



Universidad Nacional Mayor de San Marcos

Universidad del Perú. Decana de América
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera,
Metalúrgica y Geográfica
Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

Optimización de la recuperación y calidad de concentrados cobre – plomo de mineral polimetálico mediante proceso de flotación en Huarochiri – Lima

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico

AUTOR

Javier Augusto VILLANUEVA BURGA

ASESOR

Dr. Vidal Sixto ARAMBURÚ ROJAS

Lima, Perú

2025



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Villanueva, J. (2025). *Optimización de la recuperación y calidad de concentrados cobre – plomo de mineral polimetálico mediante proceso de flotación en Huarochiri – Lima*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

Metadatos complementarios

Datos de autor 1	
Nombres y apellidos	Javier Augusto Villanueva Burga
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	46352965
URL de ORCID	No aplica
Datos de asesor	
Nombres y apellidos	Vidal Sixto Aramburú Rojas
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	08608364
URL de ORCID	https://orcid.org/0000-0001-7411-3866
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Manuel Prudencio Caballero Ríos
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	09136425
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	Luis Alfredo Orihuela Salazar
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	09136425
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	Luis Américo Rivera del Valle
Tipo de documento	DNI

Número de documento de identidad	10647742
Datos de investigación	
Línea de investigación	No aplica
Grupo de investigación	No aplica
Agencia de financiamiento	Sin financiamiento
Ubicación geográfica de la investigación	País: Perú Departamento: Lima Provincia: Huarochirí Distrito: Chicla Latitud: -11.66272 Longitud: -76.22982
Año o rango de años en que se realizó la investigación	Obligatorio. Ejemplo: Marzo 2019 - octubre 2019 2023-2025
URL de disciplinas OCDE	Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05 Química inorgánica, Química nuclear https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.04.02



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
Universidad del Perú - Decana de América
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA

«Año de la recuperación y consolidación de la economía peruana»

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PARA OPTAR TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO

En el salón de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el miércoles 29, del mes de octubre del 2025 siendo las 18:00 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Ing MANUEL PRUDENCIO, Caballero Rios
Mg. LUIS ALFREDO, Orihuela Salazar
Dr. LUIS AMÉRICO, Rivera Del Valle

(PRESIDENTE)
(MIEMBRO)
(MIEMBRO)



UNMSM

Firmado digitalmente por ORIHUELA SALAZAR Luis Alfredo FAU 20140092282 hard Motivo: Soy el autor del documento Fecha: 01.12.2025 11:49:57 -05:00

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TESIS Titulada: «OPTIMIZACIÓN DE LA RECUPERACIÓN Y CALIDAD DE CONCENTRADOS COBRE-PLOMO DE MINERAL POLIMETALICO MEDIANTE PROCESO DE FLOTACIÓN EN HUAROCHIRI - LIMA» presentada por Don: JAVIER AUGUSTO VILLANUEVA BURGA, Bachiller en Ingeniería Metalúrgica, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero: METALÚRGICO.

Los miembros del Jurado Calificador, escuchada la sustentación respectiva, plantearon al graduando las observaciones pertinentes, que fueron absueltas a:

.....SATISFACCIÓN.....

Concluida la Sustentación de Tesis, el Jurado procedió a evaluar y calificar según el reglamento vigente, cuyo resultado fue la nota de:

.....CATORCE (14) APROBADO.....

Habiendo sido aprobada la Sustentación de la Tesis por el Jurado Calificador, el Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el **TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO**, a Don: **Javier Augusto Villanueva Burga**.

Siendo las 19:00 horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.

Lima, 29 de octubre del 2025

Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLERO RÍOS
Presidente

Mg. LUIS ALFREDO ORIHUELA SALAZAR
Miembro

Dr. LUIS AMÉRICO RIVERA DEL VALLE
Miembro

Dr. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS
ASESOR DE TESIS



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE
SAN MARCOS
Universidad del Perú, Decana de América

Anexo 1

CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo, Vidal Sixto Aramburú Rojas en mi condición de asesor acreditado con el Dictamen N.º 000005-2025-EPIML-FIGMMG/UNMSM de la tesis, cuyo título es “OPTIMIZACIÓN DE LA RECUPERACIÓN Y CALIDAD DE CONCENTRADOS DE COBRE – PLOMO DE MINERAL POLIMETÁLICO MEDIANTE PROCESO DE FLOTACIÓN EN HUAROCHIRÍ - LIMA” presentado por el bachiller **JAVIER AUGUSTO VILLANUEVA BURGA** para optar el título profesional de Ingeniero Metalúrgico, CERTIFICO que se ha cumplido con lo establecido en la Directiva de Originalidad y de Similitud de Trabajos Académicos, de Investigación y Producción Intelectual. Según la revisión, análisis y evaluación mediante la plataforma PIDS, el documento evaluado cuenta con el 8% de similitud, nivel PERMITIDO para continuar con los trámites correspondientes y para su publicación en el repositorio institucional.

Se emite el presente certificado en cumplimiento de lo establecido en las normas vigentes, como uno de los requisitos para la obtención del título profesional de Ingeniero de Metalúrgico.

Lima, 02 de octubre del 2025

Firma del Asesor

Dr. VIDAL SIXTO ARAMBURU ROJAS
DNI: 08608364

ÍNDICE

ÍNDICE.....	i
DEDICATORIA.....	vi
AGRADECIMIENTOS.....	vii
RESUMEN.....	viii
ABSTRACT	ix
NOMENCLATURA.....	x
LISTA DE TABLAS.....	xi
LISTA DE FIGURAS	xiii
CAPÍTULO I: Introducción	1
CAPÍTULO II: Planteamiento del Problema.....	2
2.1. Planteamiento del Problema	2
2.1.1. Descripción Problemática.....	3
2.2. Formulación del Problema.....	3
2.2.1. Problema General	3
2.2.2. Problemas Específicos	3
2.3. Objetivos de la Investigación	4
2.3.1. Objetivo General.....	4
2.3.2. Objetivos Específicos	4
2.4. Hipótesis y Variables.....	4
2.4.1. Hipótesis General	4
2.4.2. Hipótesis Específicas.....	5
2.4.3. Variables.....	5
2.4.4. Operacionalización de Variables	7
CAPÍTULO III: Marco Teórico	8

3.1.	Antecedentes de la Investigación	8
3.2.	Bases Teóricas	11
3.2.1.	Flotación de Minerales	11
3.2.1.1.	Variables en el Proceso de Flotación.....	11
3.2.1.2.	Reactivos de Flotación	14
3.2.1.2.1.	Principales Colectores	14
3.2.1.2.2.	Principales Depresores	15
3.2.1.2.3.	Principales Espumantes	16
3.2.1.2.4.	Principales Modificadores de pH	16
3.2.1.2.5.	Principales activadores	16
3.2.1.3.	Tópicos de Flotación de Sulfuros	16
3.2.1.3.1.	Adsorción del Colector.....	16
3.2.1.3.2.	Mecanismo de Quimiadsorción	17
3.2.1.3.3.	Mecanismo de Oxidación Electroquímica...	18
3.2.1.3.4.	Flotación Bulk Cobre-Plomo.....	19
3.2.1.3.5.	Depresión de Esfalerita y Piritita	19
3.2.1.3.6.	Activación de los Sulfuros de Zinc	20
3.2.1.4.	Escalamiento De Consumo De Reactivos	22
3.2.2.	Tópicos de Valorización de Concentrados	23
3.2.2.1.	Concentrados de Mineral.....	23
3.2.2.2.	Contratos de Comercialización.....	23
3.3.	Definición de Términos	24
CAPÍTULO IV: Metodología.....		28
4.1.	Área de Estudio	28
4.1.1.	Ubicación.....	28

4.1.2.	Accesibilidad	29
4.1.3.	Componentes Bióticos	30
4.1.4.	Ecología Abiótica	31
4.1.5.	Consumo de Agua Industrial	31
4.1.6.	Ambiente Socio Económico – Cultural	32
4.2.	Diseño de la investigación	32
4.3.	Población y Muestra	33
4.3.1.	Toma de Muestra	33
4.3.1.1.	Cuerpos Mery – Cuerpo Carolina	33
4.3.2.	Método y Tipo de Toma de Muestra	34
4.3.3.	Proceso de Homogenizado	34
4.3.4.	Preparación Mecánica de Muestras	35
4.3.4.1.	Chancado	35
4.3.4.2.	Molienda	36
4.4.	Procedimiento, Técnicas e Instrumentos de Recolección de Información	36
CAPÍTULO V: Resultados		37
5.1.	Análisis y Caracterización Microscópica	37
5.1.1.	Microscopía Óptica de una Muestra Representativa	37
5.1.1.1.	Preparación con Resina Epoxi y Acelerante	37
5.1.1.2.	Distribución Volumétrica de los Minerales Observados	37
5.1.1.3.	Interpretación del Análisis Modal	38
5.1.1.4.	Grados de Liberación de los Minerales Observados ..	39
5.2.	Análisis Químico del Mineral	42

5.2.1.	Análisis por Mallas Valoradas.....	42
5.2.1.1.	Regresiones Entre Pares De Elementos Químicos	42
5.2.1.2.	Interpretación del Análisis de Malla Valorada	43
5.3.	Pruebas de Moliendabilidad	44
5.4.	Proceso Estándar de Flotación Bulk	47
5.4.1.	Evaluación del pH de Flotación.....	48
5.4.2.	Evaluación de Depresores de Zn	52
5.4.3.	Evaluación de la Dosificación de Xantatos	55
5.4.4.	Resultados de las Pruebas de Flotación Bulk Cu-Pb.....	56
5.4.2.1.1.	Modelo para la Recuperación de Pb	58
5.4.2.1.2.	Análisis de las Variables para la Recuperación de Pb	59
5.4.2.2.	Análisis de la Varianza para la Recuperación de Cu..	61
5.4.2.2.1.	Modelo para la Recuperación de Cu.....	62
5.4.2.2.2.	Análisis de las Variables para la Recuperación de Cu	63
5.4.2.3.	Análisis de la Varianza para la Ley de Pb	65
5.4.2.3.1.	Modelo para la Ley de Pb.....	65
5.4.2.3.2.	Análisis de las Variables para la Ley de Pb.	66
5.4.2.4.	Análisis de la Varianza para la Ley de Cu.....	68
5.4.2.4.1.	Modelo para la Ley de Cu	69
5.4.2.4.2.	Análisis de las variables para la ley de Cu en el concentrado.....	70
5.4.2.5.	Optimización de Variables	72
DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....		74

CONCLUSIONES.....	80
RECOMENDACIONES	81
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	82
ANEXOS.....	86

DEDICATORIA

A mi madre

Esperanza F. Burga Morales por su invaluable apoyo y motivación constante.

AGRADECIMIENTOS

A mi madre

La mujer más importante en mi vida, mi madre, Sra. Esperanza Flor Burga Morales por su increíble y constante dedicación, apoyo y consejos que me llevaron a desarrollar esta tesis y ser un gran profesional, pero por sobre todas las cosas por orientar a sus hijos por el camino del bien.

A mis hermanas y familiares

Quienes con su apoyo pude lograr uno de los más importantes objetivos de un profesional, la obtención del grado académico de ingeniero.

RESUMEN

El análisis microscópico del mineral polimetálico sulfurado identificó esfaleritas tipo ef1 y ef2, calcopirita, galena, pirita, sulfosales, y gangas. Los valores de distribución volumétrica de las especies de cobre y plomo fueron de 0.39% para el cobre y 0.29% para el plomo, además el análisis de los grados de liberación determinó que el 82.29% de las especies de cobre, y el 86.38% de las de plomo se encuentran libres.

Se elaboró un diseño experimental de flotación bulk de Pb-Cu de dos factores, dos niveles y 2 réplicas, con la finalidad de determinar la óptima dosificación de xantatos Z-11 y Z-6 en el proceso. Los valores mínimo y máximo para la dosificación de Z-11 fueron de 90 y 30 g/TM, y para el Z-6 de 30 y 60 g/TM, alcanzando los mejores valores de recuperación y calidad en la prueba 2, la cual empleó una dosificación de 90 g/TM de Z-11 y 30 g/TM de Z-6. Con respecto a los valores de plomo, se alcanzó a recuperar el 87.25%, y una calidad de 9.67% en el bulk, y con respecto a los valores de cobre, la recuperación fue de 88.51%, con una calidad de 12.97%. El análisis de la varianza para la recuperación de Pb determinó el modelo $\text{Rec. Pb (\%)} = 55.37 + 0.3713 \text{ Z-11 (g/TM)} + 0.4541 \text{ Z-6 (g/TM)} - 0.00583 \text{ Z-11 (g/TM)} * \text{Z-6 (g/TM)}$ con un coeficiente de correlación ajustado de 91.32%, y para los valores de cobre la ecuación fue $\text{Rec. Cu (\%)} = 69.382 + 0.2736 \text{ Z-11 (g/TM)} + 0.2818 \text{ Z-6 (g/TM)} - 0.005120 \text{ Z-11 (g/TM)} * \text{Z-6 (g/t)}$, con un coeficiente ajustado del 97.76%. Con respecto a la calidad del concentrado los modelos fueron $\text{ley Pb (\%)} = 10.109 + 0.02658 \text{ Z-11 (g/TM)} - 0.02350 \text{ Z-6 (g/TM)} - 0.000733 \text{ Z-11 (g/TM)} * \text{Z-6 (g/TM)}$, y $\text{ley de Cu (\%)} = 13.72 + 0.0293 \text{ Z-11 (g/TM)} - 0.0555 \text{ Z-6 (g/TM)} - 0.000694 \text{ Z-11 (g/TM)} * \text{Z-6 (g/TM)}$. Los valores óptimos de las variables fueron de: Consumo de reactivos 90 g/TM Z-11 y 30 g/TM Z-6 con 86.66 % de recuperación de Pb y una calidad de 9.82%, y 88.64% de Cu con una calidad de 12.82%.

ABSTRACT

The microscopic analysis of the sulfide polymetallic ore identified sphalerite types 1 and 2, chalcopryrite, galena, pyrite, sulfosalts, and gangue minerals. The volumetric distribution values of the copper and lead species were 0.39% for copper and 0.29% for lead. In addition, the liberation degree analysis determined that 82.29% of the copper species and 86.38% of the lead species are liberated.

Based on mineralogy, a two-factor, two-level, and 2-replica Pb-Cu bulk flotation experimental design was developed with the purpose of determining the optimal dosage of Z-11 and Z-6 xanthates in the process. The minimum and maximum values for the dosage of Z-11 were 90 and 30 g/TM, and 30 and 60 g/TM for Z-6, reaching the best recovery and quality values in test 2, which used a dosage of 90 g/MT of Z-11 and 30 g/MT of Z-6. With respect to the Pb values, 87.25% was recovered, and it presented a quality of 9.67% in the bulk. and with respect to the Cu values, the recovery was 88.51%, with a grade of 12.97%. The analysis of variance for the recovery of Pb determined the model $\text{Rec. Pb (\%)} = 55.37 + 0.3713 \text{ Z-11 (g/TM)} + 0.4541 \text{ Z-6 (g/TM)} - 0.00583 \text{ Z-11 (g/t)} * \text{Z-6 (g/TM)}$ with an adjusted correlation coefficient of 91.32%, and for the Zn values, the equation was $\text{Rec. Cu (\%)} = 69.382 + 0.2736 \text{ Z-11 (g/TM)} + 0.2818 \text{ Z-6 (g/TM)} - 0.005120 \text{ Z-11 (g/TM)} * \text{Z-6 (g/t)}$, with an adjusted coefficient of 97.76%. Regarding the quality of the concentrate, the models were $\text{grade Pb (\%)} = 10.109 + 0.02658 \text{ Z-11 (g/TM)} - 0.02350 \text{ Z-6 (g/TM)} - 0.000733 \text{ Z-11 (g/t)} * \text{Z-6 (g/t)}$, and $\text{Cu grade (\%)} = 13.72 + 0.0293 \text{ Z-11 (g/TM)} - 0.0555 \text{ Z-6 (g/TM)} - 0.000694 \text{ Z-11 (g/t)} * \text{Z-6 (g/t)}$. The optimal values of the variables were: 90 g/TM Z-11, 30 g/TM Z-6, 86.66% recovery of Pb with a quality of 9.82%, and 88.64% of Cu with a quality of 12.82%.

NOMENCLATURA

%	Porcentaje
μm	Micrómetros
g	Gramos
mg/l	Miligramos por litro
kg/TM	Kilogramos por toneladas métricas
l/s	Litros por segundos
min	Minutos
RPM	Revoluciones por minuto
GL	Grados de libertad
SC	Suma de cuadrados
MC	Media de los cuadrados
S	Desviación estándar
R	Regresión

LISTA DE TABLAS

Tabla 1 Operacionalización de variable dependiente	7
Tabla 2 Variables proceso de flotación	12
Tabla 3 Rangos de estabilidad en función del pH de colectores tiólicos	14
Tabla 4 Distancias promedio desde Lima hacia la unidad minera	29
Tabla 5 Consumo de agua industrial.....	31
Tabla 6 Consumo de agua en planta	32
Tabla 7 Parámetros de operación en molienda nivel laboratorio	36
Tabla 8 Distribución volumétrica y en peso, de los minerales observados	38
Tabla 9 Liberación del mineral de cabeza	39
Tabla 10 Ensayo químico del mineral polimetálico	42
Tabla 11 Regresiones entre pares de elementos	43
Tabla 12 Distribución de Bolas Molino 12"x12"	44
Tabla 13 Análisis granulométrico para un tiempo de molienda de 3 minutos	45
Tabla 14 Análisis granulométrico para un tiempo de molienda de 4 minutos	45
Tabla 15 Análisis granulométrico para un tiempo de molienda de 5 minutos	46
Tabla 16 Condiciones de operación de la flotación bulk	47
Tabla 17 Balance metalúrgico de la flotación bulk.....	48
Tabla 18 Prueba a un pH = 8.....	49
Tabla 19 Prueba a un pH = 9.....	49
Tabla 20 Prueba a un pH = 10.....	50
Tabla 21 Prueba $\text{ZnSO}_4/\text{NaHSO}_3 = 300 \text{ g/TM}$	52
Tabla 22 Prueba $\text{ZnSO}_4/\text{NaHSO}_3 = 400 \text{ g/TM}$	53
Tabla 23 Prueba $\text{ZnSO}_4/\text{NaHSO}_3 = 500 \text{ g/TM}$	53
Tabla 24 Valores de dosificación mínimos y máximos	55
Tabla 25 Diseño de las pruebas de flotación bulk Cu-Pb	55
Tabla 26 Anova de la recuperación de Pb.....	58
Tabla 27 Resumen del análisis de recuperación de Pb	59
Tabla 28 Anova de la recuperación de Cu	62
Tabla 29 Resumen del análisis de recuperación de Cu	62
Tabla 30 Anova de la ley de Pb	65
Tabla 31 Resumen del análisis de ley de Pb.....	66

Tabla 32 <i>Anova de la ley de Cu</i>	69
Tabla 33 <i>Resumen del análisis de ley de Cu</i>	69
Tabla 34 <i>Rangos de las variables para la optimización</i>	72
Tabla 35 <i>Optimización de la flotación bulk Cu-Pb</i>	72
Tabla 36	78
Tabla 37	79

LISTA DE FIGURAS

Figura 1	Recuperación en función del tamaño de partícula	13
Figura 2	Reacción entre sulfuro de Zn y pirita y reacción entre sulfuro y elemento moedor.....	22
Figura 3	Mapa planta Casapalca, distancia entre la carretera central y planta concentradora Berna II	28
Figura 4	Mapa de distancia entre Lima y planta concentradora Berna II	30
Figura 5	Esquema de división de muestras por el método de triple cono en laboratorio metalúrgico Huarochirí – Lima	35
Figura 6	Micrografía de amarre de esfalerita del tipo II con galena (gn).....	39
Figura 7	Micrografía de sulfosal (SF) portadora de plata	40
Figura 8	Esfalerita del tipo II.....	40
Figura 9	Micrografía de amarre de calcopirita y gangas.....	41
Figura 10	Micrografía de esfalerita de tipo II con inclusiones de calcopirita	41
Figura 11	Moliendabilidad en función del tiempo y el P80	46
Figura 12	Influencia del pH en la ley de concentrado Bulk.....	51
Figura 13	Influencia del pH en la recuperación de Zn, Cu y Pb	51
Figura 14	Influencia de la dosificación de depresores en la ley de concentrado Bulk. 54	
Figura 15	Influencia del complejo depresor ZnSL4/NaHSO ₃ en la recuperación de Zn, Cu y Pb.	54
Figura 16	Tendencia del desplazamiento de la ley de Zn, Cu y Pb en el concentrado Bulk.	56
Figura 17	Tendencia de recuperación de Zn, Cu y Pb.	57
Figura 18	Pareto de la recuperación de Pb	60
Figura 19	Efectos principales para la recuperación de Pb.....	60
Figura 20	Contornos de la recuperación de Pb.....	61
Figura 21	Pareto de la recuperación de Cu.....	63
Figura 22	Efectos principales para la recuperación de Cu	64
Figura 23	Contornos de la recuperación de Cu	64
Figura 24	Pareto de la ley de Pb.....	67
Figura 25	Efectos principales para la ley de Pb	67
Figura 26	Contornos de la ley de Pb	68

Figura 27	Pareto de la ley de Cu	70
Figura 28	Efectos principales para la ley de Cu	71
Figura 29	Contornos de la ley de Cu	71
Figura 30	Optimización de las variables	73
Figura 31	Probabilidad de la recuperación de Pb	76
Figura 32	Probabilidad de la recuperación de Cu	76

CAPÍTULO I: Introducción

La actividad minera se lleva a cabo en la región desde tiempos prehispánicos, dada la riqueza que brinda el territorio en cuanto a estos recursos. En la actualidad nuestro país se encuentra entre los líderes en producción de una variedad de concentrados metálicos tales como cobre, zinc, plomo, plata y oro. Las variedades geológicas del yacimiento determinan la ruta de procesamiento, de tal manera que permitan maximizar los ingresos, y evaluar si la explotación del yacimiento es rentable. El producto final de una planta de beneficio por flotación es el concentrado final, cuyas características químicas determinaran su precio en el mercado de metales.

Después de evaluar los precios de metales debido a la coyuntura mundial de pandemia por COVID – 19, apoyan a continuar investigando mejores alternativas para tratar minerales polimetálicos, en ese sentido tenemos una labor importante para este efecto.

En el año 2021 el sector minero se logró recuperar tras la paralización y adaptación a las nuevas medidas adoptadas post pandemia, de tal manera que se logró evidenciar un aumento significativo en la producción metálica de metales como cobre, el cual registró un aumento de 6.9%, zinc aumento un 14.8%, plomo en 9.3%, oro en 9.7% y plata aumento en 21.5%. Con respecto a los precios, estos alcanzaron cifras históricas, de tal manera que el cobre alcanzó una media por año de US\$ 4.22 por cada libra colocándose por encima de los valores alcanzados en el periodo 2016-2020 (Dirección de Promoción Minera, 2021).

