.M.R.L.	: Sociedad Minera de Responsabilidad Limitada
µm	: Micrones
Zn	: Zinc
ZnSO ₄	: Sulfato de zinc
Z-11	: Xantato Isopropílico de Sodio (Reactivo colector)

RESUMEN

El objetivo de este estudio de investigación fue evaluar a nivel de laboratorio la separación de minerales sulfurados de plomo y zinc, a partir del mineral polimetálico de la planta concentradora Antonio Raymondi, mediante el proceso de flotación diferencial. El estudio es de carácter técnico y cuantitativo, usando un diseño experimental factorial 2^2 con dos repeticiones centrales, donde se realizaron 06 pruebas a nivel de laboratorio, manipulando la dosificación de $ZnSO_4$ y el pH de flotación de minerales sulfurados de zinc, con el mineral polimetálico Pulpera de la planta concentradora Antonio Raymondi, la muestra de mineral fue recolectada de los volquetes que llegan a planta. Donde al trabajar con los valores mínimos de las variables de estudio nos da como resultado recuperaciones de zinc menores a 70%, mientras que al trabajar con los valores máximos de las variables de estudio, se logra obtener la mayor recuperación de zinc a nivel de laboratorio, logrando un 83.52% de recuperación en el concentrado de zinc y con desplazamientos mínimos de zinc en el concentrado de plomo y en el relave, con valores de 8,51% y 7,97% respectivamente. Con este resultado le damos valor agregado al zinc y logramos obtener concentrados de plomo y zinc, de calidad y comerciabilidad; en lugar de producir un concentrado bulk donde no pagan por el zinc.

Palabras clave: Evaluación, flotación diferencial, recuperación, depresor de zinc.

ABSTRACT

The objective of this research study was to evaluate at the laboratory level the separation of lead and zinc sulfide minerals, from the polymetallic ore of the Antonio Raymondi concentrator plant, through the differential flotation process. The study is of a technical and quantitative nature, using a 2^2 factorial experimental design with two central repetitions, where 06 tests were carried out at the laboratory level, manipulating the dosage of $ZnSO_4$ and the flotation pH of zinc sulfide minerals, with the polymetallic mineral. Pulpera of the Antonio Raymondi concentrator plant, the mineral sample was collected from the dump trucks that arrive at the plant. Where working with the minimum values of the study variables results in zinc recoveries of less than 70%, while working with the maximum values of the study variables, it is possible to obtain the highest zinc recovery at the laboratory level. , achieving 83.52% recovery in the zinc concentrate and with minimal zinc displacements in the lead concentrate and in the tailings, with values of 8.51% and 7.97% respectively. With this result we give added value to zinc and manage to obtain quality and marketable lead and zinc concentrates; instead of producing a bulk concentrate where they don't pay for the zinc.

Keywords: Evaluation, differential flotation, recovery, zinc depressant.

INTRODUCCIÓN

La flotación es un método de concentración aplicado a los minerales sulfurados, que se usa para separar el mineral valioso (mena), de los estériles (ganga), en función de sus propiedades superficiales. Para que ello se lleve a cabo, se requiere darle las condiciones operativas necesarias al mineral que será tratado.

Los minerales polimetálicos del Perú son de naturaleza diversa y compleja, por lo que su procesamiento depende de las características mineralógicas y fisicoquímicas de cada especie, por ello es que cada empresa busca alguna forma de separar eficientemente estos minerales polimetálicos, por ello realizan pruebas metalúrgicas con las características del mineral a tratar en sus instalaciones, en la cual evalúan variedad de variables que puedan favorecer la separación óptima del mineral polimetálico, logrando obtener concentrados de calidad con recuperaciones aceptables. En la planta concentradora Antonio Raymondi se procesa minerales polimetálicos y se produce concentrado bulk de plomo, zinc, oro y plata; el cual, en cuyo proceso no se le brinda un tratamiento adecuado al zinc y en la comercialización del concentrado bulk no pagan por el zinc, generando pérdidas económicas a la empresa indirectamente.

El trabajo de estudio por ser netamente experimental, tiene como objetivo separar el mineral polimetálico Pulpera de la planta concentradora en dos productos: concentrado de plomo y de zinc, dándole así un valor agregado al zinc y obteniendo recuperaciones de zinc por encima del 80%. Para ello, se inició con el muestreo del mineral polimetálico y posteriormente se realizó los ensayos metalúrgicos a nivel de laboratorio con un diseño experimental factorial 2^2 con dos replicas, evaluando la dosificación de $ZnSO_4$ y el pH de flotación de minerales sulfurados de zinc.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Situación problemática

Los minerales polimetálicos del Perú son de naturaleza diversa y compleja, por lo que su procesamiento depende de las características mineralógicas y fisicoquímicas de cada especie, por ello es que cada empresa realiza distintas pruebas metalúrgicas con las características del mineral a tratar en sus instalaciones, por ende, hay distintas variables de operación por analizar para poder llegar al objetivo que se requiere.

La planta concentradora Antonio Raymondi se ubica en el distrito de Condoroma-Espinar-Cusco, procesa por flotación distintos tipos de minerales proveídos de mina, una de las cuales es el mineral denominado Pulpera, que es un mineral polimetálico compuesto por plomo: 2.13%, zinc: 1.78%, oro: 4.10 g/TM y plata: 1.58 Oz/TM. Y obtiene como producto final un concentrado bulk compuesto por plomo: 33.70%, zinc: 25.17%, oro: 70.20 g/TM y plata: 27.50 Oz/TM, con recuperaciones de plomo: 85.43%, zinc: 72.43%, oro: 84.93% y plata: 86.71%. El cual, en el proceso de flotación bulk no se le brinda un tratamiento adecuado al zinc, desplazándose al relave un 27.57%; y en la comercialización del concentrado bulk no pagan por el zinc, no dándole valor agregado a este metal y generando pérdidas económicas en la empresa indirectamente.

Por este motivo, proponemos evaluar la separación de los minerales sulfurados de plomo y zinc, a partir del mineral polimetálico Pulpera, realizando una flotación diferencial en el laboratorio de procesamiento de minerales de la UNSAAC, evaluando la dosificación de $ZnSO_4$ (depresor de zinc) y el pH de flotación de minerales sulfurados de zinc, con la finalidad de obtener concentrados de plomo y zinc de buena calidad y comerciales en lugar de un concentrado bulk,

logrando alcanzar recuperaciones aceptables, para ello, se requiere una investigación que permita lograr este objetivo.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

- ¿De qué manera se podrá separar los minerales sulfurados de plomo y zinc por el proceso de flotación diferencial, a partir del mineral polimetálico Pulpera de la planta concentradora Antonio Raymondi a nivel de laboratorio?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cuál será la dosificación de $ZnSO_4$, que permita recuperar el zinc por lo menos al 80%?
- ¿Qué pH será el adecuado para la flotación de sulfuros de zinc?

1.3. Justificación de la investigación

1.3.1. Tecnológica

El presente estudio de investigación tiene como objetivo separar los minerales sulfurados de plomo y zinc del mineral polimetálico Pulpera, mediante el proceso de flotación diferencial, dado que, en planta concentradora actualmente se obtiene concentrado bulk de plomo, zinc, oro y plata; y al momento de la comercialización no pagan por el zinc y no se le brinda un tratamiento adecuado a dicho metal, desplazándose a los relaves una buena cantidad. Para ello se realizará pruebas en el laboratorio, evaluando la dosificación de $ZnSO_4$ y el pH en la etapa de flotación de sulfuros de zinc, y obtener concentrados de plomo y zinc independientes, de buena calidad y comerciables, logrando recuperaciones aceptables.

1.3.2. Económica

Al vender concentrados de plomo y zinc, la empresa le asignará valor económico al zinc y traerá mayores retornos económicos, en el cual, el zinc no tiene valor en la comercialización en el

concentrado bulk y donde no se le brinda un tratamiento adecuado, desplazándose en el relave en planta concentradora, generando pérdidas económicas indirectamente a la empresa.

1.3.3. Social

Toda mejora en la empresa, involucra un aumento en el ingreso económico de la producción e indirectamente toda la colectividad de la empresa sale beneficiada, aumentando la calidad de vida de los trabajadores y por ende a sus familias.

1.3.4. Ambiental

Mediante el presente trabajo de investigación se reducirá el porcentaje de zinc en el relave de planta concentradora, por ende, disminuirá el desplazamiento de zinc a las fuentes de agua cercanas, reduciendo el impacto ambiental en la zona.

1.4. Objetivos de la investigación

1.4.1. Objetivo general

- Evaluar la separación de los minerales sulfurados de plomo y zinc por el proceso de flotación diferencial, a partir del mineral polimetálico Pulpera de la planta concentradora Antonio Raymondi, a nivel de laboratorio.

1.4.2. Objetivos específicos

- Determinar la dosificación de $ZnSO_4$.
- Determinar el pH de flotación de sulfuros de zinc.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes (Estado de arte)

2.1.1. Antecedentes internacionales

- ✓ De la Rosa Canales, J. M. (2013). *Flotación selectiva de minerales sulfurados de Plomo-Zinc en presencia de reactivos naturales del tipo quebracho*. (tesis posgrado). Universidad Nacional Autónoma de México. México. El objetivo de este trabajo fue determinar el efecto de la concentración de quebracho y del pH, considerando un mineral complejo de plomo-zinc, puede ser deprimida o flotada mediante una prueba de potencial zeta y una prueba de flotación selectiva. El método de investigación fue cuantitativo y el diseño de la investigación fue experimental El problema es encontrar condiciones óptimas de flotación y depresión para el tratamiento de minerales complejos de plomo y zinc utilizando reactivos naturales de tipo quebracho. La materia prima empleada en esta tesis fue de 70 kg de mineral de plomo-zinc proveniente del Grupo México, unidad de Charcas, San Luis Potosí. Se realizaron 18 pruebas experimentales de flotación y pruebas por potencial zeta, modificando las condiciones operacionales, del pH y la concentración de quebracho. Se concluyo: primero, que a partir de las pruebas efectuadas por potencial zeta, el xantato etílico de potasio es un excelente reactivo para flotar la galena a valores de pH entre 9 y 11 y que, en presencia de quebracho, no existe competencia. Segundo, que la esfalerita puede flotar a valores de pH entre 6 y 8, mientras que es factible deprimirla a valores de pH entre 9 y 11 en presencia de xantato etílico de potasio y quebracho colorado. Tercero, a mayor concentración de quebracho colorado se tiene mayor recuperación de zinc en los estériles primarios de plomo, siendo 20 g/L de quebracho la mejor condición para trabajar en un

circuito de flotación primaria de plomo. Cuarto, a menor concentración de xantato etílico de potasio, se obtiene las mejores recuperaciones de plomo en el concentrado primario de plomo. Quinto, a mayor concentración de sulfato de cobre la ley de zinc aumenta, mientras que la recuperación de zinc disminuye en el concentrado primario de zinc. En sexto lugar, la ley y la tasa de recuperación del plomo en el concentrado primario de plomo aumentan cuando el valor del pH es básico y la condición óptima es un valor de pH de 10. Por lo tanto, es posible utilizar el quebracho colorado como depresor de zinc en un circuito de flotación selectiva plomo-zinc. Su principal ventaja es que es un reactivo natural biodegradable, no tóxico y respetuoso con el medio ambiente.

2.1.2. Antecedentes nacionales

- ✓ Armas Davila, G. J. & Rosales Fuster, J. A. (2014). *Evaluación de la separación del concentrado bulk plomo-cobre en la planta concentradora Mahr Tunel UEA Yauli- Volcan Compañía Minera S.A.A.* (tesis pregrado). Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo. El objetivo de este estudio es aumentar la recuperación de plomo en el concentrado, a partir del tratamiento de menas sulfuradas, mejorando la calidad de los concentrados de plomo y cobre. El método de investigación es cuantitativo y el diseño de la investigación es experimental. Se realizaron 02 ensayos en laboratorio, de las cuales se obtuvo concentrados de plomo, zinc y cobre. La flotación de Pb-Cu bulk fue a pH 10, la flotación de Zn fue a pH 11.5, la separación de Pb-Cu fue a pH 9, deprimiendo el cobre con una mezcla de reactivos: cianuro/óxido de zinc 2:1 y flotando el plomo MIBC. Los resultados fueron: ley de concentrado de plomo 75.02% con recuperación de 74.01%, ley de concentrado de cobre 9.01% con recuperación de 42.38% y ley de concentrado de zinc 48.02% con recuperación de 73.10%. Se aplicó a nivel industrial y los resultados fueron:

ley de concentrado de plomo 67.08% con recuperación de 90.34% y la ley de concentrado de cobre 18.63% con recuperación de 52.4%. Se demostró la eficiencia de la separación de plomo-cobre con los reactivos: bisulfito de sodio, fosfato monosódico de sodio y el CMC, cuyos consumos fueron de 100 kg, 25 kg y 1 kg para 100 TMH por hora respectivamente y a un pH de 5.5 a 6.5.

- ✓ Huallpa Antoniete, M. E. (2018). *Concentración por flotación de minerales sulfurados: plata, plomo, cobre, zinc y oro en minerales polimetálicos*. (tesis postgrado). Universidad Nacional de Ingeniería. Lima. El objetivo de este estudio es aplicar el proceso de flotación para recuperar los minerales valiosos de cobre, plomo, zinc, plata y oro en concentrados de cobre, plomo y zinc. La metodología de investigación fue cuantitativa y el diseño de la investigación fue experimental. Se realizó 3 etapas de ensayos y un total de 10 ensayos de flotación, donde las variables primordiales fueron: dosificación de depresores y granulometría de mineral, para lograr recuperaciones aceptables de plomo, cobre y zinc. En la primera etapa de los ensayos, se concluyó que las recuperaciones de plomo, cobre, plata en los bulk y zinc son aceptables. De los tres ensayos, el ensayo N° 02 tuvo menor desplazamiento de zinc en el bulk, ya que este ensayo se seleccionó para seguir con el estudio. En la segunda fase, las recuperaciones de plomo, cobre y plata en los concentrados bulk fueron buenos, excepto en el caso del oro, donde las recuperaciones oscilaron entre 56-79%. Esto puede deberse a que parte del oro está asociado con la pirita. En la tercera fase de tres ensayos de flotación diferencial, se concluyó, que los dos primeros ensayos realizados con depresión de plomo con una mezcla de bicromato con CMC y fosfato monosódico dieron mejores resultados para la calidad del concentrado. Se recomienda deprimir el zinc y la pirita, añadiendo depresores en la molienda (complejo, sulfato de zinc)

y cal hasta alcanzar un pH de 8.5. En el proceso de separación de plomo y cobre, deprimir el plomo con la mezcla de bicromato (60%) + CMC (20%) + fosfato monosódico (20). Al realizar la flotación de zinc, debe realizarse 11.5 de pH y así evitar la activación de pirita y arsenopirita. Durante la fase de limpieza, aumentar el pH a 12, para deprimir eficazmente la arsenopirita.

- ✓ Cortez Marcelo, C. (2019). *Flotación de zinc sin el uso de cal para la recuperación de concentrado de zinc, en la Unidad de Producción Andaychagua - Compañía Minera Volcan S.A.A.* (tesis pregrado). Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. Cerro de Pasco. El propósito de este tema de investigación es realizar la flotación de zinc sin el uso de cal para recuperar el concentrado de zinc. El método de investigación es cuantitativo y el diseño de la investigación es experimental. El problema radica en hacer la flotación de zinc sin usar cal y lograr una recuperación aceptable. A nivel de laboratorio se realizaron seis pruebas con los colectores F-1661 y F-4277. Se obtuvieron buenos resultados a nivel batch con el colector F-1661 sin el uso de cal, con un pH óptimo entre 9 y 10.3. El colector F-4277 tiene un efecto negativo sobre la flotación de zinc. La tasa de recuperación que se logro fue de 92,93% y con una calidad de 57,66%.

2.1.3. Antecedentes locales

- ✓ Curo Miranda, C. & Tinta Mosquipa, W. (2006). *Evaluación de la sección flotación Pb – Zn en la planta concentradora La Inmaculada Unidad de Producción el Cofre.* (tesis pregrado). Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Cusco. El objetivo de estudio es incrementar la recuperación de plata presente en el concentrado de plomo y mejorar la recuperación de zinc. El método de investigación es el estadístico y el diseño de la investigación es el experimental del tipo factorial. Se realizo 8 ensayos y 3 repeticiones

en el punto central para efectos de curvatura. Las variables de estudio fueron la dosis del colector Z-11, pH y la densidad de pulpa. La prueba N° 03 dio buenos resultados para obtener una recuperación óptima, cuando el pH es 8.5, la densidad 1210 g/L y la dosificación de Z-11 es 5 cc/min. El pH hallado confirma que el plomo necesita un medio alcalino para ser flotado y recuperado. La liberación óptima es de 50% -200M para lograr una recuperación de plata óptima. En conclusión, incrementar el tiempo de flotación y acondicionamiento en el circuito de zinc, mejora la recuperación debido a que la cinética de flotación del zinc es muy lenta y así evitar que se desplace a los relaves. La recuperación que se llegó a obtener fue de 82.55%.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Flotación

Linares (2015) define la flotación de minerales como una tecnología de concentración vía húmeda, que utiliza las propiedades fisicoquímicas de las partículas para seleccionarlas o separarlas mediante burbujas de gas (aire) y se basa en sus propiedades de hidrofiliidad e hidrofobicidad de las partículas.

Sutulov (1963) definió la flotación como, la hidrofobicidad e hidrofiliidad del material sólido a separar, señalando que es un fenómeno del comportamiento de los sólidos con respecto al agua, es decir, la mojabilidad del material. Los minerales de sulfuro y los metales nativos son de naturaleza hidrófoba, ya que no tienen afinidad por el agua (no mojables); por otro lado, los minerales oxidados, los carbonatos, la sílice y otros que suelen constituir la mayoría de los minerales estériles o ganga, son considerados hidrofílicos y tienen afinidad por el agua (mojables).

La flotación es un proceso de separación, que utiliza burbujas de gas para separar materiales de diverso origen de pulpas acuosas, en función de su hidrofiliidad e hidrofobicidad. Es adecuado

para minerales metálicos y no metálicos, sulfuros, carbonatos, etc. Estos incluyen la separación del mineral valioso del material estéril que lo acompaña (Azañero Ortiz, 2015).

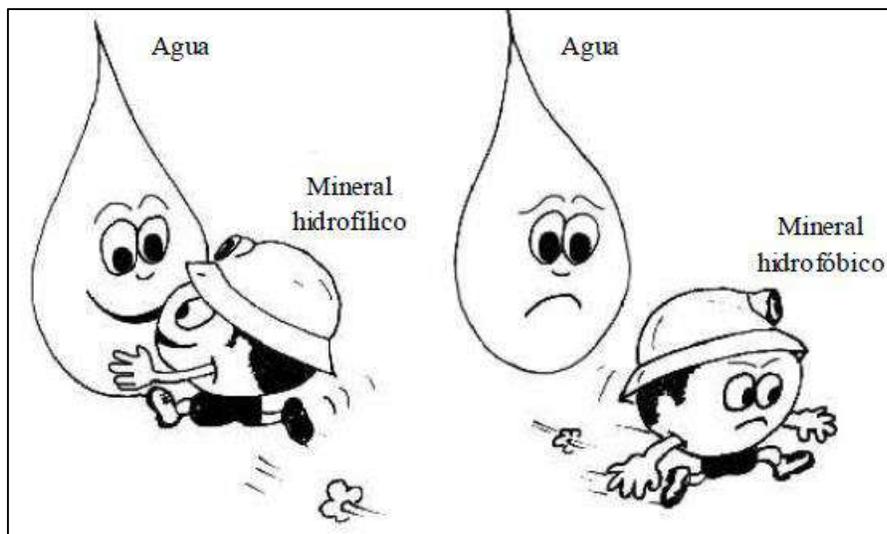
La flotación involucra tres fases: fase sólida, fase líquida y fase gaseosa; la fase sólida está representada por el material a separar, la fase líquida es agua y la fase gaseosa es aire. Los sólidos finos y liberados y el agua; se preparan en forma de pulpa antes del proceso de flotación, con un porcentaje de sólidos no mayor al 40%. A medida que la pulpa ingresa al proceso, debidamente acondicionada con reactivos, se introduce aire para formar burbujas de aire, que son los centros a los que se adhieren los sólidos útiles a recuperar en el proceso de flotación.

Los minerales hidrofóbicos son aerófilos, lo que significa que tienen afinidad por las burbujas de aire, mientras que los minerales hidrofílicos son aerófbos, lo que significa que no se adhieren a las burbujas de aire (Figura 1).

Los minerales hidrofóbicos e hidrofílicos en la pulpa acuosa se pueden separar entre sí, después de que se ha liberado a tamaños de partículas apropiados y se hayan acondicionado con reactivos apropiados para formar burbujas de aire en la pulpa. Las partículas hidrófobas se adhieren a las burbujas de aire y pasan al colchón de espuma donde se recuperan, el cual es denominado concentrado, mientras que las partículas hidrófilas se humedecen y no se adhieren a las burbujas, quedándose en la pulpa formando el relave.

Figura 1

Características de minerales hidrofílicos e hidrofóbicos



Nota: Adaptado de *Flotación y concentración de minerales* (p.38), de Azañero (2015).

2.2.2. Tipos de flotación

Linares (2015) los tipos de flotación pueden ser:

- ✓ Flotación de espumas
- ✓ Flotación por películas
- ✓ Flotación por aceites

Actualmente, la más común y de mayor aplicación es la flotación de espumas, que se divide en:

1. **Flotación directa:** Los minerales valiosos concentrados se recuperan en la espuma y los minerales de ganga quedan en la pulpa como relave.
2. **Flotación reversa o inversa:** La ganga es captado en la espuma, mientras que en la pulpa queda el mineral, considerado de valor como relave, para luego ser recuperado.

Otra clasificación es:

- **Flotación bulk o colectiva:** Donde todos los minerales valiosos contenidos en la mena son recuperados en un solo concentrado y un relave con el material sin valor o ganga.

- **Flotación selectiva o diferencial:** Debido a la acción selectiva de los reactivos, es posible obtener concentrados con un alto grado de un único mineral valioso.

2.2.3. Flotación diferencial o selectiva

Azañero (2015) lo define como la flotación de una o más especies mineralógicas de naturaleza sulfurada, dejando en los relaves especies de otro tipo, deprimidas por reactivos específicos. En este tipo de procesos es necesario considerar reactivos químicos que permitan que el proceso tenga la máxima selectividad.

2.2.4. Flotación de minerales de plomo y zinc

La flotación de minerales de plomo y zinc es una forma de separación que se ha utilizado durante mucho tiempo en la industria minera. Básicamente, primero se flota a los minerales sulfurados de plomo, como la galena; luego flotar el sulfuro de zinc, que generalmente es la esfalerita. Aunque esta es la idea básica, existen algunas complicaciones debido a las diferentes características de los minerales.

Los minerales de plomo suelen contener plata y oro, por lo que los concentrados de plomo se benefician económicamente del valor añadido que aporta la presencia de oro y plata. Por lo tanto, es importante recuperar la mayor cantidad de oro y plata posible en los concentrados de plomo, ya que pagan mucho más que en el concentrado de zinc. Antes de efectuar la separación selectiva de plomo y zinc, una etapa muy importante es determinar el tamaño óptimo de las partículas y los reactivos químicos necesarios para la separación.

Los depresores de esfalerita más comunes son el sulfato de zinc, el cianuro de sodio, el bisulfito de sodio, el sulfito de sodio y el piro sulfito de sodio. La acción de los depresores favorece a pH óptimos, por lo que se deben realizar pruebas para evaluar qué reactivos se necesitan y en qué dosis.

Para flotar el plomo, se deben encontrar colectores selectivos para minerales de plomo, para lo cual se recurre a las pruebas en laboratorio. Una vez producida la flotación de plomo, se tendrá un relave con un único mineral valioso, el cual será la esfalerita. La esfalerita debe activarse para ser flotado, ya que inicialmente fue deprimida durante la flotación del plomo. El activador más común es el sulfato de cobre, que tiende a formar una fina capa de sulfuro de cobre sobre la superficie de la esfalerita. Para promover la flotación, se debe aumentar el pH de la flotación, generalmente entre 10.5 y 12. La flotación de zinc a menudo utiliza lechada de cal para ajustar el pH, y estos reactivos se deben agregar de manera adecuada para minimizar el desplazamiento de pirita, que puede contaminar el concentrado.

2.2.5. *Minerales de plomo y zinc*

El Perú posee una gran diversidad de reservas de distintos tipos de minerales, donde los minerales de plomo y zinc existen principalmente como minerales polimetálicos en su mayoría y podemos encontrarlos en la naturaleza en diversas combinaciones. Los minerales de plomo y zinc más importantes se enumeran en la Tabla 1.

Tabla 1

Minerales de plomo y zinc

	Mineral	Formula	% de metal
Plomo	Galena	PbS	86.6
	Cerusita	PbCO ₃	77.5
	Anglesita	PbSO ₄	68.3
Zinc	Blenda o esfalerita	ZnS	66.94
	Marmantita	ZnFeS	64.06
	Willemita	Zn ₂ (SiO ₄)	58.68
	Hemimorfita	Zn ₄ Si ₂ O ₇ (OH) ₂ .H ₂ O	54.29

Nota: Elaboración propia.

2.2.6. Reactivos de flotación

Sutulov (1963) afirma que los reactivos de flotación son esenciales y son las variables más importantes del proceso, dado que sin ellos no se puede realizar la flotación.

Además, son extremadamente sensibles no sólo al tipo de reactivo, sino también a su combinación con otros reactivos, su dosificación y puntos de adición. Los efectos positivos o negativos causados por otras variables de flotación (liberación, densidad de la pulpa, etc.) nunca superarán los efectos positivos o negativos de la composición de reactivos, por lo que se deben seleccionar cuidadosamente los reactivos apropiados, ya que son muy complejos.

Los reactivos químicos se dividen en tres categorías, los cuales son:

- ✓ Colectores
- ✓ Espumantes
- ✓ Modificadores

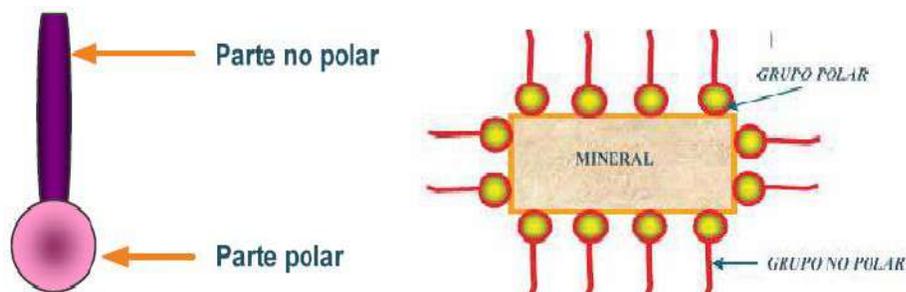
2.2.6.1. Colectores

Los colectores son compuestos orgánicos con moléculas complejas con una estructura heteropolar y asimétrica, donde su grupo polar se adsorberse sobre la superficie del mineral valioso, logrando hidrofobizarla selectivamente en la pulpa. La reducción de la energía libre superficial de los minerales hidratados hasta un punto donde se pueda formar un perímetro de contacto trifásico (agua-mineral-aire), favorece y promueve la adsorción del colector en la superficie del mineral, por lo que favorece la adhesión de partículas minerales a las burbujas de aire (Linares Gutiérrez, 2015).

La gran parte de los colectores poseen una parte polar y otra apolar (no polar), como se muestra en la Figura 2.

Figura 2

Partes y adsorción del colector



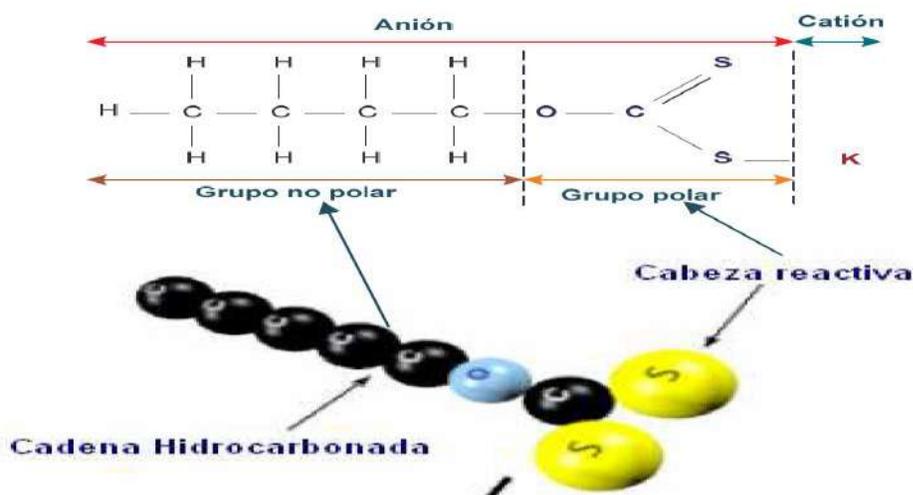
Nota: Adaptado de *Procesamiento de minerales* (p.38), de Linares (2015).

La parte apolar (no polar) de la molécula está representada por un grupo hidrocarbonado, que no reacciona fácilmente con los dipolos de agua y, por lo tanto, proporciona hidrofobicidad al mineral.

Los restos polares o iónicos, se adsorben selectivamente en la superficie del mineral a través de reacciones químicas con iones de la superficie mineral o mediante atracción electrostática a la superficie mineral (adsorción física) (Linares Gutiérrez, 2015). En la Figura 3 se observa y representa la estructura del colector xantato amílico de potasio (Z-6).

Figura 3

Esquema del hidrocarburo radical colector Z-6



Nota: Adaptado de *Procesamiento de minerales* (p.39), de Linares (2015).

➤ Clasificación de los colectores

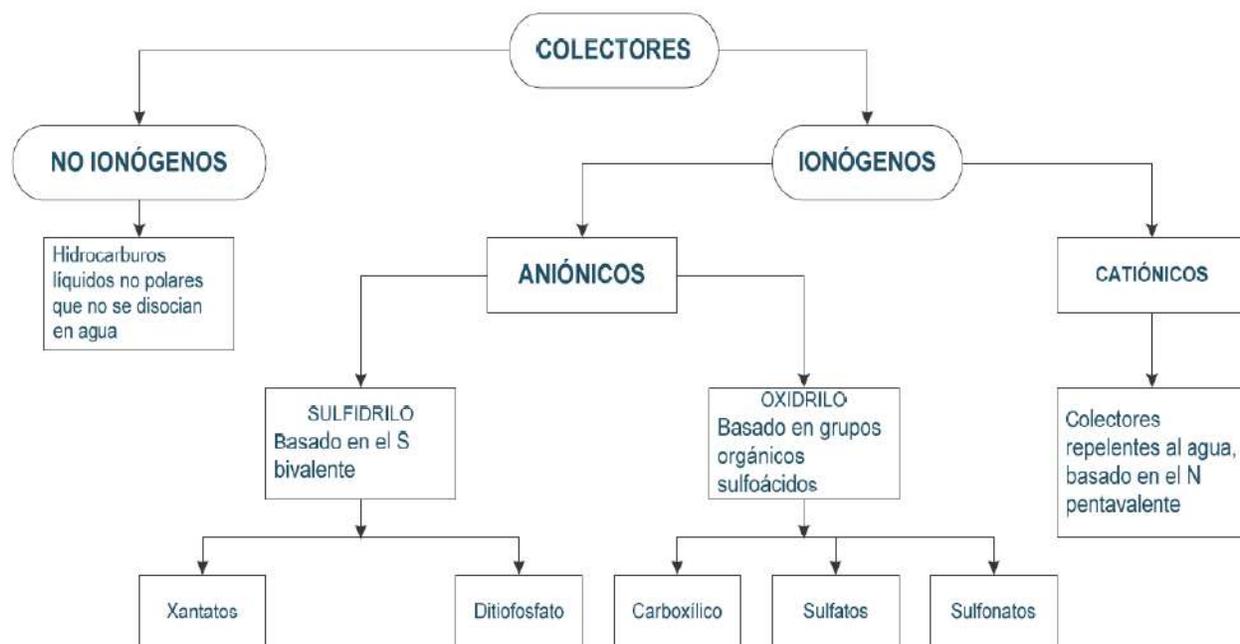
Los colectores se clasifican por su capacidad para disociarse en soluciones acuosas, teniendo en cuenta el tipo de ion que produzca la hidrofobicidad.

Linares (2015) menciona que la clasificación de los colectores debe tomar en cuenta la disociación de sus iones, la actividad de los aniones y/o cationes con respecto a la superficie mineral y la estructura del grupo sólido-fílico. Se dividen en dos categorías: colectores iónicos o iónógenos que se disocian en iones, y colectores no iónicos o no iónógenos que actúan en forma molecular.

En la Figura 4 se muestra una clasificación general de los colectores.

Figura 4

Clasificación de colectores



Nota: Adaptado de *Procesamiento de minerales* (p.39), de Linares (2015).

Los **colectores aniónicos** son los de mayor uso en el proceso de flotación de minerales, debido a su alta selectividad y fuerte adhesión a la superficie de minerales valiosos. Se subdividen en dos categorías según sus estructuras de grupo polar, los cuales son:

- ***Sulfhídrico o sulfhídrico:*** Se utilizan principalmente en la industria de procesamiento de minerales, ya que son los más efectivos para la flotación de minerales de metales pesados no ferrosos (principalmente sulfuros). Los colectores más utilizados son los **xantatos** y **ditiofosfatos**, también conocidos como **aerofloats**.
- ***Oxidrilos u oxidrónicos:*** Estos colectores se utilizan para la flotación de minerales no sulfurados, con metales alcalinotérreos (Ca, Ba, Mg, Sr) como cationes, así como minerales carbonatados y sulfatados. Dichos colectores son carboxilatos, sulfatos orgánicos y sulfonatos. De entre ellos, los carboxilatos o ácidos grasos, como el ácido oleico, el ácido linoleico, el ácido abiético y el ácido linoleico se utilizan con mayor frecuencia en el procesamiento de minerales.

Los **colectores catiónicos** se utilizan para la flotación de silicatos y algunos óxidos de metales raros, por lo que su uso en el procesamiento de minerales es muy limitado. Estos colectores se caracterizan por el hecho de que el catión es un agente repelente al agua, que consta de un grupo hidrocarbonado y un grupo solidofilico que contiene nitrógeno pentavalente o grupos amino. Los aniones de estos colectores son haluros y rara vez hidróxidos. Los colectores más comunes son las aminas.

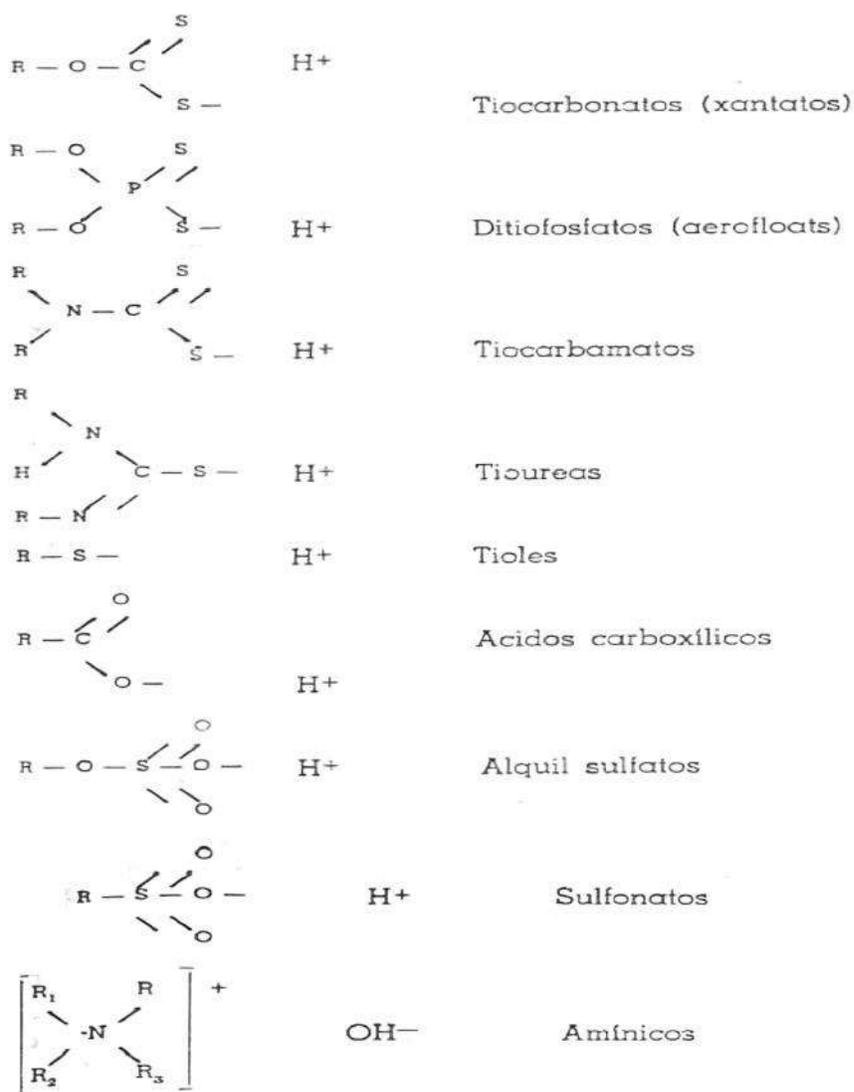
Los **Colectores no iónicos** son reactivos que carecen de polaridad y grupos iónicos, por lo que no tienen sus propios medios de unión a superficies minerales (adhesión) y deben agregarse en combinación con otros compuestos orgánicos heteropolares para ser utilizable. En pocas palabras, estos colectores se adsorben sobre otros colectores que ya están adsorbidos, un fenómeno llamado co-adhesión. Se utiliza para minerales altamente hidrofóbicos como carbón, grafito, azufre y molibdenita. Los colectores no iónicos más utilizados son el kerosene, el aceite de transformador y el petróleo.

➤ Colector C-269

Este reactivo es proveído por la empresa REFLOMIN S.A.C. (Reactivos de Flotación de Minerales), el reactivo REFLOMIN C son de una gama de colectores especializados, en el cual el colector REFLOMIN C-269 es un colector selectivo muy eficiente de plomo y plata, que es alternativo al xantato Z-6. La Figura 5 muestra las fórmulas químicas de los colectores más importantes.

Figura 5

Fórmulas químicas de colectores



Nota: Adaptado de *Flotación de minerales* (p.70), de Sutulov (1963).

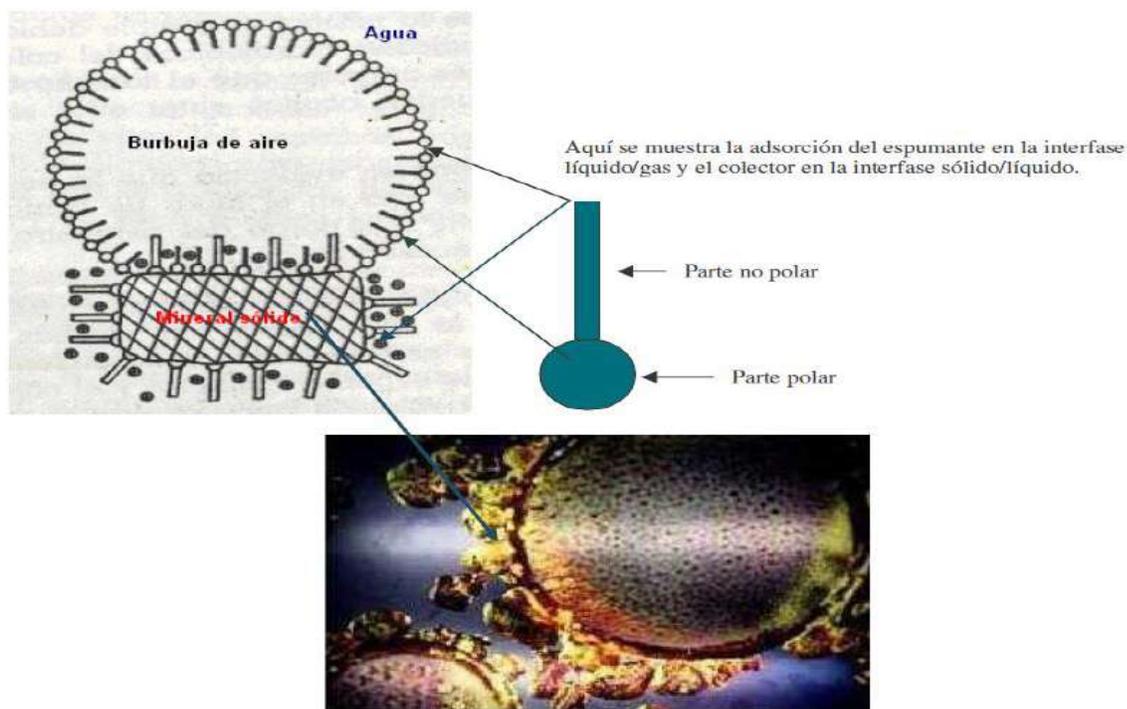
2.2.6.2. Espumantes

Un reactivo espumante es un tensoactivo orgánico heteropolar (superficie activa) que puede adsorberse en la superficie de la interfaz aire-agua. El propósito del espumante es proveer a las burbujas la consistencia suficiente para evitar que se unan entre sí y exploten a medida que suben a la superficie. La estructura polar de la molécula del espumante se adsorbe en la superficie de la interfaz agua-aire con sus grupos no polares. La parte no polar es repelida por el agua que fluye en el aire, mientras que la parte polar es atraída por el agua, quedándose en el agua (Linares Gutiérrez, 2015).

La eficiencia del espumante depende del pH de la pulpa, siendo su capacidad espumante mayor cuando el espumante está en forma molecular. La Figura 6 muestra la adsorción del agente espumante.

Figura 6

Esquema de adsorción de un espumante en una burbuja de aire



Nota: Adaptado de *Procesamiento de minerales* (p.51), de Linares (2015).

Gracias a su actividad superficial, los agentes espumantes pueden reducir la tensión superficial y así crear estabilidad en las burbujas de aire. Los agentes espumantes más utilizados en el procesamiento de minerales son el aceite de pino, el ácido cresílico, el dowfroth y el MIBC.

La función más importante del espumante es crear una espuma estable para poder extraer y recuperar el mineral valioso en el concentrado.

2.2.6.3. Modificadores

Linares (2015) afirma que los reactivos modificadores son usados en la flotación para cambiar y controlar el efecto del colector, aumentando o disminuyendo la hidrofobicidad de la superficie mineral, de esta manera es más selectiva el efecto del colector para ciertos minerales, que necesitan ser tratados adecuadamente.

Su función es preparar la superficie mineral para la adsorción o desorción de uno o más reactivos, para garantizar que la pulpa tenga las condiciones y que otros reactivos tengan efecto y proporcionen una buena flotación.

Los modificadores se dividen en 3 grupos, son:

➤ Activadores

Son sales solubles cuyos iones modifican selectivamente la superficie de las partículas, mejorando o favoreciendo la adsorción de un colector, promoviendo la hidrofobicidad de la superficie mineral y aumentando su flotabilidad.

Entre los principales activadores tenemos las sales solubles de metales pesados no ferrosos, que pueden activar la esfalerita, la pirita, etc. El sulfuro de sodio se utiliza para activar minerales no ferrosos oxidados. El sulfato de cobre se utiliza para la activación de ciertos sulfuros, tales como la esfalerita, la antimonita, etc.

➤ **Depresores**

Son reactivos que modifican la superficie de las partículas volviéndolas hidrófilas, impidiendo o inhibiendo la adsorción de los colectores y reduciendo así su flotabilidad. Esto permite separar minerales polimetálicos mediante procesos de flotación diferencial o selectiva.

Los depresores más comúnmente utilizados son el sulfuro de sodio, que se usa para deprimir los sulfuros; el cianuro de sodio o potasio, que se usa para deprimir minerales de cobre, la esfalerita, la pirita en la flotación selectiva. El sulfito y el bisulfito se utilizan para deprimir la esfalerita en la flotación selectiva; el silicato de sodio se utiliza para deprimir el cuarzo, la calcita y las impurezas. El cromato de potasio y el dicromato de potasio deprimen la galena y el complejo cianuro-zinc deprime los sulfuros de cobre.

El sulfuro de zinc se usa para deprimir la esfalerita y la pirita, se usa ampliamente para la flotación selectiva de minerales polimetálicos que contienen galena y esfalerita, muy usado a nivel industrial.

➤ **Modificadores de pH**

La eficacia de los reactivos de flotación depende en gran medida del pH de la pulpa. El pH es una variable muy importante que mide qué tan ácida o básica es una pulpa. Cada mineral sulfurado tiene un pH de flotación óptimo que proporciona excelentes resultados de recuperación, dependiendo del tipo de mineral y su origen. El modificador de pH más común y utilizado es la cal, que proporciona a la pulpa las condiciones de pH más adecuadas para una flotación y recuperaciones óptimas.

2.2.7. Variables del proceso de flotación

Según Linares (2015) las variables que más influyen e importantes en la flotación de minerales son:

2.2.7.1. Granulometría

Esta variable es de gran importancia en la flotación, porque requiere que las especies útiles tengan un grado de liberación óptimo y adecuado para su concentración.

- **Liberación:** Es la separación de las partículas mineralógicas de interés de las partículas de la ganga, al realizarse una determinada reducción de tamaño. Esta separación se puede asegurar cuando se llega al tamaño molecular para cada especie mineralógica.
- **Grado de liberación:** Es una expresión cuantitativa de la magnitud al realizarse una determinada reducción de tamaño, que es capaz de obtener granos libres de la especie mineralógica; y su determinación es posible con el uso de estudios microscópicos.

2.2.7.2. Tipo de reactivo

Los colectores, espumantes y modificadores, son de gran importancia en el proceso. La selección de cada uno de ellos, dependerá de las características que presente el mineral, para ser eficiente en el proceso y producir buenas concentraciones.

2.2.7.3. Dosificación de reactivo

La cantidad de reactivos necesarios en el proceso depende del balance económico que se obtenga al realizar una prueba metalúrgica previa y una evaluación del consumo del reactivo. La dosis óptima de reactivo reflejará en la tasa de recuperación y los bajos costos de producción. Un exceso o deficiencia en la dosificación trae consecuencias, por ello es recomendable dosificar lo necesario.

2.2.7.4. Densidad de pulpa

Esta es una variable muy importante, ya que la flotación de minerales es efectiva cuando la pulpa tiene un porcentaje suficiente de sólidos. La densidad de la pulpa afecta al tiempo de flotación y por tanto a la capacidad del circuito de flotación y en la recuperación y calidad del

concentrado. Por ello es necesario su control, ya que densidades altas o diluidas perjudican el proceso de flotación. La densidad de pulpa empleada en el proceso de flotación fluctúa entre 1250-1350 g/L; con porcentaje de sólidos que varían entre 25-35%.

2.2.7.5. Regulación de pH

El pH es la variable de control más comúnmente utilizada y muy importante en el proceso de flotación porque es fundamental para la recuperación y la selectividad, así como para la depresión de ciertos minerales de sulfuro. La flotación es muy sensible al pH, especialmente la flotación selectiva. Cada mineral y reactivo tiene un pH óptimo para un rendimiento óptimo en la concentración de minerales.

2.2.7.6. Tiempo de residencia

El tiempo de residencia depende de la velocidad de reacción de los reactivos, el volumen de la celda, el porcentaje de sólidos, pero principalmente de la cinética de flotación del mineral obtenido en la prueba de laboratorio metalúrgico.

2.2.7.7. Aireación

La aireación aumenta o retrasa la flotación, favoreciendo la recuperación o aumentando la ley respectivamente. El aire es uno de los tres elementos principales e infaltable en todo el proceso de flotación, junto al minerales y agua. El flujo de aire usado varía de 0-5 L/min.

2.2.7.8. Calidad del agua

En las plantas concentradoras, la disponibilidad de agua es un problema potencial. Por ello se suele utilizar agua reciclada y que se recircula en el proceso, que contiene residuos de reactivos y sólidos en suspensión que provocan un funcionamiento inestable en el proceso.

2.2.8. Influencia de las sales solubles

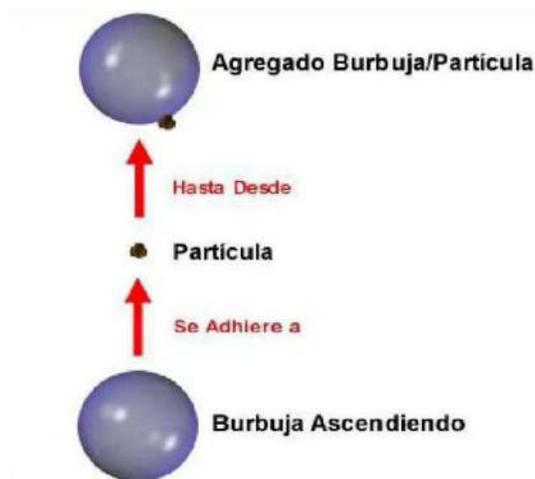
Las sales solubles vienen a ser los carbonatos, sulfatos, cloruros, nitratos y oxalatos; estas sales influyen en la flotación de minerales como es en la regulación de pH, la dosificación de reactivos (colectores y espumantes) y en la granulometría. Ya que algunas sales pueden ser frágiles y generan altas cantidades de lamas, el cual requieren mas dosis de reactivos y generan inestabilidad en el proceso de flotación. En la flotación diferencial existen minerales complejos que presentan una flotación muy complicada por una serie de factores, los más difíciles son aquellos que presentan activación natural de la esfalerita y pirita debido a las sales solubles que puede tener el mineral. Las sales más comunes vienen a ser la calcita (CaCO_3), dolomita ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$), yeso ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), etc...

2.2.9. Termodinámica de la flotación

Durante la flotación, se deben cumplir condiciones termodinámicas, cinéticas e hidrodinámicas para que las burbujas y partículas se adhieran entre sí, siendo así:

- ✓ Las condiciones termodinámicas son responsables de la formación de superficies hidrofóbicas en una especie mineral.
- ✓ Las condiciones cinéticas prevén el tiempo suficiente para la adhesión de partículas y burbujas hidrofóbicas.
- ✓ Las condiciones hidrodinámicas estabilizan los agregados de partículas y burbujas durante el flujo de pulpa.

Primero, debe ocurrir contacto físico entre la partícula y la burbuja (ver Figura 7, colisión). Los fenómenos de cohesión y adhesión dependen de la hidrofobicidad del mineral. La propiedad que controla la hidrofobicidad viene a ser la tensión superficial. Por tanto, es necesario estudiar propiedades físicas y químicas, fases e interfaces de la superficie mineral.

Figura 7*Encuentro partícula-burbuja*

Nota: Adaptado de <https://es.scribd.com/doc/152971777/01-Termodinamica-de-La-flotacion>

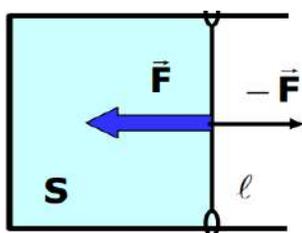
2.2.10. Tensión superficial

La propiedad que controla la hidrofobicidad de los minerales es la tensión superficial (propiedad superficial), que es una medida del trabajo requerido para aumentar el área superficial por unidad de área (1cm^2) a presión, temperatura y n constantes.

$$\gamma = \frac{F}{2L} \quad (1)$$

Donde:

- F: Fuerza ejercida sobre la superficie
- L: Longitud de contacto

Figura 8*Tensión superficial*

Nota: Adaptado de <https://www.ugr.es/~pittau/FISBIO/t5.pdf>

Es el cambio de energía libre superficial por unidad de área. Su unidad es (dinas/cm; N/m), mientras que la unidad de energía libre superficial es (N/m). La magnitud de la tensión superficial está directamente relacionada con la magnitud de las fuerzas intermoleculares que existen entre las moléculas del líquido, que producen el fenómeno de capilaridad. Por tanto, si conocemos las propiedades químicas de un líquido, podemos estimar su tensión superficial. La tabla 2 muestra algunos valores de tensión superficial para algunos líquidos.

Tabla 2

Tensión superficial de algunos líquidos

SUSTANCIA	γ (dinas/cm)	γ (N/m)
H ₂ O (20°C)	73	0.073
H ₂ O (100°C)	59	0.059
Alcohol	22	0.022
Hg (20°C)	465	0.465

Nota: Elaboración propia.

2.2.11. Fases del proceso de flotación

Sutulov (1963) planteó que el proceso de flotación se desarrolla en un medio acuoso con tres fases, las cuales son:

2.2.11.1. Fase solida

Está representado por sólidos (minerales) que necesitan ser separados y suelen tener una estructura cristalina. Esta estructura es el resultado de una disposición química de componentes, moléculas, iones y átomos, cada uno de los cuales forma un cuerpo completo. En cuanto a los sólidos, los factores importantes en el proceso de flotación son:

- Caracterización de superficies aireadas de ruptura del sólido.
- Defectos en la estructura cristalina.
- Contaminantes sólidos, líquidos y gaseosos.

2.2.11.2. Fase líquida

Está representado por el agua, porque es abundante y barata; y por sus propiedades específicas, es un medio ideal para este tipo de separaciones. Por último, hay que destacar la importancia de las impurezas y contaminantes en todas las aguas naturales o industriales. Lo primero que hay que mencionar es la dureza del agua, es decir, la contaminación natural provocada por las sales de calcio, magnesio y sodio. Estas sales y otros contaminantes no sólo alteran las propiedades de flotabilidad de ciertos minerales, sino que casi siempre son la causa de un consumo significativo de reactivos de flotación, formando a menudo sales solubles con los reactivos de flotación.

2.2.11.3. Fase gaseosa

Está representado por el aire que se introduce en la celda de forma neumática o mecánica, creando burbujas, que son los centros donde las partículas sólidas se adhieren para ser recuperados. Sus características son:

- El aire tiene un efecto químico en el proceso de flotación.
- Es un medio de transporte de partículas minerales a la superficie de la pulpa.

2.2.12. Interfases del proceso de flotación

2.2.12.1. Gas – Líquido

Durante la flotación, estas interfaces siempre ocurren entre el aire y el agua. La característica básica de esta interfaz es un salto repentino en la densidad del material, que disminuye su densidad aproximadamente 1000 veces desde la fase líquida a la fase gaseosa.

2.2.12.2. Sólido – Líquido

La hidratación de superficies o partículas sólidas sumergidas en agua depende de las propiedades hidrofóbicas del sólido, es decir, de la existencia de sus características eléctricas en la superficie mineral.

Sutulov (1963) manifiesta que la hidratación es más fuerte en especies donde los enlaces químicos (los iónicos o covalentes) están rotos. Cuando la electricidad residual es débil, la hidratación también lo es. Esto ocurre con minerales que se rompen a lo largo de planos de clivaje, para que no se rompan los enlaces químicos.