En tal sentido, es importante considerar el tratamiento de minerales con desplazamiento de zinc a nivel industrial, controlando los parámetros de flotación como de la dosificación de colectores Z-11 y Z-6, pH y depresores en el circuito rougher, de modo que se pueda aprovechar los precios en alza de estos últimos tiempos.

CAPÍTULO II: Planteamiento del Problema

2.1. Planteamiento del Problema

Los desplazamientos de especies de mineral en los concentrados después de realizar el proceso de flotación son admisibles en porcentajes que los contratos comerciales junto con la valorización de los concentrados permitan obtener márgenes económicos atractivos para los inversionistas. Porcentajes superiores a estos criterios de evaluación son penalizados por contener especies minerales que perjudican las etapas posteriores a la concentración mineral tal como; por ejemplo, la fundición, refinación, tratamiento de efluentes, disposición de residuos, etc. En ese sentido, los procesos de concentración de minerales en la industria minera tienen la oportunidad de mejorar sus procesos, optimizando sus operaciones minero-metalúrgicas orientadas a obtener concentrados de mejor calidad, por ello; la presente tesis realiza una serie de pruebas a nivel laboratorio para mejorar la valorización de concentrados de zinc, plomo y cobre disminuyendo los desplazamientos de especies minerales de zinc existentes en el concentrado de cobre de modo que la calidad y cantidad de los concentrados puedan verse beneficiados.

El presente estudio se realizó en una zona donde el concentrado de zinc tiene el mayor volumen de producción, por lo tanto; es económicamente importante, de modo que los desplazamientos de zinc al bulk cobre-plomo tienen repercusiones en las valorizaciones económicas de los concentrados (Dirección General de Minería, 2018).

2.1.1. Descripción Problemática

El estudio de los desplazamientos de especies minerales a los concentrados, ha sido identificado desde etapas anteriores al procesamiento de minerales en las plantas metalúrgicas, tal es el caso del yacimiento Carola, localizado en punto más al sur en el distrito minas de punta del cobre situado en la región de Atacama, Chile; presenta estudios relacionados a las asociaciones genéticas texturales ligadas a la calcopirita y esfalerita donde se pudieron clasificar las mismas como texturas de emulsión en las formaciones tipo cordillerano (Rodriguez & Barra, 1997).

Así mismo en los yacimientos de compañía minera Volcán se han encontrado Inter crecimientos mineralógicos de esfalerita tipo ef2 lo que justifica, mineralógicamente hablando, los desplazamientos de Cu al concentrado de Zn (Manzaneda, 2014).

La comercialización de los concentrados obtenidos en el procesamiento de minerales polimetálicos de la provincia de Huarochirí se ven perjudicados por los desplazamientos de zinc en el concentrado cobre-plomo desde la etapa rougher, esto a su vez repercute negativamente en la valorización del concentrado.

2.2. Formulación del Problema

2.2.1. Problema General

- ¿Cómo optimizar la recuperación y calidad de concentrados cobre-plomo y desplazamiento de zinc en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí - Lima?

2.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cómo influye la dosificación de colectores Z-6 y Z-11 en la recuperación y desplazamiento de zinc en el circuito bulk cobre-plomo en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí - Lima?

- ¿Cómo influye la variación del pH y la dosificación del complejo $\text{ZnSO}_4/\text{NaHSO}_3$ en la recuperación y calidad del concentrado Bulk cobre - plomo?

2.3. Objetivos de la Investigación

2.3.1. Objetivo General

Optimizar la recuperación y calidad de concentrados cobre-plomo mediante la dosificación de colectores reduciendo el desplazamiento de zinc en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí – Lima.

2.3.2. Objetivos Específicos

- Determinar la mejor dosificación de colectores Z-6 y Z-11 en el circuito de cobre-plomo para mejorar la recuperación de concentrados cobre-plomo y reducir el desplazamiento de zinc en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí – Lima
- Establecer el valor de pH y dosificación del complejo depresor para reducir el desplazamiento de zinc en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí – Lima.

2.4. Hipótesis y Variables

2.4.1. Hipótesis General

- La optimización de la dosificación de xantatos Z-6 y Z-11 incrementará el porcentaje de recuperación y mejora de la calidad del concentrado reduciendo el desplazamiento de zinc en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí - Lima.

2.4.2. Hipótesis Específicas

- La dosificación adecuada de colectores Z-6 y Z-11 optimizará la recuperación y reducirá el desplazamiento de zinc en el concentrado cobre-plomo en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí – Lima.
- Las condiciones adecuadas de pH y dosificación del complejo depresor mejorarán la recuperación y calidad de concentrados cobre-plomo en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí - Lima.

2.4.3. Variables

Las variables que se consideran en la flotación bulk de cobre-plomo se definieron de acuerdo con la revisión bibliográfica existente (Castro, 2005) y observaciones de las condiciones operacionales en planta. En consecuencia, se definen las siguientes variables.

Variable dependiente

- Calidad y recuperación de concentrados plomo-cobre.

Variables independientes

- Dosificación de xantato Z-11
- Dosificación de xantato Z-6

Variables independientes constantes

- % Sólidos
- P80 de flotación
- Densidad de la Pulpa (Kg/L)
- Tiempo para el Acondicionamiento y flotación (min)
- RPM Celda de Flotación (Nº de vueltas por minuto)
- Flujo de Aire (L/min)
- pH

Cada una de estas variables han sido determinadas en función de su impacto directo en la flotación de minerales valiosos. La mayoría de estas variables se encuentran en la literatura técnica relacionada con el proceso y han sido validadas en trabajos previos sobre la flotación de sulfuros de cobre y plomo. Mantener constantes algunas variables es esencial para asegurar la comparabilidad de los resultados experimentales y reducir la incertidumbre en el análisis de las variables independientes seleccionadas (Castro, 2005).

2.4.4. Operacionalización de Variables

Tabla 1

Operacionalización de variable dependiente

VARIABLE INDEPENDIENTE	DEFINICION CONCEPTUAL	DEFINICION OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES	UNIDAD
Calidad y recuperación de concentrados plomo - Cobre	Mejorar la calidad y recuperación de concentrados de cobre - plomo implica incrementar el porcentaje de recuperación mediante el estudio de las variables del proceso: Presencia de esfalerita tipo II y el efecto de los colectores Z-11 y Z-6 en la flotación.	Mediante la flotación de minerales de cobre - plomo	Incremento del porcentaje de recuperación mediante la disminución del desplazamiento de zinc.	Porcentaje de recuperación	%
VARIABLE INDEPENDIENTE	DEFINICION CONCEPTUAL	DEFINICION OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES	UNIDAD
Xantatos Z-11/Z-6	Para poder mejorar y reducir el contenido de Zn en los concentrados de cobre es necesario mejorar la dosificación de los xantatos Z-11 y Z-6 donde obtengamos un concentrado bulk con menor ley en Zn.	El estudio de partículas define el grado de entrelazamiento mineralógico entre la calcopirita y la esfalerita sumándose a ello las pruebas de laboratorio y el análisis estadístico determinarán la mejor dosificación de reactivos xantatos para dejar las partículas de esfalerita tipo II e el relave.	Dosificación de xantatos Z-11	Consumo - Dosificación de xantatos	g/t
			Dosificación de xantatos Z-6	Consumo - Dosificación de xantatos	g/t

CAPÍTULO III: Marco Teórico

3.1. Antecedentes de la Investigación

(Guerra, 2022) en su tesis “Optimización de la flotación polimetálica en la minera Santa Luisa – Huanzalá” afirma que la mineralogía predominante de óxidos de cobre perjudica notoriamente las recuperaciones de este metal en el proceso de flotación. El autor sustentó que el proceso de flotación a una granulometría de 70 % menos 200 malla permite aumentar la recuperación de plomo en poco más de 5%, y la de cobre en casi 12%, con respecto a la granulometría de planta que según el autor era de 65% - 200 malla. Así mismo realizó comprobaciones de alternancia con la finalidad de medir el impacto depresor del cianuro de sodio con respecto a reactivo Shapra la cual corresponde según menciona a una mezcla de cianuro de sodio / sulfato de zinc en una relación de 3 a 1, y el efecto depresor de cianuro de sodio. Determinó dosificaciones óptimas de 18.75 g/TM de cianuro de sodio. Concluye que se logra mejorar la recuperación de cobre cuando se disminuye la dosificación de depresor y se dosifica metabisulfito de sodio, así mismo se logró bajas recuperaciones de cobre a un pH de 7.5. La gráfica de Pareto que representó para la recuperación de plomo demostró que la dosis del cianuro sódico es la variable de mayor influencia en el circuito de plomo, seguido de la dosificación de xantato Z-11, llegando a recuperar hasta 79.22%. Así mismo con respecto a la flotación de cobre el autor concluye que la dosificación de depresor CNNa, pH, Metabisulfito de sodio y la interacción del CNNa y el pH tiene una alta importancia en la recuperación de Cu, logrando recuperaciones superiores a 42%.

(Ramos & Orihuela, 2017) en su investigación “Particularización y medición de comprobaciones metalúrgicas de alternancia de mineral polimetálico complejo de distrito Palca – Huancavelica” desarrollo pruebas metalúrgicas de flotación con la finalidad de

evaluar las variables independientes de granulometría, pH de flotación, periodo de flotación, fases de la dosis y limpieza de los reactivos, todo eso con la finalidad darle mejoras a la recuperación de cobre, zinc y plomo, a partir de una muestra con 3.13% en zinc, 0.27% en cobre y 0.96% plomo, y, 12.45% de hierro y 72.8 g Ag/TM. La microscopia de la muestra que investigaron demostró la presencia de especies de minerales como galena y geocronita correspondiente a minerales de plomo, esfalerita como mineral de zinc y de tennantita, tetraedrita, y en menos medida calcopirita, como especies de cobre. Los autores realizaron pruebas de ciclo cerrado bajo condiciones de P80 de 100 μ m, de 100g/TM de NaCN y 400g/TM de ZnSO₄ en fase de la molienda, 12g/TM de Z-11 y 20 g/TM de MIBC, a un pH de 8.5 por cada 6 minutos, logrando recuperaciones de 74.32% de plata, 66.19% cobre y 86.12% de plomo, con normas de 37.40% en el plomo, 7.65% en el cobre y 2494.48 g/TM en la plata y 10.99% en el zinc. Con respecto a la etapa de zinc, concluyeron que es posible recuperar 87.59 % de zinc con leyes de 55.80%, y 0.16% de arsénico, bajo condiciones de 110g/TM de CuSO₄, 7g/TM de Z-11 a un pH de 11 por cada 8 minutos.

(Taya, 2018) en su tesis “Optimización de la flotación polimetálica en la planta concentradora Mallay” estudiaron un mineral de la planta concentradora de Mallay con leyes de 7.042 Oz/TC de Ag, 5,474% de plomo y 7.286% de zinc. Con respecto a la flotación de plomo plata el autor afirma que realizo la evaluación de las variables: dosificación de reactivo A-242, A-3418 y A-208. Aplicando diseños experimentales, sustentaron graficas de Pareto, las cuales demostraron que la interacción de las variables independientes en la recuperación de Pb-Ag, fueron las interacciones de los reactivos A-242 y el A-208, así como el A-3418 y el A-208. Con respecto a la flotación de zinc demuestra la importancia de la dosificación del Z-11, logrando recuperar 91.53% de zinc. Por último, el autor afirma la mejora en la valorización de los concentrados, dado que

logró minimizar el desplazamiento de Pb hacia el concentrado de Zn-Ag, logró obtener concentrados de plomo con una ley de más de 56%, y concentrado de zinc con una ley de 53% de Zn.

(Chirio, 2018) en su estudio “Investigación para la mejora en el proceso de flotación de concentrado de zinc en Compañía Minera Yauliyacu S.A” expone como objetivo mejorar el proceso de flotación del concentrado de zinc en Compañía Minera Yauliyacu SA. Logrando optimizar las dosificaciones de CuSO_4 (0.546Kg/TM) y regular el nivel de pH (11.5) para obtener una recuperación de 94.12% de zinc en fase rougher, ahorrando el uso del sulfato del cobre elevando la calidad del acumulado del zinc.

(Carhuamaca, 2018) en su tesis “Medición metalúrgica al blending de minerales recuperar el zinc, plomo y cobre en UEA Chungar, Volcan Compañía Minera S.A.A. - Pasco – 2018” propone la manera de efectuar la medición metalúrgica a minerales sulfurados a fin de mejorar el acumulado del plomo y del zinc en sociedad de minería del Brocal S.A.A. Esto se logra identificando los minerales sulfurados mediante técnicas microscópicas en minerales como galena, esfalerita, esfalerita con hierro, alteraciones de sulfosales de plata y óxidos de plomo y segundo leyes de cabeza junto con sus grados de liberación.

(Vargas, 2011) en su informe de suficiencia “Perfeccionamiento en circuitos de flotación de polimetálicos minerales utilizando el reactivo AZ-1” demuestra que perfeccionar el circuito de flotación usando reactivos AZ-1, reducen el costo de las operaciones al inhibir los desplazamientos del acumulado del zinc en el condensado del plomo, así como la reducción del contenido de metal en relave.

(Castro, 2005) en el trabajo investigativo “Mejoramiento del proceso de flotación de concentrado de zinc en la compañía de minas Yailiyacu S.A” establece la incidencia de variables e interacciones (pH, Dosis de CuSO_4 , xantato Z-11) en el proceso de

flotación del zinc. Determinándose que la variable más trascendental en la flotación del zinc es la dosis de CuSO_4 y el monitoreo de alcalinidad en la pulpa los cuales son los óptimos de modo que pueda flotar todo el contenido de zinc.

3.2. Bases Teóricas

3.2.1. Flotación de Minerales

La flotación es el protocolo mediante el cual se logra separar de manera física las especies minerales partiendo de sus pulpas de agua, a través de burbujas gaseosas aprovechando sus características hidrofóbicas (Azañero, 2015).

Dicha separación puede realizarse de distintas formas, entre ellas tenemos:

a. Flotación Colectiva

Conjunto de operaciones donde se producen la desunión en dos agrupaciones, de los que, uno, es el acumulado el cual contiene al menos dos o más productos de interés (Azañero, 2015).

b. Flotación Selectiva

Conjunto de operaciones donde se realiza la separación en diferentes productos dependiendo del valor metálico (Azañero, 2015).

3.2.1.1. Variables en el Proceso de Flotación

Para efectos de esta tesis el proceso de flotación involucra la interacción de varias variables clasificadas en la tabla 3.

Tabla 2*Variables proceso de flotación*

Variables en función del acondicionamiento	Variables respecto a la flotación	Variables relacionadas a las máquinas de flotación
Densidad de la pulpa	Densidad de pulpa y los porcentajes de sólidos	Altura del área espumada
dosificación de reactivos	pH	Agitación (rpm)
Porcentaje y forma de adición de reactivos	Tiempo de flotación	Aireación (l/min)
Tamaño de los acondicionadores	Nivel de espuma	
Tiempo de acondicionamiento	Carga circulante	
Temperatura, agitación y pH	Granulometría	
	Magnitud y clase de aireación	
	Temperatura de la pulpa	
	Dosis de los reactivos	

Recuperado de Azañero (2015).

A continuación, describiremos los factores más importantes que intervienen en el proceso de flotación para el efecto de esta tesis:

a. Factor mineral

Con la finalidad de realizar una correcta flotación de minerales es de importancia primordial la naturaleza que posee el mineral, así como la de los que le acompañan es decir de la propia mena.

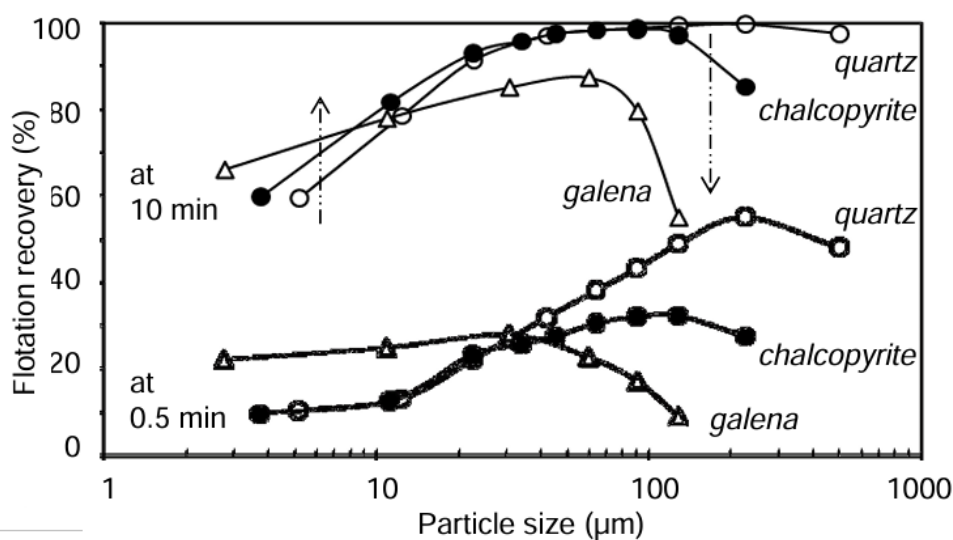
Por ejemplo, los carbonatos, silicatos, algunos sulfatos y otros óxidos se hacen necesario el uso de reactivos modificadores de superficie menos selectivos que los sulfhídricos tales como los ácidos grasos, las aminas, etc. (Sutulov, 1963).

b. Factor granulometría

Toda especie mineral para ser flotada debe ser liberada de las especies minerales que la acompañan, para esto debe ser reducido de tamaño y/o su perímetro debe encontrarse libre para entrar en contacto con las burbujas de aire, así como con los reactivos de flotación de modo que puedan ser llevadas desde el lecho acuoso a la faz de la celda de flotación. (Sutulov, 1963).

Figura 1

Recuperación en función del tamaño de partícula



Recuperado de Fornasiero & Filippov (2017).

c. Factor pH

El protocolo para la flotación tiene sensibilidad al pH, sobre todo si tiene que ver con selectiva flotación, a continuación, se detallan los rangos de estabilidad de algunos colectores.

Tabla 3*Rangos de estabilidad en función del pH de colectores tiólicos*

Colector	Rango pH
Ditiocarbamato	5 – 12
Ditiofosfato	4 – 12
Dixantógeno	1 – 11
Mercaptobenzotiazol	4 – 9
Tionocarbamato	4 – 9
Xantato	8 – 13

Recuperado de Azañero (2015).

Ciertos reactivos reducen su principal función al intercambiar el pH ácido al alcalino, en minerales de plomo argentíferos como es el caso de los minerales que son materia de estudio en esta tesis, la cal puede actuar como degradador de la plata a pH por encima de 9.0 a 9.5 (Wang et al., 2003).

d. Factor reactivos y dosificación

Los colectores reactivos poseen la tarea de hacer más hidrofílica la superficie de del mineral de interés. Los reactivos depresores y activadores también son muy importantes en la flotación selectiva. Así mismo el espumante determina el tipo de espuma lo cual colabora en la selección de las operaciones.

3.2.1.2. Reactivos de Flotación

3.2.1.2.1. Principales Colectores

a. Xantato Isopropílico de Sodio: Z-11

Empleado en la flotación de minerales de sulfuro complejos de Pb-Cu, Cu-Fe, Cu-Zn, como pirrotita, arsenopirita, enargita, pirita, marmatita, esfalerita, galena, empleado además como recolector del oro nativo, de la plata y del cobre (Azañero, 2015).

b. Xantato Amílico de Potasio: Z-6

Recolector no selectivo y con mayor potencia para los minerales sulfurosos, el más apropiado para los minerales de cobre y plomo y luego de la sulfidización, en ciertos eventos usado como recolector secundario en la flotación scavenger. Es el único xantato que puede operar en cualquier medio de pH (Azañero, 2015).

3.2.1.2.2. Principales Depresores

a. Sulfato de Zinc – ZnSO_4

En solitario o combinado con el cianuro de sodio (en especial cuando las especies minerales contienen valores de metales preciosos que pueden ser de interés) es empleado para depresión de especies de mineral de zinc, como la esfalerita en la diferencial flotación de Cu/Pb/Zn y Pb/Zn. (Azañero, 2015).

b. Bisulfito de Sodio - NaHSO_3

A fin de deprimir la esfalerita y la pirita, en la diferencial flotación de minerales de sulfuro de plomo y cobre. Para los propósitos de esta tesis se usará junto con el sulfato de zinc como depresor de la esfalerita (Azañero, 2015).

c. Cianuro de Sodio – NaCN

Los alcalinos cianuros son depresores fuertes de la pirita, pirrotina, esfalerita y marcasita arsenopirita y así también son represores de menos magnitud de bornita, enargita, calcopirita, tenantita, y la mayoría de los sulfuros, exceptuando la galena. (Azañero, 2015).

3.2.1.2.3. *Principales Espumantes*

a. MIBC: Metil Isobutil Carbonil

La espuma obtenida con este reactivo tiene la propiedad de quebrarse más rápido que las generadas por otros espumantes, esto representa una ventaja sustancial si se pretende obtener un correcto manejo de acumulados (Azañero, 2015).

3.2.1.2.4. *Principales Modificadores de pH*

a. Cal – Cal

Es el ajustador de la alcalinidad y del pH más común, la cantidad de cal requerida depende del pH a obtener y de la cantidad de consumidores de la cal encontrada de manera natural en el mineral. La cal reprime los sulfuros ferrosos como la arsenopirita, pirrotita y pirita marcasita, deprime zinc marmatítico y a la galena, y a ciertos minerales del cobre, el oro libre ejerce un efecto bajo en los sulfuros de la plata. (Azañero, 2015).

3.2.1.2.5. *Principales activadores*

a. Sulfato de cobre pentahidratado - $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$

Se utiliza principalmente para activar minerales con sulfuro del zinc como esfalerita (ZnS) y sulfuros ferrosos, como la arsenopirita (FeAsS) y la pirita (FeS_2), y metales del grupo del platino. (Azañero, 2015).

3.2.1.3. *Tópicos de Flotación de Sulfuros*

3.2.1.3.1. *Adsorción del Colector*

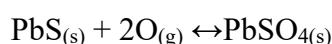
Existen dos mecanismos para adsorber el recolector en la faz mineral, uno es de composición química y tiene que ver con el xantato metálico quimiadsorbido (u otro ion colector de tiol) presente en la faz del mineral. Hay otro proceso que responde al electroquímico y produce un procedimiento oxidativo (dixantógeno siendo xantato el

colector que se ha agregado), ese esta la hidrofóbica especie que se absorbe en la faz del mineral. Es creído que, es el proceso de adsorción química el que se ocasiona con la esfalerita, la calcosina o la galena. Mientras que, es el proceso de oxidación electroquímica el que se ocasiona con la pirrotita, arsenopirita o la pirita. Ocurren los dos mecanismos con la calcopirita (Kelly & Spottiswood, 1990).