2.2.12.3. Contacto de tres fases

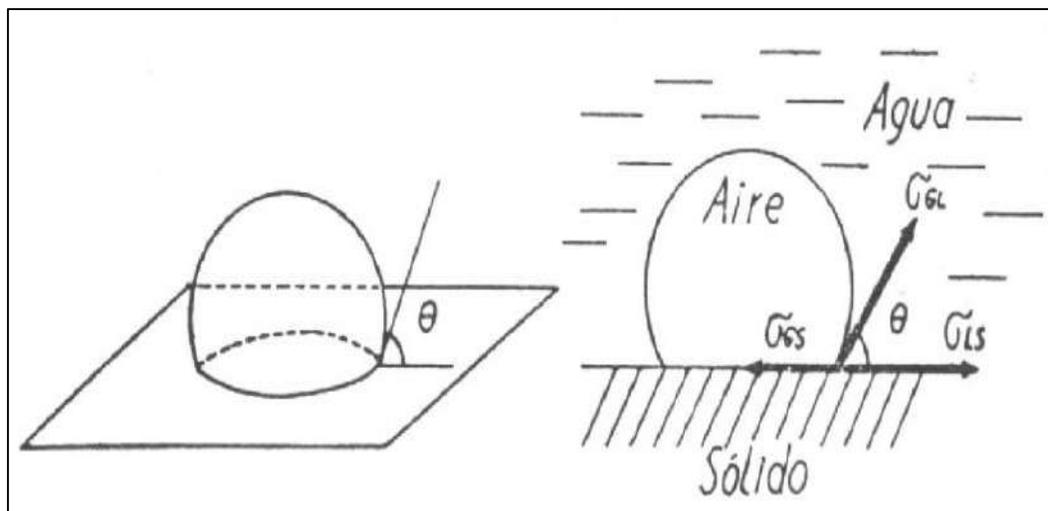
Sutulov (1963) explica que el estudio de las diferentes fases y sus interfaces nos permite comprender el contacto entre las tres fases (contacto trifásico), que es muy importante porque refleja la realidad de lo que sucede durante la flotación.

En la flotación de partículas sólidas, utilizando burbujas como medio de transporte, la combinación de estos dos elementos se produce mediante un contacto trifásico (sólido-líquido-gas) que poseen propiedades muy especiales.

Para explorar más a fondo, imaginemos la superficie de fase sólida como hidrofóbica sumergida en agua con burbujas de aire introducidas. Un contacto de dos fases es siempre una superficie, y el contacto de una superficie con otra superficie (la tercera fase) crea una línea de contacto (contacto trifásico) que crea un ángulo de contacto con la superficie. La figura 9 muestra el ángulo de contacto resultante del contacto trifásico agua-aire-sólido.

Figura 9

Ángulo de contacto



Nota: Adaptado de *Flotación de minerales* (p.47), de Sutulov (1963).

2.2.13. Ángulo de contacto

El ángulo de contacto es el equilibrio de fuerzas formado entre la tangente de una gota del líquido depositada sobre la superficie sólida y la tensión en las interfaces líquido-gas, sólido-líquido y sólido-gas.

El ángulo de contacto es muy importante en la flotación, porque relaciona cuantitativamente las propiedades hidrofóbicas de un mineral o colector con su flotabilidad. Es decir, es un parámetro medible relacionado con la hidrofobicidad del mineral. Para relacionar la mojabilidad de un mineral con el ángulo de contacto, a menudo se utiliza el coseno del ángulo de contacto ($\cos\theta$).

Thomas Young formuló la siguiente ecuación para determinar el ángulo de contacto:

$$\cos\theta \ g_g = g_{sg} - g_{sl} \quad (2)$$

Donde:

- $\cos\theta \gamma_{lg}$: Tensión de adhesión. (Mide la fuerza necesaria para hidrofobizar un sólido).
- γ_{lg} : Tensión superficial gas – líquido.
- γ_{sg} : Tensión superficial gas – sólido.
- γ_{sl} : Tensión superficial líquido – sólido.

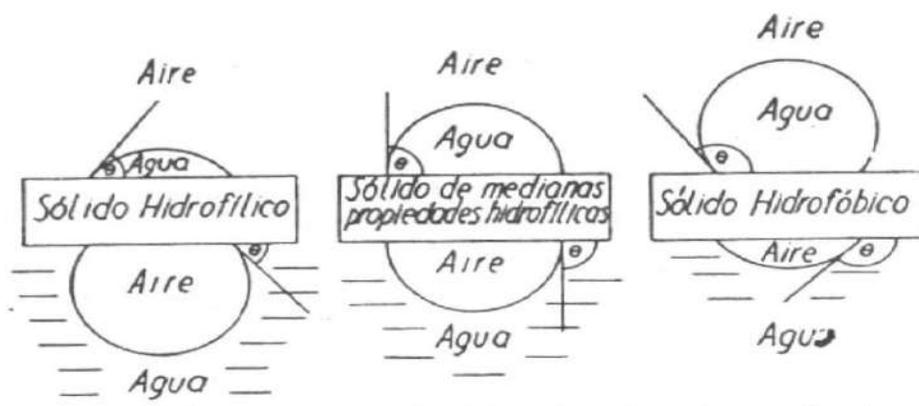
La ecuación de Young condiciona la termodinámica del equilibrio entre las fases y define la propiedad hidrofóbica, que es un factor interviniente muy importante en la flotación de un mineral.

La mojabilidad de un sólido depende del ángulo de contacto, entonces:

- ✓ Cuanto mayor es el ángulo de contacto, más hidrofóbico es el mineral ($\theta > 90^\circ$). La Figura 10 muestra el ángulo de contacto a diferentes mojabilidades.
- ✓ Si el líquido moja completamente el sólido, el ángulo de contacto será cero ($\theta = 0^\circ$), convirtiéndolo en un mineral hidrofílico.
- ✓ Si el ángulo de contacto es inferior a 90° ($\theta < 90^\circ$), el mineral poseerá propiedades hidrófilas.
- ✓ Si la tensión superficial de sólido-gas es superior que la tensión superficial de sólido-líquido, el ángulo de contacto será menor que 90° , por lo que la superficie será hidrofílica.
- ✓ Si la tensión superficial de sólido-gas es inferior que la tensión superficial de sólido-líquido, el ángulo de contacto será mayor que 90° , por lo que la superficie será hidrofóbica.

Figura 10

Ángulo de contacto a diferentes mojabilidades



Nota: Adaptado de *Flotación de minerales* (p.48), de Sutulov (1963).

Linares (2015) mencionó que el ángulo de contacto es un indicador, pero no una medida de las propiedades hidrofílicas de una mena o de minerales valiosos, por lo que el estudio del ángulo de contacto y la termodinámica son importantes en el estudio de la flotación. El estudio de la flotación nos permite definir las condiciones que proporcionan una superficie estable con comportamiento adecuado.

La termodinámica solo predice si se producirán cambios de hidrofobicidad durante la flotación y podemos controlarlo variando variables como: pH, la concentración del colector, etc.

2.2.14. Adsorción

Azañero (2015) define la adsorción como la acumulación de materia en una interfase, en una concentración mayor o menor que la concentración de la fase que forma la interfase.

Es la concentración de entidades químicas (iones y moléculas) en la interfase expresada en moles o moléculas adsorbidas por área de la interfase. Este es un fenómeno exotérmico y espontáneo que ocurre en las interfaces: líquido-gas, sólido-gas y sólido-líquido (Linares Gutiérrez, 2015).

El fenómeno de adsorción ocurre en las interfases y se describe mediante la ecuación de adsorción de Gibbs, que tiene muchas formas, pero la más usada y útil en metalurgia es:

$$d\gamma = -SdT - \sum_{i=1}^i r_i du_i \quad (3)$$

Donde:

- γ : Energía libre interfacial o tensión superficial
- S : Entropía
- T : Temperatura absoluta
- u_i : Potencial químico de la especie i en el sistema
- r_i : Densidad de adsorción de la especie i (Linares Gutiérrez, 2015).

Si la concentración en la interfase es mayor, se denomina adsorción positiva; si la concentración en la interfase es menor, se denomina adsorción negativa. La adsorción de los minerales tiene lugar en las interfases: aire-agua, aire-mineral, agua-mineral. La adsorción se divide en:

- **Adsorción física:** Es el resultado de una interacción química secundaria o residual (tipo Van Der Waals), caracterizada por un bajo calor de interacción, ningún o casi ningún efecto selectivo entre adsorbente y adsorbido, donde se puede formar multicapas, es decir, no hay intercambio electrónico.
- **Adsorción química:** Ocurre debido a importantes interacciones químicas (por ejemplo, enlaces covalentes) entre el adsorbente y el adsorbido. Hay selectividad o intercambio de electrones que forman compuestos superficiales. Sólo se pueden adsorber capas microscópicas.

2.2.15. Cinética de flotación

Se encarga de estudiar la velocidad de flotación, es decir, la recuperación de especies minerales en la espuma extraída por la celda de flotación, en función del tiempo. En la cinética de flotación existen diferentes tipos de modelos matemáticos que permiten describir este comportamiento y calcular las principales variables cinéticas, son:

2.2.15.1. Modelos empíricos

Esto implica trazar la recuperación del producto de flotación frente al tiempo de flotación y luego encontrar una relación matemática que represente la curva resultante. Para ello, es necesario realizar una serie de experimentos y recopilar datos para su análisis. El problema es que no se puede extrapolar los datos obtenidos.

2.2.15.2. Modelos semiempíricos

Esto implica elegir una ecuación diferencial apropiada que se integre dentro de límites específicos y represente los resultados experimentales de flotación versus tiempo.

2.2.15.3. Modelos analógicos

Se basa en un modelo cinético químico y supone que se puede considerar que la flotación corresponde a los procesos químicos que ocurren en las celdas de flotación. Estos modelos se utilizan para operaciones de diagnóstico y permiten comparar reactivos de flotación para caracterizar el comportamiento de los minerales a diferentes dosificaciones, pH de operación y dimensionar celdas de flotación.

2.2.15.4. Modelos cinéticos

Este modelo identifica un comportamiento exponencial de primer orden para determinar la cinética de flotación. La adición de partículas de burbujas a los lugares donde se colectan los minerales se puede asemejar a una reacción química.



El proceso de flotación de un grupo de partículas con las mismas propiedades de flotación, se puede atribuir a una reacción química de primer orden (n=1). La ecuación cinética de este proceso es:

$$-\frac{dC}{dt} = K * C \quad (5)$$

Donde:

- C: Concentración de partículas flotables
- K: Constante cinética de flotación

2.2.16. Modelos cinéticos de flotación

En la cinética de flotación, los modelos más usados son:

- Modelo cinético de García Zúñiga
- Modelo cinético de Klimper
- Modelo cinético de Agar y Barret

2.2.16.1. Modelo cinético de García Zúñiga

La velocidad de flotación se puede expresar de la misma forma que la cinética química, utilizando la siguiente expresión:

$$-\frac{dC}{dt} = K * C^n \quad (6)$$

Donde:

- C : Concentración de partículas flotables
- K : Constante cinética
- n : Orden de reacción
- t : Tiempo

La recuperación se expresa en función del tiempo del siguiente modo:

$$R_t = R_\infty * (1 - e^{-Kt}) \quad (7)$$

Donde:

- R_t : Recuperación acumulada en el tiempo
- R_∞ : Recuperación máxima (asíntota)
- K : Constante cinética
- t : Tiempo

La ecuación linealizada del modelo cinético de García Zúñiga es:

$$\ln\left(\frac{R_\infty - R_t}{R_\infty}\right) = -Kt \quad (8)$$

2.2.16.2. Modelo cinético de Klimper

Klimper otorga más énfasis en el cálculo de la constante K para evaluar y seleccionar los reactivos de flotación, cuya ecuación cinética es:

$$R_t = R_\infty * \left[1 - \frac{1}{Kt} * (1 - e^{-Kt})\right] \quad (9)$$

Donde:

- R_t : Recuperación acumulada en el tiempo
- R_∞ : Recuperación máxima (asíntota)
- K : Constante cinética
- t : Tiempo

2.2.16.3. Modelo cinético de Agar y Barret

Este modelo tiene algunas modificaciones respecto a la ecuación de García Zúñiga, cuyo objetivo pretende calcular el tiempo óptimo de flotación, la ecuación cinética según Agar y Barret es la siguiente:

$$R_t = R_\infty * (1 - e^{-K(t+\theta)}) \quad (10)$$

Donde:

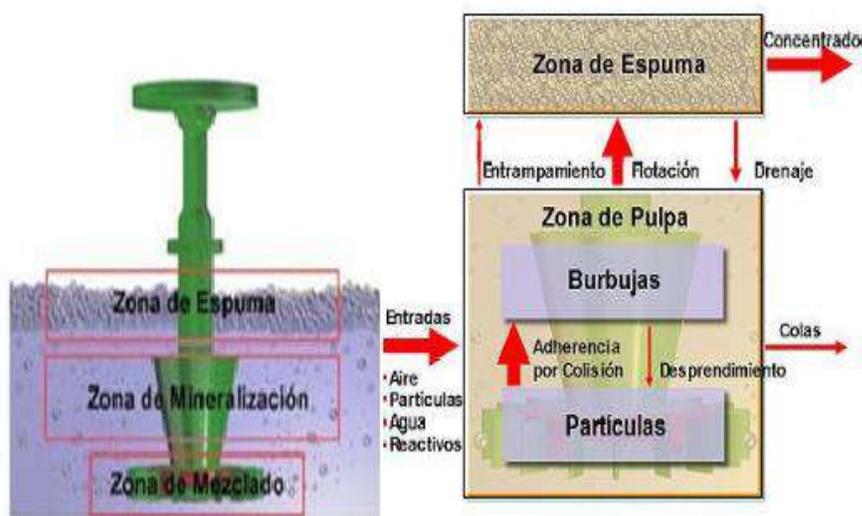
- R_t : Recuperación acumulada en el tiempo
- R_{∞} : Recuperación máxima (asíntota)
- K : Constante cinética
- θ : Parámetro (permite que la curva ajustada pase por el origen)
- t : Tiempo

2.2.17. Zonas de las celdas de flotación

- **Zona de mezcla:** Es la zona donde las partículas minerales entran en contacto con las burbujas de aire.
- **Zona de separación:** Zona donde las burbujas de aire se condensan entre sí y eliminan las partículas no valiosas que pudieron haber sido arrastradas.
- **Zona de espumas:** Lugar donde se debe estabilizar y remover la espuma mineralizada de la celda de flotación, que contiene el concentrado (Abarca Rodriguez, 2011).

Figura 11

Zonas de una celda de flotación



Nota: Adaptado de *Flotación de minerales* (p.29), de Abarca (2011).

2.2.18. Balance metalúrgico

En toda planta concentradora se realizan los balances metalúrgicos, se usan para determinar la producción diaria de concentrado, la eficiencia o recuperación alcanzada y la calidad del concentrado, lo que permite evaluar lo que sucede en la producción diaria.

El balance se puede realizar utilizando dos términos matemáticos: razón de concentración y recuperación.

- **Razón de concentración (K):** Indica cuántas toneladas de mineral de cabeza debe procesar una planta concentradora, para producir una tonelada de concentrado. La expresión se puede obtener de la siguiente manera:

Figura 12

Esquema general de una planta concentradora



Nota: Adaptado de *Procesamiento de minerales* (p.208), de Linares (2015).

$$\text{Balance de masa} \quad : F = C + T \quad (11)$$

$$\text{Balance de metal} \quad : Ff = Cc + Tt \quad (12)$$

Multiplicando la ecuación 11 por t y seguidamente restándolo con la ecuación 12 se obtiene:

$$F(f - t) = C(c - t) \quad (13)$$

De la ecuación 13, se obtiene la ecuación de la razón de concentración K :

$$K = \frac{F}{C} = \frac{c-t}{f-t} \quad (14)$$

- **Recuperación (R):** Se refiere a la eficiencia y el rendimiento de la flotación. Es la relación de los minerales valiosos obtenidos en el concentrado respecto a los minerales valiosos presentes en el mineral de cabeza, es expresado en porcentaje y su expresión matemática viene a ser:

$$R = \frac{C * c}{F * f} * 100 \quad (15)$$

Si sustituimos la ecuación 15 en la ecuación 14, en función de las leyes, se obtiene la ecuación:

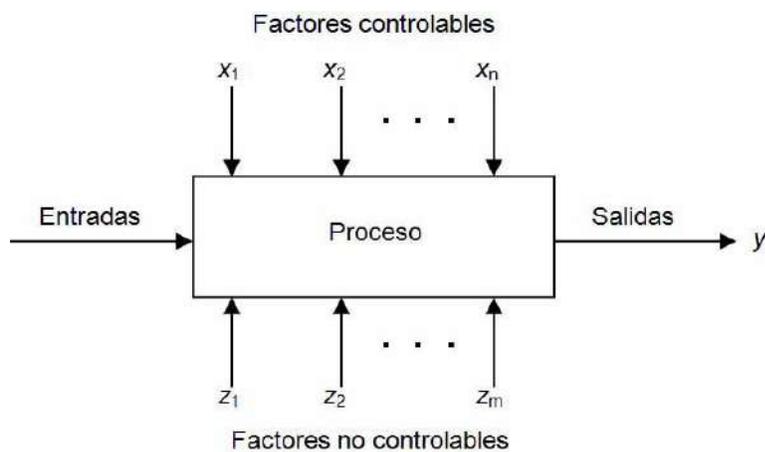
$$R = \frac{c * (f - t)}{f * (c - t)} * 100 \quad (16)$$

2.2.19. Diseño experimental

El diseño de experimentos proporciona la estrategia más adecuada para lograr modelos matemáticos empíricos utilizando pruebas experimentales mínimas. Un experimento es una prueba o ensayo. Un experimento diseñado se define como una prueba o una serie de pruebas en las que las variables de entrada de un proceso o sistema se cambian deliberadamente para que se pueda observar e identificar la causa del cambio en la respuesta de salida. La Figura 13 muestra un modelo general de un proceso o sistema.

Figura 13

Modelo general de un sistema o proceso



Nota: Adaptado de *Diseño y análisis de experimentos* (p.16), de Montgomery (2004).

El diseño de experimentos es eficaz para procesos cuyo rendimiento se ve afectado por múltiples factores. Con esta tecnología, puede lograr objetivos como mejorar la eficiencia del proceso, reducir la variabilidad o los costos de producción y mejorar la calidad del producto o servicio.

Los objetivos de un diseño experimental pueden incluir los siguientes puntos:

- Determinar qué variables tienen el mayor efecto sobre la respuesta Y .
- Determinar el ajuste de x , si tiene el mayor efecto para que Y , esté casi siempre cerca del valor nominal deseado.
- Determinar cuál es el ajuste de x que tiene el mayor efecto, para reducir la variabilidad de Y .
- Determinar cuál es el ajuste de x que tiene el mayor efecto para que las variables z_1, z_2, \dots, z_m tengan el menor efecto (Montgomery Douglas, 2004).

Diseñar experimentos es una herramienta muy importante en el sector industrial (ingeniería) e incluso en empresas de servicios, que se usa para mejorar el rendimiento de procesos productivos o de servicios.

2.2.19.1. Aplicaciones del diseño experimental

El uso de métodos de diseño experimental en las primeras etapas del desarrollo del proceso puede conducir a:

- Mejoras en la eficiencia de los procesos.
- Reducir la variabilidad.
- Reducir el tiempo de desarrollo.
- Reducir los costos globales (Montgomery Douglas, 2004).

Los métodos de diseños experimentales, también juegan un papel importante en las actividades de diseño de ingeniería, incluido el desarrollo de nuevos productos y la mejora de productos existentes. Las aplicaciones del diseño experimental en diseño de ingeniería se encuentran:

- Evaluación y comparación de configuraciones básicas de diseño.
- Evaluación de materiales alternativos.
- Seleccionar parámetros de diseño para asegurar la durabilidad del producto.
- Identificar parámetros clave de diseño de productos que afectan el desempeño del producto (Montgomery Douglas, 2004).

El desarrollo experimental en estas áreas puede facilitar la fabricación de productos, mejorar el rendimiento y la confiabilidad del producto, reducir los costos de fabricación y acortar el tiempo de diseño y desarrollo del producto.

2.2.19.2. Diseño factorial

Un estudio de investigación involucra de dos o más factores. Los diseños factoriales son los más efectivos para este tipo de estudios o experimentos. Con un diseño factorial se entiende que en cada experimento o replicación completa se investigan todas las combinaciones posibles de niveles de factores. Se entiende por niveles los diferentes valores que puede tomar un factor o variable.

2.2.19.3. Diseño factorial 2^k

Los diseños factoriales se utilizan ampliamente en experimentos que involucran múltiples factores, para estudiar los efectos conjuntos de los factores en una respuesta. Hay varios casos especiales del diseño factorial que son muy importantes debido a su uso generalizado en la investigación. Los arreglos 2^k se destacan porque forman la base para otros diseños que tienen un

enorme valor práctico. El más importante de estos arreglos ocurre cuando se examinan k factores (cada factor tiene dos niveles).

➤ **Diseño factorial 2^2**

El primer diseño 2^k considera sólo dos factores, digamos A y B, y cada factor tiene dos niveles. Este diseño se llama diseño factorial de 2^2 factores. Los niveles de los factores pueden denominarse arbitrariamente bajos y altos. La Tabla 3 muestra la matriz de diseño de 2^2 factores.

Tabla 3

Matriz de diseño de 2^2 factores

CORRIDA	FACTOR		OBSERVACIÓN
	A	B	
1	-	-	A (Bajo) – B (Bajo)
2	+	-	A (Alto) – B (Bajo)
3	-	+	A (Bajo) – B (Alto)
4	+	+	A (Alto) – B (Alto)

Nota: Elaboración propia.

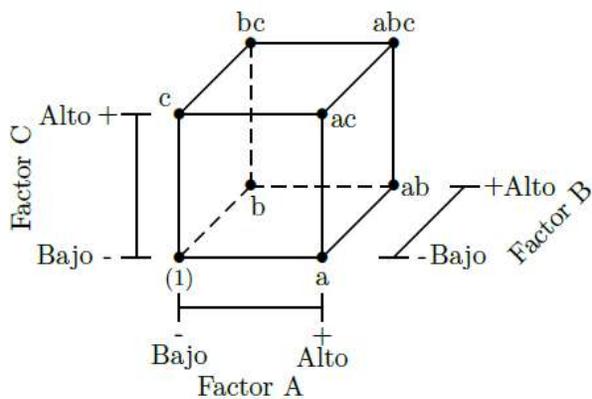
➤ **Diseño factorial 2^3**

Si se tiene tres factores: A, B y C, cada factor con dos niveles, se tiene un total de 8 experimentos de investigación. Este diseño se llama diseño de 2^3 factores. En este caso, la representación geométrica de las ocho combinaciones de tratamientos se puede realizar con un cubo, como se observa en la Figura 14.

La tabla 4 muestra la matriz del diseño factorial 2^3 .

Figura 14

Representación geométrica para un diseño factorial 2^3



Nota: Adaptado de *Diseño de experimentos* (p.431), de Melo M., Melo M., & López P (2020).

Tabla 4

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: Elaboración propia.

CAPITULO III

HIPÓTESIS Y VARIABLES

3.1. Hipótesis

3.1.1. *Hipótesis general*

- Se logra separar eficientemente los minerales de sulfuro de plomo y zinc a partir del mineral polimetálico de la planta concentradora Antonio Raymondi, mediante el proceso de flotación diferencial a nivel de laboratorio, produciendo concentrados de plomo y zinc de alta calidad y con recuperaciones superiores al 80%.

3.1.2. *Hipótesis específicas*

- A mayor dosificación de $ZnSO_4$, menor desplazamiento de zinc en el concentrado de plomo, incrementando la recuperación de zinc, obteniendo concentrados de plomo y zinc de calidad y comerciabilidad.
- Se regula el pH óptimo para la flotación de sulfuros de zinc, logrando valores mínimos de zinc en el relave.

3.2. Variables

3.2.1. *Variable dependiente*

- Recuperación de zinc

3.2.2. *Variables independientes*

- Dosificación de $ZnSO_4$.
- pH de flotación de sulfuros de zinc.

3.2.3. *Variables intervinientes*

- Dureza de mineral
- Ley de mineral

3.3. Indicadores

- Recuperación (%)
- Dosificación de reactivo (g/t)
- pH (concentración)

3.4. Operacionalización de variables

Tabla 5

Operacionalización de variables

Variable nominal	Definición operacional	Indicador	Rango	Unidad	Técnica e instrumentos de medición
Recuperación metalúrgica	Relación entre la masa del material útil obtenida en el concentrado respecto a la masa del material útil en la alimentación.	Porcentaje	80-90	%	Software Excel
Reactivo (Depresor ZnSO ₄)	Sustancias químicas orgánicas, que se usan para hidrofilar las superficies minerales e impedir su flotación.	Gramos por tonelada	600-800	g/t	Micropipeta
pH	Concentración de iones de hidrogeno que existe en una solución. Mide la acidez o alcalinidad de una disolución acuosa.	Concentración	10-12		Papel Indicador de pH PANPEHA, Peachimetro.

Nota: Elaboración propia.

CAPITULO IV

METODOLOGÍA

4.1. **Ámbito de estudio**

4.1.1. *Información de la empresa*

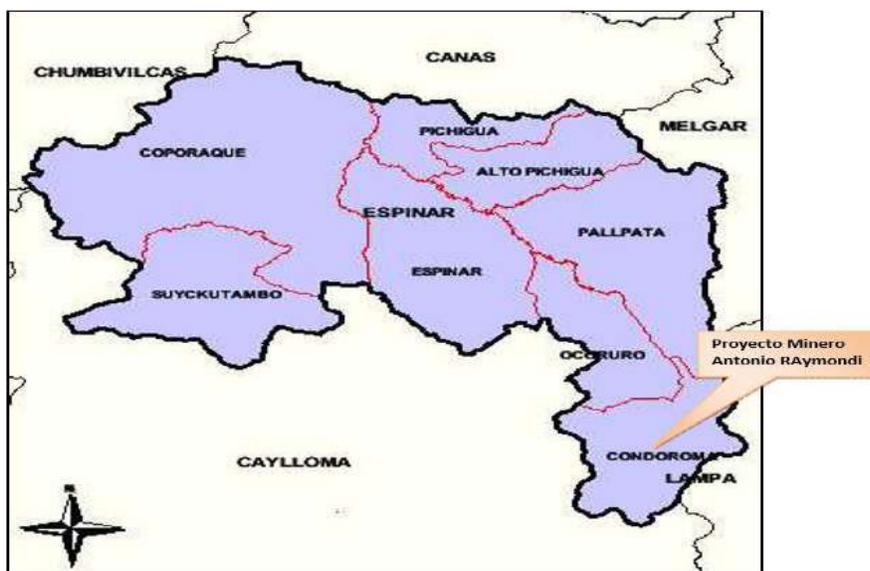
- Razón social: S.M.R.L. Antonio Raymondi Cusco
- R.U.C.: 20454206046
- Condición: Activa
- Altitud: 4750 m.s.n.m.
- Ubicación: Quebrada Rio Luli, Condoroma, Espinar, Cusco.

4.1.2. *Ubicación geográfica de la unidad minera S.M.R.L. Antonio Raymondi Cusco*

La Planta Concentradora Antonio Raymondi se localiza en la quebrada del Rio Luli, distrito de Condoroma - Espinar - Cusco, como se observa en la figura 15; con altitud de 4750 m.s.n.m.

Figura 15

Ubicación de Planta Concentradora ARC



Nota: Adaptado de S.M.R.L. ANTONIO RAYMONDI DE CUSCO ET ALL. 2011.

El acceso desde la ciudad de Cusco es: Sicuani - Espinar - Condoroma - Desvío a Planta Concentradora ARC. Desde la ciudad de Arequipa es: Imata – Condoroma – Desvío a Planta Concentradora ARC. La tabla 6 muestra la distancia de ruta de acceso Cusco – Planta Concentradora ARC.

Tabla 6

Ruta de acceso Cusco-Sicuani-Espinar-Condoroma-Planta Concentradora ARC

Itinerario	Distancia	Tipo	Tiempo
Cusco – Sicuani	147 km	Carretera asfaltada	2 horas 40 min.
Sicuani – Espinar	88 km	Carretera asfaltada	2 horas.
Espinar – Condoroma	75 km	Carretera asfaltada	1 hora 30 min.
Condoroma – Planta Concentradora ARC	12 km	Trocha carrozable	30 min.
Total	322 km		6 horas 40 min.

Nota: Elaboración propia.

4.2. Tipo de investigación

La investigación es tipo tecnológica y cuantitativa, y experimental, debido a que es de interés la aplicación de los conocimientos teóricos y aplicarlos en experimentos prácticos, para lograr separar los minerales sulfurados de Pb-Zn, por el proceso de flotación diferencial.

4.3. Nivel de investigación

Esta investigación tiene un nivel de investigación descriptivo, ya que describirá el problema de investigación y sus respectivas soluciones. Así como tiene una dimensión explicativa, ya que explica la relación que existe entre variables independientes y dependientes a través de la causalidad.

4.4. Método de investigación

Aplicaremos el experimental, para evaluar las variables independientes con la finalidad de lograr los objetivos de la investigación, realizando experimentalmente el proceso de flotación diferencial a escala de laboratorio.

4.5. Diseño de la investigación

El diseño experimental, implica la realización de una serie de experimentos previamente diseñados en el que se manipulan las variables de entrada de un proceso para obtener valores de respuesta de salida.

El estudio de investigación tiene un diseño experimental, ya que se correrán pruebas metalúrgicas en laboratorio, para evaluar las variables independientes y explicar descriptiva y explicativamente, la separación de minerales sulfurados de Pb-Zn por flotación diferencial. Las pruebas experimentales nos permiten poner a prueba la hipótesis de las relaciones causales.

Para ello se utilizará el DISEÑO FACTORIAL 2^K donde las variables de estudio son la dosificación de $ZnSO_4$ y el pH de flotación de sulfuros de zinc, se usarán valores de: un máximo, un mínimo y un intermedio para cada variable, teniendo:

- -1: Mínima
- +1: Máxima
- 0: Intermedio

Se utilizará el software MINITAB, para determinar las variables influyentes en el proceso de flotación, usando el análisis factorial 2^2 , que permite 4 pruebas experimentales, adicionando 2 intermedios, que se realizará con valores mínimos y máximos de las variables.

Por lo tanto, la matriz de nuestro diseño factorial se muestra en la tabla 7.

Tabla 7*Matriz de diseño factorial*

N° PRUEBA	Escala natural		Escala codificada		RESPUESTA
	X1	X2	Z1 (ZnSO4)	Z2 (pH)	Y
1	-1	-1	600	10	Y1
2	+1	-1	800	10	Y2
3	-1	+1	600	12	Y3
4	+1	+1	800	12	Y4
5	0	0	700	11	Y5
6	0	0	700	11	Y6

Nota: Elaboración propia.**4.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

Los utilizados en el trabajo de investigación son:

- Observación
- Revisión y recolección documental
- Toma de apuntes (Los datos obtenidos son analizados y estudiados en un cuaderno de apunte).
- Uso del Software Excel: Para organizar datos y cálculos de balances metalúrgicos.
- Estadística: Para ordenar datos de análisis químicos y datos metalúrgicos de laboratorio, mediante el uso de la hoja de cálculo Excel.
- Uso del Software Minitab 19: Para organizar los datos.

4.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

- **Procesamiento de resultados:** Los resultados se presentarán en tablas y figuras interpretables, con el fin de rechazar o confirmar las variables que hemos analizado y así poder contrastar las hipótesis propuestas o rechazadas.
- **Análisis de resultados:** Se determinará la tendencia entre las variables independientes y dependientes.

- **Análisis Descriptivo:** Permite describir el comportamiento de la muestra objeto de estudio mediante tablas, gráficos, etc.
- **Análisis Explorativo:** El punto de partida es la interpretación de los datos para producir un gráfico final que evalúe el comportamiento de las variables.

4.8. Población y muestra de estudio

4.8.1. Población

Mineral polimetálico Pulpera de planta concentradora Antonio Raymondi.

4.8.2. Muestra

La muestra se recolecto a partir del muestreo de los volquetes que llegan a planta concentradora, de cada volquete se muestreo 100 kg de mineral, el cual fue chancado y cuarteado por el método de cono y cuarteo, hasta obtener una muestra representativa de 2.5 kg. Se realizo este procedimiento de muestreo a 10 volquetes y se recolecto una muestra representativa acumulativa de 25 kg, con el fin de realizar las pruebas de cinética de molienda y las pruebas de flotación diferencial a nivel de laboratorio.

4.9. Materiales e instrumentos de investigación

4.9.1. Materiales de investigación

- Software: Minitab 19, Microsoft Office (Word, Excel)
- Mallas Tyler: 50, 70, 100, 140, 200, 270 y 400.
- Papel indicador de pH PANPEHA
- Probetas 10 ml y 25 ml
- Fiola de 100 ml
- Espátula metálica, vasos precipitados, etc.

4.9.2. Equipos de investigación

- Balanza electrónica
- Celda de flotación Denver – Batch
- Molino de bolas
- Chancadoras de quijadas
- Chancadora de rodillos
- Cuarteador de jones
- Horno de secado de muestras
- Rotap

4.9.3. Reactivos de investigación

- Colectores: Z-11 (Xantato isopropílico de sodio), A-31 (Aerofloat 31), C-269 (ReflominC-269).
- Depresores: ZnSO₄ (Sulfato de zinc) y Silicato alcalino.
- Modificador de pH: Cal viva.
- Activador: CuSO₄ (Sulfato de cobre).
- Espumante: MIBC (Metil isobutil carbino).

4.10. Técnicas de investigación

En el presente trabajo de investigación los datos son cuantitativos, por ser experimental usando factores, variables o indicadores experimentales, las técnicas son:

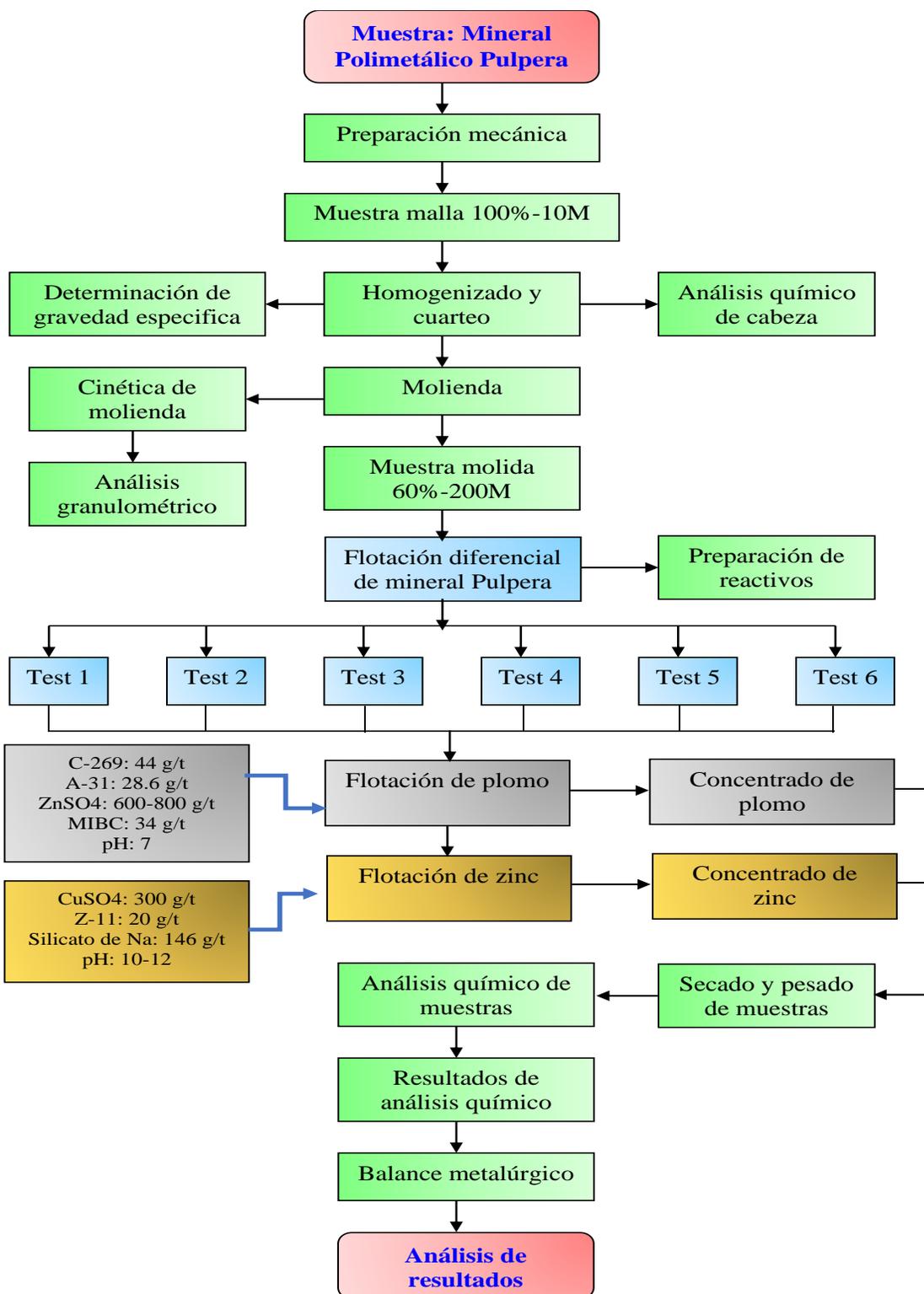
- **Muestreo de mineral:** Se recolecto una muestra representativa de los volquetes que llegan a planta concentradora mediante los métodos de muestreo por puntos y el método de cono y cuarteo, el cual se usara para realizar los ensayos metalúrgicos de flotación, molienda y análisis granulométrico.

- **Pruebas de molienda:** Para determinar el tiempo en el que el mineral se libere a 60% -200 Malla Tyler.
- **Balance metalúrgico:** Con los resultados obtenidos de los ensayos, se realizarán los balances metalúrgicos en el software Excel, para poder evaluar nuestra variable dependiente.

La figura 16 muestra el diagrama de flujo de procedimiento, paso a paso del trabajo de investigación.

Figura 16

Diagrama de flujo del proceso de investigación



Nota: Elaboración propia.

CAPÍTULO V

RESULTADOS EXPERIMENTALES

La evaluación de la separación de los minerales sulfurados de plomo y zinc por el proceso de flotación diferencial, requiere de un trabajo experimental, para determinar cuánto y como influyen las variables independientes. Por consiguiente, se procedió a tomar muestra del mineral polimetálico Pulpera de los volquetes que llegan a planta concentradora Antonio Raymondi (Figura 17). La muestra fue procesada y preparada a malla 100% -10 Malla Tyler en el laboratorio de preparación de muestra de Planta Concentradora Antonio Raymondi, para realizar las pruebas de cinética de molienda (tiempo necesario para liberar el mineral a 60% -200 Malla Tyler) y las pruebas de flotación diferencial, usando el laboratorio de procesamiento de minerales de la escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica de la UNSAAC.

Figura 17

Mineral Pulpera



Nota: Adaptación propia.

El propósito de este trabajo es evaluar la separación de los minerales sulfurados de plomo y zinc por el proceso de flotación diferencial, por ello, evaluaremos el pH de flotación de los

minerales sulfurados de zinc, para reducir el zinc en el relave y aumentar la recuperación de zinc. Así mismo, evaluaremos la dosificación de $ZnSO_4$ y su influencia en la calidad del concentrado de plomo y la recuperación en el concentrado de zinc, con la finalidad de obtener un concentrado de zinc de alta calidad al momento de activarlo y flotarlo.

5.1. Muestra de mineral Pulpera

El muestreo del mineral se realizó de los volquetes que llegan a la planta concentradora Antonio Raymondi, tomando una muestra de 100 kg de mineral de cada volquete, el cual fue chancado y cuarteado por el método de cono y cuarteo; así mismo, se usó el cuarteador Jones, hasta obtener una muestra representativa de 2.5 kg de cada volquete, se muestreo un total de 10 volquetes para obtener una muestra representativa de 25 kg de mineral, el cual se pasó por la malla 10 Tyler al 100%, para realizar pruebas metalúrgicas a escala de laboratorio.

5.1.1. Herramientas y materiales

- Chancadora de quijadas 10"x20"
- Chancadora de quijadas 6"x8"
- Chancadora de rodillos
- Malla Tyler 10
- Cuarteador de jones

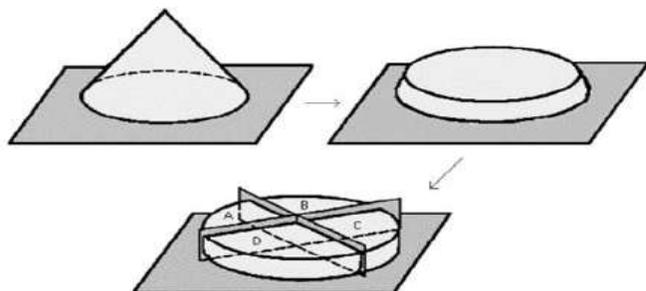
5.1.2. Procedimiento de la preparación de muestra

- Se realizó el muestreo por puntos o cuadrículas de los volquetes, tomando una muestra representativa tanto de finos y gruesos cada 50 cm, hasta acumular 100 kg de muestra.
- La muestra de 100 kg se alimentó a la chancadora de quijadas 10"x20", para luego ser sometido a homogenización mediante paleo manual, seguidamente fue reducido por cono y cuarteo (Figura 18), hasta obtener una muestra de 50 kg.

- La muestra de 50 kg se alimentó por la chancadora de quijadas 6''x8''; y luego ser sometido a homogenización mediante paleo manual, seguidamente fue reducido por cono y cuarteo, hasta obtener una muestra de 25 kg.
- La muestra de 25 kg se alimentó por la chancadora de rodillos, seguidamente fue reducido con ayuda del cuarteador de jones (Figura 19) a una muestra de 2.5 kg.
- Este procedimiento se realizó en 10 volquetes del mineral Pulpera, hasta obtener la muestra de trabajo para la investigación de 25 Kg.
- Una vez obtenida los 25 kg de muestra representativa, se pasó por malla 10 Tyler al 100%, para iniciar con las pruebas de gravedad específica, cinética de molienda, análisis granulométricos y las pruebas de flotación diferencial en el laboratorio.

Figura 18

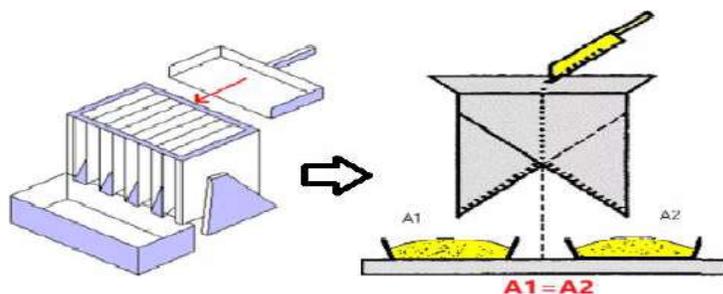
Cuarteo manual por cono y cuarteo



Nota: Adaptado de <https://es.slideshare.net/lesliejoaquincotrado/manual-de-muestreo>

Figura 19

Cuartheador de jones



Nota: Adaptado de <https://es.slideshare.net/lesliejoaquincotrado/manual-de-muestreo>

5.2. Determinación de la gravedad específica del mineral Pulpera

La gravedad específica es una propiedad muy importante de un mineral, para determinar la gravedad específica del mineral Pulpera se utilizó el procedimiento de la fiola, para ello, se cogió una muestra de 150 gramos a 100% -10 Malla Tyler. La prueba se realizó en una fiola de 100 ml por triplicado a pesos diferentes (25g, 50g y 65g), la ecuación para determinar la gravedad específica de cualquier mineral es la siguiente:

$$Ge = \frac{m}{m+fh-fhm} \quad (17)$$

Donde:

- Ge : Gravedad Especifica (g/cc)
- m : Masa de mineral (g)
- fh : Peso de fiola + agua
- fhm : Peso de fiola + agua + masa de mineral

Los resultados obtenidos fueron los siguientes:

- Peso de la fiola (100 ml) : 54.82 g

Tabla 8

Gravedad específica de mineral

PRUEBA	m (g)	fh (g)	fhm (g)	Ge (g/cc)
1	25	154.43	170.40	2.77
2	50	154.43	186.32	2.76
3	65	154.43	195.90	2.76

Nota: Elaboración propia.

Al obtener 3 valores de la gravedad específica, hallamos el promedio:

$$Ge = \frac{2.77+2.76+2.76}{3} = 2.76 \frac{g}{cc} \quad (18)$$

Por lo tanto, la gravedad específica del mineral Pulpera viene a ser 2.76 g/cc.

5.3. Análisis granulométrico del mineral cabeza Pulpera

La granulometría de operación de mineral en planta concentradora Antonio Raymondi, se encuentra a una liberación de 60% -200 Malla Tyler. Esto significa que el 60% del peso pasa por la abertura de 74 μm de la malla Tyler #200. Nuestra muestra a 100% -10 Malla Tyler, presenta la siguiente distribución granulométrica (Tabla 9), en el tiempo cero:

Tabla 9

Análisis granulométrico de la cabeza (0 minutos)

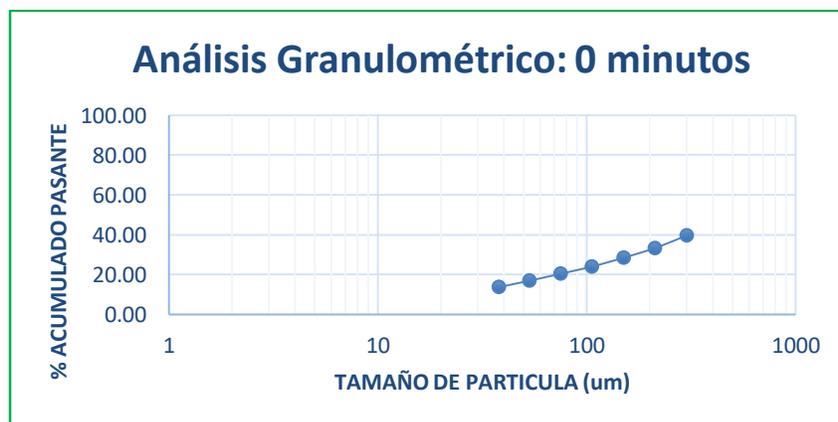
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO: 0 Minutos (ALIMENTO)					
Malla	Abertura (um)	Peso (g)	% Peso f(x)	% Retenido Acumulado G(x)	% Pasante Acumulado F(x)
+50	300	151.00	60.40	60.40	39.60
+70	212	16.00	6.40	66.80	33.20
+100	150	12.00	4.80	71.60	28.40
+140	106	11.00	4.40	76.00	24.00
+200	75	9.50	3.60	79.60	20.20
+270	53	8.50	3.60	83.20	16.80
+400	38	8.00	3.20	86.40	13.60
-400		34.00	13.60	100.00	0.00
SUMA		250.00	100.00		

F80: 1173 μm

Nota: Elaboración propia.

Figura 20

Gráfico del análisis granulométrico de la cabeza (0 minutos)



Nota: Adaptación propia.

El resultado del análisis granulométrico de la tabla 9 a cero minutos de molienda, nos brinda la información que solo el 20.40% pasa la Malla 200 Tyler.

5.4. Cinética de molienda para el mineral Pulpera

El objetivo de la cinética de molienda, consiste en determinar la curva cinética de molienda que nos indique el tiempo óptimo de molienda, para una liberación de 60% -200 Malla Tyler. Para determinar el tiempo de molienda, se pesó 4 kg de mineral de cabeza al 100% -10 Malla Tyler y se procedió con la molienda en diferentes tiempos (05, 10, 15 y 20 minutos); realizando ensayos de análisis granulométrico usando las mallas Tyler 50, 70, 100, 140, 200, 270 y 400. Teniendo como resultado las tablas 10, 11, 12 y 13.

- Análisis granulométrico para 5 minutos de molienda.

Tabla 10

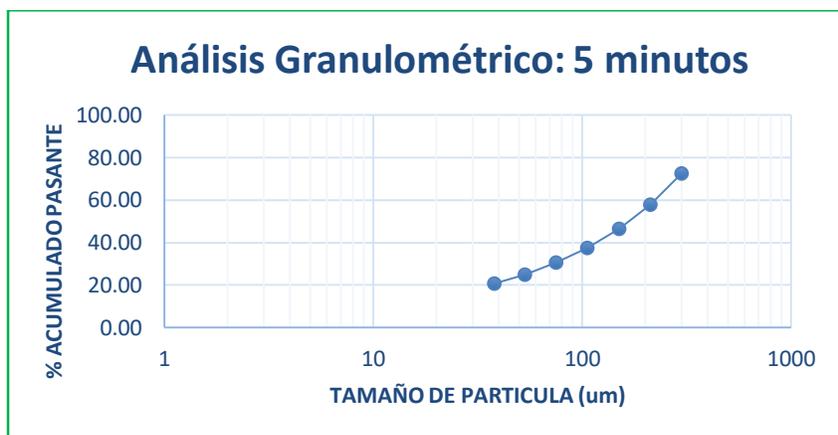
Análisis granulométrico a 5 minutos

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO: 5 Minutos					
Malla	Abertura (um)	Peso (g)	% Peso f(x)	% Retenido Acumulado G(x)	% Pasante Acumulado F(x)
+50	300	69.00	27.60	27.60	72.40
+70	212	36.00	14.40	42.00	58.00
+100	150	28.50	11.40	53.40	46.60
+140	106	22.50	9.00	62.40	37.60
+200	75	17.75	7.10	69.50	30.50
+270	53	14.00	5.60	75.10	24.90
+400	38	10.75	4.30	79.40	20.60
-400		51.50	20.60	100.00	0.00
SUMA		250.00	100.00		
P80:	336 um				

Nota: Elaboración propia.

Figura 21

Gráfico del análisis granulométrico a 5 minutos



Nota: Adaptación propia.

- Análisis granulométrico para 10 minutos de molienda.

Tabla 11

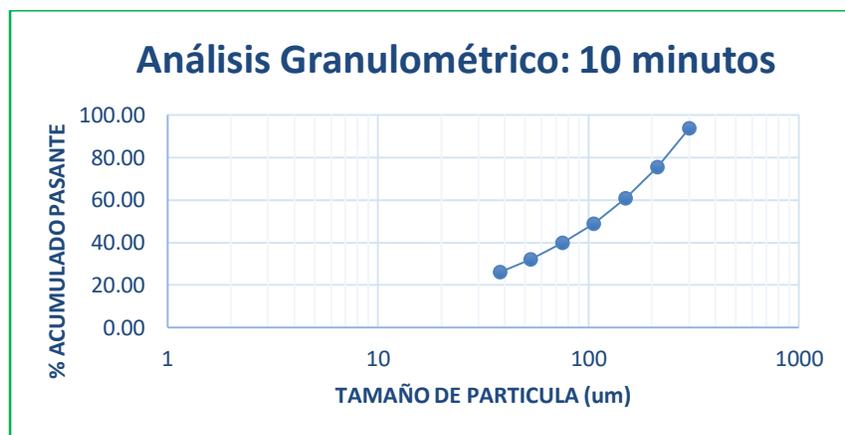
Análisis granulométrico para 10 minutos

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO: 10 Minutos					
Malla	Abertura (um)	Peso (g)	% Peso f(x)	% Retenido Acumulado G(x)	% Pasante Acumulado F(x)
+50	300	15.50	6.20	6.20	93.80
+70	212	45.75	18.30	24.50	75.50
+100	150	37.00	14.80	39.30	60.70
+140	106	29.25	11.70	51.00	49.00
+200	75	23.00	9.20	60.20	39.80
+270	53	19.00	7.60	67.80	32.20
+400	38	15.00	6.00	73.80	26.20
-400		65.50	26.20	100.00	0.00
SUMA		250.00	100.00		
P80:	234 um				

Nota: Elaboración propia.

Figura 22

Gráfico del análisis granulométrico a 10 minutos



Nota: Adaptación propia.

- Análisis granulométrico para 15 minutos de molienda.

Tabla 12

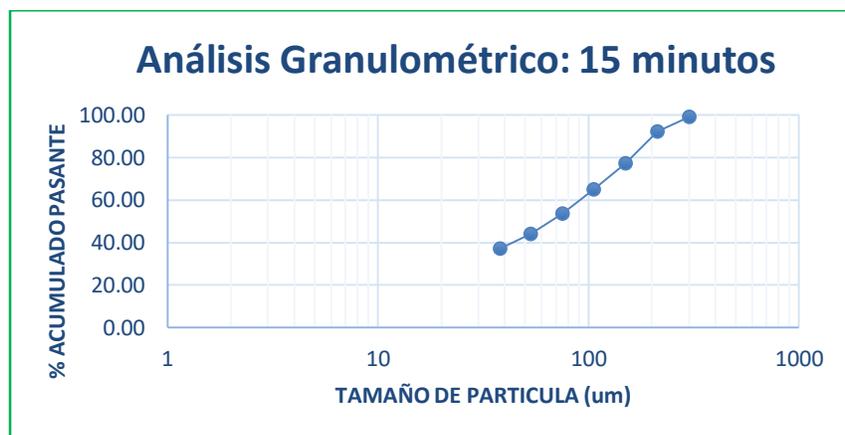
Análisis granulométrico a 15 minutos

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO: 15 Minutos					
Malla	Abertura (um)	Peso (g)	% Peso f(x)	% Retenido Acumulado G(x)	% Pasante Acumulado F(x)
+50	300	2.40	0.96	0.96	99.04
+70	212	17.00	6.80	7.76	92.24
+100	150	37.60	15.04	22.80	77.20
+140	106	30.10	12.04	34.84	65.16
+200	75	28.50	11.40	46.24	53.76
+270	53	24.30	9.72	55.96	44.04
+400	38	17.10	6.84	62.80	37.20
-400		93.00	37.20	100.00	0.00
SUMA		250.00	100.00		
P80:	162 um				

Nota: Elaboración propia.

Figura 23

Gráfico del análisis granulométrico a 15 minutos



Nota: Adaptación propia.

- Análisis granulométrico para 20 minutos de molienda.

Tabla 13

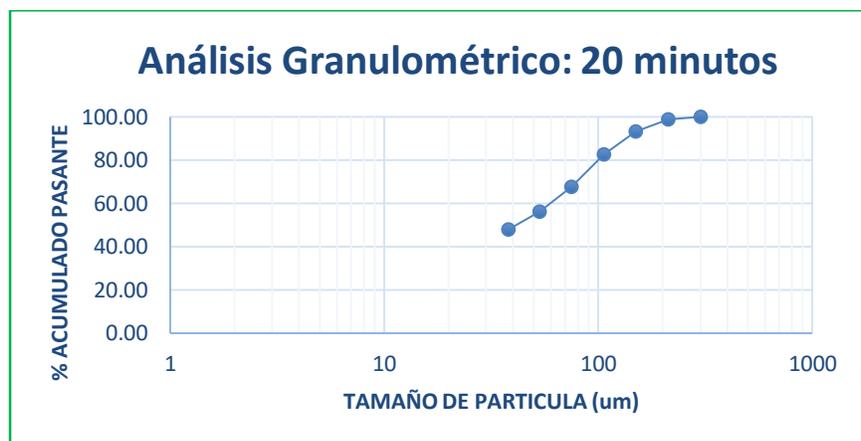
Análisis granulométrico a 20 minutos

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO: 20 Minutos					
Malla	Abertura (um)	Peso (g)	% Peso f(x)	% Retenido Acumulado G(x)	% Pasante Acumulado F(x)
+50	300	0.10	0.04	0.04	99.96
+70	212	3.00	1.20	1.24	98.76
+100	150	13.70	5.48	6.72	93.28
+140	106	27.00	10.80	17.52	82.48
+200	75	37.30	14.92	32.44	67.56
+270	53	28.30	11.32	43.76	56.24
+400	38	20.60	8.24	52.00	48.00
-400		120.00	48.00	100.00	0.00
SUMA		250.00	100.00		
P80:	101 um				

Nota: Elaboración propia.