3.2.1.3.2. *Mecanismo de Quimiadsorción*

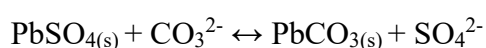
Es utilizada, como ejemplo, la galena, al adsorber el recolector. Mediante este proceso, ocurren las siguientes fases:

Oxidación de sulfuro en la faz del sulfato (o tiosulfato) por oxígeno una vez que se disuelve en la pulpa se produce mediante la reacción:



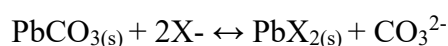
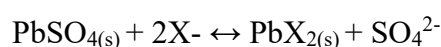
La constante de equilibrio para fines de esta reacción es 10^{126} . Por lo cual, sería necesario que la presión parcial del oxígeno en la pulpa aireada sea mayor a 0.2 atm

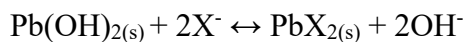
Reemplazamiento al intercambiarse el ion de sulfato de la faz por el ion de carbonato.



En pulpas aireadas los iones de carbonato están presentes. Los productos solubles de carbonato de plomo y del sulfato señalan que esta reacción ocurrirá. Las experimentales comprobaciones muestran iones de carbonato y de sulfato al mismo tiempo presentes.

Reemplazamiento por intercambio de los iones de sulfato y de carbonato de la faz y del ion de hidroxilo (dependiente del pH) por ion xantato (señalado por X^-).



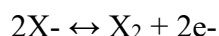


Son formados xantatos de plomo en la faz de la galena, puesto que, los xantatos del plomo tienen más estabilidad que el sulfato o el carbonato. Experimentalmente, se ha demostrado esto.

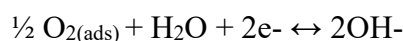
Global precipitación del xantato del plomo en la faz mineral tal como señala la cubierta de un mayor espesor de una capa (Kelly & Spottiswood, 1990).

3.2.1.3.3. *Mecanismo de Oxidación Electroquímica*

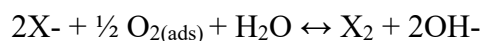
Si un mineral que esté en solución acuosa actúa como conductor, como un sulfuro, por ejemplo, será desarrollada en un potencial llamado potencial en reposo. Por ejemplo, en la superficie de la pirita se dan dos independientes reacciones. Es formada dixantógeno, mediante la anódica oxidación del ion xantato.



Sin embargo, la catódica reacción tiene que ver con la disminución del oxígeno que se adsorbe en la faz.



Mediante el mineral de sulfuro, es realizado el intercambio de electrones. La general reacción es:



Para esto se puede establecer el reversible potencial. Cuando el reversible potencial para oxidación de xantato es menor que potencial de reposo para la solución mineral es mayor, como es posible que suceda con la pirita, será formado dixantógeno. Si el potencial reversible para la oxidación del xantato es mayor que el potencial de reposo, el dixantógeno no puede ser formado y solo es posible el xantato metálico, como especie única para adsorción (Kelly & Spottiswood, 1990).

3.2.1.3.4. Flotación Bulk Cobre-Plomo

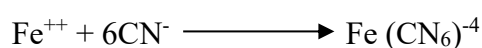
Se realiza la flotación bulk para extraer especies mineralógicas de cobre y plomo, previa depresión de los sulfuros del zinc y hierro. Generalmente, la flotación del plomo y del cobre es realizada a un natural pH o ligeramente alcalinado para ello se utiliza el xantato o tiofosfato (ejem. Z-11, Z-6, etc.) como medio colector de Cu-Pb; esto depende de la fuerza colectora y selectividad que necesitara para su extracción evaluando principalmente las leyes del plomo, zinc, del cobre, hierro en el mineral de cabeza. Además, se debe adicionar espumante (ejem, MIBC, aceite de pino, D-250) para la generación de espumas y para la depresión de sulfuros del zinc y hierro se utiliza principalmente el sulfato de zinc, bisulfito de sodio y cal (Ganoza, 2010).

Además, la flotación de los sulfuros del cobre se realiza en medios de pH entre 3 y 12, sin embargo, que la flotación de sulfuros de plomo se da en un neutro rango o alcalino ligeramente. Es de mencionar que cuando existe galena argentífera tienden a deprimirse a pH mayor a 9.5 (Chacón, 2005). Según Lv, Qin, Wei y Zhou (2025). El almidón de trigo modificado ofrece un importante efecto depresor sobre la esfalerita activada por iones de cobre, facilitando su separación de la calcopirita.

3.2.1.3.5. Depresión de Esfalerita y Pirita

Consiste en la inhibición de la activación y separación de recubrimiento de activadores, por lo que en la flotación bulk el bisulfito de sodio y el sulfato de zinc deprimen a los sulfuros del zinc: esfalerita/marmatita (mineral con contenido de hierro) y el cianuro de sodio se emplea para la depresión del hierro e iones cobre (Paz, 2016).

La siguiente reacción muestra que existe ferrocianuro en la pirita, evitando que este flote.



3.2.1.3.6. *Activación de los Sulfuros de Zinc*

En la flotación de los minerales polimetálicos (Cu-Pb-Zn), la activación de sulfuros del Zinc puede ser por varios factores que conllevan indebidamente a este fenómeno como: (Meza, 2019):

- Comportamiento propio del mineral cuando presenta especies mineralógicas de cobre secundario (calcosina, covelina, etc.).
- El control de este factor es complicado debido a que el cobre secundario se encuentra en proceso de alteración por lo que en el transcurso de la flotación van perdiendo iones de cobre generando así una activación natural de sulfuros de zinc.

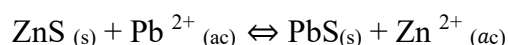
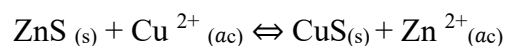
- Asociaciones complejas de los minerales: Cu-Zn, Pb-Zn.

Puede controlarse mejorando las condiciones de molienda sin embargo es complicado cuando estas especies mineralógicas presentan un grado de liberación inferiores a 40 micras.

- Arrastre de los sulfuros del zinc por factores mecánicos mientras se da la flotación bulk.

Este factor es el más fácil de controlar mejorando la remoción de espumas o las condiciones de las celdas de flotación.

- En otros casos las superficies de los sulfuros de Zn pueden activarse por reemplazamiento de los iones metálicos de sulfuros más estables (Ag, Cu, Cd, Fe, As, Sb) con iones de Zn en la faz del mineral; mediante reacciones químicas reversibles. Tales como los iones de cobre o plomo. Estos iones pueden estar disueltos en el agua de proceso o en el mineral. Esto es posible que se controle por dosis de depresores reactivos, como sulfatos de cianuros, zinc, bisulfito o sulfuro del sodio.



Es asunto complicado, sin embargo, es posible que sea controlado parcialmente por dosis de depresores reactivos y mejorando el tratamiento de agua que se emplea para el proceso.

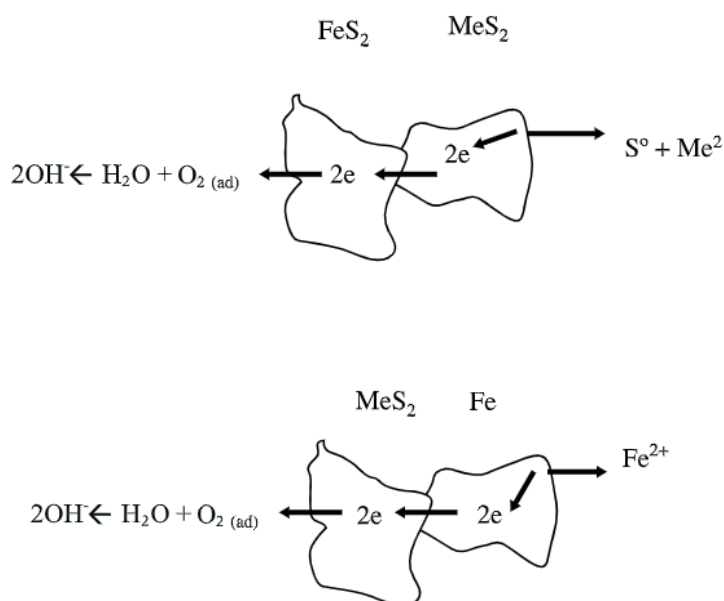
Es adecuado adicionar sulfato de zinc en presencia de iones de plomo para la desactivación del sulfuro de zinc. Esto ocurre en minerales de plomo-zinc.

Si en la pulpa hay minerales de cobre, una opción es añadir iones de cianuro del cobre que está presente y evitar que se active; siempre que se mantenga una cierta vinculación entre las acumulaciones de iones cúpricos, cuproso y zinc para que se forme un complejo insoluble entre el cobre y los cianuros que no se adsorben en la superficie de la esfalerita (Guillen, 2017).

En otro caso la oxidación del Zn o la composición mineralógica puede dar lugar a la flotación de Zn indebidamente; debido a la variable de hidrofobicidad que presenta. Como es el caso si el hierro como la pirita con fuerza, comienza a reducirse fuertemente debido a un efecto electroquímico dando lugar a un aumento de iones (OH^+) por ende incrementando el pH del mineral molido generando el medio adecuado para la flotación de la esfalerita. Fuera de un circuito de flotación esto tiene relación con la molienda del mineral y el ambiente químico usado. Este fenómeno ocurre cuando la pirita disminuye y el hierro también en el mineral. Si queda así solo el mineral de hierro de los recursos de la molienda se oxidan dando como resultado al ion de hierro (Fe^{+3}) y ion ferroso (Fe^{+2}) los cuales son captados por la superficie de la esfalerita sobre su superficie los cuales motivan su flotabilidad (Ganoza, 2010).

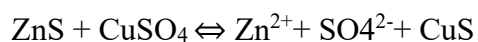
Figura 2

Reacción entre sulfuro de Zn y pirita y reacción entre sulfuro y elemento moledor



Representación obtenida de Ganoza (2010).

Para evitar la activación de esfalerita por ejemplo en una flotación bulk es necesario, la activación natural. La reacción para la activación de la esfalerita es agregando sulfato del cobre, pero, es posible que ocurra esta reacción cada vez que haya iones que activen en la solución.



3.2.1.4. Escalamiento De Consumo De Reactivos

Para el escalamiento a nivel industrial del consumo de reactivos se usarán las siguientes relaciones matemáticas para cada uno de los casos en particular:

$$\text{Xantato}_{\left[\frac{\text{gr}}{\text{t}}\right]} = \frac{\text{Consumo}_{[\text{ml}]} \times \text{Concentración reactivo}_{[\%]} \times 10}{W_{\text{mineral de alimentacion}} [\text{Kg}]}$$

$$\text{Complejo } \left[\frac{\text{gr}}{\text{t}} \right] = \frac{\text{Consumo}_{[\text{ml}]} \times \text{Concentración reactivo}_{[\%]} \times 10}{W_{\text{mineral de alimentacion}} [\text{Kg}]}$$

$$\text{Cianuro } \left[\frac{\text{gr}}{\text{t}} \right] = \frac{\text{Consumo}_{[\text{ml}]} \times \text{Concentración reactivo}_{[\%]} \times 10}{W_{\text{mineral de alimentacion}} [\text{Kg}]}$$

$$\text{MIBC } \left[\frac{\text{gr}}{\text{t}} \right] = \left(\frac{\text{Peso gotas}_{[\text{mg}]} \times 1000}{W_{\text{mineral de alimentacion}} [\text{Kg}]} \right) \times \#_{\text{gotas agregadas}}$$

$$\text{AR - 1404 } \left[\frac{\text{gr}}{\text{t}} \right] = \left(\frac{\text{Peso gotas}_{[\text{mg}]} \times 1000}{W_{\text{mineral de alimentacion}} [\text{Kg}]} \right) \times \#_{\text{gotas agregadas}}$$

3.2.2. *Tópicos de Valorización de Concentrados*

3.2.2.1. **Concentrados de Mineral**

El concentrado de mineral es el producto obtenido al exponer el mineral extraído de la mina que posteriormente pasara por algún proceso de beneficio de minerales, llámese chancado molienda flotación, etc.

Cada concentrado de mineral tiene diferentes elementos que lo componen, por lo tanto, los concentrados de mineral no son commodities.

3.2.2.2. **Contratos de Comercialización**

Normalmente, los concentrados son comercializados por medio de contratos de duración larga (plazo largo) y en un trato comercial de concentrados de cobre; básicamente se negocian los siguientes factores: Las fórmulas establecedoras de deducciones debido a las pérdidas al fundirse y lo que se paga en cuanto a finos contenidos que se puedan recuperar; el cargo de fundición tiene 2 partes: el “Cargo por Tratamiento” fijado para el material al fundirse, cuyos costos por transporte los asume el Vendedor, y

“Cargo por Refinanciación” sencillamente, responde al costo por la refinación. Estos costos son llamados maquila por fundición y maquila por refinación, la fecha del pago, considerada importante para negociar dado el costo en dinero (Muñoz, Vera, & Grey, 2022).

3.3. Definición de Términos

- **Cobres primarios.** - Se denominan así a las especies mineralógicas de cobre como la calcopirita y bornita de origen ígneo o hidrotermal de alta temperatura, así como en depósitos de metamorfismo de contacto (Cornelis & Cornelius, 2018).
- **Cobres secundarios.** – Corresponde a los minerales del tipo covelina, calcosina, bornita, proveniente de calcopirita frecuentemente por procesos supergénicos cuando el protocolo de continua alteración, los secundarios sulfuros tal como la calcosina es posible que se destruyan y se forme hidróxidos de hierro y óxidos como es el caso de goethita (Cornelis & Cornelius, 2018).
- Otros sulfuros y minerales afines también están sometidos a los procesos de alteración supergénica. Por ejemplo, la arsenopirita se altera a escorodita. La galena se altera a cerusita o anglesita dependiendo de las condiciones de pH y Eh. No se forman sulfuros secundarios de plomo (Cornelis & Cornelius, 2018).
- **Cobres grises.** – En forma general, los grises cobres son aproximados a la fórmula estequiométrica idónea $(\text{Cu,Ag})_{10}(\text{Zn,Fe})_2(\text{Sb,As})_4\text{S}_{13}$ e integran una serie de sólida solución tetraedrita-tennantita, juntamente con freibergita. Las fórmulas estequiométricas de grises cobres, que se

calculan en cuanto a 29 átomos por la fórmula de unidad (a.p.f.u.) (Cornelis & Cornelius, 2018).

- **Sulfosales.** - Los sulfosales se refieren a compuestos minerales de cobre, plata y plomo unidos con el azufre y otro distinto mineral tal como antimonio, bismuto o arsénico. La pirargirita puede ejemplificar al sulfosal (Cornelis & Cornelius, 2018).
- **Deducciones.** – Se origina a la imposibilidad de recuperar en su totalidad el 100% de los minerales en procesos como la concentración, fundición y refinación (Santos, 2012).
- **Desplazamientos.** – Cantidad en porcentaje de ley o de distribución de minerales en el concentrado de algún otro distinto mineral, en el caso de esta tesis nos referimos a valores de zinc en el concentrado de cobre (Azañero, 2015).
- **Esfalerita tipo ef2.-** Caracterizado por contener en esfalerita inclusiones finas de calcopirita, en la que la excesiva presencia resultará en activación del zinc en el concentrado bulk por ende en el concentrado de cobre (Cornelis & Cornelius, 2018).
- **Esfalerita tipo ef3.-** Poseen inclusiones finas de sulfuro o Pirrotita ferrosa en matriz de esfalerita la que ocasionará contenido alto de hierro y grados bajos de zinc. No se debe confundir con la especie mineral marmatita (Cornelis & Cornelius, 2018).
- **Esfalerita tipo ef4.-** Presencia de sulfuro secundario o Covelita abordando la matriz de esfalerita prácticamente creará sulfato del cobre en pulpa y, en consecuencia, una activación grande de zinc en etapa bulk (Cornelis & Cornelius, 2018).

- **Esfalerita tipo V.** – [ef5] Sulfosales de plata en la misma matriz de la esfalerita significa un alto desplazamiento de plata al concentrado de zinc que en el bulk anterior (Cornelis & Cornelius, 2018).
- **Gangas Secundarias.** - Aquellas gangas como la clorita y la sericita que dan lugar después de una reducción de tamaño la etapa de molienda a las lamas secundarias que perjudican el proceso de flotación (Cornelis & Cornelius, 2018).
- **Impurezas.** – Elementos contaminantes como As, Sb, Bi, Hg que generan penalizaciones debido a que el concentrado es de una calidad diferente a la del mercado global estipulado en los contratos de comercialización, si el mercado está saturado de concentrados la maquila será alta (Cornelis & Cornelius, 2018).
- **Incoterms.** – Acrónimo del International inglés comercial terms, es terminología de voluntaria aceptación de ambas partes -vendedor y comprador – en cuanto a las condiciones en la entrega de productos, mercancías, se utilizan para definir costos de tratos comerciales a nivel internacional (Montero, 2012).
- **Maquila.** – Descuento global, incluye gastos de refinación y gastos de tratamiento en un conjunto, es determinado el mercado de concentrados, depende de la oferta y demanda (Montero, 2012).
- **Merma.** – Deducción que se aplica al último peso para lo que se deducirá el 1% del peso entregado para compensar debido a las mermas en las que se incurre en el almacenamiento, en el transporte y manipuleo (Montero, 2012).

- **Pagable.** - valor metálico de alta concentración de buena mineralogía (Montero, 2012).
- **Precios:** Intervienen muchos factores que determinan el precio final del valor metálico, algunos de los principales factores son: capacidad para reciclar, el volumen de la producción, la situación económica y social, los problemas internos de las empresas de minería, acciones gubernamentales, nuevas tecnologías, sustituciones, la especulación, el valor del dólar, las políticas de los bancos centrales, la crisis y la producción (Montero, 2012).
- **Penalizaciones.** – Son descuentos por cada porcentaje sobrepasado de cierto elemento en un concentrado en particular, a modo de ejemplo se generarán penalización de 2.000US\$ por cada 0.1% por encima de una ley de 0.35% en un concentrado de cobre (Montero, 2012).
- **Valorización económica.** – también llamado valor de venta es el valor percibido en US\$ por la comercialización de uno o más concentrados (Montero, 2012).

CAPÍTULO IV: Metodología

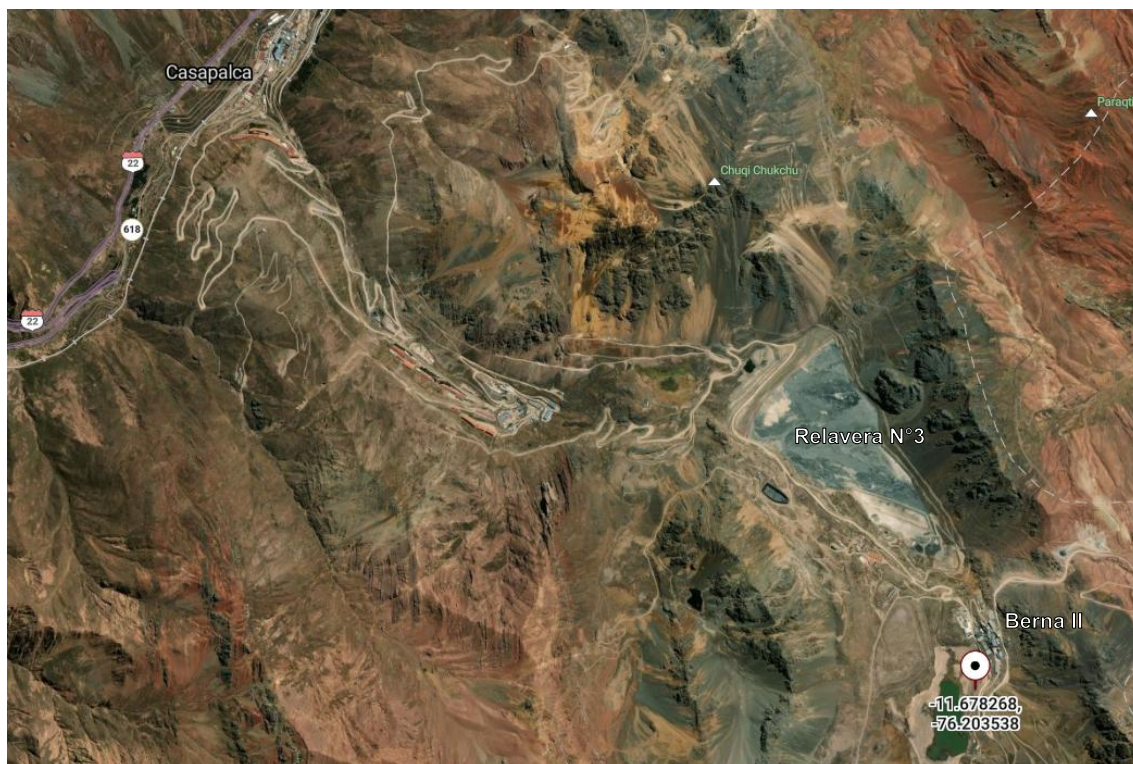
4.1. Área de Estudio

4.1.1. Ubicación

La zona objeto de investigación, así como la unidad metalúrgica donde se desarrollaron las pruebas de laboratorio e industrial, se localiza en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima, con una altitud que fluctúa de 4,450 m.s.n.m a 5,350 m.s.n.m, ubicado en 3 microcuencas: La Microcuenca de la quebrada Pumatarea, la Microcuenca de la quebrada Magdalena y la Microcuenca de la quebrada Huaricancha.

Figura 3

Mapa planta Casapalca, distancia entre la carretera central y planta concentradora Berna II



Microsoft Bing. (2025).

4.1.2. Accesibilidad

El acceso a la zona investigada inicia desde Lima por la carretera central, que conecta a Chosica, Surco, Matucana, Chicla - San Mateo hasta llegar a Casapalca km. 115, en donde se encuentran las instalaciones físicas de la Empresa de Minería Los Quenuales S.A. perteneciente al poblado de Casapalca, donde existe una carretera desde este punto afirmada (trocha) de aproximadamente 8 km., subiendo por la quebrada El Carmen en sentido Sureste, que se dirige al área donde se realizó el estudio.