Figura 24

Gráfico del análisis granulométrico a 20 minutos



Nota: Adaptación propia.

5.4.1. Tiempo de molienda a partir del % -200 Malla

Obtenido los porcentajes de -200 Malla de los tiempos de 0, 5, 10, 15 y 20 minutos; se logra determinar el tiempo adecuado de molienda (Tabla 14).

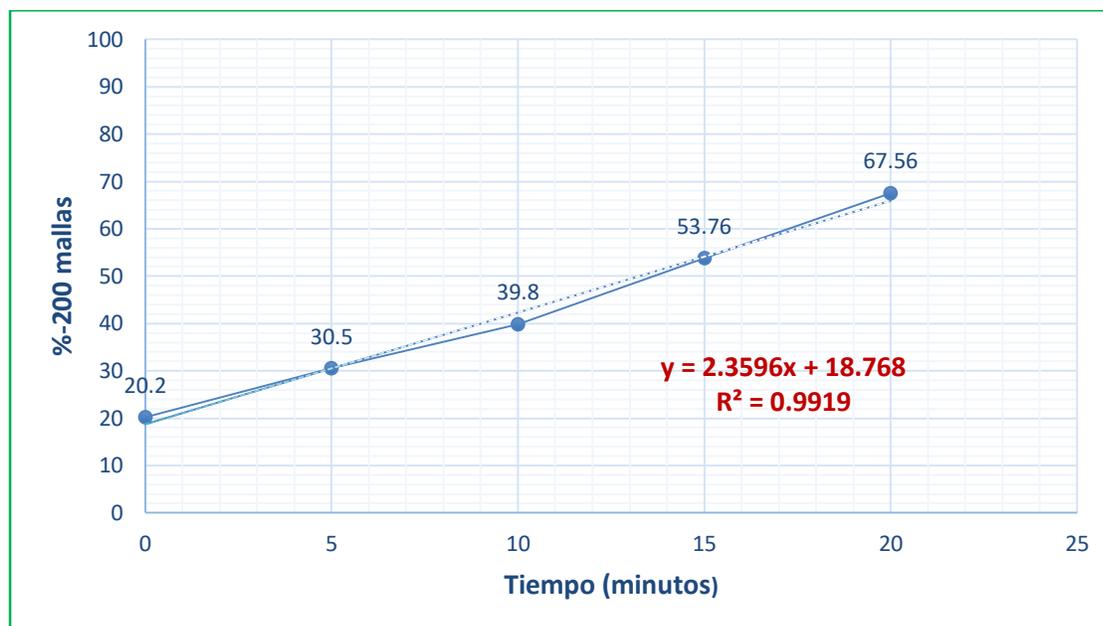
Tabla 14

Porcentaje -200 Malla de las pruebas de molienda

Tiempo (min)	% -200 Malla
0	20.2
5	30.5
10	39.8
15	53.76
20	67.56

Nota: Elaboración propia.

Usando Microsoft Excel, ingresamos la data de la tabla 14 y obtendremos la gráfica de cinética de molienda, el cual se muestra en la figura 25, teniendo una línea de tendencia con su respectiva ecuación lineal y factor de correlación.

Figura 25*Curva cinética de molienda*

Nota: Adaptación propia.

La ecuación de cinética de molienda para nuestro mineral es:

$$y = 2.3596x + 18.768 \quad (19)$$

Reemplazando Y por 60 y despejando X, se obtiene el tiempo de molienda necesario para liberar nuestra muestra a 60% -200 Malla Tyler.

$$X = \frac{60 - 18.768}{2.3596} = 17.47 \quad (20)$$

El tiempo de molienda para llegar a una granulometría de 60% -200 Malla en el molino de laboratorio de procesamiento de minerales es 17.47 minutos.

Tabla 15

Tiempo de molienda a partir del % -200 Malla

Tiempo	min	seg	Total (Seg)
17.47	17	28	1048

Nota: Elaboración propia.

5.4.2. Tiempo de molienda a partir del P80

Con los P80 de los tiempos de 05, 10, 15 y 20 minutos; se puede determinar el tiempo de molienda, siendo de 128 μm el P80 de la planta concentradora Antonio Raymondi (ver Anexo 03).

En la tabla 16 se puede detallar los P80 de las pruebas de molienda.

Tabla 16

P80 de las pruebas de molienda

Tiempo		P80	
min	Ln(min)	μm	Ln(μm)
5	1.609	336	5.817
10	2.303	234	5.449
15	2.708	162	5.080
20	2.996	101	4.611

Nota: Elaboración propia.

Usando Microsoft Excel, ingresamos los datos de la tabla 16 y calculamos las pendientes, intersección eje y los coeficientes de correlación para cada modelo de ajuste, el tiempo de molienda se hallará al reemplazar los datos de los modelos de ajuste en su modelo respectivo, ver los resultados en la tabla 17.

Tabla 17

Modelos de ajuste y cálculo de tiempo de molienda

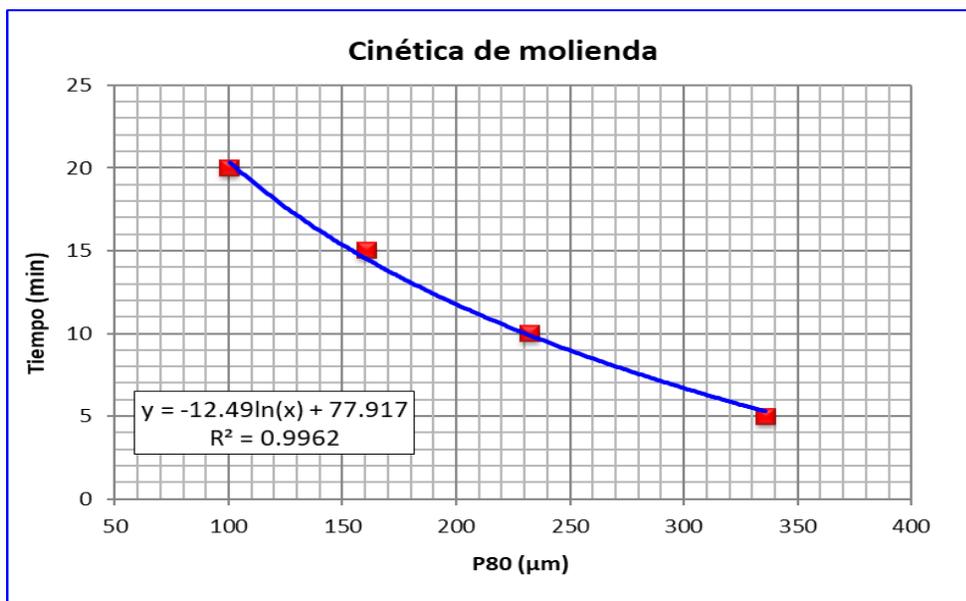
Modelo de Ajuste Cinético de Molienda				Cálculo de Tiempo de Comprobación				
Modelo	Pend.	Int.	R ²	P80 (μm) Buscado	Tiempo	min	seg	Total (Seg)
Potencial	-1.128	4079.25	0.9373	128	17.13	17	8	1028
Logarítmico	-12.486	77.92	0.9962	128	17.33	17	20	1040
Exponencial	-0.006	37.80	0.9946	128	17.71	17	43	1063
Lineal	-0.063	25.62	0.9842	128	17.52	17	31	1051
R ² Máximo	0.9962							

Nota: Elaboración propia.

Se escoge el coeficiente de correlación más próximo a 1, el cual en este caso viene a ser la del modelo logarítmico, por lo tanto, nuestro tiempo de molienda viene a ser de 17.33 minutos.

Figura 26

Curva cinética de molienda con ajuste logarítmico



Nota: Adaptación propia.

Se observa que la diferencia de hallar el tiempo de molienda a partir del % -200 Malla y a partir del P80 es de 8 segundos, el cual es mínimo, dicha diferencia se observa en la tabla 18.

Tabla 18

Comparación del tiempo de molienda a partir del %-200 Malla y P80

A partir del % -200 Malla				A partir del P80			
Tiempo	min	seg	Total (Seg)	Tiempo	min	seg	Total (Seg)
17.47	17	28	1048	17.33	17	20	1040

Nota: Elaboración propia.

Nuestro tiempo de molienda vendría a ser el promedio que sería 17.44 minutos.

Tabla 19*Tiempo de molienda*

Tiempo	min	seg	Total (Seg)
17.40	17	24	1044

Nota: Elaboración propia.**5.5. Preparación de condiciones de operación para las pruebas de flotación**

Las condiciones operativas del proceso de flotación para la obtención de concentrado bulk del mineral polimetálico Pulpera en la planta concentradora Antonio Raymondi son las siguientes:

- Densidad rougher (g/L) : 1280
- % Sólidos rougher (%) : 34.4
- pH de flotación bulk : 7
- pH de mineral : 6
- Tamaño de partícula : 60% -200 Malla (128 um)

En estas condiciones se logra obtener un concentrado bulk de plomo, oro, plata y zinc; donde una parte del zinc se desplaza en el concentrado bulk y otra en el relave. En el Anexo 02 se observa el balance metalúrgico del procesamiento del mineral polimetálico Pulpera a nivel industrial en planta concentradora Antonio Raymondi.

La dosificación de reactivos que se reporta en planta ARC se mide en mililitros por minuto (ml/min), la tabla 20 muestra las condiciones de los reactivos usados en el proceso de flotación del mineral Pulpera.

Tabla 20*Dosificación de reactivos para el mineral Pulpera a nivel de planta - estándar*

REACTIVOS	% SOLUCION	Densidad (g/cc)	Flujo (ml/min)
A-31	Puro	1.19	3
C-269	10	1.10	50

MIBC	Puro	0.85	5
Silicato de Sodio	10	1.52	150

Nota: Elaboración propia.

La planta concentradora Antonio Raymondi procesa 180 TMS de mineral por día, por tanto, la dosificación de los reactivos en g/t, se hallará de la siguiente manera:

➤ Cálculo de consumo del reactivo A-31 en g/t.

$$x = \frac{3ml}{min} * \frac{1.19g}{cc} * \frac{60min}{1h} * \frac{1h}{7.5 t}$$

$$x = 28.56 \frac{g}{t}$$

➤ Cálculo de consumo del reactivo C-269 en g/t.

$$x = \frac{50ml}{min} * 0.10 * \frac{1.10g}{cc} * \frac{60min}{1h} * \frac{1h}{7.5 t}$$

$$x = 44 \frac{g}{t}$$

➤ Cálculo de consumo del reactivo MIBC en g/t.

$$x = \frac{5ml}{min} * \frac{0.85g}{cc} * \frac{60min}{1h} * \frac{1h}{7.5 t}$$

$$x = 34 \frac{g}{t}$$

➤ Cálculo de consumo del reactivo silicato de sodio en g/t.

$$x = \frac{150ml}{min} * 0.10 * \frac{1.52g}{cc} * \frac{60min}{1h} * \frac{1h}{7.5 t}$$

$$x = 145.9 \frac{g}{t}$$

La tabla 21 presenta el consumo de reactivos en g/t para producir concentrado bulk en la planta concentradora Antonio Raymondi.

Tabla 21

Consumo de reactivos para el mineral Pulpera a nivel de planta - estándar en g/t

REACTIVOS	CONSUMO (g/t)
A-31	28.56
C-269	44
MIBC	34
Silicato de Sodio	145.9

Nota: Elaboración propia.

Nuestro objetivo es evaluar la separación de minerales sulfurados de plomo y zinc por el proceso de flotación diferencial, por ello, las condiciones de planta deben ser llevadas a escala de laboratorio y deben poseer magnitudes similares.

5.5.1. Condiciones de molienda para pruebas de flotación en laboratorio

- Gravedad específica del mineral (g/cc) : 2.76 g/cc
- Densidad de pulpa (g/L) : 1640
- Sólidos (%) : 61
- Humedad de muestra (%) : 0.20
- Peso de muestra (g) : 1002
- Agua al molino (cc) : 530
- Tiempo de molienda (min) : 17.40

5.5.2. Condiciones para la flotación a escala de laboratorio

- Densidad de pulpa (g/L) : 1280
- Sólidos (%) : 34.3
- Tiempo de flotación de Pb (min) : 10
- Tiempo de flotación de Zn (min) : 10
- pH de flotación de Pb : 7

- pH de flotación de Zn : 10 - 12 (Variable a evaluar)

5.5.3. Preparación y cálculos de consumos de reactivos de flotación a escala de laboratorio

La dosificación de reactivos que se usará en el laboratorio, se muestra en la tabla 22. Para lograr nuestro objetivo, incluiremos nuevos reactivos que son el ZnSO₄ (depresor de sulfuros de zinc), Z-11 (reactivo colector) y el CuSO₄ (activador de sulfuros de zinc).

Tabla 22

Dosificación de reactivos a escala de laboratorio

REACTIVOS	SOLUCION (%)	Densidad (g/cc)	CONSUMO (g/t)	CONSUMO (ml/kg)
C-269	10	1.10	44	0.44
A-31	Puro	1.19	28.56	0.024
ZnSO ₄	10		600 - 800	6 - 8
MIBC	Puro	0.85	34	0.04
Z-11	1		20	2
CuSO ₄	10		300	3
Silicato de Sodio	10	1.52	145.9	1.5

Nota: Elaboración propia.

La dosificación del ZnSO₄ es una variable a evaluar que tiene un rango de dosificación de 600 a 800 g/t. Los datos del consumo en ml/kg se calcularon de la siguiente manera:

- Cálculo del consumo del reactivo C-269 en ml/kg

$$x = \frac{44g \text{ reac}}{t} * \frac{100ml}{10g \text{ reac}} * \frac{1t}{1000kg}$$

$$x = 0.44 \frac{ml}{kg}$$

- Cálculo del consumo del reactivo A-31 en ml/kg

$$x = \frac{28.56g \text{ reac}/t}{1.19 g/cc} * \frac{1t}{1000kg}$$

$$x = 0.024 \frac{ml}{kg}$$

- Cálculo del consumo del reactivo ZnSO₄ en ml/kg

$$x = \frac{600g \text{ reac}}{t} * \frac{100ml}{10g \text{ reac}} * \frac{1t}{1000kg}$$

$$x = 6 \frac{ml}{kg}$$

➤ Cálculo del consumo del reactivo MIBC en ml/kg

$$x = \frac{34g \text{ reac}/t}{0.85 \text{ g/cc}} * \frac{1t}{1000kg}$$

$$x = 0.04 \frac{ml}{kg}$$

➤ Cálculo del consumo del reactivo Z-11 en ml/kg

$$x = \frac{20g \text{ reac}}{t} * \frac{100ml}{1g \text{ reac}} * \frac{1t}{1000kg}$$

$$x = 2 \frac{ml}{kg}$$

➤ Cálculo del consumo del reactivo CuSO4 en ml/kg

$$x = \frac{300g \text{ reac}}{t} * \frac{100ml}{10g \text{ reac}} * \frac{1t}{1000kg}$$

$$x = 3 \frac{ml}{kg}$$

➤ Cálculo del consumo del reactivo Silicato de sodio en ml/kg

$$x = \frac{145.9g \text{ reac}}{t} * \frac{100ml}{10g \text{ reac}} * \frac{1t}{1000kg}$$

$$x = 1.5 \frac{ml}{kg}$$

5.6. Pruebas de flotación a realizar en el laboratorio

Para las pruebas experimentales en laboratorio, se usarán los datos de dosificaciones de la tabla 22, tomando en consideración las variables a evaluar que son: dosificación de ZnSO4 y el pH de flotación de sulfuros de zinc. Por ello, realizaremos los ensayos experimentales que se muestra en la tabla 23.

Tabla 23*Pruebas experimentales del mineral Pulpera en laboratorio*

N° TEST	Etapa de flotación	REACTIVOS (g/t)							pH	Tiempo
		C-269	A-31	ZnSO4	MIBC	Z-11	CuSO4	Silicato de Na		
1	Plomo	44	28.56	600	34				7	10
	Zinc						20	300	145.9	10
2	Plomo	44	28.56	800	34				7	10
	Zinc						20	300	145.9	10
3	Plomo	44	28.56	600	34				7	10
	Zinc						20	300	145.9	12
4	Plomo	44	28.56	800	34				7	10
	Zinc						20	300	145.9	12
5	Plomo	44	28.56	700	34				7	10
	Zinc						20	300	145.9	11
6	Plomo	44	28.56	700	34				7	10
	Zinc						20	300	145.9	11

Nota: Elaboración propia (la información de azul viene a ser las variables a evaluar en el trabajo de investigación).

5.7. Pruebas de flotación diferencial a escala de laboratorio

Los 6 ensayos de flotación se realizan bajo las mismas condiciones operacionales de molienda y flotación, como se detalla en la tabla 23, lo único que varía son la dosificación de ZnSO4 y el pH de flotación de sulfuros de zinc. Se enviaron dos muestras de cabeza para análisis químico y los resultados se detalla en la tabla 24.

Tabla 24*Ley de cabeza del mineral Pulpera*

Muestra	Leyes			
	Ag (Oz/TM)	Au (g/TM)	Pb (%)	Zn (%)

CABEZA 1	1.57	3.10	1.98	1.80
CABEZA 2	1.52	3.16	2.05	1.76
PROMEDIO	1.55	3.13	2.02	1.78

Nota: Elaboración propia.

El pH para las etapas de flotación de sulfuros de plomo y zinc, fueron elevadas cuidadosamente para cada prueba, los consumos de cal se detallan en la tabla 25.

Tabla 25

Consumo de cal para pruebas de flotación

N° Test	Etapas de flotación	Cal Viva (g/t)	pH
1	Plomo	0.4	7
	Zinc	1.2	10
2	Plomo	0.4	7
	Zinc	1.2	10
3	Plomo	0.4	7
	Zinc	2	12
4	Plomo	0.4	7
	Zinc	2	12
5	Plomo	0.4	7
	Zinc	1.6	11
6	Plomo	0.4	7
	Zinc	1.6	11

Nota: Elaboración propia.

Cada test de flotación fue sometido a 10 minutos, en las etapas de flotación de plomo y zinc, para después ser sometidos los concentrados obtenidos a una flotación cleaner durante 5 minutos. Los productos de cada test fueron secados (concentrados y relaves), pesados y mandados a análisis químico (ver resultados de análisis químico en Anexo 05). Los resultados de los ensayos de flotación se muestran en las siguientes tablas de balances metalúrgicos.

Tabla 26*Balance Metalúrgico - Test 1*

Producto	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000	1.55	3.13	2.02	1.78	1550.00	3130.00	20.20	17.80	100.00	100.00	100.00	100.00
CC Plomo	75.2	16.17	35.82	21.74	7.06	1215.98	2693.66	16.35	5.31	78.39	85.68	80.45	29.50
CC Zinc	29.3	2.27	5.48	2.04	25.11	66.51	160.56	0.60	7.36	4.29	5.11	2.94	40.88
Medios Plomo	51.8	1.51	1.37	1.54	3.22	78.22	70.97	0.80	1.67	5.04	2.26	3.93	9.27
Medios Zinc	68.6	0.63	0.70	0.82	0.82	43.22	48.02	0.56	0.56	2.79	1.53	2.77	3.13
Relave	775.1	0.19	0.22	0.26	0.40	147.27	170.52	2.02	3.10	9.49	5.42	9.92	17.23
Cabeza Calc.	1000.00	1.55	3.14	2.03	1.80	1551.20	3143.74	20.32	18.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota: Elaboración propia.**Tabla 27***Balance Metalúrgico General - Test 1*

Producto	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000.00	1.55	3.13	2.02	1.78	1550.00	3130.00	20.20	17.80	100.00	100.00	100.00	100.00
CC Plomo	127.00	10.19	21.77	13.50	5.49	1294.20	2764.63	17.15	6.98	83.43	87.94	84.37	38.77
CC Zinc	97.90	1.12	2.13	1.19	8.09	109.73	208.58	1.16	7.92	7.07	6.63	5.71	44.01
Relave	775.10	0.19	0.22	0.26	0.40	147.27	170.52	2.02	3.10	9.49	5.42	9.92	17.23
Cabeza Calc.	1000.00	1.55	3.14	2.03	1.80	1551.20	3143.74	20.32	18.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota: Elaboración propia.

Tabla 28*Balance Metalúrgico - Test 2*

Producto	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000.00	1.55	3.13	2.02	1.78	1550.00	3130.00	20.20	17.80	100.00	100.00	100.00	100.00
CC Plomo	64.90	19.02	41.11	26.04	2.35	1234.40	2668.04	16.90	1.53	80.11	85.63	81.87	8.54
CC Zinc	35.30	2.07	4.87	1.64	34.37	73.07	171.91	0.58	12.13	4.74	5.52	2.80	67.92
Medios Plomo	63.20	1.21	1.10	1.73	1.70	76.47	69.52	1.09	1.07	4.96	2.23	5.30	6.01
Medios Zinc	69.70	0.27	0.65	0.77	0.42	18.82	45.31	0.54	0.29	1.22	1.45	2.60	1.64
Relave	766.90	0.18	0.21	0.20	0.37	138.04	161.05	1.53	2.84	8.96	5.17	7.43	15.89
Cabeza Calc.	1000.00	1.54	3.12	2.06	1.79	1540.80	3115.82	20.64	17.86	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota: Elaboración propia.**Tabla 29***Balance Metalúrgico General - Test 2*

Producto	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000.00	1.55	3.13	2.02	1.78	1550.00	3130.00	20.20	17.80	100.00	100.00	100.00	100.00
CC Plomo	128.10	10.23	21.37	14.05	2.03	1310.87	2737.56	17.99	2.60	85.08	87.86	87.17	14.55
CC Zinc	105.00	0.88	2.07	1.06	11.83	91.89	217.22	1.12	12.43	5.96	6.97	5.40	69.56
Relave	766.90	0.18	0.21	0.20	0.37	138.04	161.05	1.53	2.84	8.96	5.17	7.43	15.89
Cabeza Calc.	1000.00	1.54	3.12	2.06	1.79	1540.80	3115.82	20.64	17.86	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota: Elaboración propia.

Tabla 30*Balance Metalúrgico - Test 3*

Producto	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000.00	1.55	3.13	2.02	1.78	1550.00	3130.00	20.20	17.80	100.00	100.00	100.00	100.00
CC Plomo	77.10	16.22	35.66	22.76	6.32	1250.56	2749.39	17.55	4.87	79.95	87.52	85.81	27.27
CC Zinc	35.20	1.80	3.80	1.89	28.15	63.36	133.76	0.66	9.91	4.05	4.26	3.25	55.45
Medios Plomo	52.80	1.40	1.15	0.77	2.11	73.92	60.72	0.41	1.11	4.73	1.93	1.99	6.22
Medios Zinc	76.60	0.52	0.60	0.21	0.50	39.83	45.96	0.16	0.38	2.55	1.46	0.79	2.14
Relave	758.30	0.18	0.20	0.22	0.21	136.49	151.66	1.67	1.59	8.73	4.83	8.16	8.91
Cabeza Calc.	1000.00	1.56	3.14	2.04	1.79	1564.17	3141.49	20.45	17.87	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota: Elaboración propia.**Tabla 31***Balance Metalúrgico General - Test 3*

Producto	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000.00	1.55	3.13	2.02	1.78	1550.00	3130.00	20.20	17.80	100.00	100.00	100.00	100.00
CC Plomo	129.90	10.20	21.63	13.82	4.61	1324.48	2810.11	17.95	5.98	84.68	89.45	87.80	33.49
CC Zinc	111.80	0.92	1.61	0.74	9.21	103.19	179.72	0.83	10.29	6.60	5.72	4.04	57.60
Relave	758.30	0.18	0.20	0.22	0.21	136.49	151.66	1.67	1.59	8.73	4.83	8.16	8.91
Cabeza Calc.	1000.00	1.56	3.14	2.04	1.79	1564.17	3141.49	20.45	17.87	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota: Elaboración propia.

Tabla 32*Balance Metalúrgico - Test 4*

Producto	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000.00	1.55	3.13	2.02	1.78	1550.00	3130.00	20.20	17.80	100.00	100.00	100.00	100.00
CC Plomo	68.10	17.95	40.83	25.80	1.85	1222.40	2780.52	17.57	1.26	78.45	88.29	85.45	7.01
CC Zinc	40.20	1.79	2.73	1.34	37.07	71.96	109.75	0.54	14.90	4.62	3.48	2.62	82.86
Medios Plomo	67.80	1.60	1.40	0.92	0.40	108.48	94.92	0.62	0.27	6.96	3.01	3.03	1.51
Medios Zinc	69.70	0.39	0.30	0.46	0.17	27.18	20.91	0.32	0.12	1.74	0.66	1.56	0.66
Relave	754.20	0.17	0.19	0.20	0.19	128.21	143.30	1.51	1.43	8.23	4.55	7.34	7.97
Cabeza Calc.	1000.00	1.56	3.15	2.06	1.80	1558.23	3149.40	20.56	17.98	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota: Elaboración propia.**Tabla 33***Balance Metalúrgico General - Test 4*

Producto	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000.00	1.55	3.13	2.02	1.78	1550.00	3130.00	20.20	17.80	100.00	100.00	100.00	100.00
CC Plomo	135.90	9.79	21.16	13.39	1.13	1330.88	2875.44	18.19	1.53	85.41	91.30	88.48	8.51
CC Zinc	109.90	0.90	1.19	0.78	13.67	99.14	130.66	0.86	15.02	6.36	4.15	4.18	83.52
Relave	754.20	0.17	0.19	0.20	0.19	128.21	143.30	1.51	1.43	8.23	4.55	7.34	7.97
Cabeza Calc.	1000.00	1.56	3.15	2.06	1.80	1558.23	3149.40	20.56	17.98	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota: Elaboración propia.

Tabla 34*Balance Metalúrgico - Test 5*

Producto	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000.00	1.55	3.13	2.02	1.78	1550.00	3130.00	20.20	17.80	100.00	100.00	100.00	100.00
CC Plomo	70.30	17.10	37.38	23.51	3.43	1202.13	2627.81	16.53	2.41	78.04	84.74	81.69	13.50
CC Zinc	31.50	2.37	4.60	2.08	36.98	74.66	144.90	0.66	11.65	4.85	4.67	3.24	65.23
Medios Plomo	60.80	1.23	1.62	1.37	1.90	74.78	98.50	0.83	1.16	4.85	3.18	4.12	6.47
Medios Zinc	72.40	0.60	0.85	0.63	0.69	43.44	61.54	0.46	0.50	2.82	1.98	2.25	2.80
Relave	765.00	0.19	0.22	0.23	0.28	145.35	168.30	1.76	2.14	9.44	5.43	8.70	12.00
Cabeza Calc.	1000.00	1.54	3.10	2.02	1.79	1540.36	3101.05	20.23	17.86	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota: Elaboración propia.**Tabla 35***Balance Metalúrgico General - Test 5*

Producto	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000.00	1.55	3.13	2.02	1.78	1550.00	3130.00	20.20	17.80	100.00	100.00	100.00	100.00
CC Plomo	131.10	9.74	20.80	13.24	2.72	1276.91	2726.31	17.36	3.57	82.90	87.92	85.81	19.97
CC Zinc	103.90	1.14	1.99	1.07	11.69	118.10	206.44	1.11	12.15	7.67	6.66	5.49	68.03
Relave	765.00	0.19	0.22	0.23	0.28	145.35	168.30	1.76	2.14	9.44	5.43	8.70	12.00
Cabeza Calc.	1000.00	1.54	3.10	2.02	1.79	1540.36	3101.05	20.23	17.86	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota: Elaboración propia.

Tabla 36*Balance Metalúrgico - Test 6*

Producto	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000.00	1.55	3.13	2.02	1.78	1550.00	3130.00	20.20	17.80	100.00	100.00	100.00	100.00
CC Plomo	68.40	17.96	39.25	24.96	4.02	1228.46	2684.70	17.07	2.75	78.44	85.14	83.64	15.19
CC Zinc	33.70	2.08	5.24	1.78	35.38	70.10	176.59	0.60	11.92	4.48	5.60	2.94	65.86
Medios Plomo	65.90	1.44	1.37	1.16	1.72	94.90	90.28	0.76	1.13	6.06	2.86	3.75	6.26
Medios Zinc	73.80	0.49	0.68	0.62	0.44	36.16	50.18	0.46	0.33	2.31	1.59	2.24	1.80
Relave	758.20	0.18	0.20	0.20	0.26	136.48	151.64	1.52	1.97	8.71	4.81	7.43	10.89
Cabeza Calc.	1000.00	1.57	3.15	2.04	1.81	1566.09	3153.40	20.41	18.10	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota: Elaboración propia.**Tabla 37***Balance Metalúrgico General - Test 6*

Producto	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000.00	1.55	3.13	2.02	1.78	1550.00	3130.00	20.20	17.80	100.00	100.00	100.00	100.00
CC Plomo	134.30	9.85	20.66	13.28	2.89	1323.36	2774.98	17.84	3.88	84.50	88.00	87.39	21.45
CC Zinc	107.50	0.99	2.11	0.98	11.39	106.26	226.77	1.06	12.25	6.78	7.19	5.18	67.66
Relave	758.20	0.18	0.20	0.20	0.26	136.48	151.64	1.52	1.97	8.71	4.81	7.43	10.89
Cabeza Calc.	1000.00	1.57	3.15	2.04	1.81	1566.09	3153.40	20.41	18.10	100.00	100.00	100.00	100.00

Nota: Elaboración propia.

La tabla 38 se detalla a partir de los balances metalúrgicos, donde se puede observar las leyes de plomo y zinc, que se obtuvo con una etapa cleaner (calidad del concentrado); y las recuperaciones totales de oro, plata, plomo y zinc que se pudo lograr.

Tabla 38

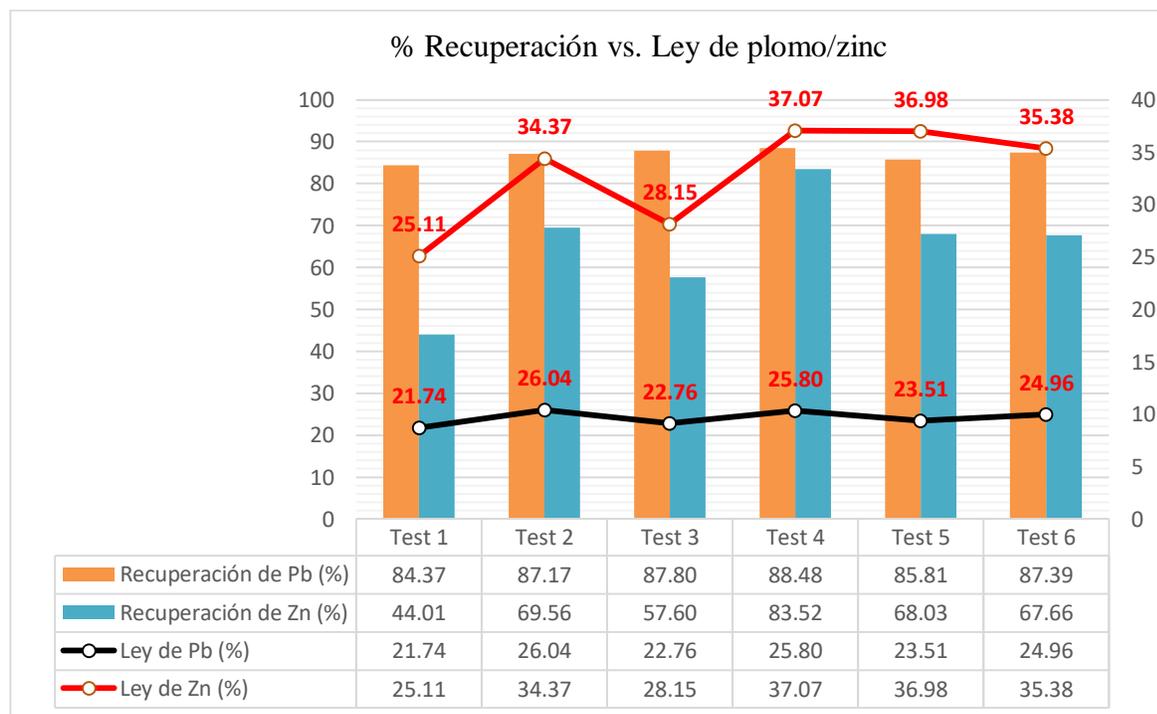
Recuperaciones y leyes de pruebas de flotación

Test	Leyes (%)		Recuperación Global (%)			
	Pb	Zn	Pb	Zn	Ag	Au
1	21.74	25.11	84.37	44.01	83.43	87.94
2	26.04	34.37	87.17	69.56	85.08	87.86
3	22.76	28.15	87.80	57.60	84.68	89.45
4	25.80	37.07	88.48	83.52	85.41	91.30
5	23.51	36.98	85.81	68.03	82.90	87.92
6	24.96	35.38	87.39	67.66	84.50	88.00

Nota: Elaboración propia.

Figura 27

Grafica de barras % Recuperación plomo/zinc vs. Ley de plomo/zinc



Nota: Adaptación propia.

De la figura 27 se puede decir:

Test 1: Tiene una recuperación de zinc de 44.01%, el cual es el valor más bajo de las pruebas de flotación. De la tabla 27 de los balances metalúrgicos, se puede deducir que: a condiciones de dosificación de $ZnSO_4$ de 600 g/t y pH de flotación de 10, el zinc se desplaza en el concentrado de plomo un 38.77% y en el relave un 17.23%, este fenómeno es posible a que la dosificación de $ZnSO_4$ no es suficiente para deprimir al zinc en la etapa de flotación de sulfuros de plomo, así como, posiblemente el pH no es el adecuado para la flotación de sulfuros de zinc del mineral en investigación, ya que el contenido de zinc en el relave es de 0.40%, lo que lleva a una recuperación de zinc de 44.01% en el concentrado de zinc.

Test 2: La recuperación de zinc es de 69.56% en el concentrado de zinc. De la tabla 29 de los balances metalúrgicos, se puede deducir que: a condiciones de dosificación de $ZnSO_4$ de 800 g/t y pH de flotación de 10, el zinc se desplaza en el concentrado de plomo un 14.55% y en el relave un 15.89%, podemos decir que, al aumentar la dosificación de $ZnSO_4$, disminuye el desplazamiento del zinc en el concentrado de plomo, pero el desplazamiento de zinc en el relave sigue siendo ligeramente alto (ley de zinc en el relave: 0.37%).

Test 3: Tiene una recuperación de zinc de 57.60% en el concentrado de zinc. De la tabla 31 de los balances metalúrgicos, se puede deducir que: a condiciones de dosificación de $ZnSO_4$ de 600 g/t y pH de flotación de 12, el zinc se desplaza en el concentrado de plomo un 33.49% y en el relave un 8.91%, podemos decir que, a una dosificación baja de $ZnSO_4$ (600g/t), el zinc se desplaza en el concentrado de plomo, debido a que la dosificación de $ZnSO_4$ no es suficiente para deprimir al zinc en la etapa de flotación de minerales sulfurados de plomo, pero se observa que la ley de zinc en el relave baja respecto al test 1 y test 2 a 0.21%, podemos deducir que el pH de

trabajo adecuado para la flotación de minerales sulfurados de zinc del mineral en investigación es de 12.

Test 4: Tiene una recuperación de zinc de 83.52% en el concentrado de zinc, el cual es el valor más alto de las pruebas de flotación. De la tabla 33 de los balances metalúrgicos, se puede deducir que: a condiciones de dosificación de $ZnSO_4$ de 800 g/t y pH de flotación de 12, el zinc se desplaza en el concentrado de plomo un 8.51% y en el relave un 7.97%, podemos decir que, al trabajar con una dosificación de $ZnSO_4$ de 800g/t, disminuye el desplazamiento del zinc en el concentrado de plomo; como también se observa que la ley de zinc en el relave es de 0.19%, por lo cual, podemos decir que el pH de trabajo adecuado para la flotación de minerales sulfurados de zinc del mineral en investigación es de 12.

Test 5-6: Son pruebas de replicas en el centro, el cual tienen recuperaciones de zinc de 68.03% y 67.66% respectivamente en el concentrado de zinc. De las tablas 35 y 37 de los balances metalúrgicos, se puede deducir que: a condiciones de dosificación de $ZnSO_4$ de 700 g/t y pH de flotación de 11, el zinc se desplaza en el concentrado de plomo un 19.97% y 21.45% respectivamente; y en el relave un 12.00% y 10.89% respectivamente, podemos decir que, a una dosificación de $ZnSO_4$ (700g/t), el zinc se desplaza ligeramente en el concentrado de plomo con una ley de 2.72% y 2.89%, respecto al desplazamiento del test 4 que tiene 1.13%, podemos decir que la dosificación de 700 g/t de $ZnSO_4$ no es suficiente para obtener una recuperación por encima del 80% en el concentrado de zinc. También se puede observar que la ley de zinc en el relave es de 0.28% y 0.26% respectivamente, lo cual está dentro de los resultados que se obtiene en planta concentradora. Podemos decir que en pH 11 el mineral de investigación posee buen comportamiento, frente a la flotación de sulfuros de zinc.

CAPÍTULO VI

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

6.1. Resultados de las pruebas metalúrgicas

Los resultados obtenidos en el capítulo anterior, sirve para evaluar las variables de investigación utilizando el diseño factorial 2^2 y dos intermedios, el cual se detalla en la tabla 39.

Tabla 39

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

Test	Escala natural		Escala codificada		Y (% Recuperación)			
	X1	X2	ZnSO4	pH	Zn	Pb	Ag	Au
1	-1	-1	600	10	44.01	84.37	83.43	87.94
2	+1	-1	800	10	69.56	87.17	85.08	87.94
3	-1	+1	600	12	57.60	87.80	84.68	89.45
4	+1	+1	800	12	83.52	88.48	85.41	91.30
5	0	0	700	11	68.03	85.81	82.90	87.92
6	0	0	700	11	67.66	87.39	84.50	88.00

Nota: Elaboración propia.

6.2. Análisis inicial de datos experimentales

Para determinar cuánto afectan cuantitativamente nuestras variables de investigación sobre la variable respuesta (% recuperación de zinc), se realiza los cálculos de regresión factorial, el cual, lo determinamos usando el software MINITAB.

6.2.1. Regresión factorial: Recuperación Zn (%) vs. ZnSO4; pH; Pt Central

Los resultados de la regresión factorial usando el software MINITAB para la respuesta Recuperación de zinc (%) se muestran en las tablas 40, 41 y 42; donde se detallan el nivel de influencia de las variables en investigación.

Tabla 40*Coefficientes del modelo de regresión*

Estadísticas de la regresión	
Coefficiente de determinación R^2	99.99
R^2 ajustado	99.96
Error típico (S)	0.2625

Nota: Elaboración propia.

La tabla 40 nos brinda el R^2 igual a 99.99, es decir, que nuestros datos se ajustan al 99.99% al modelo de regresión con un error de 0.01% y 99.99% de confianza.

6.2.1.1. Prueba de hipótesis ANOVA

El análisis de varianza para nuestro modelo de regresión se detalla en la tabla 41. La hipótesis a probar viene a ser:

HO: $\beta_1 = 0$ (el modelo no es bueno para explicar a la variable respuesta Y)

HA: $\beta_1 \neq 0$ (el modelo si es bueno para explicar a la variable respuesta Y)

Tabla 41*Análisis de Varianza (ANOVA)*

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F_0	Valor p	F_C (tabla)
Modelo	4	875.511	218.878	3175.31	0.013	224.6
Lineal	2	852.234	426.117	6181.78	0.009	199.5
ZnSO4	1	662.484	662.484	9610.82	0.006	161.5
pH	1	189.750	189.750	2752.74	0.012	161.5
ZnSO4*pH	1	0.033	0.033	0.48	0.613	161.5
Curvatura	1	23.244	23.244	337.20	0.035	161.5
Error	1	0.069	0.069			
Total	5	875.58				

Nota: Elaboración propia.

De la tabla 41 de análisis de varianza, acerca de la hipótesis nula, se puede deducir lo siguiente:

Del modelo de regresión, para un nivel de confianza de 0.05 con 4 y 1 grados de libertad el valor de tablas de $F_{C(0.05,4,1)}$ es igual a 224.6. Como $F_0 > F_C$, podemos concluir que la hipótesis nula es falsa, es decir, que al menos una variable del modelo tiene algún efecto significativo.

- De la variable de dosificación de ZnSO₄, el valor de $F_0 > F_C$, es decir, que es una variable significativa en el modelo.
- De la variable de pH de flotación de sulfuros de zinc, el valor de $F_0 > F_C$, es decir, que esta variable influye o es significativa en el modelo.
- En la interacción ZnSO₄*pH, el valor de $F_0 < F_C$, es decir, que esta interacción no es significativa y no influye en el modelo.

Por lo tanto, la dosificación de ZnSO₄ y el pH de flotación de sulfuros de zinc son significativas, como también resulto significativa el efecto de curvatura.

6.2.1.2. Efectos de las variables independientes sobre la variable dependiente

La tabla de efectos para nuestro modelo de regresión respecto de las variables independientes sobre la variable dependiente se muestra en la tabla 42.

Tabla 42

Cuadro de efectos de las variables independientes sobre la variable dependiente

Termino	Efecto	Coef.	EE del coef.	Valor T	Valor P	FIV
Constante		63.67	0.131	485.02	0.001	
ZnSO ₄	25.74	12.87	0.131	98.03	0.006	1.00
pH	13.77	6.89	0.131	52.47	0.012	1.00
ZnSO ₄ *pH	0.183	0.091	0.131	0.70	0.613	1.00
Pt Central		4.175	0.227	18.36	0.035	1.00

Nota: Elaboración propia.

- Respecto a la dosificación de ZnSO₄, si trabajamos con su nivel mayor (800g/t), la recuperación de zinc será un 25.74% mejor.

- Respecto al pH de flotación de sulfuros de zinc, si trabajamos con su nivel mayor (12), la recuperación de zinc será un 13.77% mejor.
- Respecto a la interacción ZnSO4*pH, si trabajamos con sus niveles más altos, la recuperación de zinc será un 0.18% mejor.

6.2.1.3. Modelo matemático en escala integral

La fórmula de estimar un modelo lineal viene a ser:

$$\hat{y} = b_0 + \sum_{j=1}^k b_j X_j + \sum_{uj}^k b_{uj} X_u X_j \quad (21)$$

A partir de la tabla 42 (tabla de efectos) obtenemos los coeficientes de regresión (b_j) que se muestra en la tabla 43; y teniendo en cuenta el análisis de varianza, las variables que resultaron significativas son la dosificación de ZnSO4 (X_1) y el pH de flotación de sulfuro de zinc (X_2), entonces el modelo matemático lineal viene a ser la ecuación 22.

Tabla 43

Coefficientes de regresión

Termino	Símbolo	Coefficiente de regresión (b_j)
Constante	b_0	63.67
ZnSO4	b_1	12.87
pH	b_2	6.89
ZnSO4*pH		0.091
Pt Central		4.175

Nota: Elaboración propia.

$$\hat{y} = 63.67 + 12.87X_1 + 6.89X_2 + \varepsilon \quad (22)$$

6.2.1.4. Modelo matemático en escala codificada

Aplicamos la siguiente fórmula para la decodificación del modelo:

$$\hat{y} = a_0 + a_1 Z_1 + a_2 Z_2 + \dots \quad (23)$$

Donde:

- El termino independiente se expresa de la siguiente manera:

$$a_0 = b_0 + \sum_{j=1}^k b_j \mathcal{E}_j + \sum_{ij=1}^k b_{ij} X_u \mathcal{E}_{ij} \quad (24)$$

Como en el modelo no existe interacción, la formula anterior se puede expresar como:

$$a_0 = b_0 - (b_1 \mathcal{E}_1) - (b_2 \mathcal{E}_2) \quad (25)$$

➤ Para el termino lineal usamos la siguiente formula:

$$a_j Z_j = \frac{b_j}{\Delta Z_j} - \sum_{jj} \frac{b_{ij}}{\Delta Z_j} \quad (26)$$

Como en el modelo no existe interacción, la formula anterior se puede expresar como:

$$a_1 = \frac{b_1}{\Delta Z_1} \quad (27)$$

$$a_2 = \frac{b_2}{\Delta Z_2} \quad (28)$$

Procedemos a calcular el centro, radio y relación del diseño:

✓ Centro de diseño:

$$Z_{X1} = \frac{600+800}{2} = 700 \quad (29)$$

$$Z_{X2} = \frac{10+12}{2} = 11 \quad (30)$$

✓ Radio de diseño:

$$\Delta Z_{X1} = \frac{800-600}{2} = 100 \quad (31)$$

$$\Delta Z_{X2} = \frac{12-10}{2} = 1 \quad (32)$$

✓ Relación \mathcal{E} :

$$\mathcal{E}_{X1} = \frac{700}{100} = 7 \quad (33)$$

$$\mathcal{E}_{X2} = \frac{11}{1} = 11 \quad (34)$$

Reemplazando estos valores correspondientes, en las ecuaciones 25, 27 y 28 tenemos:

$$a_0 = -102.21$$

$$a_1 = 0.1287$$

$$a_2 = 6.89$$

Reemplazando estos valores en la ecuación 23, se obtiene la ecuación final decodificada a escala natural, que viene a ser:

$$\hat{y} = -102.21 + 0.1287Z_1 + 6.89Z_2 \quad (35)$$

La ecuación de regresión en unidades no codificadas que nos dio el software MINITAB esta dado por la siguiente expresión:

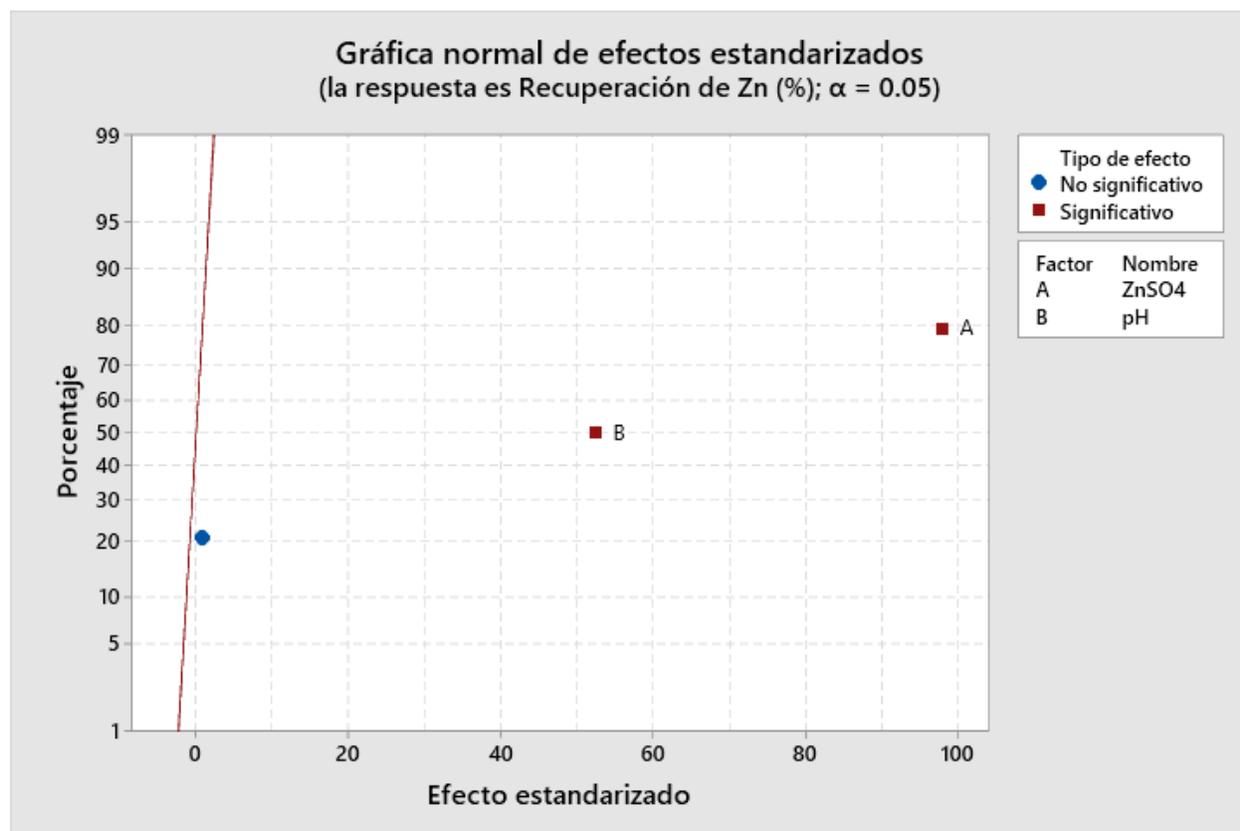
$$Y = -95.0 + 0.1185 \text{ ZnSO}_4 + 6.240 \text{ pH} + 0.00092 \text{ ZnSO}_4 * \text{pH} + 4.173 \text{ Pt Ctrial} \quad (36)$$

6.3. Resultados del diseño experimental

6.3.1. Grafica normal de efectos estandarizados

Figura 28

Grafica de efectos para Recuperación de zinc (%)



Nota: Elaborado en MINITAB.

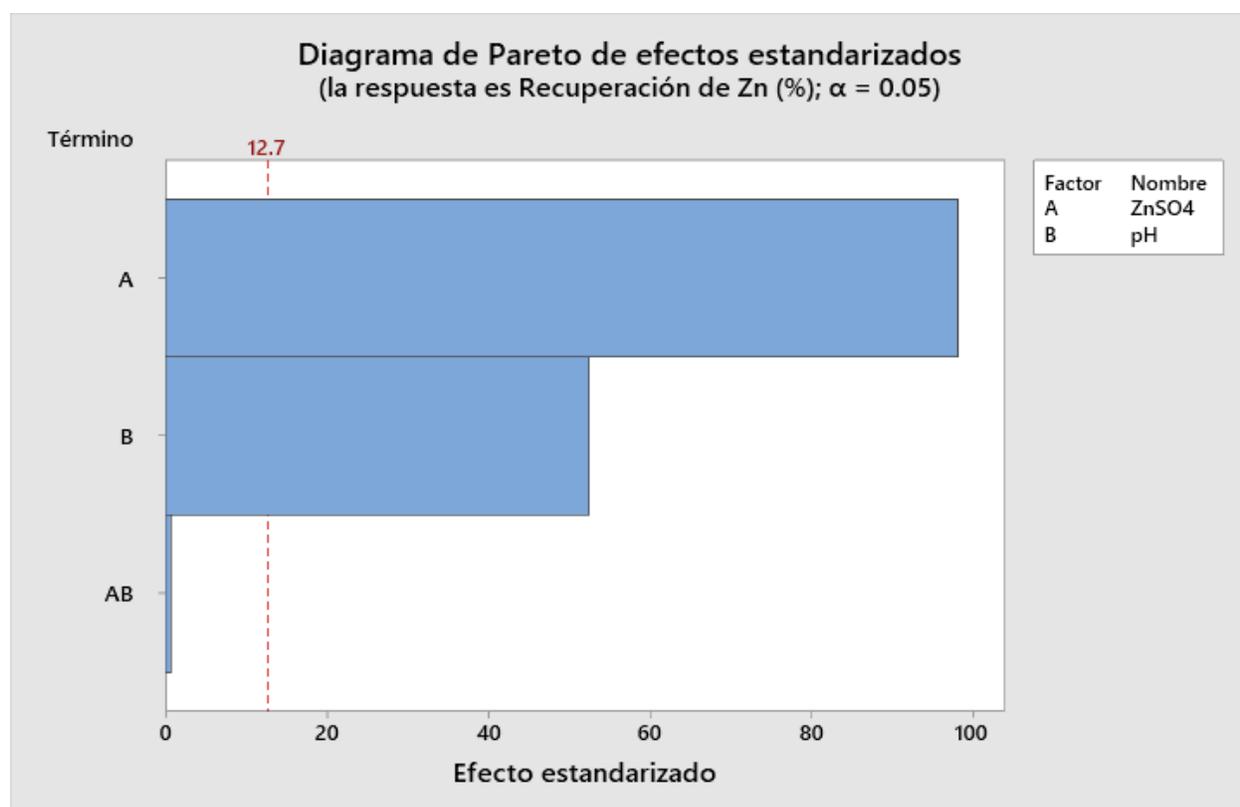
De la figura 28 se puede decir que la variable más influyente es el punto A (dosificación de ZnSO₄), seguido del punto B (pH de flotación de sulfuros de zinc).

6.3.2. Diagrama de Pareto y efectos principales para Recuperación de zinc (%)

Se utiliza un diagrama de Pareto para determinar la magnitud e importancia de los efectos de las variables independientes sobre la variable respuesta (Ver figura 29).

Figura 29

Diagrama de Pareto de efectos para %Recuperación de zinc



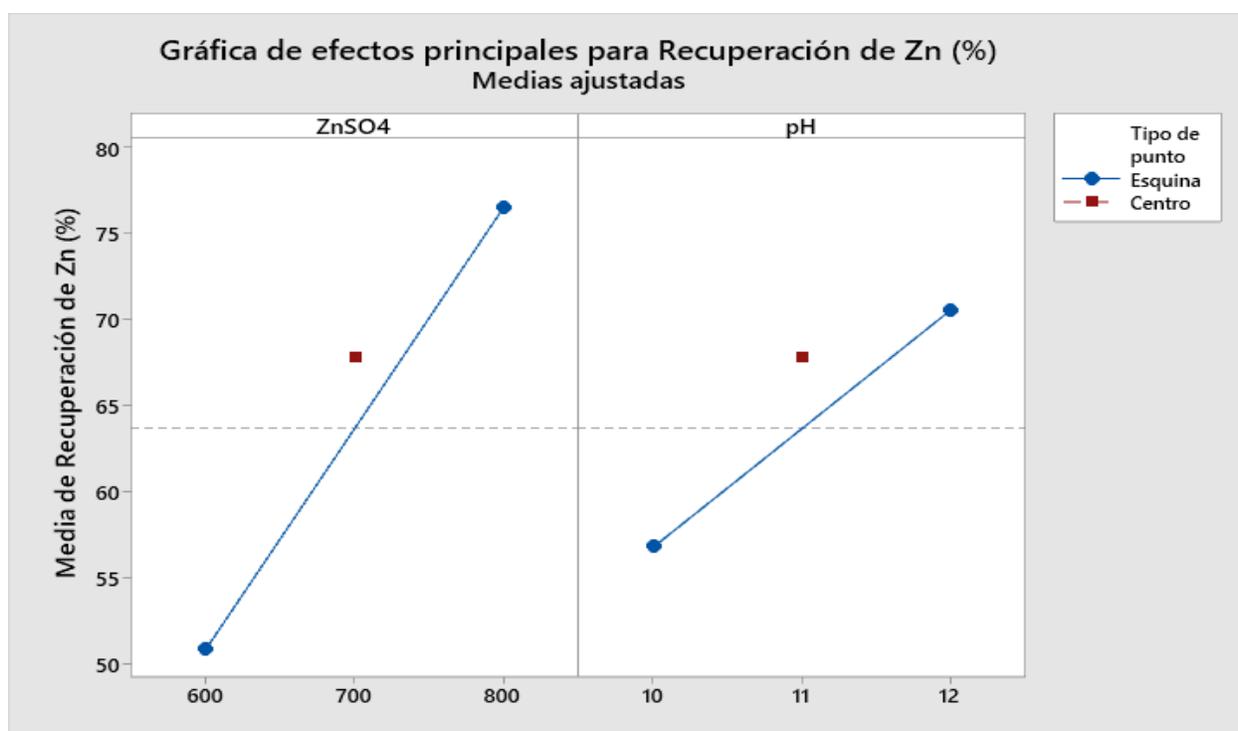
Nota: Elaborado en MINITAB.