El lapso de duración del viaje por esta ruta es de 3 horas, 20 minutos, de acuerdo con lo mostrado en el cuadro que sigue:

Tabla 4

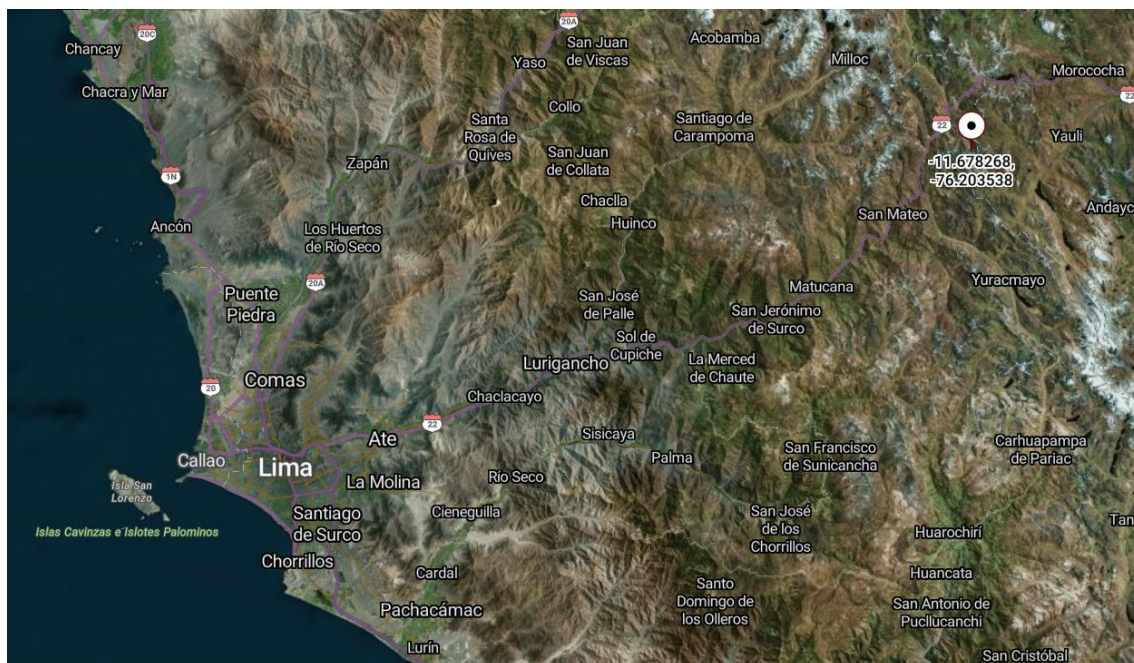
Distancias promedio desde Lima hacia la unidad minera

Desde	Hacia	Tipo de vía	Recorrido (km)	Tiempo (h)
Lima - Centro	Poblado Casapalca	Carretera Asfaltada	115.0	3.0
Poblado Casapalca	Campamento "El Carmen"	Carretera afirmada	3.0	0.2
El Carmen	Berna II	Trocha carrozable	5	0.3

Página web de la EIA Planta Concentradora Cía. Minera Casapalca.

Figura 4

Mapa de distancia entre Lima y planta concentradora Berna II



Microsoft Bing. (2025).

4.1.3. Componentes Bióticos

La flora observada en el área investigada está conformada prioritariamente por poaceas de bajo y alto corte e ichus en la mayoría de la extensión evaluada, asimismo se observaron parches pequeños de matorrales conformados por tola (*Baccharis* sp. y *Parastrephia* sp.) y Huamanpinta (*Chuquiraga* Espinosa) entorno a algunas lagunas como Aguascocha.

De acuerdo con el EIA de la Compañía Minera Casapalca en 1994, la fauna típica en el lugar de estudio estuvo representada por aves de agua y de tierra. Fueron observadas 12 especies correspondientes a aves de agua divididas en 5 órdenes, y en 7 grupos familiares. Los chorlos nevados y la gaviota andina resultaron ser las especies más habituales. mientras que, las que protege las leyes nacionales cercanas a la zona en estudio son la vicuña, el cóndor, el Zambullidor plateado que están en la lista del D.S. 034-2004-AG.

4.1.4. *Ecología Abiótica*

La zona de investigación está ubicada en un entorno de clase glaciar, con altitudes de hasta 5,000 m.s.n.m., incluye áreas con abrupta topografía y pendientes fuertes, con modeladas geoformas por los glaciares antiguos, está a una altura de 3780 a 5300 m.s.n.m. De clima seco y frío, con temperatura anual que promedia es entre los 10° y los 15° C, la cual descende de noches hasta los 4° C. Desde mayo hasta octubre, son meses secos, y los de lluvias de noviembre a abril, las heladas se presentan de mayo a julio. Fuente: Servicio Nacional de Meteorología e Hidrología del Perú– SENAMHI.

4.1.5. *Consumo de Agua Industrial*

En planta concentradora se tiene un sistema de recirculación de agua industrial proporcionado por el espesador de relaves que aporta un flujo de agua recuperada de alrededor de 67.52 L/s que son colectados en 4 pozas de concreto que almacenan el agua para los procesos minero-metalúrgicos.

Tabla 5

Consumo de agua industrial

Descripción	Consumo agua (m ³ /día)	Consumo agua (lt/seg)
Poza N°1	2,550.0	29.51
Poza N°2	2,550.0	29.51
Poza N°3	2,600.0	30.09
Poza N°4	1,400.0	16.20
Consumo total	9,100.0	105.32

Datos obtenidos de planta.

Tabla 6*Consumo de agua en planta*

Descripción	Consumo de Agua (L/s)	Porcentaje (%)
Consumo de Agua Recirculada a Planta	67.52	56.76
Consumo de Agua Limpia a Planta	51.43	43.24
Consumo Total de Agua de bombas	118.95	100.00
Consumo Total de Agua en las Pozas	115.38	97.01
Pérdidas de Agua	3.56	2.99

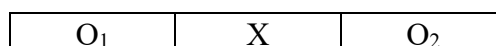
Datos obtenidos de planta.

4.1.6. Ambiente Socio Económico – Cultural

La actividad socioeconómica principal del área de estudio lo constituyen las actividades de la minería, el pastoreo de auquénidos en segundo plano. De acuerdo a la actividad primaria, esta área posee muchos recursos de la minería polimetálica como; zinc, cobre, plomo y plata, lo que ha conllevado a que en el área sean desarrolladas las actividades de la minería y además, sean construidas infraestructuras para la producción y los servicios ofreciendo empleo de mano de obra a habitantes de los pueblos de los alrededores y desarrollando actividades comerciales de productos agropecuarias y manufacturados. En lo que, a la actividad pastoril, se refiere, es desarrollada muy poco y ocasionalmente hasta agotarse las pasturas escasas del área. Fuente: Instituto Nacional de Estadística e informática - INEI

4.2. Diseño de la investigación

Se utilizó el siguiente esquema:



Donde:

O₁: Simboliza el procesamiento de minerales polimetálicos con elevados desplazamientos de zinc en el concentrado de cobre.

X: Simboliza la dosificación de reactivos colectores en el circuito bulk de modo tal que mejore la recuperación y disminuya el desplazamiento de especies minerales de zinc en el concentrado de cobre.

O₂: Simboliza el mejor procesamiento de minerales polimetálicos utilizando la dosificación adecuada de reactivos de flotación.

4.3. Población y Muestra

La población y muestra se acota a las mineralizaciones de cuerpos Mery-Carolina de la provincia de Huarochirí poblado de Casapalca en la región Lima. Se tomaron 200 Kg de muestra de geología y se prepararon muestras de 1.709 Kg cada una para las pruebas de flotación respectivas utilizando la teoría de Pierre Gy.

4.3.1. Toma de Muestra

4.3.1.1. Cuerpos Mery – Cuerpo Carolina

La población de estudio se centra en el material conformado por los minerales de valor económico y los minerales formadores de rocas de los cuerpos Mery Carolina, el criterio para la toma de muestra por el área de geología ha sido el no probabilístico de elección razonada (Ñaupas et al., 2018). La cantidad de material fue distribuido en 8 sacos de 25 Kg cada uno, los cuales fueron distribuidos en las bandejas de acero inoxidable para su secado durante 12 horas a 40°C aproximadamente.

Posteriormente se procede a la reducción del tamaño de partícula obteniendo como producto final 100%-10m, El material grueso es tratado en una chancadora de quijada de laboratorio pasando 3 veces con tamizados intermedios a 10 mallas, los gruesos remanentes pasaron hasta 3 veces por un chancado secundario de rodillos.

4.3.2. Método y Tipo de Toma de Muestra

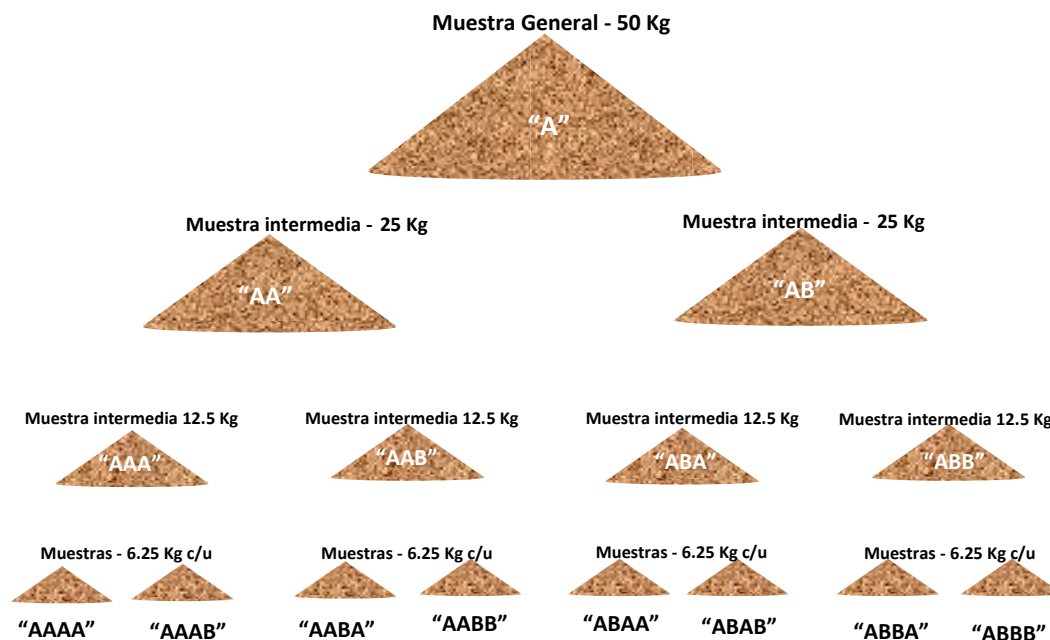
Para la presente tesis se trabajará con el contenido total de la muestra proporcionada por geología es decir con 200kg de mineral de los cuerpos Mery – Carolina de modo que la muestra total se pasara por un divisor mecánico (bifurcador) lo que generara muestras homogéneas de inicialmente 100Kg cada una, luego se obtiene 4 muestras de 50 Kg cada una y así sucesivamente hasta obtener muestras de 1.709 Kg para las pruebas de laboratorio posteriores tales como moliendabilidad, flotación, análisis químico, etc. La masa de mineral se determinó aplicando la teoría de Pierre Gy y experiencia práctica para generar pruebas representativas del mineral homogéneo.

4.3.3. Proceso de Homogenizado

El homogenizado de la muestra de 50 Kg se realiza por el método del triple cono, el cual consiste en agrupar el mineral, si es necesario medir el ángulo de reposo, y proceder a pasar el mismo cono con una pala JIS de 3” tomando el material particulado por la generatriz del cono formado de modo que al extraer el material este se deposite al lado de este formando un nuevo cono. Este procedimiento se repite tres veces hasta obtener 8 muestras de 6.25 kg cada una las cuales se ordenan de manera lineal para luego retirar una cantidad igual de cada saco y completar los sobres individuales de 1.709kg de muestra.

Figura 5

Esquema de división de muestras por el método de triple cono en laboratorio metalúrgico Huarochirí – Lima



Después de obtener las muestras con 1.709Kg en cada bolsa se toma una de ellas para realizar las pruebas que corresponden como moliendabilidad, ensayo químico, etc.

4.3.4. Preparación Mecánica de Muestras

4.3.4.1. Chancado

Las muestras tomadas del área de geología corresponden a tamaños que oscilan desde 1/4" hasta un máximo de 8" teniendo en mayor proporción partículas de un diámetro de 4" aproximadamente. Estas muestras deberán ser sometidas a un tratamiento de reducción de tamaño para su posterior análisis microscópico. El producto del chancado corresponde a 100% -10 malla pasando 3 veces por la chancadora de mandíbula y 1 vez por la chancadora de rodillos.

4.3.4.2. Molienda

El producto de chancado se homogeniza de acuerdo con el volumen que deberá ocupar la pulpa metalúrgica para ser flotada en la celda de flotación Denver D-12 del laboratorio metalúrgico 2.24 l con 42% de sólidos, en ese sentido el peso de mineral a ser usado deberá ser de 1709 gr.

El siguiente cuadro resume todos los cálculos estimados:

Tabla 7

Parámetros de operación en molienda nivel laboratorio

Parámetro	Unidad	Cantidad
Dp	gr/ml	1.37
Gesp	-	2.8
%S (w/w)	%	42
W (H ₂ O celda)	gr	1360
W(mineral)	gr	1708.8
Masa pulpa	gr	3068.8
Vol. pulpa	ml	2240

4.4. Procedimiento, Técnicas e Instrumentos de Recolección de Información

Se seguirá la siguiente secuencia para el desarrollo de la investigación:

- Definir el problema de la investigación
- Toma de muestra homogénea y representativa
- Someter la muestra a conminución (100%-10 m)
- Definir la curva de moliendabilidad.
- Análisis químico de la muestra de cabeza
- Análisis Microscópico de la muestra de cabeza
- Pruebas preliminares de flotación
- Balance metalúrgico
- Optimización de los reactivos

CAPÍTULO V: Resultados

5.1. Análisis y Caracterización Microscópica

5.1.1. *Microscopía Óptica de una Muestra Representativa*

5.1.1.1. Preparación con Resina Epoxi y Acelerante

Teniendo la muestra mineral adecuada para el ensayo de microscopia se procede a mezclarse con la resina agitando constantemente, luego, para acelerar el proceso se recomienda utilizar un acelerante. Después del endurecimiento se procede a pulir papeles abrasivos de 80, 120, 300, 600, 1200 y finalmente con alúmina hasta obtener una superficie homogénea y lisa obteniendo finalmente la probeta para la identificación y conteo de minerales.

5.1.1.2. Distribución Volumétrica de los Minerales Observados

El porcentaje en volumen se convierte a porcentaje en peso considerando el peso específico de cada especie mineralógica, la suma de estos productos totales es un factor, entonces, cada porcentaje en peso correspondiente a cada una de las especies mineralógicas se obtiene multiplicando el porcentaje en volumen por el peso específico y expresando en términos porcentuales respecto del factor citado. El total de las especies identificadas se describen en la tabla 9, así mismo, la tabla representa los valores calculados de porcentaje en peso de las especies.

Se puede observar que el valor más importante de cobre está en forma de calcopirita o cobre primario, el porcentaje en peso es 0.57% y no considera la cantidad de calcopirita finamente diseminada en la matriz de esfalerita (ef2) y que se asume un 10% adicional a esta misma cantidad. Así también, los valores de plomo están como galena ocupando un 0.73% en peso de la muestra total, y el 87.29% en peso son gangas (GGs).

Tabla 8*Distribución volumétrica y en peso, de los minerales observados*

Especies	% Volumen	Sp-Gr	Factor	% en Peso
ef	2.46	4.2	10.332	3.62
ef2	0.71	4.2	2.982	1.04
cp	0.39	4.2	1.638	0.57
py	3.8	5	19	6.66
gn	0.29	7.2	2.088	0.73
SF	0.05	4.8	0.24	0.08
GGs	92.27	2.7	249.129	87.29
Total	100	2.85	285.409	100

El análisis de la muestra la presencia de esfalerita tipo 2. Análisis obtenidos en H&F laboratorios SAC.

5.1.1.3. Interpretación del Análisis Modal

El análisis modal con respecto a las especies de valor económico, fueron los siguientes:

- Como mena de zinc, se encuentran esfalerita limpia y en cantidades menores pero importantes esfaleritas del tipo ef2, siendo esfaleritas que en su matriz tienen finas inclusiones de calcopirita.
- Los valores de plata son del tipo sulfosal de cobre-arsénico, pertenecientes a la familia de cobres grises, no están asociados en mixtos con galena, se encuentran ambas libres.
- Los valores de cobre mayormente son calcopirita, la misma que en parte importante se encuentra asociada a esfalerita y también como parte importante de esfalerita del tipo ef2, que se sabe, contiene finas inclusiones de calcopirita en la matriz de esfalerita.
- El desplazamiento de sulfuros de hierro es menor y solo se refiere a pirita, no se encontraron pirrotita ni arsenopirita, esto es importante en el sistema de flotación.
- La mayor cantidad de especies mineralógicas están libre.

5.1.1.4. Grados de Liberación de los Minerales Observados

Considerando que el sistema de Grado de liberación recomienda como especies mineralógicas suficientemente libres (para responder adecuadamente a un proceso de flotación) a aquellas que tienen un grado de liberación mayor a 70, se puede observar en la tabla 9.

Tabla 9

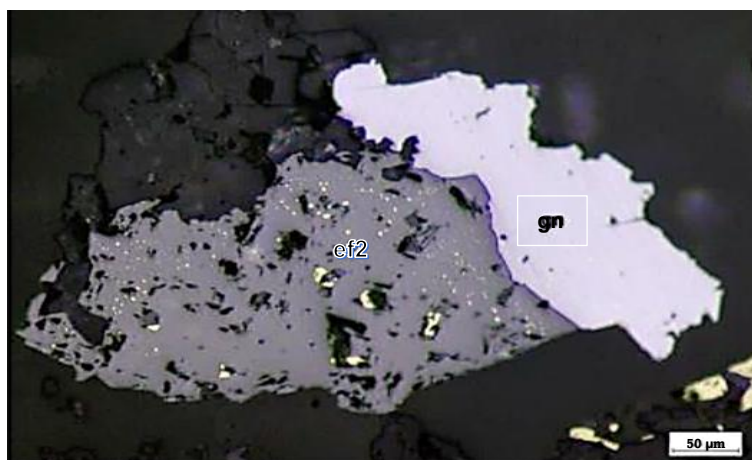
Liberación del mineral de cabeza

Especies	Grado de liberación (%)
ef	77.36
ef2	88.38
cp	82.29
py	93.09
gn	86.38
SF	100
GGS	98.34

El porcentaje de liberación de las especies varía entre 77 a 100%, donde las esfaleritas de tipo 1 y 2 presentan un grado de liberación adecuado para su recuperación por flotación, Esta condición se alcanza con una granulometría de cabeza del 57.8% pasante a malla - 200, lo que indica que las partículas están mayoritariamente libres.

Figura 6

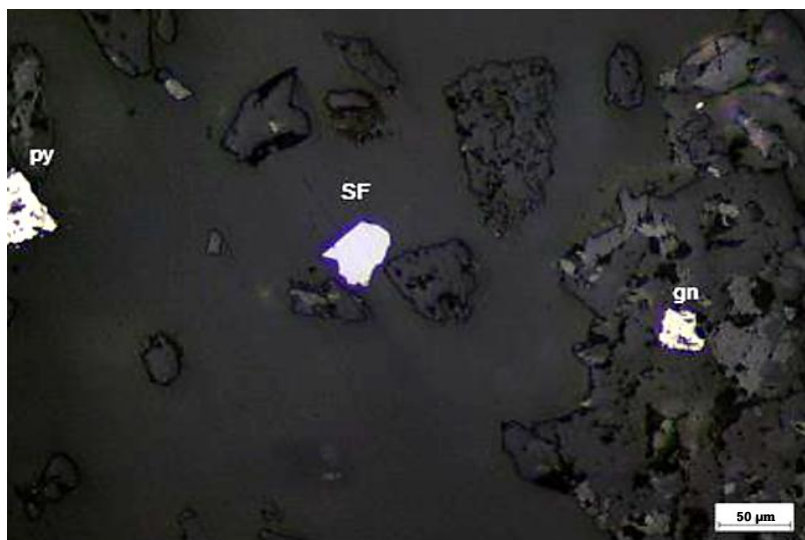
Micrografía de amarre de esfalerita del tipo II con galena (gn)



Con aumento de 50μm, se aprecia el entrelazamiento mineralógico cuyos enlaces complican la liberación de la galena.

Figura 7

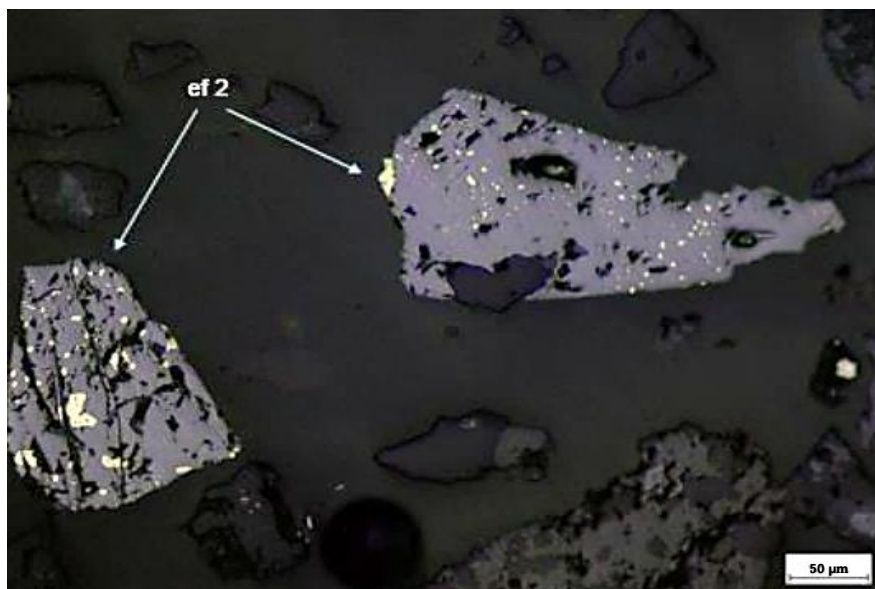
Micrografía de sulfosal (SF) portadora de plata



Con aumento de 50µm, las especies libres de sulfosales son relevantes en flotación por el contenido de plata asociada a esta especie mineral.

Figura 8

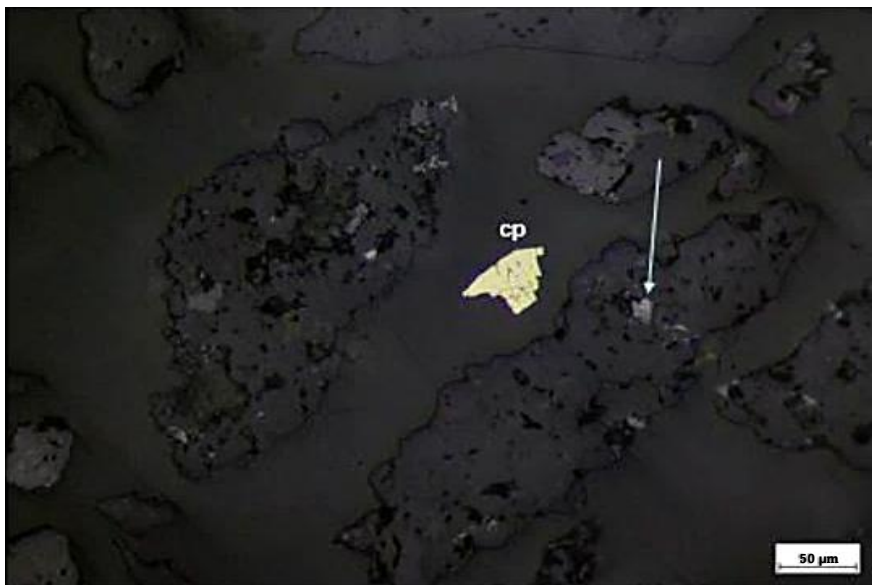
Esfalerita del tipo II



Nota: Con aumento de 50µm, la presencia de esfalerita 2 es clave para la activación de zinc en el concentrado bulk de cobre.

Figura 9

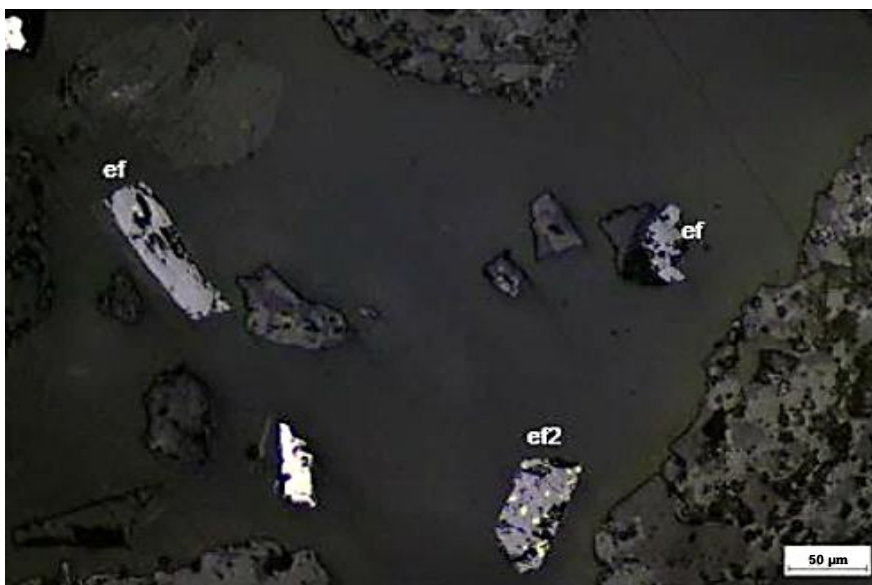
Micrografía de amarre de calcopirita y gangas



Con aumento de 50μm, los amarres de calcopirita y gangas son frecuentes y se deben controlar en la molienda.

Figura 10

Micrografía de esfalerita de tipo II con inclusiones de calcopirita



Con aumento de 50μm, los valores de esfaleritas se aprecian mayormente libres, acompaña a la vista de una pirita libre.

5.2. Análisis Químico del Mineral

Los ensayos químicos se realizaron por el método de volumetría para Pb, Zn, y Fe, determinando valores de 0.29%, 1.90%, y 3.45%, respectivamente, así también, el ensayo químico de Ag se realizó por el método de ensayo al fuego, determinando una ley de 0.99 Oz/TC.

Tabla 10

Ensayo químico del mineral polimetálico

%Cu	% Pb	% Zn	Ag (Oz/TC)	%Fe
0.21	0.29	2.61	0.99	3.45

5.2.1. Análisis por Mallas Valoradas

El siguiente cuadro contiene las leyes químicas de las distintas fracciones minerales de cabeza Mery-Carolina, conforman un set para hacer regresiones entre pares de elementos químicos. La proporción Mery – Carolina es 15 / 1.

5.2.1.1. Regresiones Entre Pares De Elementos Químicos

Realizadas las regresiones entre pares de elementos químicos, el cuadro resumen de correlación y valores de t se representan en la tabla 11.

Tabla 11*Regresiones entre pares de elementos*

Elementos	Correlación	t
Cobre-Plomo	0.93	10.67
Cobre-Zinc	0.94	10.87
Cobre-Plata	0.89	8.25
Cobre-Hierro	0.03	-0.46
Plomo-Zinc	0.84	6.49
Plomo-Plata	0.97	10.87
Plomo-Hierro	0.04	-0.60
Zinc-Plata	0.79	5.45
Zinc-Hierro	0.00	0.03
Plata-Hierro	0.11	-1.00

Representado por medio de la correlación y el t-student. La alta correlación entre los elementos cobre y zinc nos da luces del amarre mineralógico entre especies que decantan la posibilidad de encontrar esfaleritas tipo II. Este análisis suele realizarse previo a la microscopía.

5.2.1.2. Interpretación del Análisis de Malla Valorada

- Los valores de plata-plomo son los que tienen el estadístico más alto y positivo (+10.87) estaría indicando la presencia de lo que comúnmente se conoce como galena argentífera o si hay sulfosales (SF) de cobre-arsénico-plata (cobres grises) que están muy relacionadas a galena, esto debe ser enfocado en la microscopia.
- Una segunda relación importante es la de los elementos cobre-zinc, el valor del estadístico es alto y positivo (+10.87) lo cual estaría indicando que es posible encontrar valores de cobre del tipo calcopirita finamente diseminada en la matriz de esfalerita lo cual comúnmente se conoce como ef2 o esfalerita del tipo 2
- La alta relación de cobre-plomo (+10.67) estaría indicando que se harán muy visibles amarres de calcopirita con galena, o en su defecto la microscopia deberá confirmar si estos valores de cobre son del tipo sulfosal de cobre - arsénico, típico portador de plata.

- La relación de cobre-plata alta y positiva (+8.25) estaría confirmando la presencia de sulfosales de cobre arsenical portadores de valores de plata (cobres grises) del tipo tetraedrita.

5.3. Pruebas de Moliendabilidad

Se realizaron pruebas de moliendabilidad para muestras representativas de 1709 gramos de mineral, y 860 ml de agua, empleando un molino de 1'x1', el cual tiene una velocidad de 62 RPM y una carga de bolas que se representa en la tabla 12. Las pruebas de moliendabilidad se realizaron para tiempos de 3, 4, y 5 minutos. Los resultados de las pruebas de moliendabilidad, se detallan en las tablas 14, 15, y 16, así también, la curva de moliendabilidad y la ecuación que representa la operación de molienda se representa en la figura 11.

Tabla 12

Distribución de Bolas Molino 12"x12"

Tamaño	Cantidad de Bolas	Peso (Kg)
1 1/2"	85	21.301
1 1/4"	35	5.558
1"	162	12.719
3/4"	93	2.293
Total	290	20.57

Variación de pesos según tamaño y cantidad de las bolas.

Tabla 13*Análisis granulométrico para un tiempo de molienda de 3 minutos*

N° Mallas	Abertura (μm)	Peso (g) 1884.3	%peso f(x)	%Ac(+) G(x)	%Ac(-) F(x)	P(80)
+ m 10	2000	0.0	0.00	0.00	100.00	0.00
+ m 20	850	0.0	0.00	0.00	100.00	0.00
+ m 30	600	0.0	0.00	0.00	100.00	0.00
+ m 40	425	109.0	5.78	5.78	94.22	0.00
+ m 50	300	193.0	10.24	16.03	83.97	270.83
+ m 70	212	240.0	12.74	28.76	71.24	0.00
+ m 100	150	180.0	9.55	38.32	61.68	0.00
+ m 140	106	150.0	7.96	46.28	53.72	0.00
+ m 200	75	81.4	4.32	50.60	49.40	0.00
+ m 270	53	222.3	11.80	62.40	37.60	0.00
+ m 400	38	213.7	11.34	73.74	26.26	0.00
- m 400	0	494.8	26.26	100.00	0.00	0.00
Total		1884.3	100.0			270.83

De acuerdo con el análisis granulométrico el valor de P80 se determina en la malla +50.

Tabla 14*Análisis granulométrico para un tiempo de molienda de 4 minutos*

N° Mallas	Abertura (μm)	Peso (g) 1608.9	%peso f(x)	%Ac(+) G(x)	%Ac(-) F(x)	P(80)
+ m 10	2000	0.0	0.00	0.00	100.00	0.00
+ m 20	850	0.0	0.00	0.00	100.00	0.00
+ m 30	600	0.0	0.00	0.00	100.00	0.00
+ m 40	425	28.0	1.74	1.74	98.26	0.00
+ m 50	300	60.0	3.73	5.47	94.53	0.00
+ m 70	212	152.0	9.45	14.92	85.08	187.33
+ m 100	150	216.6	13.46	28.38	71.62	0.00
+ m 140	106	192.0	11.93	40.31	59.69	0.00
+ m 200	75	67.4	4.19	44.50	55.50	0.00
+ m 270	53	25.0	1.55	46.05	53.95	0.00
+ m 400	38	25.0	1.55	47.61	52.39	0.00
- m 400	0	843.0	52.39	100.00	0.00	0.00
Total		1608.9	100.0			187.33

De acuerdo con el análisis granulométrico el valor de P80 se determina en la malla +70.

Tabla 15

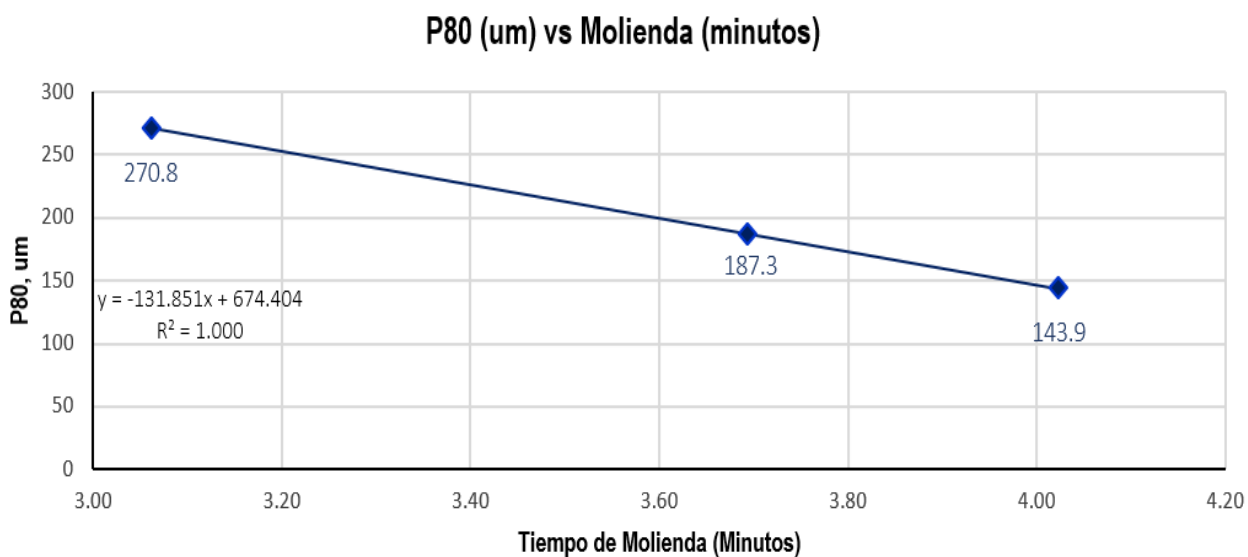
Análisis granulométrico para un tiempo de molienda de 5 minutos

N° Mallas	Abertura (μm)	Peso (g) 525.3	%peso f(x)	%Ac(+) G(x)	%Ac(-) F(x)	P(80)
+ m 10	2000	0.0	0.00	0.00	100.00	0.00
+ m 20	850	0.0	0.00	0.00	100.00	0.00
+ m 30	600	0.0	0.00	0.00	100.00	0.00
+ m 40	425	4.0	0.76	0.76	99.24	0.00
+ m 50	300	8.0	1.52	2.28	97.72	0.00
+ m 70	212	25.0	4.76	7.04	92.96	0.00
+ m 100	150	60.1	11.44	18.49	81.51	143.92
+ m 140	106	62.4	11.87	30.36	69.64	0.00
+ m 200	75	60.1	11.44	41.80	58.20	0.00
+ m 270	53	56.9	10.83	52.63	47.37	0.00
+ m 400	38	43.9	8.36	60.99	39.01	0.00
- m 400	0	204.91	39.01	100.00	0.00	0.00
Total		525.3	100.0			143.92

De acuerdo con el análisis granulométrico el valor de P80 se determina en la malla +100.

Figura 11

Moliendabilidad en función del tiempo y el P80



La pendiente de este gráfico es negativa, siendo que a mayor tiempo de molienda menor P80 resultante.

5.4. Proceso Estándar de Flotación Bulk

Se replicó el proceso de flotación bulk Cu-Pb a nivel de laboratorio, con la finalidad de tener resultados del proceso actual. Las condiciones de operación del proceso estándar se detallan en la tabla 16, y los resultados del proceso en el balance metalúrgico de la tabla 17.

Tabla 16

Condiciones de operación de la flotación bulk

Condición	Valor
Peso de mineral	1000 g
Granulometría	57. 8 % - 200 Malla
Rpm	1200
% Sólidos	42
ZnSO ₄ /NaHSO ₃	200 g/TM
NaCN	30 g/TM
pH	8.5
Tiempo acond. Depresores	5 minutos
Xantato Z-11	80 g/TM
Xantato Z-6	40 g/TM
AR-404	20 g/TM
MIBC	15 g/TM
Tiempo acond. Colectores	5 minutos
Tiempo de flotación	5 minutos

Datos obtenidos de acuerdo con las condiciones de planta concentradora Berna II a nivel industrial, las variables de granulometría, rpm y % Solidos pueden manipularse antes de ingresar a los circuitos de flotación, así mismo las concentraciones de los reactivos de flotación. Sin embargo, la actual granulometría permite liberar las partículas minerales de interés, la velocidad de agitación y porcentaje de solidos se mantiene de acuerdo con las condiciones industriales de las celdas de flotación Rougher.

Tabla 17*Balance metalúrgico de la flotación bulk*

Componentes	Peso	% Peso	Pb (%)	Zn (%)	Ley Cu (%)	Ag (Oz/TC)	Metálico				Recuperación (%)				Ratio
							Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	18.79	1.88	9.11	1.58	12.54	36.97	17.12	2.97	23.56	69.47	73.78	1.18	56.03	73.80	53.22
Medio Pb-Cu	28.33	2.83	0.97	0.71	4.51	1.64	2.75	2.01	12.78	4.65	11.84	0.80	30.38	4.94	
Relave	952.88	95.29	0.04	2.58	0.06	0.21	3.34	245.84	5.72	20.01	14.37	98.01	13.59	21.26	
Cabeza calculada			0.23	2.51	0.42	0.94	23.20	250.82	42.06	94.12	100.00	100.00	100.00	100.00	

Este balance representa la mejor prueba de la flotación bulk a nivel laboratorio, observándose un bajo desplazamiento de zinc en el bulk plomo cobre.

5.4.1. Evaluación del pH de Flotación

En base a los parámetros de operación de la flotación estándar, se evaluó la recuperación y calidad del concentrado de Pb-Cu en función de el pH de flotación, para valores de 8, 9, y 10. Los resultados de las pruebas experimentales se describen en los balances metalúrgicos de las tablas 19, 20 y 21.

Tabla 18*Prueba a un pH = 8*

Componentes	Peso	% Peso	Pb (%)	Zn (%)	Ley Cu (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Metálico			Recuperación (%)				Ratio
								Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	16.78	1.68	9.02	2.06	10.21	32.57	15.14	3.46	17.13	54.65	71.38	1.35	47.30	73.07	59.59
Medio Pb-Cu	18.96	1.90	0.15	0.47	4.98	1.47	0.28	0.89	9.44	2.79	1.34	0.35	26.07	3.73	
Relave	964.26	96.43	0.06	2.61	0.10	0.18	5.79	251.67	9.64	17.36	27.28	98.30	26.62	23.21	
Cabeza calculada			0.21	2.56	0.36	0.75	21.21	256.02	36.22	74.80	100.00	100.00	100.00	100.00	

Prueba de flotación estándar para evaluar el pH, se observa un desplazamiento de 2.06% consecuentemente una recuperación de 1.35 %.

Tabla 19*Prueba a un pH = 9*

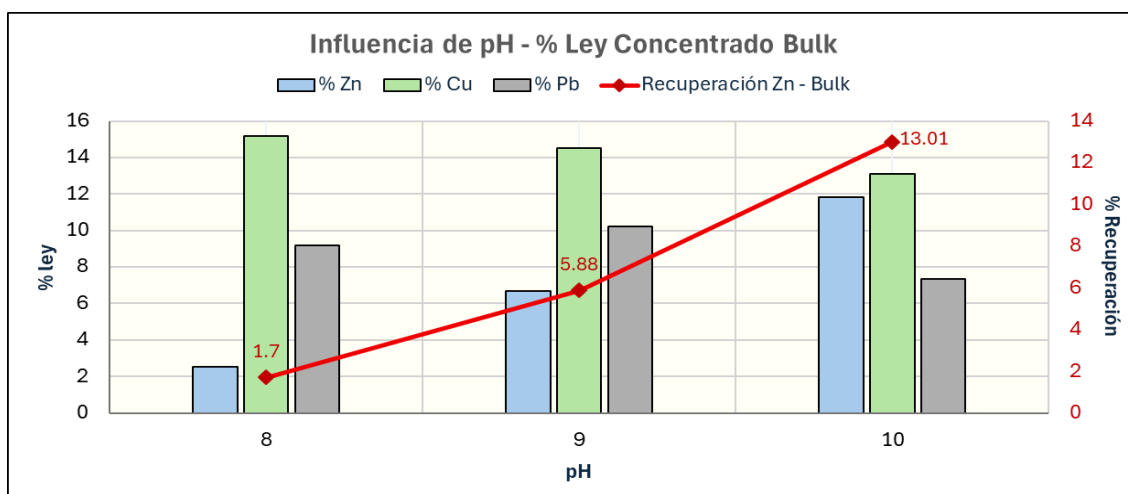
Componentes	Peso	% Peso	Pb (%)	Zn (%)	Ley Cu (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Metálico			Recuperación (%)				Ratio
								Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	21.14	2.11	9.85	5.89	10.89	30.47	20.82	12.45	23.02	64.41	80.11	4.80	53.94	67.42	47.30
Medio Pb-Cu	35.87	3.59	0.39	0.78	3.64	1.58	1.40	2.80	13.06	5.67	5.38	1.08	30.59	5.93	
Relave	942.99	94.30	0.04	2.59	0.07	0.27	3.77	244.23	6.60	25.46	14.51	94.12	15.47	26.65	
Cabeza calculada			0.26	2.59	0.43	0.96	25.99	259.48	42.68	95.54	100.00	100.00	100.00	100.00	

Prueba de flotación estándar para evaluar el pH, se observa un desplazamiento de 5.89% consecuentemente una recuperación de 4.80 %.

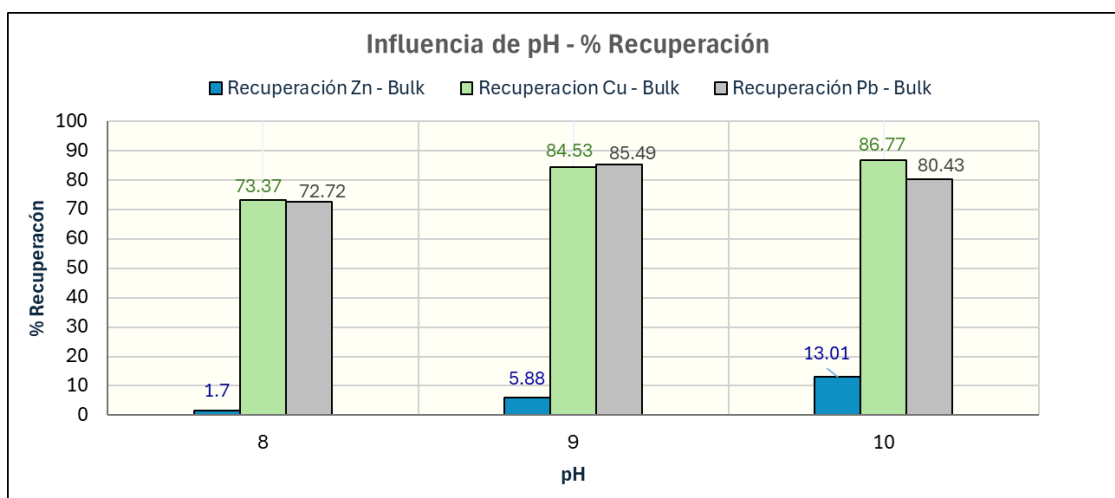
Tabla 20*Prueba a un pH = 10*

Componentes	Peso	% Peso	Pb (%)	Ley			Ag (Oz/TC)	Pb	Metálico			Recuperación (%)				Ratio
				Zn (%)	Cu (%)				Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00														
Bulk Pb-Cu	25.68	2.57	7.04	8.97	10.98	20.89	18.08	23.03	28.20	53.65	75.74	8.68	66.56	59.18	38.94	
Medio Pb-Cu	40.01	4.00	0.28	2.87	2.14	0.14	1.12	11.48	8.56	0.56	4.69	4.33	20.21	0.62		
Relave	934.31	93.43	0.05	2.47	0.06	0.39	4.67	230.77	5.61	36.44	19.57	86.99	13.23	40.20		
Cabeza calculada			0.24	2.65	0.42	0.91	23.87	265.29	42.36	90.64	100.00	100.00	100.00	100.00		

Prueba de flotación estándar para evaluar el pH, se observa un desplazamiento de 8.97 % consecuentemente una recuperación de 8.68 %.

Figura 12*Influencia del pH en la ley de concentrado Bulk*

La figura muestra la tendencia directa del pH con el desplazamiento de Zn en el concentrado Bulk Cu - Pb. La línea Roja indica esta misma tendencia en la recuperación de Zn en el concentrado bulk.

Figura 13*Influencia del pH en la recuperación de Zn, Cu y Pb*

La figura muestra la influencia del pH en la recuperación de las especies minerales de Zn, Cu y Pb, resulta evidente la relación directa del incremento del desplazamiento del Zn en el Bulk ante el incremento del pH.