El valor de 12.7 viene a ser el valor estadístico de Durbin-Watson, el cual es una prueba estadística utilizada para determinar la presencia de autocorrelación en los residuos de un análisis de regresión. Este valor nos indica el nivel de significancia de nuestras variables de investigación y su interacción, es decir, si la barra de Pareto pasa dicho indicador, nuestra variable es significativa e influye en la experimentación, por lo que podemos concluir que:

- La dosificación de $ZnSO_4$ es muy significativa y más predominante que el pH de flotación de sulfuros de zinc.
- El pH de flotación sulfuros de zinc es significativo e influye en la experimentación.
- La interacción de dosificación de $ZnSO_4$ y pH de flotación de sulfuros de zinc no es significativa y se comporta como una constante en la experimentación.

Figura 30

Gráfica de efectos principales para Recuperación de zinc (%)



Nota: Elaborado en MINITAB.

De la figura 30, se contempla la gráfica de efectos principales, el cual examina la magnitud y la dirección de los efectos de las variables, a fin de determinar las variables que más influyen en el modelo de regresión. También puede usarse el análisis de varianza para determinar esta misma interpretación como se realizó con las tablas 43 y 44, donde se concluyó que nuestras variables de investigación si son significativas. La figura 30, muestra que nuestras variables tienen influencia

creciente de izquierda a derecha; y que el más significativo es la dosificación de $ZnSO_4$, ya que posee una pendiente más pronunciada, es decir:

- Cuando la dosificación de $ZnSO_4$ es de 600 g/t, la recuperación de zinc es baja; si la dosificación de $ZnSO_4$ es de 800 g/t, la recuperación de zinc es alta.
- Si el valor del pH de flotación de sulfuro de zinc es 10, la recuperación de zinc es baja; si el pH de flotación del sulfuro de zinc es 12, la recuperación de zinc es alta.
- A una dosificación de $ZnSO_4$ y pH de flotación de sulfuros de zinc intermedia (700g/t), se obtiene una recuperación de zinc de 67.5% aproximadamente.

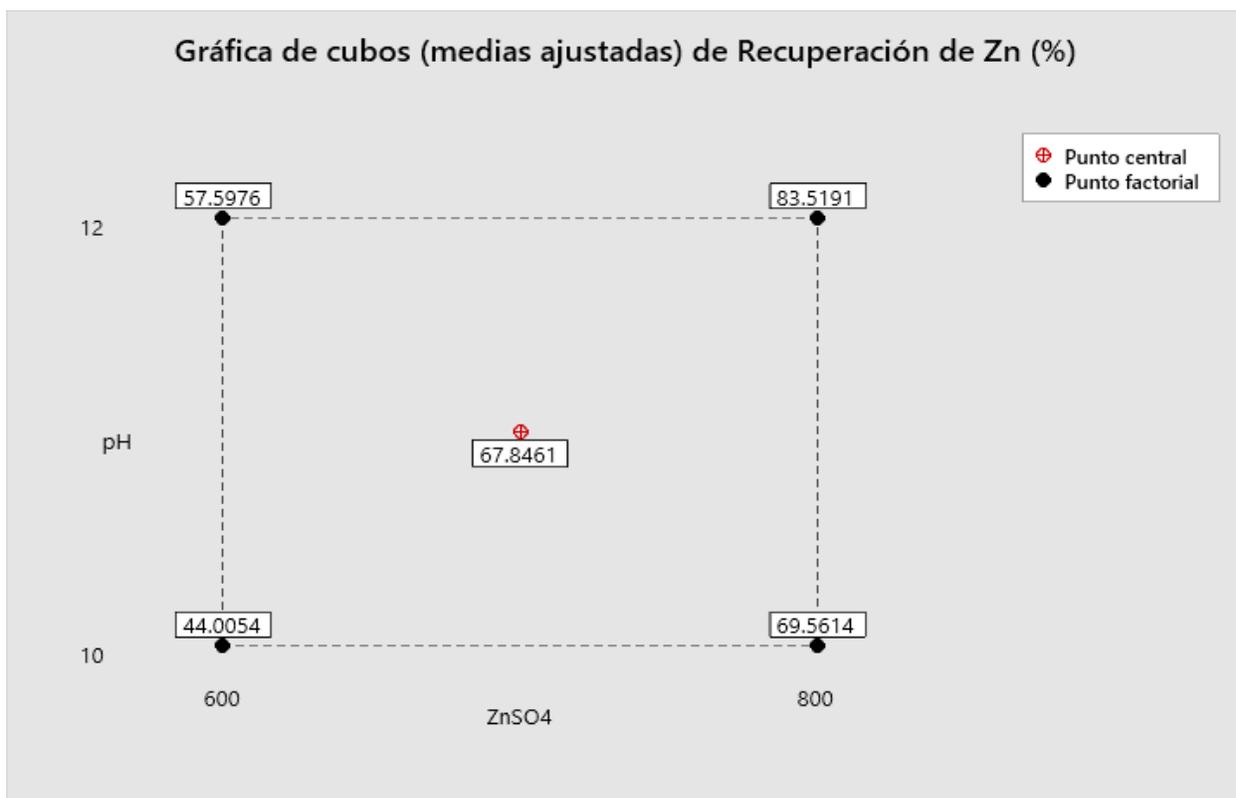
Por lo que podemos concluir que, para obtener una recuperación de zinc alta, debemos trabajar con una dosificación de $ZnSO_4$ de 800 g/t y a un pH de flotación de sulfuros de zinc de 12.

6.3.3. Grafica de cubos y de contorno

La grafica de cubos de Recuperación de zinc (%) se utiliza para poder identificar las condiciones en la cual se puede obtener mayor recuperación de zinc.

Figura 31

Grafica de cubos de Recuperación de zinc (%)



Nota: Elaborado en MINITAB.

De la figura 31 se puede decir que:

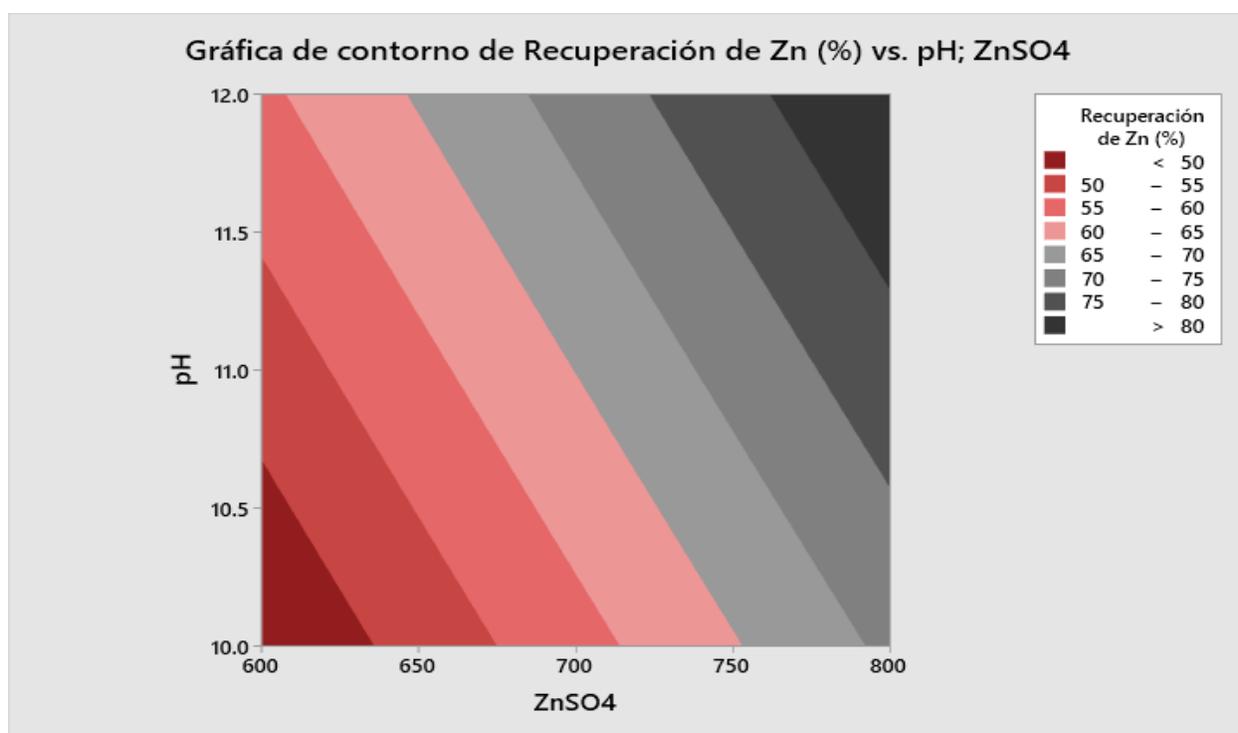
- A una dosificación de ZnSO₄ de 600g/t y pH de flotación de sulfuros de zinc de 10, se obtiene una recuperación de zinc de 44.01%.
- A una dosificación de ZnSO₄ de 600g/t y pH de flotación de sulfuros de zinc de 12, se obtiene una recuperación de zinc de 57.60%.
- A una dosificación de ZnSO₄ de 800g/t y pH de flotación de sulfuros de zinc de 10, se obtiene una recuperación de zinc de 69.56%.
- A una dosificación de ZnSO₄ de 800g/t y pH de flotación de sulfuros de zinc de 12, se obtiene una recuperación de zinc de 83.52%.

- En el punto central, a una dosificación de ZnSO₄ de 700g/t y pH de flotación de sulfuros de zinc de 11, se obtiene una recuperación de zinc de 67.85%.

Por lo que podemos concluir que, para obtener una recuperación de zinc aceptable, que es de 83.52%, se debe trabajar a una dosificación de ZnSO₄ de 800g/t y a un pH de flotación de sulfuros de zinc de 12.

Figura 32

Gráfica de contorno de Recuperación de zinc (%)



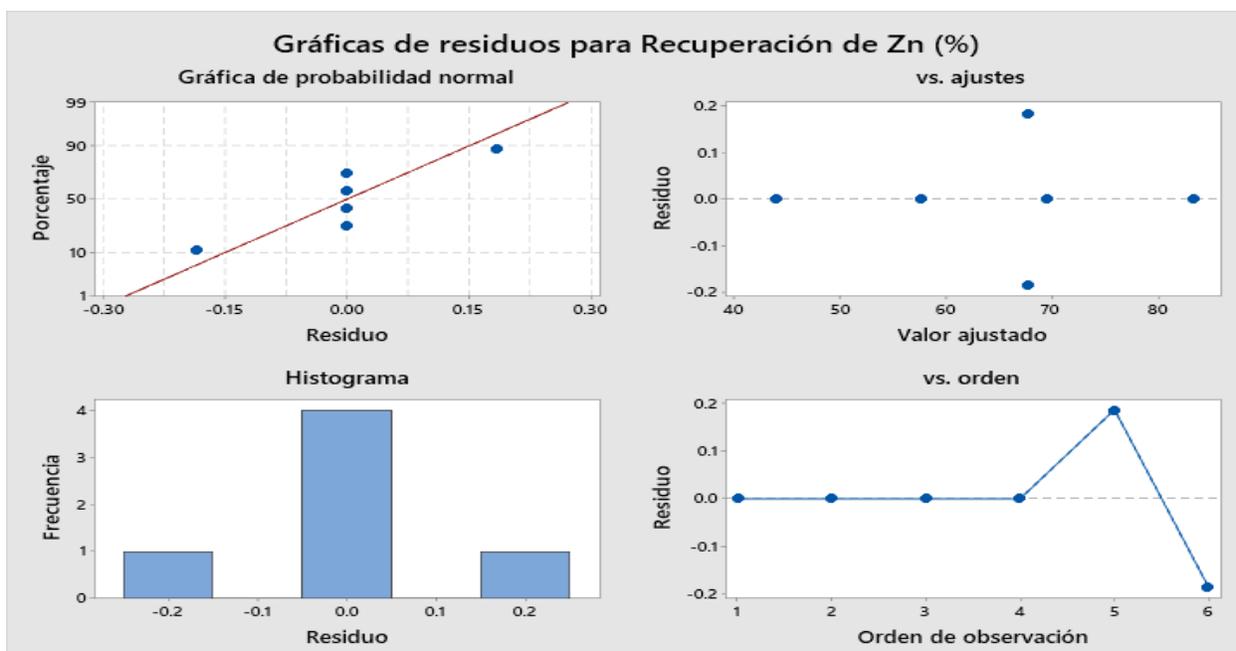
Nota: Elaborado en MINITAB.

La gráfica de contorno se usa para poder identificar las zonas de la variable respuesta mediante la coloración, a determinadas condiciones de variables independientes. De la figura 32, la zona de color negro nos indica que para obtener una recuperación de zinc superior al de 80%, se debe trabajar con una dosificación de 770 a 800 g/t de ZnSO₄; y a un pH de flotación de sulfuros de zinc de 11.5 a 12.

6.3.4. Gráfico de residuos para Recuperación de zinc (%)

Figura 33

Grafica de residuos para Recuperación de zinc (%)



Nota: Elaborado en MINITAB.

La gráfica de probabilidad normal se utiliza para evaluar si los residuos en un análisis de regresión se distribuyen normalmente. La gráfica nos dice que es una distribución normal porque la línea es recta y ascendente. Así, el modelo de regresión lineal analizado y sus residuos siguen una distribución normal. Se utiliza un histograma para determinar si los datos son asimétricos o contienen valores atípicos. En este caso tiene tres valores y por tanto no contiene suficientes puntos para detectar datos de simetría o valores atípicos.

La gráfica de residuos versus el ajuste, muestra que los residuos están distribuidos aleatoriamente y que los puntos no se desvían demasiado de cero y que no hay valores atípicos en el modelo.

La gráfica de residuos versus orden, muestra que los residuos son independientes entre sí y no muestran ninguna tendencia en el orden temporal. Esto indica que no es común que un proceso

tenga la misma recuperación en cada test, incluso si se realiza una prueba en las mismas condiciones operativas.

6.4. Nivel de significancia para las recuperaciones de Zn, Pb, Ag y Au

De los anexos 06, 07, 08 y 09 se puede obtener la tabla 44, el cual es un resumen de las regresiones factoriales de la significancia para las recuperaciones de zinc, plomo, plata y oro. Para lo cual evaluaremos la significancia para las recuperaciones.

Tabla 44

Resumen de regresión factorial para el Zn, Pb, Ag y Au

Respuesta (Y)	Valor F_0		F_C (tabla)
	ZnSO4	pH	
% Recuperación			
Zinc	9610.82	2752.74	161.5
Plomo	2.43	4.50	161.5
Plata	1.11	0.49	161.5
Oro	267.38	1852.88	161.5

Nota: Elaboración propia.

De la tabla 44:

- Para el zinc se tiene que $F_0 > F_C$, por lo tanto, la dosificación de ZnSO4 y el pH son significativas en la recuperación de zinc, lo podemos corroborar con el diagrama de Pareto del anexo 06, donde la barra de Pareto atraviesa el valor de Durbin-Watson.
- Para el plomo se tiene que $F_0 < F_C$, por lo tanto, la dosificación de ZnSO4 y el pH no son significativas en la recuperación de plomo, lo podemos corroborar con el diagrama de Pareto del anexo 07, donde la barra de Pareto no atraviesa el valor de Durbin-Watson.
- Para la plata se tiene que $F_0 < F_C$, por lo tanto, la dosificación de ZnSO4 y el pH no son significativas en la recuperación de plata, lo podemos corroborar con el diagrama de Pareto del anexo 08, donde la barra de Pareto no atraviesa el valor de Durbin-Watson.

- Para el oro se tiene que $F_0 > F_c$, por lo tanto, la dosificación de $ZnSO_4$ y el pH influyen ligeramente en la recuperación de oro, lo podemos corroborar con el diagrama de Pareto del anexo 09, donde la barra de Pareto atraviesa el valor de Durbin-Watson.

CONCLUSIONES

1. Se logró separar los minerales sulfurados de plomo y zinc proveniente de la planta concentradora Antonio Raymondi a escala de laboratorio, obteniendo concentrados de plomo y zinc de calidad y comerciables. La tendencia explica que, al trabajar con los valores altos de las variables de investigación, se obtendrá una recuperación de zinc por encima del 80%.

2. La dosificación de $ZnSO_4$ para lograr recuperar 83.52% de zinc es 800g/t, en esta dosificación, disminuye el desplazamiento de zinc en el concentrado de plomo (8.51%), obteniendo un concentrado de plomo y zinc de calidad.
3. El pH de flotación de sulfuros de zinc es 12, donde se obtiene mejor recuperación de zinc que a pH de 10 y 11, logrando un relave de zinc con ley de 0.19%, a diferencia de las otras pruebas de flotación.
4. Las variables de investigación son significativas en la recuperación de zinc, mas no influyen en los resultados de las recuperaciones de plomo, plata y oro. Se determinó que la variable más influyente y predominante en la recuperación de zinc dentro del modelo es la dosificación de $ZnSO_4$, el pH de flotación de sulfuros de zinc influye y también es determinante, la ecuación decodificada a escala natural viene a ser:

$$\hat{y} = -102.21 + 0.1287Z_1 + 6.89Z_2$$

RECOMENDACIONES

Se recomienda a la empresa S.M.R.L. Antonio Raymondi Cusco:

1. Implementar el proceso de flotación diferencial y aplicarlo al mineral polimetálico Pulpera, para producir concentrados de plomo y zinc, trabajando a un pH de flotación de sulfuros de zinc de 12 y a una dosificación de 800 g/t de $ZnSO_4$, y poder darle un valor agregado al zinc, generando ingresos en la empresa.

2. Realizar la evaluación del pH de minerales sulfurados de zinc entre un rango de 11-12, con una dosificación de $ZnSO_4$ de 800g/t y de esta manera poder reducir los costos en el consumo de cal.
3. Evaluar la dosificación de $ZnSO_4$ entre el rango de 750-800 g/t y de esta manera poder reducir costos en el consumo de este reactivo, ya que en la gráfica de contorno se observó que se puede obtener recuperaciones por encima del 80% en este rango de dosificación.
4. Realizar la evaluación de otras variables involucradas en el proceso de flotación diferencial, por ejemplo: la dosificación del colector Z-11, dosificación de $CuSO_4$ y ver su influencia en la recuperación de zinc.

BIBLIOGRAFÍA

- Abarca Rodriguez, J. J. (2011). Flotación de minerales. Lima, Perú: Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión.
- Arias Chavéz, D., & Cangalaya Sevillano, L. (2021). Investigar y escribir con APA 7. Perú: 1° Edición - UPC.

- Armas Davila, G. J., & Rosales Fuster, J. A. (2014). Evaluación de la separación del concentrado bulk plomo-cobre en la planta concentradora Mahr Tunel UEA Yauli- Volcan Compañía Minera S.A.A. Huancayo, Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Avila Acosta, R. (1997). Guía para elaborar la tesis: Introducción a la metodología de la investigación, la tesis profesional y aplicaciones. Lima, Perú: 1° Edición - Estudios y ediciones R.A.
- Azañero Ortiz, A. (2015). Flotación y concentración de minerales. Lima - Perú: Colecciones Jovic.
- Ballester Perez, A., Verdeja Gonzalez, L. F., & Sancho Martinez, J. (2000). Metalurgia extractiva. España: Sintesis S.A.
- Cortez Marcelo, C. (2019). Flotación de zinc sin el uso de cal para la recuperación de concentrado de zinc, en la Unidad de Producción Andaychagua - Compañía Minera Volcan S.A.A. Cerro de Pasco, Perú: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Curo Miranda, C., & Tinta Mosquipa, W. (2006). Evaluación de la sección flotación Pb - Zn en la planta concentradora La Inmaculada Unidad de Producción el Cofre. Cusco, Perú: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.
- Currie, J. (1984). Operaciones unitarias en procesamiento de minerales. Lima - Perú: Trad. Chia Aquije J.
- De la Rosa Canales, J. M. (2013). Flotación selectiva de minerales sulfurados de plomo-zinc en presencia de reactivos naturales del tipo quebracho. D.F., México: Universidad Nacional Autónoma de México.
- Fernandez Ccorihuaman, M., & Sanchez Quispe, H. (2014). Fundamentos de estadística y diseño experimental para ingenieros. Cusco - Perú: UNSAAC.
- Gallud Jardiel, E. (2015). Manual práctico para escribir una tesis. Madrid, España: Verbum.
- García Córdoba, F. (2005). La tesis y el trabajo de tesis. D.F., Mexico: Limusa S.A.

- Hernández Sampieri, R. (2014). Metodología de la investigación. México: 6° Edición - McGRAW-HILL.
- Huallpa Antoniete, M. E. (2018). Concentración por flotación de minerales sulfurados: plata, plomo, cobre, zinc y oro en minerales polimetálicos. Lima, Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Linares Gutiérrez, N. (2015). Procesamiento de minerales - Mineralurgia II. Tacna, Perú: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.
- Manzaneda Cabala, J. (1990). Procesamiento de minerales. Lima - Perú: UNI.
- Manzaneda Cabala, J. (2000). Diseño experimental. Perú: Editorial imprenta Caceres.
- Manzaneda Cabala, J. (2020). Diseño experimental aplicado. Perú: XI COPIP UNI 2020.
- Melo M., O., Melo M., S. E., & López P., L. A. (2020). Diseño de experimentos - Métodos y aplicaciones. Bogotá, Colombia: 2° Edición - Universidad Nacional de Colombia.
- Miranda, L., & Medina, E. (2015). *Investigando en Ingeniería*. Arequipa-Perú: UNASA.
- Montgomery Douglas, C. (2004). Diseño y análisis de experimentos. México: Editorial Limusa S.A. - Segunda edición.
- Sutulov, A. (1963). Flotación de Minerales. Chile.

LINKOGRAFÍA

- (03 de 05 de 2023) Obtenido de 911 Metallurgist
<https://www.911metallurgist.com/metalurgia/flotacion-minerales-plomo-zinc/>
- (03 de 05 de 2023) Obtenido de 911 Metallurgist

<https://www.911metallurgist.com/metalurgia/procesamiento-minerales-plata-plomo-zinc-flotacion/>

- (23 de 05 de 2023) Obtenido de

<https://es.scribd.com/doc/152971777/01-Termodinamica-de-La-flotacion>

- (19 de 06 de 2023) Obtenido de

<https://www.ugr.es/~pittau/FISBIO/t5.pdf>

- (11 de 10 de 2023) Obtenido de

<https://es.slideshare.net/lesliejoaquincotrado/manual-de-muestreo>

ANEXOS

ANEXO 01: MATRIZ DE CONSISTENCIA

“EVALUACIÓN DE LA SEPARACIÓN DE Pb-Zn POR FLOTACIÓN DIFERENCIAL A PARTIR DEL MINERAL POLIMETÁLICO DE LA PLANTA CONCENTRADORA ANTONIO RAYMONDI ESPINAR - CUSCO”

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL	VARIABLES	METODOLOGÍA
¿De qué manera se podrá separar los minerales sulfurados de plomo y zinc por el proceso de flotación diferencial, a partir del mineral polimetálico Pulpera de la planta concentradora Antonio Raymondi a nivel de laboratorio?	Evaluar la separación de los minerales sulfurados de plomo y zinc por el proceso de flotación diferencial, a partir del mineral polimetálico de la planta concentradora Antonio Raymondi, a nivel de laboratorio.	Se logra separar eficientemente los minerales de sulfuro de plomo y zinc a partir del mineral polimetálico de la planta concentradora Antonio Raymondi, mediante el proceso de flotación diferencial a nivel de laboratorio, produciendo concentrados de plomo y zinc de alta calidad y con recuperaciones superiores al 80%.	INDEPENDIENTES <ul style="list-style-type: none"> ➤ Dosificación de ZnSO₄ ➤ pH DEPENDIENTES <ul style="list-style-type: none"> ➤ Recuperación de zinc 	TIPO DE INVESTIGACIÓN Es una investigación tecnológica y cuantitativa. NIVEL DE LA INVESTIGACIÓN Es una investigación de nivel descriptivo y explicativo. MÉTODOS DE LA INVESTIGACIÓN Se aplicará el método experimental. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN Diseño factorial 2 ² , con 2 niveles y 2 factores; 2 réplicas.
PROBLEMAS ESPECIFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPÓTESIS ESPECÍFICA	INTERVINIENTES	INDICADORES
¿Cuál será la dosificación de ZnSO ₄ , que permita recuperar el zinc por lo menos al 80%?	Determinar la dosificación de ZnSO ₄ .	A mayor dosificación de ZnSO ₄ , menor desplazamiento de zinc en el concentrado de plomo, incrementando la recuperación de zinc, obteniendo concentrados de plomo y zinc de calidad y comerciables.	<ul style="list-style-type: none"> ➤ Dureza de mineral ➤ Ley de mineral 	
¿Qué pH será el adecuado para la flotación de sulfuros de zinc?	Determinar el pH de flotación de sulfuros de zinc.	Se regula el pH óptimo para la flotación de sulfuros de zinc, logrando valores mínimos de zinc en el relave.	<ul style="list-style-type: none"> ➤ Recuperación (%) ➤ Dosificación de reactivo (g/t) ➤ pH (concentración) 	

Nota: Elaboración propia.