5.4.2. Evaluación de Depresores de Zn

Habiendo determinado el pH de flotación, se evaluó la dosificación del reactivo complejo $\text{ZnSO}_4/\text{NaHSO}_3$, teniendo en cuenta la dosificación de 200 g/TM del proceso estándar. Se realizaron 3 pruebas de flotación para evaluar la recuperación y calidad del concentrado de Pb-Cu en función de la dosificación de depresor complejo $\text{ZnSO}_4/\text{NaHSO}_3$, para valores de 300, 400, y 500 g/TM de dicho reactivo. Los resultados de las pruebas metalúrgicas se describen en las tablas 22, 23, y 24.

Tabla 21

Prueba $\text{ZnSO}_4/\text{NaHSO}_3 = 300$ g/TM

Componentes	Peso	% Peso	Pb (%)	Zn (%)	Ley Cu (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Metálico			Recuperación (%)				Ratio
								Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	15.87	1.59	8.57	1.27	9.45	27.44	13.60	2.02	15.00	43.55	63.17	0.78	37.42	55.27	63.01
Medio Pb-Cu	28.77	2.88	0.10	0.33	2.74	0.96	0.29	0.95	7.88	2.76	1.34	0.37	19.67	3.51	
Relave	955.36	95.54	0.08	2.69	0.18	0.34	7.64	256.99	17.20	32.48	35.50	98.86	42.91	41.23	
Cabeza calculada			0.22	2.60	0.40	0.79	21.53	259.96	40.08	78.79	100.00	100.00	100.00	100.00	

Prueba de flotación estándar para evaluar el reactivo complejo $\text{ZnSO}_4/\text{NaHSO}_3$.

Tabla 22

Prueba $ZnSO_4/NaHSO_3 = 400$ g/TM

Componentes	Peso	% Peso	Pb (%)	Zn (%)	Ley Cu (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Metálico			Recuperación (%)				Ratio
								Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	16.34	1.63	7.45	1.11	7.44	24.34	12.17	1.81	12.16	39.77	57.81	0.70	29.56	49.41	61.20
Medio Pb-Cu	31.22	3.12	0.10	0.28	1.04	0.84	0.31	0.87	3.25	2.62	1.48	0.34	7.90	3.26	
Relave	952.44	95.24	0.09	2.71	0.27	0.40	8.57	258.11	25.72	38.10	40.71	98.97	62.54	47.33	
Cabeza calculada			0.21	2.61	0.41	0.80	21.06	260.80	41.12	80.49	100.00	100.00	100.00	100.00	

Prueba de flotación estándar para evaluar el reactivo complejo $ZnSO_4/NaHSO_3$.

Tabla 23

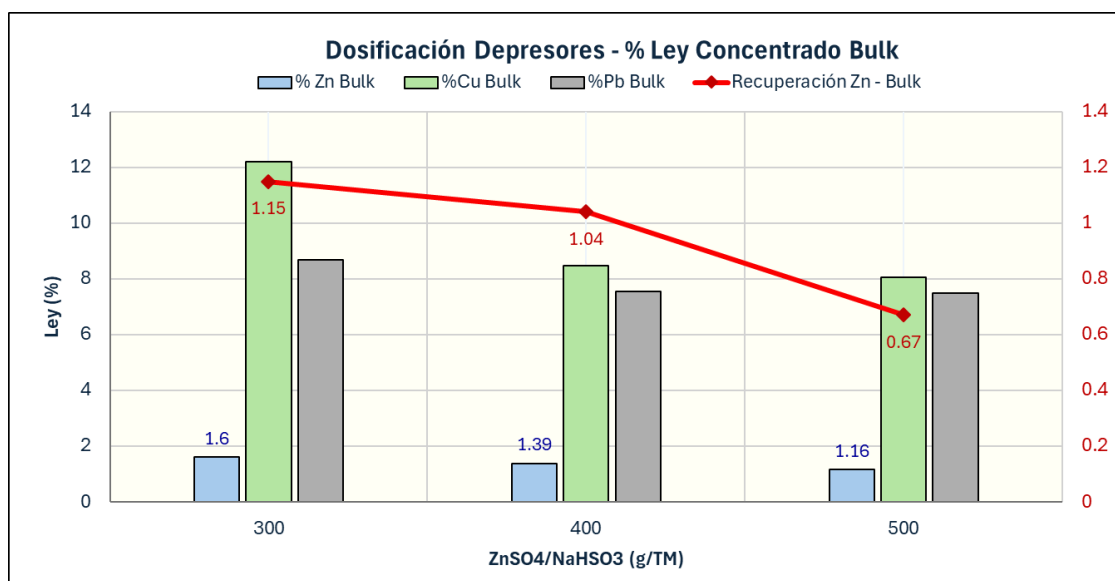
Prueba $ZnSO_4/NaHSO_3 = 500$ g/TM

Componentes	Peso	% Peso	Pb (%)	Zn (%)	Ley Cu (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Metálico			Recuperación (%)				Ratio
								Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	13.74	1.374	7.38	1.02	7.09	18.63	10.14	1.40	9.74	25.60	50.63	0.54	23.22	31.73	72.78
Medio Pb-Cu	24.32	2.432	0.11	0.14	0.98	0.1	0.27	0.34	2.38	0.24	1.34	0.13	5.68	0.30	
Relave	961.94	96.194	0.1	2.7	0.31	0.57	9.62	259.72	29.8	54.83	48.03	99.33	71.09	67.97	
Cabeza calculada			0.20	2.61	0.42	0.81	20.03	261.47	41.95	80.67	100.00	100.00	100.00	100.00	

Prueba de flotación estándar para evaluar el reactivo complejo $ZnSO_4/NaHSO_3$.

Figura 14

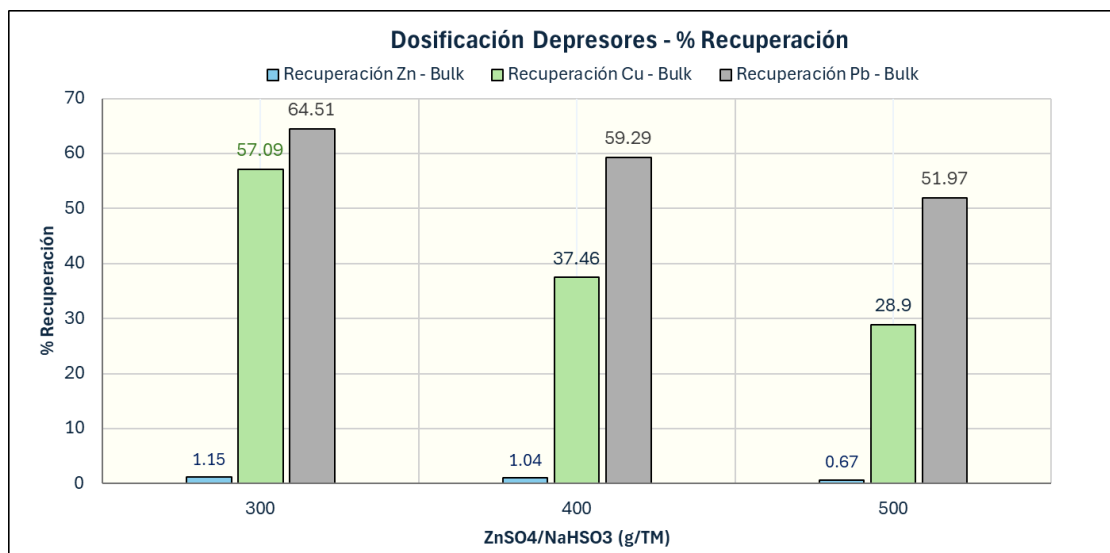
Influencia de la dosificación de depresores en la ley de concentrado Bulk.



La figura muestra la tendencia inversa de la dosificación del complejo depresor con el desplazamiento de Zn en concentrado bulk Cu-Pb. La línea Roja indica esta misma tendencia en la recuperación del Zn en el concentrado bulk.

Figura 15

Influencia del complejo depresor ZnSO4/NaHSO3 en la recuperación de Zn, Cu y Pb.



Influencia en la dosificación del complejo depresor en la recuperación del Zn en el Bulk y su efecto en las recuperaciones de Cu y Pb. En esta figura podemos concluir que la mejor dosificación para este caso es de 300 g/TM. Con ello aseguramos minimizar el desplazamiento de las especies minerales de cobre y plomo al relave rougher

5.4.3. Evaluación de la Dosificación de Xantatos

Debido a que el mineral tratado se procesa de forma continua en la planta, se replicarán algunas de las condiciones operativas de flotación para evitar realizar pruebas que no aporten al objetivo final, para lo cual se realizó un diseño experimental factorial de 2 factores que corresponden a la dosificación de los reactivos Xantatos Z-11 y Z-6 dosificados en forma de mezclas, 2 niveles, 2 réplicas y 2 puntos ventarles. La tabla 25 representa los valores mínimos y máximos de las variables independientes, y la tabla 26 representa el diseño de pruebas metalúrgicas a realizar, bajo las condiciones estándar de operación que se detallan en la tabla 17.

Tabla 24

Valores de dosificación mínimos y máximos

Dosificación	Xantato Z-11 (g/TM)	Xantato Z-6 (g/TM)
Valor mínimo	30	30
Valor máximo	90	60

Se definen los valores extremos para los reactivos colectores en el proceso de flotación.

Tabla 25

Diseño de las pruebas de flotación bulk Cu-Pb

Orden Corrida	Pt Central	Bloques	Z-11 (g/TM)	Z-6 (g/TM)
1	1	1	30	30
2	1	1	90	30
3	1	1	30	60
4	1	1	90	60
5	1	1	30	30
6	1	1	90	30
7	1	1	30	60
8	1	1	90	60
9	0	1	60	45
10	0	1	60	45

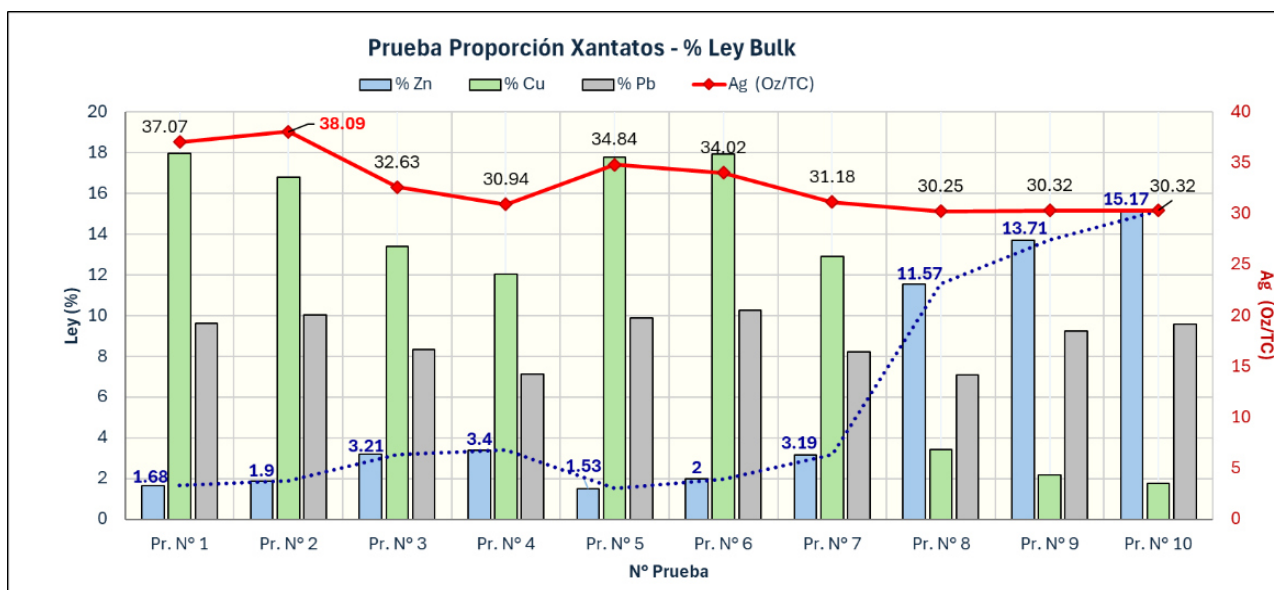
Se define el diseño de las pruebas experimentales teniendo en cuenta la tabla anterior.

5.4.4. Resultados de las Pruebas de Flotación Bulk Cu-Pb

La mejor recuperación de Pb y Cu se obtuvo en la prueba metalúrgica N°2 del diseño de pruebas, alcanzando valores de 87.25 % y 88.51%, respectivamente, con una calidad de 9.67 % de Pb y 12.97% de Cu. Los valores mencionados emplearon 90 g/TM de Z-11 y 30 g/TM de Z-6, además, lograron concentrar plata con una ley de 36.55 Oz/TC. Considerando el desplazamiento de Zn en el bulk de 1.27% la prueba se cataloga como exitosa. El total de los resultados se detallan en los balances metalúrgicos del anexo 2; así mismo las siguientes gráficas muestran los resúmenes de las pruebas.

Figura 16

Tendencia del desplazamiento de la ley de Zn, Cu y Pb en el concentrado Bulk.

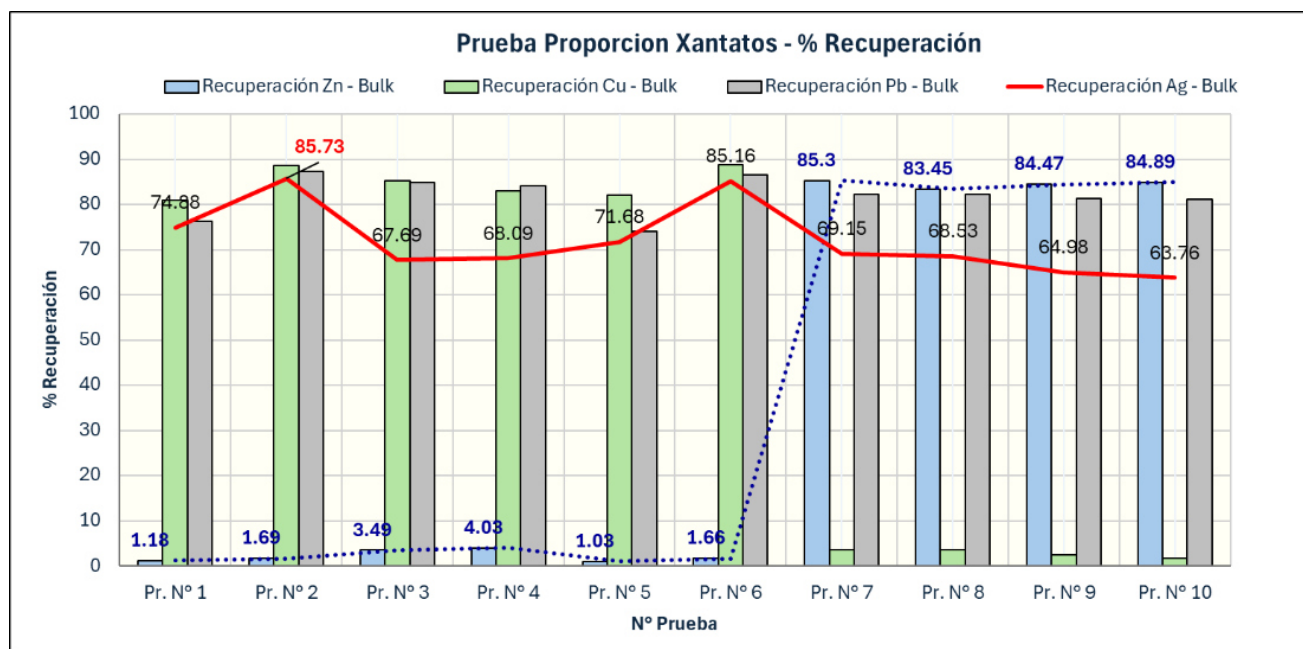


La figura muestra el comportamiento de la ley de Zn en las diversas pruebas de flotación siendo la prueba N°5 que registra el menor valor (1.53% de Zn) en el concentrado Bulk Cu-Pb. Sin embargo, la prueba N°2 maximiza la ley de plata obtenida superando a la prueba N°5 (38.09% para la prueba 2 y 34.84% para la prueba 5).

La línea de tendencia punteada azul muestra el comportamiento de la ley de Zn para una mejor apreciación gráfica.

Figura 17

Tendencia de recuperación de Zn, Cu y Pb.



La figura muestra la tendencia del comportamiento de la recuperación del Zn en las diversas pruebas de flotación considerando diferentes proporciones de xantatos Z-11 y Z-6, entre ellas destaca la prueba N°5 que muestra un bajo porcentaje de recuperación sin embargo la prueba 2 muestra un mejor escenario pues la recuperación de plata es superior en 14.05%. Cabe resaltar el comportamiento de la ley recuperación de Zn a partir de las pruebas 7 a la 10 donde el desplazamiento es extremadamente alto.

5.4.4.1 Análisis de la Varianza para la Recuperación de Pb

El ANOVA para la recuperación de Pb determinó que la variable dosificación de reactivo Z-11 ejerce la mayor contribución de 50 %, seguido de la interacción de los reactivos Xantatos con un valor de 32 %, por último, la variable dosificación de Z-6 ejerce una contribución de 12 %, tal y como se puede observar en la tabla 37.

Tabla 26

Anova de la recuperación de Pb

Fuente	GL	SC Sec.	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	3	159.93	0.94	159.93	53.31	32.58	0.00
Lineal	2	104.82	0.62	104.82	52.41	32.03	0.00
Z-11 (g/TM)	1	85.30	0.50	85.30	85.30	52.13	0.00
Z-6 (g/TM)	1	19.52	0.12	19.52	19.52	1.93	0.01
Interacción doble	1	55.10	0.32	55.10	55.10	33.67	0.00
Z-11 (g/TM)*Z-6 (g/TM)	1	55.10	0.32	55.10	55.10	33.67	0.00
Error	6	9.82	0.06	9.82	1.64		
Curvatura	1	2.84	0.02	2.84	2.84	2.04	0.21
Error puro	5	6.98	0.04	6.98	1.40		
Total	9	169.74	1.00				

La contribución del reactivo Z-11 es mayor comparado con el reactivo Z-6.

5.4.2.1.1. Modelo para la Recuperación de Pb

En base a los resultados de las pruebas del diseño se determinó un modelo matemático que describe la recuperación de Pb en el proceso de flotación, la cual presentó un coeficiente de correlación ajustado del 94.22 %, indicando confiabilidad en el modelo. El total de los valores de los coeficientes de correlación se describen en la tabla 38.

$$\text{Rec. Pb (\%)} = 55.37 + 0.3713 \times \text{Z-11 (g/TM)} + 0.4541 \times \text{Z-6 (g/TM)} - 0.00583 \times \text{Z-11 (g/TM)} \times \text{Z-6 (g/TM)}$$

Tabla 27*Resumen del análisis de recuperación de Pb*

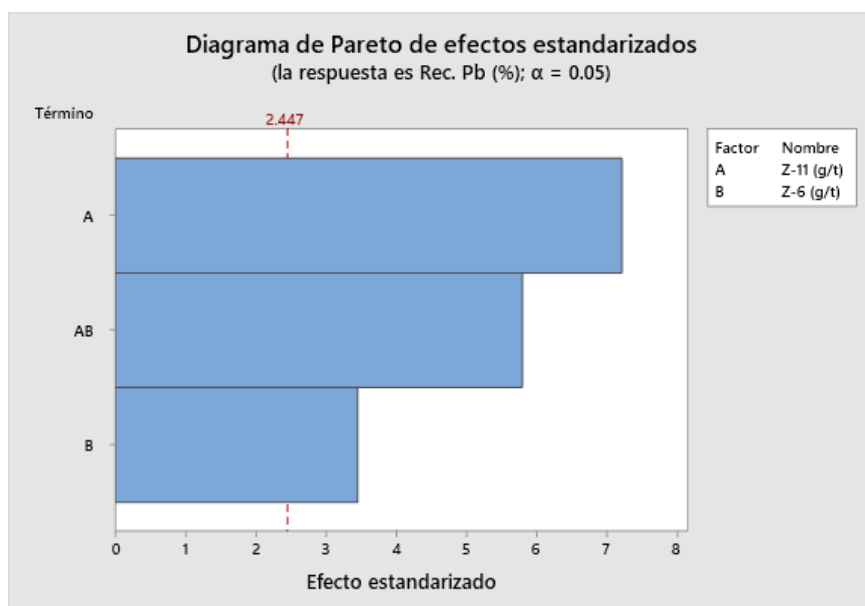
S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	PRESS	R-cuad. (pred)	AICc	BIC
1.27918	94.22%	91.32%	30.1159	82.26%	53.19	39.71

El R-cuadrado predictivo determina la confiabilidad del análisis.

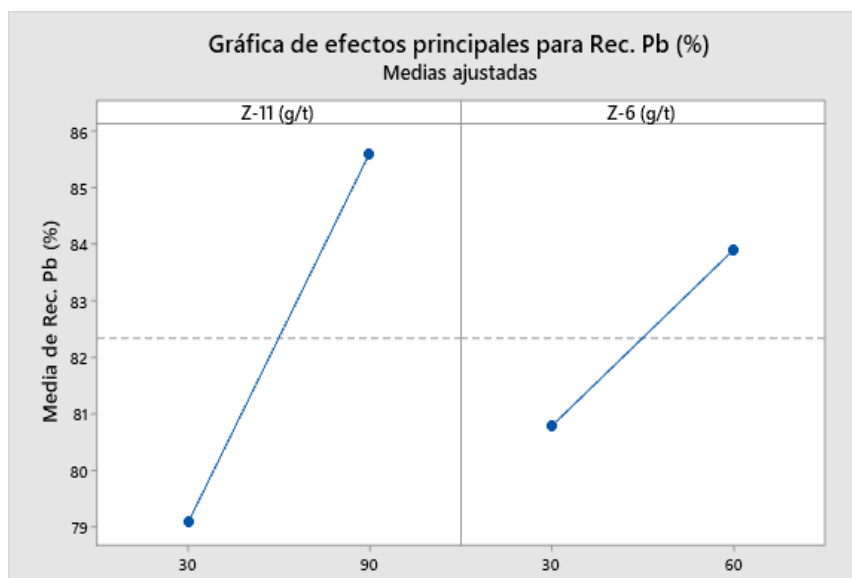
5.4.2.1.2. *Análisis de las Variables para la Recuperación de Pb*

El gráfico de Pareto de la figura 12 demuestra que la variable dosificación de reactivo Z-11 fue la de mayor significancia, seguido de la interacción de las variables dobles y la dosificación de Z-6.

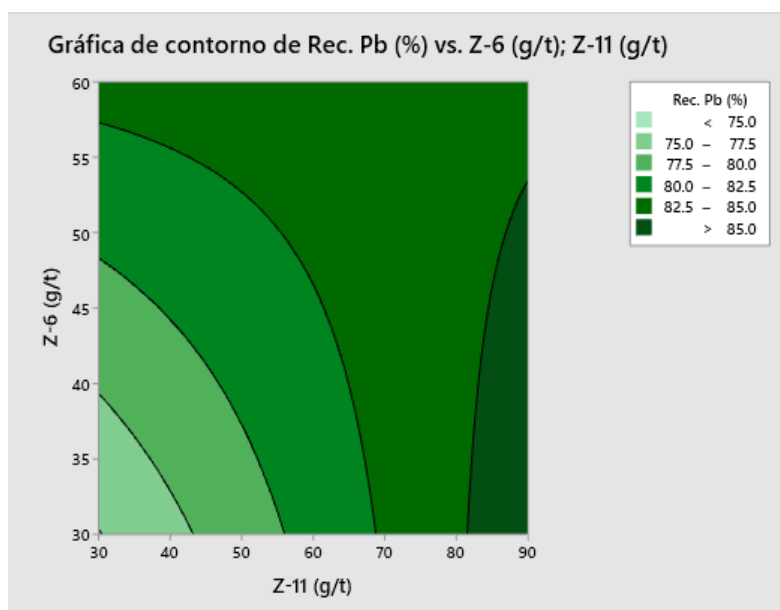
La gráfica factorial de la figura 13, nos demuestra que para mientras aumenta la dosificación de reactivo Z-11 y Z-6, los valores de recuperación de Pb aumentan, sin embargo, la pendiente que representa la dosificación es Z-11, tiene una mayor pendiente, de tal manera que se dice que el proceso de recuperación de dicho metal es más sensible a la dosificación de Z-11. Por último, se presenta la gráfica de contornos para la recuperación de Pb en la figura 14, la cual describe para distintos valores de dosificación de reactivos, la recuperación de Pb representada por áreas sombreadas.

Figura 18*Pareto de la recuperación de Pb*

El reactivo Z-11 tiene mayor nivel de significancia respecto al reactivo Z-6.

Figura 19*Efectos principales para la recuperación de Pb*

El proceso demuestra mayor sensibilidad al incrementar la dosificación del reactivo Z-11 comparado con la pendiente del reactivo Z-6.

Figura 20*Contornos de la recuperación de Pb*

La figura describe las distintas recuperaciones de plomo, el área mas oscura ubicada al lado derecho representa la mayor recuperación en función a la dosificación de reactivos Z-11 y Z-6.

5.4.2.2. Análisis de la Varianza para la Recuperación de Cu

El ANOVA para la recuperación de Cu determinó la mayor contribución de la interacción de los reactivos Z-11 y Z-6, con un valor de contribución de 73%, seguido de la dosificación de Z-11 con un valor de 23%, tal y como se puede observar en la tabla 39.

Tabla 28*Anova de la recuperación de Cu*

Fuente	GL	SC Sec.	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	3	57.10	0.99	57.10	19.03	132.12	0.00
Lineal	2	14.62	0.25	14.62	7.31	50.75	0.00
Z-11 (g/TM)	1	13.45	0.23	13.45	13.45	93.38	0.00
Z-6 (g/TM)	1	1.17	0.02	1.17	1.17	8.11	0.03
Interacción doble	1	42.48	0.73	42.48	42.48	294.87	0.00
Z-11 (g/TM)*Z-6 (g/TM)	1	42.48	0.73	42.48	42.48	294.87	0.00
Error	6	0.86	0.01	0.86	0.14		
Curvatura	1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01	0.91
Error puro	5	0.86	0.01	0.86	0.17		
Total	9	57.96	1.00				

La contribución del reactivo Z-11 es mayor.

5.4.2.2.1. *Modelo para la Recuperación de Cu*

A continuación, se describe un modelo matemático que describe la recuperación de Cu en función de las dosificaciones de reactivos Z-11 y Z-6, la cual presentó un coeficiente de correlación ajustado del 97.76 %, tal y como se observa en la tabla 40.

$$\text{Rec. Cu (\%)} = 69.382 + 0.2736 \times \text{Z-11 (g/TM)} + 0.2818 \times \text{Z-6 (g/TM)} - 0.005120 \times \text{Z-11 (g/TM)} \times \text{Z-6 (g/TM)}$$

Tabla 29*Resumen del análisis de recuperación de Cu*

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	PRESS	R-cuad. (pred)	AICc	BIC
0.379536	98.51%	97.76%	2.9228	94.96%	28.89	15.41

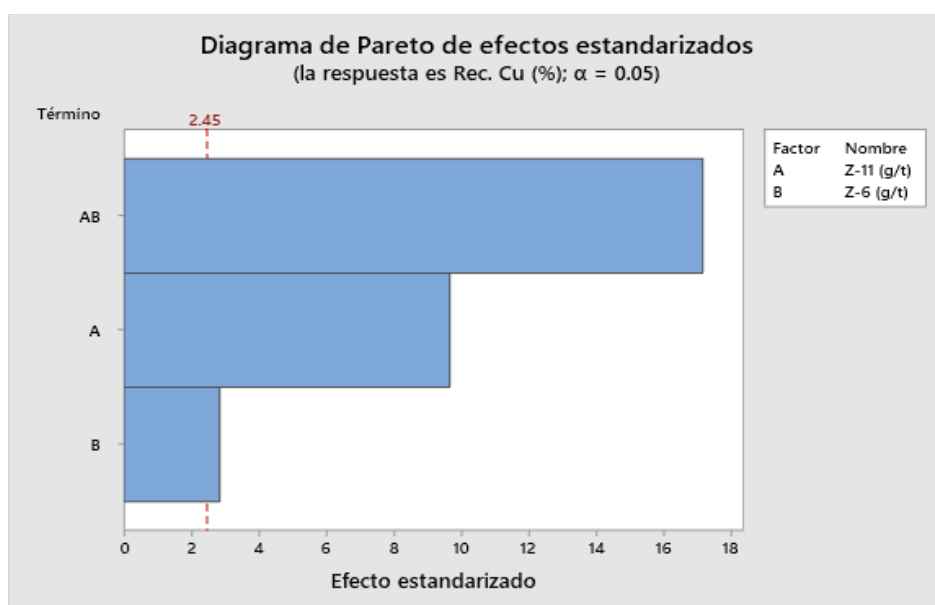
El R-cuadrado predictivo determina la confiabilidad del análisis.

5.4.2.2.2. *Análisis de las Variables para la Recuperación de Cu*

La gráfica de Pareto de la figura 15, demuestra la mayor significancia de la interacción de los reactivos, para la recuperación de Cu, y la gráfica factorial de la figura 16 demuestra que a mayores valores de dosificación de Z-11 la recuperación aumenta, por otro lado, los valores de recuperación decrecen al aumentar la dosificación de reactivos, por lo que hace necesario optimizar la dosificación de estos reactivos. Por último, la figura 17 representa una gráfica de contornos para la recuperación de Cu en función de las dosificaciones de los reactivos, esta gráfica nos permite poder estimar resultados para distintos valores de dosificación.

Figura 21

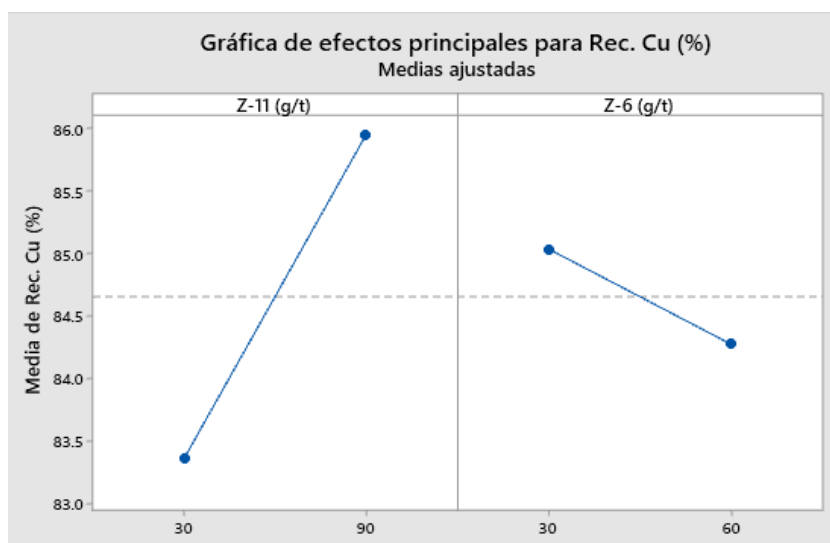
Pareto de la recuperación de Cu



El reactivo Z-11 tiene mayor nivel de significancia respecto al reactivo Z-6.

Figura 22

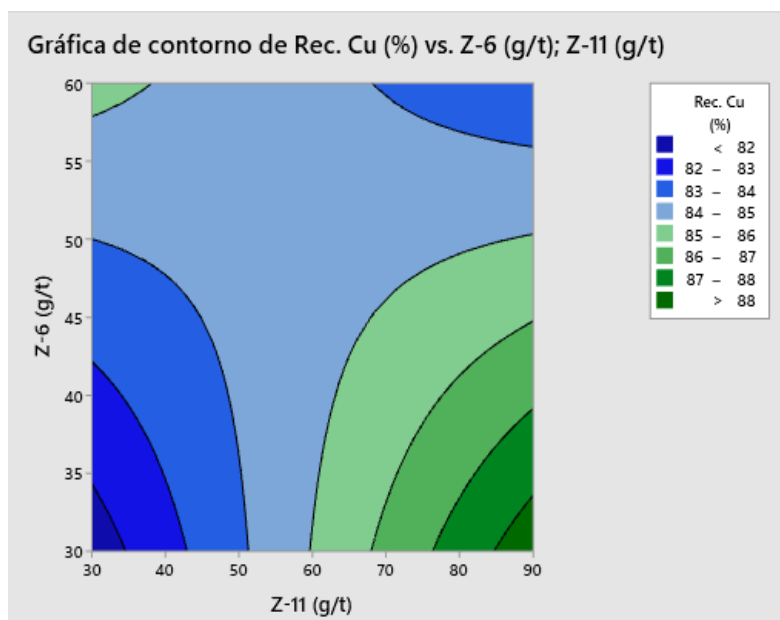
Efectos principales para la recuperación de Cu



El proceso demuestra mayor sensibilidad al incrementar la dosificación del reactivo Z-11 comparado con la pendiente del reactivo Z-6.

Figura 23

Contornos de la recuperación de Cu



Con ocho variaciones de contornos. La figura describe las distintas recuperaciones de cobre, el área más oscura (verde) ubicada al lado inferior derecho representa la mayor recuperación en función a la dosificación de reactivos Z-11 y Z-6.

5.4.2.3. Análisis de la Varianza para la Ley de Pb

El ANOVA para la ley de Pb en el concentrado determinó la mayor contribución de la dosificación de Z-6, con un valor de 86%, además, la interacción de las variables dobles presentó un valor de contribución de 9%, y 3 % con respecto a la dosificación de Z-11, tal y como se puede observar en la tabla 41.

Tabla 30

Anova de la ley de Pb

Fuente	GL	SC Sec.	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	3	9.37	0.98	9.37	3.12	130.39	0.00
Lineal	2	8.50	0.89	8.50	4.25	177.39	0.00
Z-11 (g/TM)	1	0.30	0.03	0.30	0.30	12.38	0.01
Z-6 (g/TM)	1	8.20	0.86	8.20	8.20	342.41	0.00
Interacción doble	1	0.87	0.09	0.87	0.87	36.37	0.00
Z-11 (g/TM)*Z-6 (g/TM)	1	0.87	0.09	0.87	0.87	36.37	0.00
Error	6	0.14	0.02	0.14	0.02		
Curvatura	1	0.09	0.01	0.09	0.09	7.98	0.04
Error puro	5	0.06	0.01	0.06	0.01		
Total	9	9.51	1.00				

La contribución del reactivo Z-6 es mayor respecto al reactivo Z-11.

5.4.2.3.1. Modelo para la Ley de Pb

Se describe la siguiente ecuación, que representa la calidad de Pb en el concentrado bulk, presentando un coeficiente de correlación ajustado del 97.73%, tal y como se describe en la tabla 42.

$$\text{Ley Pb (\%)} = 10.109 + 0.02658 \times \text{Z-11 (g/TM)} - 0.02350 \times \text{Z-6 (g/TM)} - 0.000733 \times \text{Z-11 (g/TM)} \times \text{Z-6 (g/TM)}$$

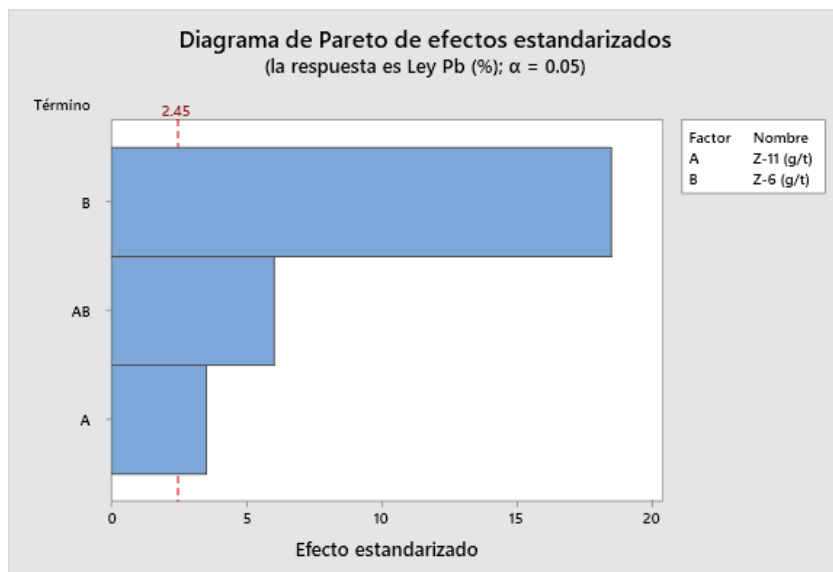
Tabla 31*Resumen del análisis de ley de Pb*

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	PRESS	R-cuad. (pred)	AICc	BIC
0.154763	98.49%	97.73%	0.288892	96.96%	10.95	-2.53

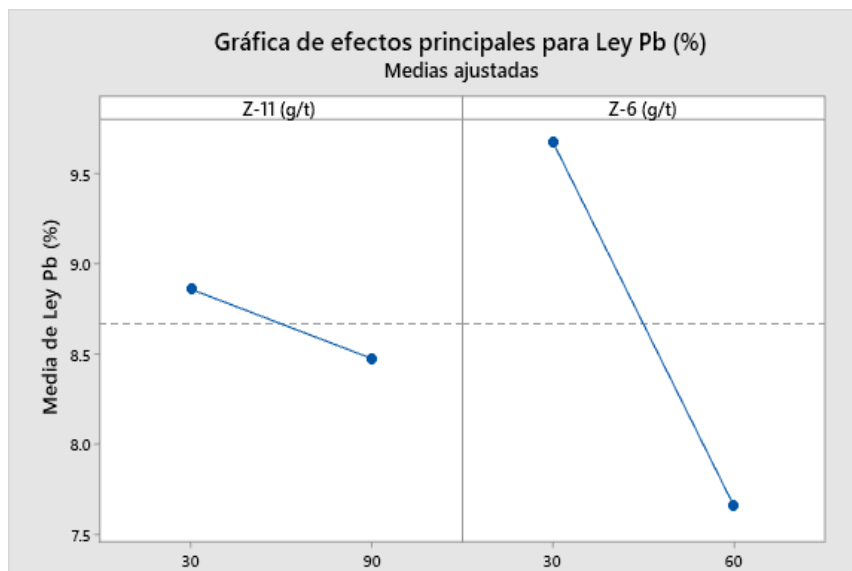
El R-cuadrado predictivo determina la confiabilidad del análisis.

5.4.2.3.2. *Análisis de las Variables para la Ley de Pb*

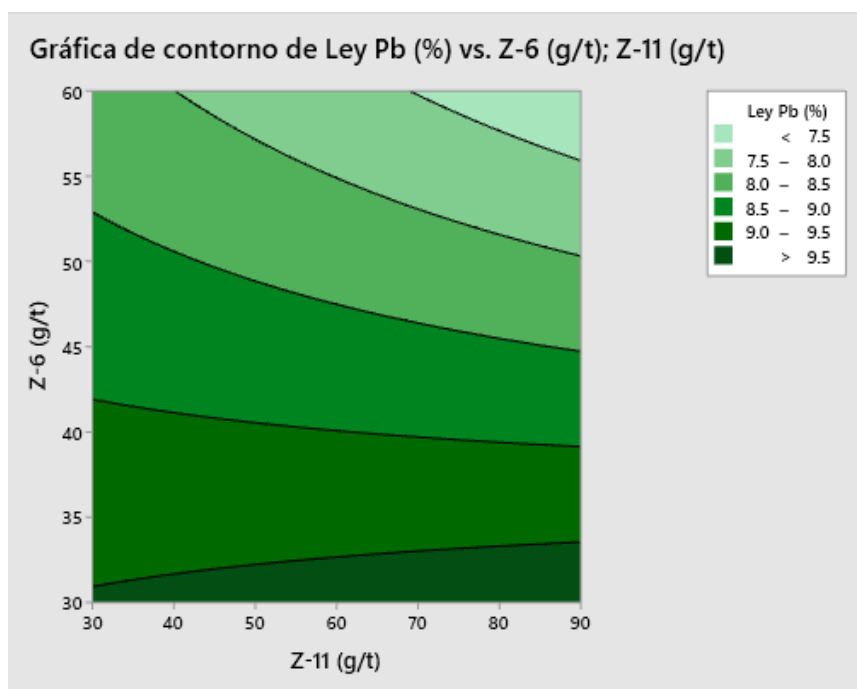
La gráfica de Pareto de la figura 18, representa la significancia de las variables independientes para la ley de Pb en el concentrado, determinando que la dosificación de Z-6 es determinante para controlar la ley de Pb, seguido de la interacción de los reactivos, y la dosificación de Z-11, estos últimos con menores valores de significancia. La gráfica factorial de la figura 19, demuestra que a mayores valores de Z-6, la calidad del concentrado disminuye, razón por la cual se hace necesario optimizar la dosificación de este reactivo, para no perjudicar la calidad del elemento metálico en el concentrado. Por último, la gráfica de contornos de la figura 20 observamos la calidad del concentrado de Pb representada por áreas de colores, la cual permite observar la recuperación para distintos valores de dosificación.

Figura 24*Pareto de la ley de Pb*

El reactivo Z-6 tiene mayor nivel de significancia respecto al reactivo Z-6.

Figura 25*Efectos principales para la ley de Pb*

El proceso demuestra mayor sensibilidad al incrementar la dosificación del reactivo Z-6 comparado con la pendiente del reactivo Z-11.

Figura 26*Contornos de la ley de Pb*

Con seis variaciones de contornos. La figura describe las distintas leyes de plomo, el área más oscura ubicada al lado inferior representa la mayor ley de plomo en función a la dosificación de reactivos Z-11 y Z-6.

5.4.2.4. Análisis de la Varianza para la Ley de Cu

El análisis de la varianza de la ley de Cu en el concentrado, determinaron la mayor contribución de la dosificación de Z-6, con un valor de 84.86%, por otro lado, la variable de dosificación de Z-11 y la interacción de ambos, no fueron significativos, tal y como se observa en la tabla 43.

Tabla 32*Anova de la ley de Cu*

Fuente	GL	SC Sec.	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	3	17.8022	88.90%	17.8022	5.9341	16.01	0.003
Lineal	2	17.0209	84.99%	17.0209	8.5104	22.96	0.002
Z-11 (g/TM)	1	0.0264	0.13%	0.0265	0.0265	0.07	0.798
Z-6 (g/TM)	1	16.9945	84.86%	16.9944	16.9944	45.85	0.001
Interacción doble	1	0.7812	3.90%	0.7812	0.7812	2.11	0.197
Z-11 (g/TM)*Z-6 (g/TM)	1	0.7812	3.90%	0.7812	0.7812	2.11	0.197
Error	6	2.2239	11.10%	2.2239	0.3706		
Curvatura	1	1.4364	7.17%	1.4364	1.4364	9.12	0.029
Error puro	5	0.7875	3.93%	0.7875	0.1575		
Total	9	20.026	100.00%				

La contribución del reactivo Z-6 es mayor comparado al reactivo Z-11.

5.4.2.4.1. Modelo para la Ley de Cu

La ecuación describe la ley de Cu en el concentrado bulk, en función de la dosificación de los reactivos Z- y Z-6, con un coeficiente de correlación ajustado del 83.34%, tal y como se observa en la tabla 44.

$$\text{Ley Cu(\%)} = 13.72 + 0.0293 \times \text{Z-11 (g/TM)} - 0.0555 \times \text{Z-6 (g/TM)} - 0.000694 \times \text{Z-11 (g/TM)} \times \text{Z-6 (g/TM)}$$

Tabla 33*Resumen del análisis de ley de Cu*

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	PRESS	R-cuad. (pred)	AICc	BIC
0.608805	88.90%	83.34%	5.11675	74.45%	38.35	24.86

El R-cuadrado predictivo determina la confiabilidad del análisis.

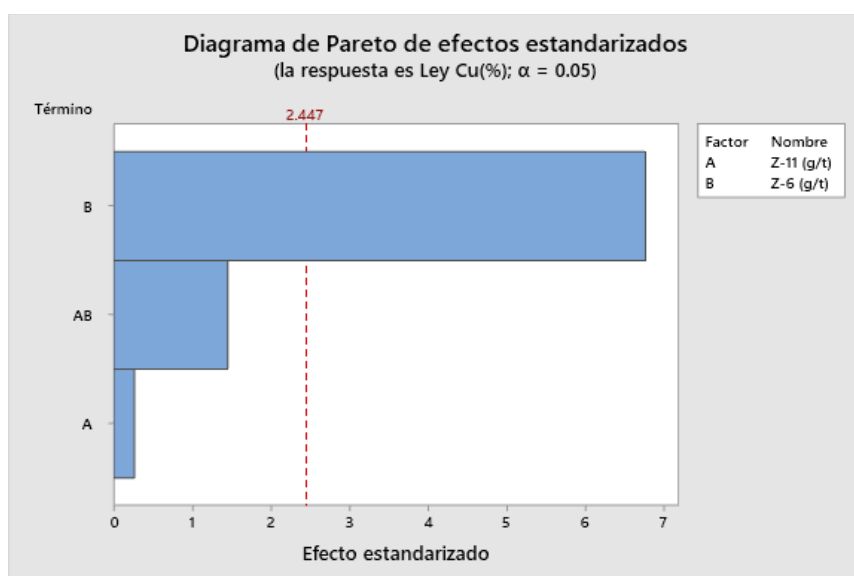
5.4.2.4.2. *Análisis de las variables para la ley de Cu en el concentrado*

En el Pareto de la figura 21 podemos observar que la dosificación de Z-6 es la única variable significativa para determinar la ley de Cu en el bulk. Además, la gráfica factorial de la figura 22 demuestra que para mayores valores de dosificación de Z-6 la ley de Cu decrece.