ANEXO 02: Balance Metalúrgico a nivel de planta concentradora Antonio Raymondi Cusco – Mineral Pulpera

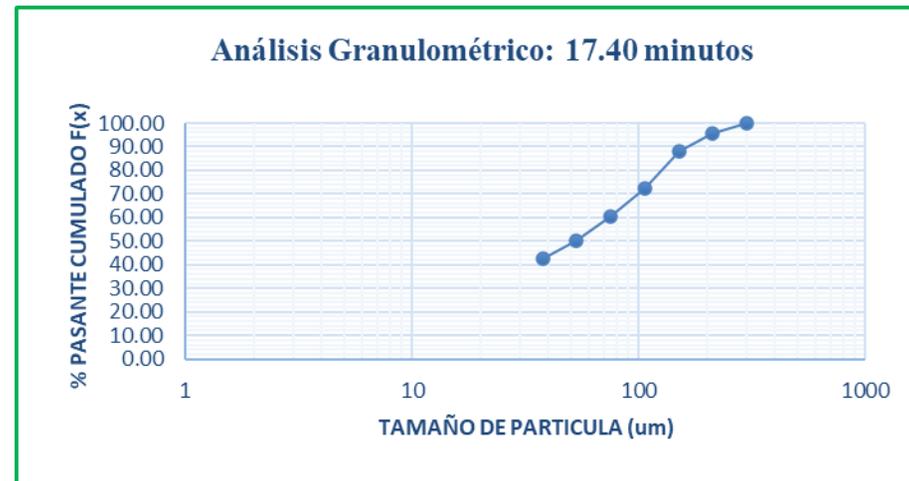
Producto	TMS	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)				Ratio
		Au g/TM	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Au g	Ag Oz	Pb TMS	Zn TMS	Au	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	179.8	4.10	1.58	2.13	1.78	737.18	284.08	3.83	3.20	100.00	100.00	100.00	100.00	20.16
CC. Bulk	8.92	70.20	27.5	33.70	25.17	626.11	245.27	3.01	2.24	84.93	86.71	85.43	72.43	
Relave	170.88	0.65	0.22	0.30	0.50	111.07	37.59	0.51	0.85	15.07	13.29	14.57	27.57	
Cab. Calc.	179.8	4.10	1.57	1.96	1.72	737.18	282.86	3.52	3.10	100.00	100.00	100.00	100.00	



ANEXO 03: Análisis granulométrico a 17.40 minutos (60%-200 Malla Tyler)

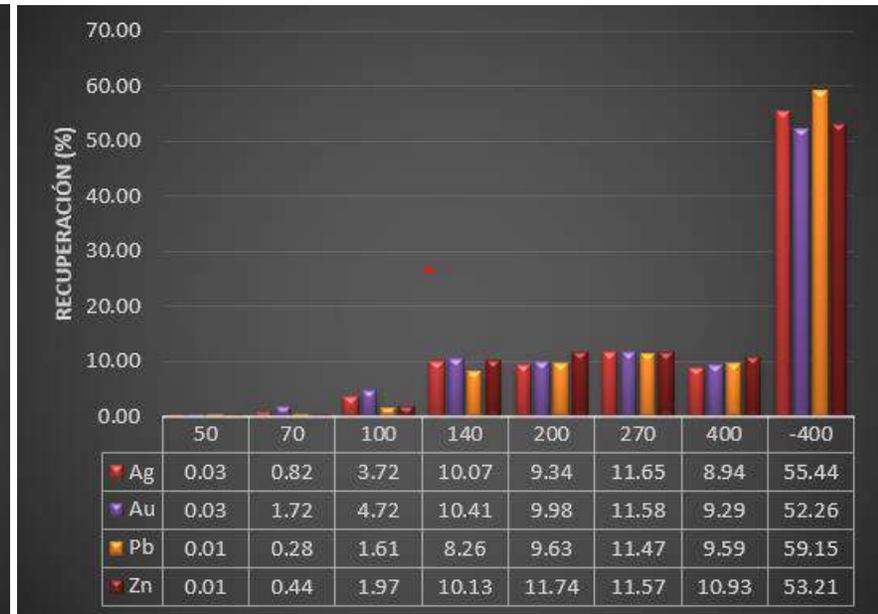
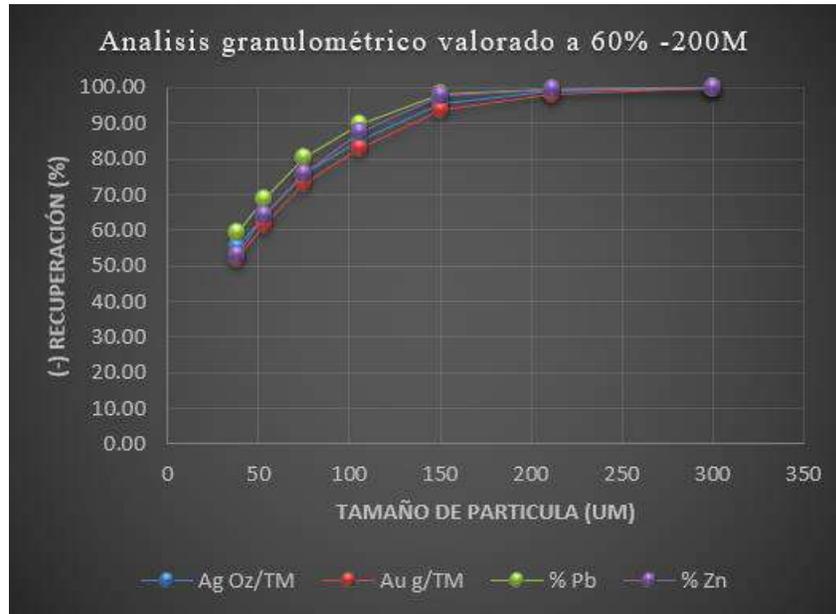
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO: 17.40 Minutos					
Malla	Abertura (um)	Peso (g)	% Peso f(x)	% Retenido Acumulado G(x)	% Pasante Acumulado F(x)
+50	300	0.50	0.20	0.20	99.80
+70	212	9.80	3.92	4.12	95.88
+100	150	20.10	8.04	12.16	87.84
+140	106	38.60	15.44	27.60	72.40
+200	75	30.00	12.00	39.60	60.40
+270	53	26.00	10.40	50.00	50.00
+400	38	18.20	7.28	57.28	42.72
-400		106.80	42.72	100.00	0.00
SUMA		250.00	100.00		

P80: 128 um



ANEXO 04: Análisis granulométrico valorado a 17.40 minutos

Malla	Abertura (um)	Peso (g)	Leyes				Contenido Metálico				Recuperación (%)				(-) Recuperación (%)			
			Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag (μOz)	Au (μg)	Pb (g)	Zn (g)	Ag	Au	Pb	Zn	Ag	Au	Pb	Zn
50	300	0.5	0.21	0.54	0.10	0.13	0.11	0.27	0.001	0.001	0.03	0.03	0.01	0.01	99.97	99.97	99.99	99.99
70	212	9.8	0.33	1.40	0.15	0.20	3.23	13.72	0.015	0.020	0.82	1.72	0.28	0.44	99.15	98.24	99.71	99.55
100	150	20.1	0.73	1.87	0.42	0.44	14.67	37.59	0.084	0.088	3.72	4.72	1.61	1.97	95.44	93.53	98.10	97.58
140	106	38.6	1.03	2.15	1.12	1.18	39.76	82.99	0.432	0.455	10.07	10.41	8.26	10.13	85.37	83.11	89.84	87.45
200	75	30	1.23	2.65	1.68	1.76	36.90	79.50	0.504	0.528	9.34	9.98	9.63	11.74	76.03	73.14	80.22	75.71
270	53	26	1.77	3.55	2.31	2.00	46.02	92.30	0.601	0.520	11.65	11.58	11.47	11.57	64.38	61.56	68.74	64.14
400	38	18.2	1.94	4.07	2.76	2.70	35.31	74.07	0.502	0.491	8.94	9.29	9.59	10.93	55.44	52.26	59.15	53.21
-400		106.8	2.05	3.90	2.90	2.24	218.94	416.52	3.097	2.392	55.44	52.26	59.15	53.21	0.00	0.00	0.00	0.00
SUMA		250.0	1.58	3.19	2.09	1.80	394.94	796.96	5.24	4.50	100.0	100.0	100.0	100.0				



ANEXO 05: Resultados de Análisis Químico de Pruebas Metalúrgicas



S.M.R.L. ANTONIO RAYMONDI CUSCO
LABORATORIO QUÍMICO

CODIGO	LM PULPERA 01-2023	FECHA DEL REPORTE	25/09/2023
FECHA DE RECEPCION	10/09/2023		
CARACTERISTICAS DE LA MUESTRA	Muestras en sobre		

Item	Codigo	Muestra	Elementos			
			Oz/Ag TM	g Au/TM	%Pb	%Zn
1	PULP-1	Concentrado Pb 1	16.17	35.82	21.74	7.06
2	PULP-2	Concentrado Pb 2	19.02	41.11	26.04	2.35
3	PULP-3	Concentrado Pb 3	16.22	35.66	22.76	6.32
4	PULP-4	Concentrado Pb 4	17.95	40.83	25.80	1.85
5	PULP-5	Concentrado Pb 5	17.10	37.38	23.51	3.43
6	PULP-6	Concentrado Pb 6	17.96	39.25	24.96	4.02
7	PULP-7	Concentrado Zn 1	2.27	5.48	2.04	25.11
8	PULP-8	Concentrado Zn 2	2.07	4.87	1.64	34.37
9	PULP-9	Concentrado Zn 3	1.80	3.80	1.89	28.15
10	PULP-10	Concentrado Zn 4	1.79	2.73	1.34	37.07
11	PULP-11	Concentrado Zn 5	2.37	4.60	2.08	36.98
12	PULP-12	Concentrado Zn 6	2.08	5.24	1.78	35.38
13	PULP-13	Medios Pb 1	1.51	1.37	1.54	3.22
14	PULP-14	Medios Pb 2	1.21	1.10	1.73	1.70
15	PULP-15	Medios Pb 3	1.40	1.15	0.77	2.11
16	PULP-16	Medios Pb 4	1.60	1.40	0.92	0.40
17	PULP-17	Medios Pb 5	1.23	1.62	1.37	1.90
18	PULP-18	Medios Pb 6	1.44	1.37	1.16	1.72
19	PULP-19	Medios Zn 1	0.63	0.70	0.82	0.82
20	PULP-20	Medios Zn 2	0.27	0.65	0.77	0.42
21	PULP-21	Medios Zn 3	0.52	0.60	0.21	0.50
22	PULP-22	Medios Zn 4	0.39	0.30	0.46	0.17
23	PULP-23	Medios Zn 5	0.60	0.85	0.63	0.69
24	PULP-24	Medios Zn 6	0.49	0.68	0.62	0.44
25	PULP-25	Relave 1	0.19	0.22	0.26	0.40
26	PULP-26	Relave 2	0.18	0.21	0.20	0.37
27	PULP-27	Relave 3	0.18	0.20	0.22	0.21
28	PULP-28	Relave 4	0.17	0.19	0.20	0.19
29	PULP-29	Relave 5	0.19	0.22	0.23	0.28
30	PULP-30	Relave 6	0.18	0.20	0.20	0.26

1.- Metodo y/o Procedimiento:

Determinación de Plomo y Zinc en muestras por Volumetría.
Determinación de Oro y Plata en muestras por Método Fire Assay.

2.- Nota:

Los resultados presentados corresponden a las muestras indicadas.

Reportado Por:


S.M.R.L. ANTONIO RAYMONDI CUSCO
Luis F. Ventura Hidalgo
JEFE LABORATORIO QUÍMICO

ANEXO 06: Regresión factorial % Recuperación Zn vs. ZnSO₄; pH; Pto Central

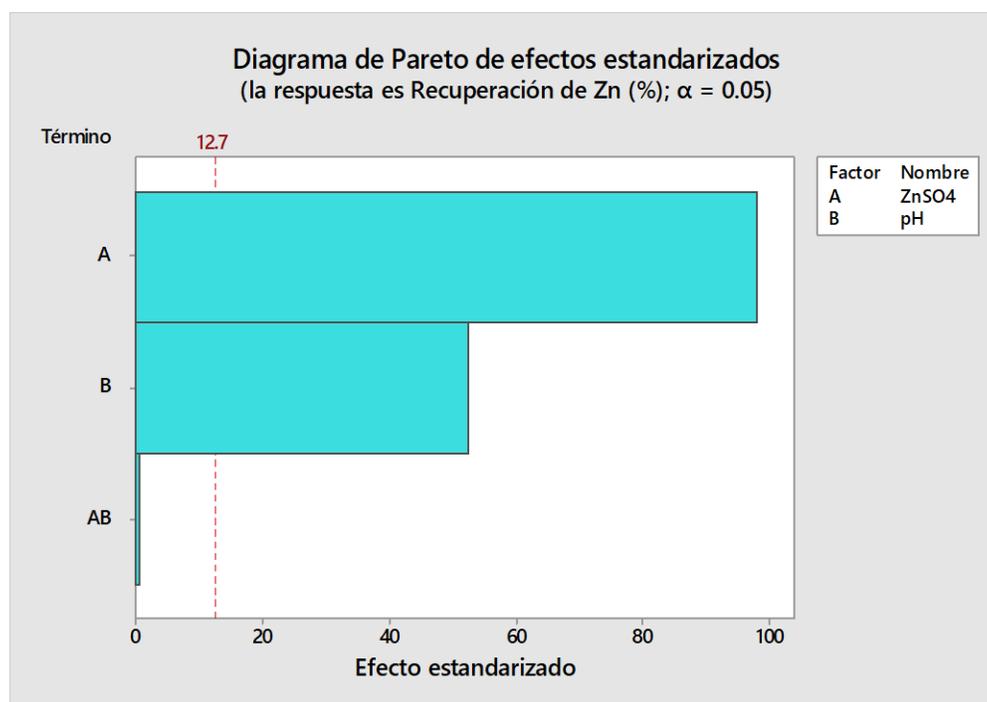
Coeficientes del modelo de regresión	
Coeficiente de determinación R ²	99.99

Análisis de Varianza						
Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F ₀	Valor p	F _C (tabla)
Modelo	4	875.511	218.88	3175.31	0.013	224.6
ZnSO ₄	1	662.484	662.484	9610.82	0.006	161.5
pH	1	189.750	189.750	2752.74	0.012	161.5
ZnSO ₄ *pH	1	0.033	0.033	0.48	0.613	161.5
Curvatura	1	23.244	23.244	337.20	0.035	161.5
Error	1	0.069	0.069			
Total	5	875.58				

Termino	Efecto	Coef.	EE del coef.	Valor T	Valor P	FIV
Constante		63.67	0.131	485.02	0.001	
ZnSO ₄	25.74	12.87	0.131	98.03	0.006	1.00
pH	13.77	6.89	0.131	52.47	0.012	1.00
ZnSO ₄ *pH	0.183	0.091	0.131	0.70	0.613	1.00
Pto Central		4.175	0.227	18.36	0.035	1.00

Ecuación de regresión en unidades no codificadas

$$Y = -95.0 + 0.1185 \text{ ZnSO}_4 + 6.240 \text{ pH} + 0.00092 \text{ ZnSO}_4 * \text{pH} + 4.173 \text{ Pt Ctral}$$



ANEXO 07: Regresión factorial % Recuperación Pb vs. ZnSO₄; pH; Pto Central

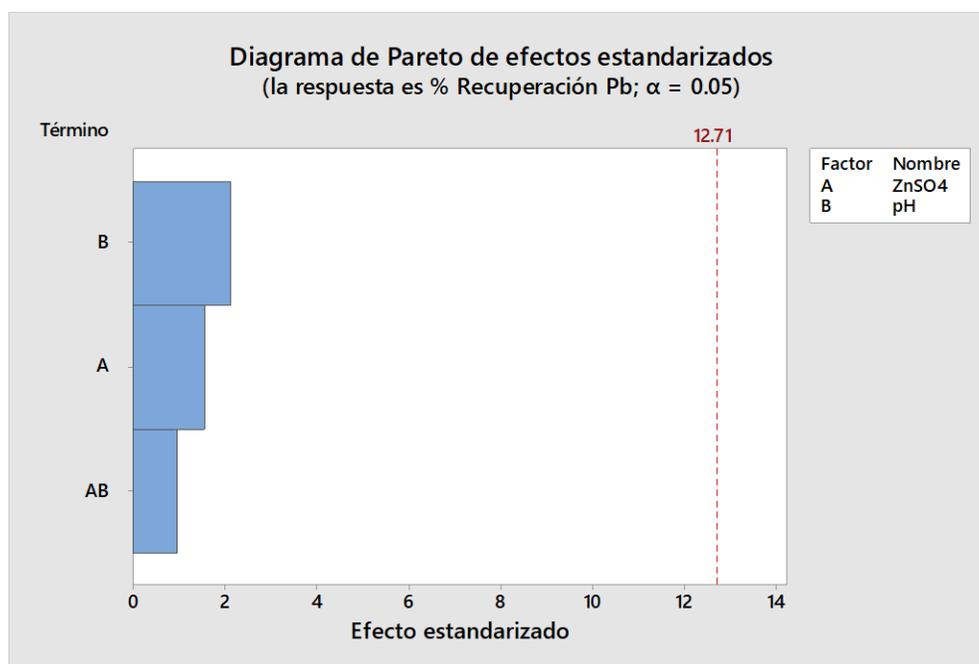
Coeficientes del modelo de regresión	
Coeficiente de determinación R ²	88.84

Análisis de Varianza						
Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F ₀	Valor p	F _C (tabla)
Modelo	4	9.9361	2.484	1.99	0.482	224.6
ZnSO ₄	1	3.0276	3.0276	2.43	0.363	161.5
pH	1	5.6169	5.6169	4.50	0.280	161.5
ZnSO ₄ *pH	1	1.1236	1.1236	0.90	0.517	161.5
Curvatura	1	0.168	0.168	0.13	0.776	161.5
Error	1	1.2482	1.2482			
Total	5	11.1843				

Cuadro de efectos					
Termino	Efecto	Coef.	EE del coef.	Valor T	Valor P
Constante		86.955	0.559	155.66	0.004
ZnSO ₄	1.74	0.87	0.559	1.56	0.363
pH	2.37	1.185	0.559	2.12	0.28
ZnSO ₄ *pH	-1.06	-0.53	0.559	-0.95	0.517
Pto Central		-0.355	0.968	-0.37	0.776

Ecuación de regresión en unidades no codificadas

$$Y = 27.0 + 0.0670 \text{ ZnSO}_4 + 4.89 \text{ pH} - 0.00530 \text{ ZnSO}_4 * \text{pH} - 0.355 \text{ Pt Ctral}$$



ANEXO 08: Regresión factorial % Recuperación Ag vs. ZnSO₄; Ph; Pto Central

Coefficientes del modelo de regresión

Coefficiente de determinación R² 72.97

Análisis de Varianza

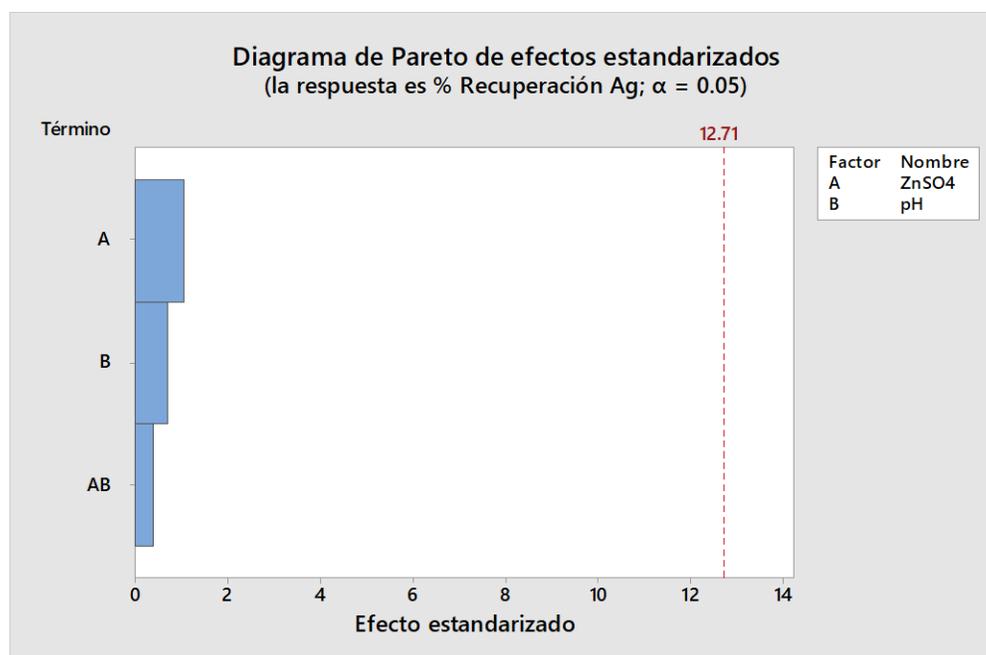
Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F ₀	Valor p	F _C (tabla)
Modelo	4	3.4551	0.8638	0.67	0.710	224.6
ZnSO ₄	1	1.4161	1.4161	1.11	0.484	161.5
pH	1	0.6241	0.6241	0.49	0.612	161.5
ZnSO ₄ *pH	1	0.2116	0.2116	0.17	0.754	161.5
Curvatura	1	1.2033	1.2033	0.94	0.510	161.5
Error	1	1.2800	1.2800			
Total	5	4.7351				

Cuadro de efectos

Termino	Efecto	Coef.	EE del coef.	Valor T	Valor P
Constante		84.650	0.566	149.64	0.004
ZnSO ₄	1.190	0.595	0.566	1.05	0.484
pH	0.790	0.395	0.566	0.70	0.612
ZnSO ₄ *pH	-0.460	-0.230	0.566	-0.41	0.754
Pto Central		-0.950	0.980	-0.97	0.004

Ecuación de regresión en unidades no codificadas

$$Y = 58.4 + 0.0313 \text{ ZnSO}_4 + 2.01 \text{ pH} - 0.00230 \text{ ZnSO}_4 * \text{pH} - 0.950 \text{ Pt Ctral}$$



ANEXO 09: Regresión factorial % Recuperación Au vs. ZnSO₄; pH; Pto Central

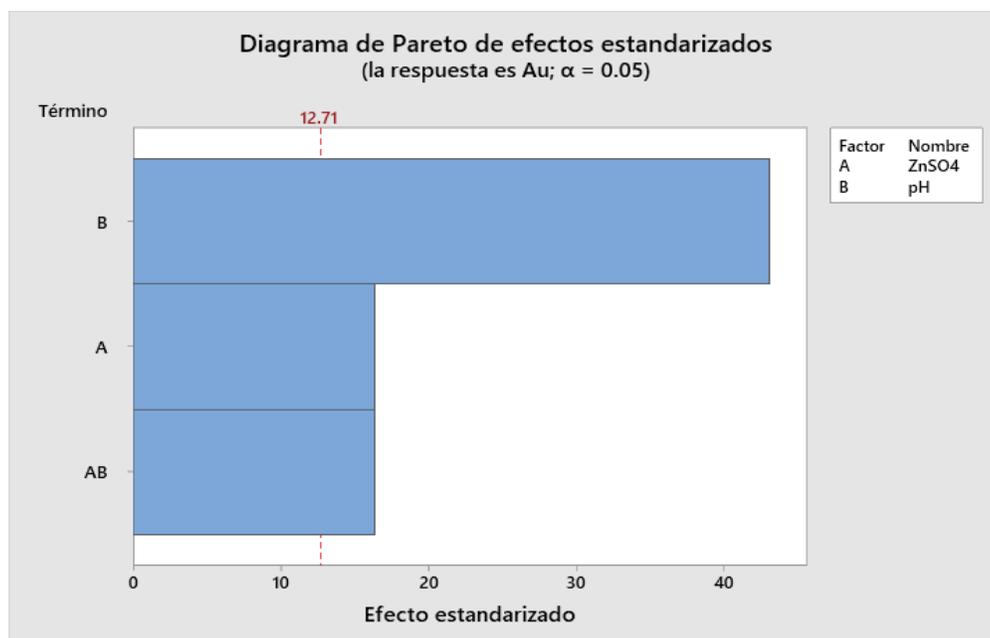
Coeficientes del modelo de regresión	
Coeficiente de determinación R ²	99.97

Análisis de Varianza						
Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F ₀	Valor p	F _C (tabla)
Modelo	4	9.55248	2.38812	746.29	0.027	224.6
ZnSO ₄	1	0.85563	0.85563	267.38	0.039	161.5
pH	1	5.92922	5.92922	1852.88	0.015	161.5
ZnSO ₄ *pH	1	0.85562	0.85562	267.38	0.039	161.5
Curvatura	1	1.91201	1.91201	597.50	0.026	161.5
Error	1	0.00320	0.00320			
Total	5	9.55568				

Cuadro de efectos					
Termino	Efecto	Coef.	EE del coef.	Valor T	Valor P
Constante		89.1575	0.0283	3152.19	0.000
ZnSO ₄	0.9250	0.4625	0.0283	16.35	0.039
pH	2.4350	1.2175	0.0283	43.05	0.015
ZnSO ₄ *pH	0.9250	0.4625	0.0283	16.35	0.039
Pto Central		-1.1975	0.0490	-24.44	0.026

Ecuación de regresión en unidades no codificadas

$$Y = 108.14 - 0.04625 \text{ ZnSO}_4 - 2.020 \text{ pH} + 0.004625 \text{ ZnSO}_4 * \text{pH} - 1.1975 \text{ Pt Ctral}$$



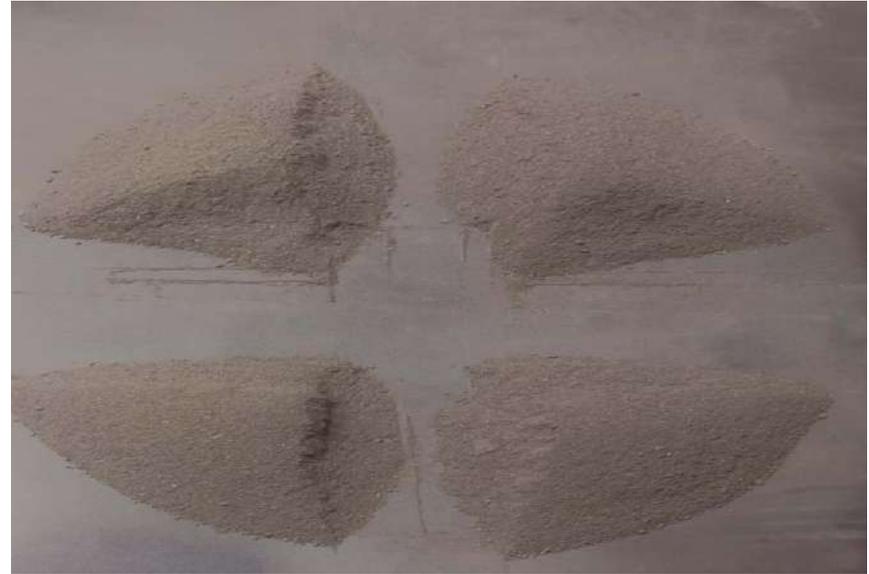
ANEXO 10: Condiciones operativas de la prueba N° 04

Molienda:		Flotación:		Reactivo:	
Peso muestra	1002 g	Sólidos	34.3 %	C-269	44 g/t
Granulometría	100 % -10M	Densidad	1280 g/L	A-31	28.6 g/t
Sólidos	61 %	pH Pb	7	ZnSO4	800 g/t
Agua	530 ml	pH Zn	12	MIBC	34 g/t
G.E. mineral	2.76 g/cc	Tiempo Pb	10 min	Z-11	20 g/t
Tiempo molienda	17.40 min	Tiempo Zn	10 min	CuSO4	300 g/t
%Humedad	0.20 %	P ₈₀	128 µm	Silicato de Na	146 g/t
				Cal Pb	400 g/t
				Cal Zn	2000 g/t

Producto	Peso (g)	Leyes				Recuperación (%)			
		Ag Oz/TM	Au g/TM	Pb %	Zn %	Ag	Au	Pb	Zn
Cabeza Anal.	1000	1.55	3.13	2.02	1.78	100	100	100	100
CC Plomo	135.9	9.79	21.16	13.39	1.13	85.41	91.3	88.48	8.51
CC Zinc	109.9	0.9	1.19	0.78	13.67	6.36	4.15	4.18	83.52
Relave	754.2	0.17	0.19	0.2	0.19	8.23	4.55	7.34	7.97
Cabeza Calc.	1000	1.56	3.15	2.06	1.8	100	100	100	100



ANEXO 11: Preparación de reactivos de flotación

ANEXO 12: Homogenización y cuarteo de muestra para molienda y flotación

ANEXO 13: Cinética de molienda y análisis granulométrico



ANEXO 14: Flotación de los minerales sulfurados de plomo



ANEXO 15: Flotación de los minerales sulfurados de zinc



ANEXO 16: Concentrados de plomo y zinc



ANEXO 17: Cronograma de actividades

Actividades	Agosto				Septiembre				Octubre				Noviembre				Diciembre			
	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
FASE I (Perfil de investigación)																				
Revisión bibliográfica	■																			
Análisis e interpretación de datos bibliográficos	■	■																		
Elección del tema e identificación del problema			■																	
Planteamiento y formulación del problema			■																	
Justificación, objetivos y antecedentes de la investigación				■																
Hipótesis y variables					■															
Metodología					■	■														
Aspectos operativos						■														
FASE II (Marco teórico)																				
Búsqueda documental						■														
Elaboración de bases teóricas							■	■	■											
FASE III (Experimentación)																				
Toma de muestras y experimentación en laboratorio										■	■	■	■	■						
Análisis de resultados experimentales														■	■	■	■	■		
Redacción de conclusiones y recomendaciones																			■	
Bibliografía y apéndices																				■
Sustentación de la tesis																				■

Nota: Elaboración propia.