Por último, la gráfica de contornos de la figura 23 representa la ley de Cu representadas por las áreas sombreadas, en función de las variables de dosificación de reactivos xantatos.

Figura 27

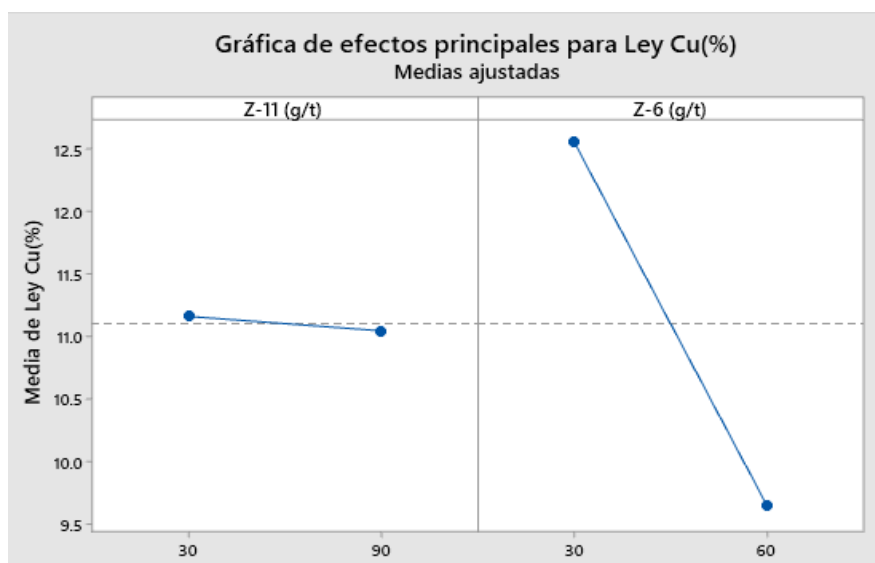
Pareto de la ley de Cu



El reactivo Z-6 tiene mayor nivel de significancia respecto al reactivo Z-6.

Figura 28

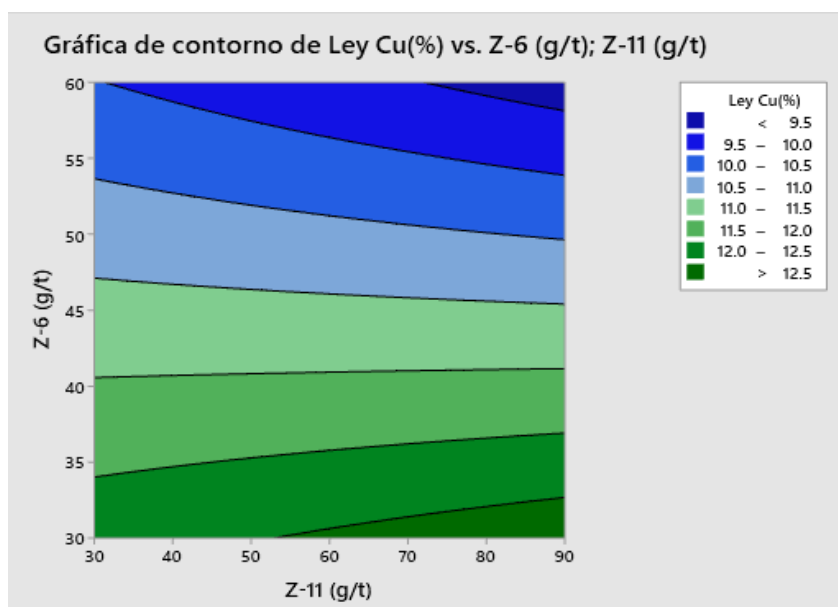
Efectos principales para la ley de Cu



El proceso demuestra mayor sensibilidad al incrementar la dosificación del reactivo Z-6 comparado con la pendiente del reactivo Z-11.

Figura 29

Contornos de la ley de Cu



Con ocho variaciones de contornos. La figura describe las distintas leyes de cobre, el área más oscura (verde) ubicada al lado inferior derecho representa la mayor recuperación en función a la dosificación de reactivos Z-11 y Z-6.

5.4.2.5. Optimización de Variables

Se determinó la optimización de las variables independientes de dosificación de Xantatos, para maximizar la recuperación y calidad de Pb y Cu, y minimizar el desplazamiento de Zn, tal y como se puede observar en la tabla 45. Los valores óptimos fueron de 90 g/TM de Z-11 y 30 g/TM de Z-6, logrando obtener 88.64 % de recuperación de Cu con una calidad de 12.82%, y 86.66 % de Pb con una calidad de 9.82 %, tal y como se observa en la tabla 46. La figura 24 representa la gráfica de optimización de las variables estudiadas.

Tabla 34

Rangos de las variables para la optimización

Respuesta	Meta	Inferior	Objetivo	Superior	Ponderación	Importancia
Ley Ag (Oz/TC)	Máximo	29.84	36.55		1.00	1.00
Ley Cu(%)	Máximo	9.41	13.04		1.00	1.00
Ley Pb (%)	Máximo	7.04	9.87		1.00	1.00
Rec. Zn (%)	Mínimo		1.03	4.46	1.00	1.00
Rec. Ag (%)	Máximo	63.76	85.72		1.00	1.00
Rec. Cu (%)	Máximo	80.85	88.75		1.00	1.00
Rec. Pb (%)	Máximo	74.04	87.25		1.00	1.00

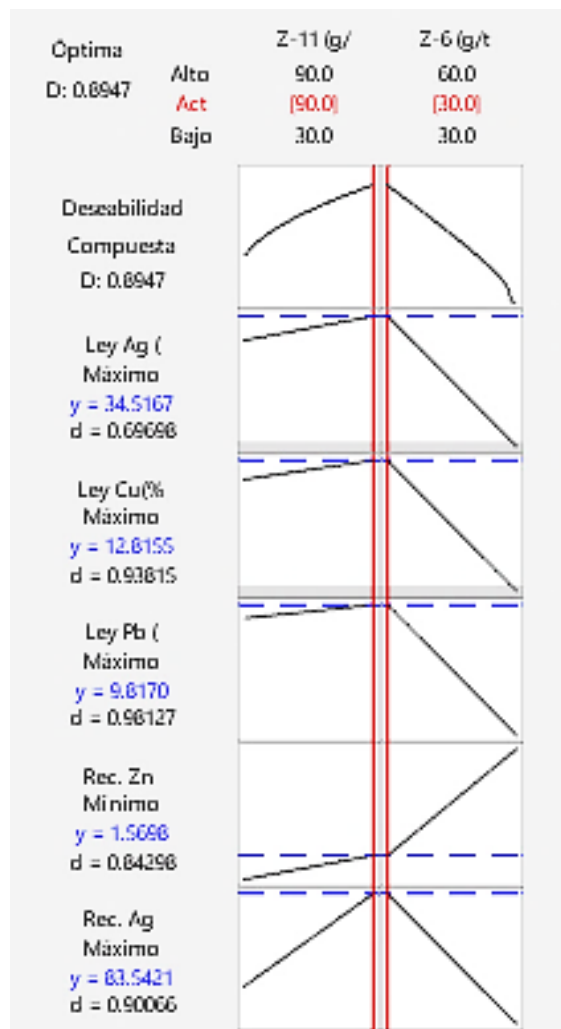
Se está optimizando para valores máximos en todos los casos a excepción de la recuperación de Zn.

Tabla 35

Optimización de la flotación bulk Cu-Pb

Z-11 (g/TM)	Z-6 (g/TM)	Ley Ag (Oz/TC) Ajuste	Ley Cu (%) Ajuste	Ley Pb (%) Ajuste	Rec. Zn (%) Ajuste	Rec. Ag (%) Ajuste	Rec. Cu (%) Ajuste	Rec. Pb (%) Ajuste	Deseabilidad compuesta
90	30	34.5167	12.8155	9.817	1.5698	83.5421	88.637	86.6619	0.894724

Se obtuvo una deseabilidad compuesta cercana a 1, lo cual quiere decir que se logró resultados favorables para cada variable.

Figura 30*Optimización de las variables*

La figura representa la optimización para valores máximos en todos los casos a excepción de la recuperación de Zn.

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

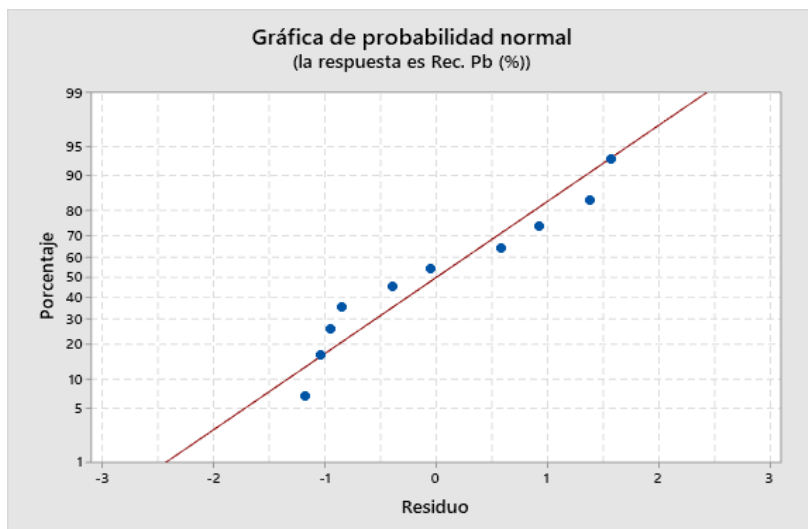
La microscopia óptica de una muestra representativa identificó la presencia de galena, calcopirita, y esfaleritas tipo 1 y 2, como especies de valor económico, con valores de distribución de 0.29 %, de cp, 0.29 % de gn, 2.46 % de ef1 y 0.71% de ef2, así también, se pudo observar que la mayor distribución fue de las gangas, con un valor de 92.27%. El análisis modal se realizó a una granulometría de 50 % - 200 malla, identificando 82.29 % de grados de liberación de la cp, y 86.38 % de la gn. Los ensayos de caracterización lograron identificar las especies sulfuradas metálicas de interés, por otro lado, la mayor composición de las gangas no fue detalladas, y la presencia de especies de arcilla que se identificaron visualmente no fueron perjudiciales. Las regresiones por pares de elementos junto con la correlación y valores de t de student nos dan una importante información de la correlación intrínseca de los elementos plata plomo, cobre-zinc, y cobre-plomo los cuales nos dan una idea de la presencia de Inter crecimiento mineralógicos entre especies minerales y/o reemplazamientos de un elemento por otro, en este caso se evidencia la presencia de galena argentífera o sulfosales de $Su-As-Ag$, cobres grises, esfaleritas tipo II (calcopiritas diseminadas en una matriz de esfalerita) y visibles amarres de calcopirita con galena.

En el mineral de cabeza procesado por flotación todas las especies que son menas de cobre-plomo-zinc y plata tiene el grado de liberación mayor a 70 que es suficiente según el criterio que considera como especies mineralógicas suficientemente libres es decir adecuadas para el proceso de flotación a las partículas que tengas un grado de liberación mayor o igual a 70%. La especie menos liberada tiene un grado de liberación de 77.36 es la esfalerita.

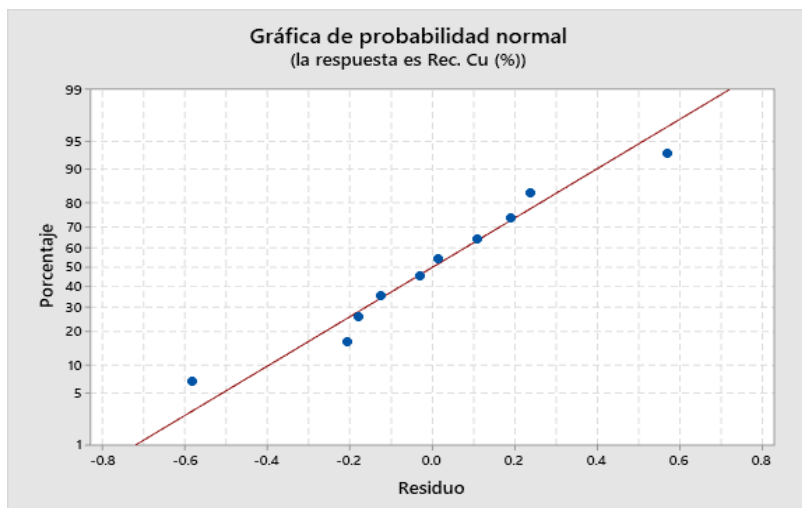
En base a la mineralogía se elaboró un diseño experimental de flotación de Pb-Cu, evaluando la dosificación de los colectores Z-11 y Z-6 como una mezcla a distintas concentraciones. Las variables independientes estudiadas se estudiaron en función al estado del arte de la investigación, además de observar en pruebas exploratorias que la recuperación de los valores era bastante sensible a la dosificación de Xantatos.

Los resultados de las pruebas experimentales de flotación determinaron que los mejores valores de recuperación y calidad de Pb y Cu en la flotación bulk fueron con una dosificación de 90 g/Tm de Z-11 y 30 g/TM de Z-6, el cual se preparó como una mezcla en distintas proporciones, con la finalidad, de evaluar el comportamiento de la concentración de este reactivo. Los mejores valores mencionados corresponden a las pruebas realizadas de orden 2 y 6, y, por otro lado, los valores más bajos de recuperación reportados corresponden a las pruebas de orden 1 y 5. La flotación bulk Cu-Pb logró concentrar valores de plata, el cual alcanzó una recuperación de 85.72% con una calidad de 36.55 Oz/TC, estos valores del metal preciosos en el concentrado, representa un aumento en el valor del concentrado. La recopilación de los resultados obtenidos por pruebas exploratorias fue determinante para evaluar las variables y los valores a estudiar.

Las réplicas de las pruebas de primer orden presentaron mínimos valores de desviación, las cuales se puede observar en los valores de los coeficientes de correlación de los modelos ajustados, Los valores altos con respecto a los coeficientes de correlación predictivo del modelo para la recuperación de Pb y Cu en la flotación bulk, es confiable. La distribución de los valores de recuperación de Pb y Cu obtenidos en el desarrollo de las pruebas, se representan en las figuras 25 y 26.

Figura 31*Probabilidad de la recuperación de Pb*

Existen algunos valores alejados de la recta que hacen variar el modelo matemático obtenido.

Figura 32*Probabilidad de la recuperación de Cu*

Existen algunos valores alejados de la recta que hacen variar el modelo matemático obtenido.

Al comparar la resulta obtenida con respecto al trabajo de investigación realizado por Guerra en el 2018, difieren en cuanto a la mineralogía, dado que el autor concluye que las pérdidas en recuperaciones se debe a la mineralogía predominante de óxidos, y en el presente trabajo la mineralogía predominante corresponde a los sulfuros como esfalerita tipo 1 y tipo 2, calcopirita, galena, sulfosales de plata, pirita y gangas, cuya complejidad para controlar el desplazamiento de zinc se debe a la esfalerita tipo 2 presente. Así mismo el autor pudo obtener los resultados mejores en las comprobaciones de flotación con una granulometría de 70% menos 200 malla, la cual difiere de nuestro trabajo, dado que nuestro tamaño de partícula fue de 58.20 % - 200 malla. Así mismo el control del desplazamiento lo realizaron con las adecuadas dosificaciones de reactivo complejo sulfato/cianuro de sodio, esto depende básicamente de la mineralogía, el cual difiere de nuestro trabajo, dado que para controlar el desplazamiento se optimizó la dosificación de colectores de tipo xantato Z-11 Y Z-6.

Con respecto al trabajo realizado por Ramos y Orihuela en el 2017, presenta una similitud con respecto a nuestro trabajo dado que evaluaron dentro de su diseño de pruebas a la dosificación de reactivo xantato Z-11 como colector, así mismo las muestras que investigaron fueron de baja ley con respecto a plomo y cobre en una relación de 0.96 % a 0.27% y en nuestro trabajo la ley de Pb fue de 0.20% y 0.40 % de Cu aproximadamente, siendo para ambos la ley de zinc mayor que los otros metales de interés comercial. Los autores lograron recuperar 74.32% de Ag, 66.19% Cu, 86.12% de Pb; con leyes de 10,99% de Zn, 2494.48 g/TM en Ag, 7.65% en Cu, 37.40% de Pb. Con respecto a la ley de Zn en el concentrado de cobre, en nuestra investigación logramos controlar este desplazamiento, alcanzando un mínimo valor de 1.57% de recuperación de este elemento, en el bulk.

El trabajo que presento a continuación difiere al trabajo realizado por Taya en el 2018, dado que la ley del mineral que investigaron fue de 5,474% de plomo, 7.286% de zinc y 7.042 Oz/TC de plata, presentando bastante diferencia con respecto a las leyes de cabeza, cuya ley en Pb no llega al 1% y el Zn bordea los 2.5%. Por otro lado, una de las similitudes que podemos mencionar es que evaluó la dosificación de colectores, pero empleó reactivos más específicos por la alta ley de plata asociada a la galena que presento la muestra, evaluando reactivos como A-242, A-3418 y A-208.

En las pruebas a nivel industrial los balances metalúrgicos se muestran a continuación:

Tabla 36

Balance Metalúrgico previo a la implementación de mejoras a nivel industrial.

BENEFICIO METALURGICO - BALANCE

O. E. CUERPOS VARIOS FRESCO 3 PROD.

T.M.H: 1660.00	CAMPAÑA: Feb-25	CASO: 3 PRODUCTOS
H2O: 4.33 %	DENSIDAD: 1450 gr/cm3	OPCION: Ag, Cu, Zn

PROD.	T.M.S	LEYES				RECUPERACION				Fe%	pH
		Ag Oz/TC	Pb%	Cu%	Zn%	Ag %	Pb%	Cu%	Zn%		
Cabeza	1588.12	0.76	0.19	0.16	1.43	100	100	100	100	2.94	9.2
Cc. Cu	9.475	53.06	6.73	19.3	12.87	41.81	21.13	73.75	5.35	17.9	
Cc. Pb	2.735	157.86	68.89	4.31	3.51	35.91	63.3	4.76	0.42	4.19	
Cc. Zn	34.497	2.09	0.38	0.83	58.89	6	4.34	11.53	89.21	3.16	
REL	1541.42	0.127	0.022	0.016	0.074	16.28	11.23	9.96	5.01	3.19	9.8
RATIO		167.61	580.67		46.04						

Tabla 37

Balance metalúrgico posterior a la implementación de pruebas a nivel industrial.

BENEFICIO METALURGICO - BALANCE

O. E. CUERPOS VARIOS FRESCO 3 PROD.

T.M.H: 1640.00

CAMPAÑA: Feb-25

CASO: 3 PRODUCTS

H2O: 4.13 %

DENSIDAD: 1450 gr/cm3

OPCION: Ag, Cu, Zn

PROD.	T.M.S	LEYES				RECUPERACION				Fe%	pH
		Ag Oz/TC	Pb%	Cu%	Zn%	Ag %	Pb%	Cu%	Zn%		
Cabeza	1572.27	0.78	0.18	0.2	1.66	100	100	100	100	3.21	9.2
Cc. Cu	9.196	47.18	4.55	24.98	8.78	35.29	14.52	72.37	3.08	20.36	
Cc. Pb	2.956	172.93	67.91	4,21	3.51	41.57	69.74	3.91	0,40	4.49	
Cc. Zn	41.527	2.39	0.25	1.01	58.11	8.07	3.61	13.2	92.17	3	9.9
REL	1518.6	0.122	0.023	0.022	0.075	15.07	12.13	10.52	4.35	3.31	
RATIO		170.97	531.89		37.87						

CONCLUSIONES

- La mejor dosificación de colectores basado en el diseño experimental de flotación corresponde a la prueba N°2, alcanzando valores de recuperación de 87.25% de Pb y 88.51% de Cu, mejorando también la calidad de los concentrados con leyes de 9.67% de Pb y 12.97 % de Cu, empleando 90 g/TM de xantatos Z-11 y 30 g/TM de Z-6, validando la hipótesis planteada referente a que una dosificación en proporción 3:1 mejora el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí – Lima. El efecto alcanzado en cuanto la calidad del zinc después de las pruebas realizadas resultaron en un bajo desplazamiento de zinc en el bulk con 1.9% y 1.69% de recuperación.
- La optimización de variables confirmo que la mejor dosificación de xantatos fue de 90 g/TM de Z-11 y 30 g/TM de Z-6, para alcanzar una recuperación de 86.66 % de Pb con una calidad de 9.82%, y 88.64% de Cu con una calidad de 12.82%. Los valores de recuperación y calidad de Cu y Pb en el concentrado alcanzado fueron superiores a los valores del proceso estándar, incrementando los valores de recuperación de Pb y Cu, en 1.03% y 2.23 %, respectivamente cumpliendo el primer objetivo específico. En cuanto al Zinc se logra reducir la recuperación a 1.57%.
- Los resultados experimentales demuestran que el valor del pH óptimo para la etapa rougher es 8, mientras que la dosificación adecuada del complejo depresor $\text{ZnSO}_4/\text{NAHSO}_3$ corresponde a 300 g/TM. Bajo estas condiciones se logra minimizar de manera el arrastre de especies minerales de zinc hacia el concentrado bulk, lo que garantiza una mayor selectividad y estabilidad en la recuperación de los sulfuros valiosos. Estos parámetros constituyen una referencia operativa importante para optimizar el proceso metalúrgico y mejorar la eficiencia global de la planta.

RECOMENDACIONES

- Evaluar la dosificación de reactivos alternativos sustitutos de los Xantatos, en forma de líquidos, la cual intenta reducir la contaminación por descomposición y manipuleo de reactivos sólidos.
- Evaluar reactivos sustitutos del cianuro en la etapa de acondicionamiento, con la finalidad de contribuir a un proceso más limpio.
- La preparación de reactivos de flotación tales como Xantatos, depresores, activadores, etc. es de vital importancia, se recomienda utilizar un método indirecto para confirmar la concentración o porcentaje en peso de los reactivos, tal como la medición de la densidad de cada reactivo de modo que se pueda confirmar la concentración de cada reactivo in situ.
- Realizar una microscopia electrónica de barrido, la cual permitirá identificar a detalle la composición de las gangas.
- En base a los resultados obtenidos a nivel de laboratorio, se propone continuar con el periodo de pruebas bajo la nueva configuración de reactivos, y monitorear los resultados a obtener a nivel industrial.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Azañero. (2015). *Concentración y Flotación de Minerales*. Lima: Editorial Colecciones Jovic.
- Azañero, A., Núñez, P., & Aramburú, V. (2013). Influencia de los iones metálicos de Pb, Zn, As, Sb, y Ag en la activación natural de la esfalerita durante la flotación de plomo - plata. *Revista del instituto de Investigación (RIIGEO), FIGMMG-UNMSM*, 34-39.
- Carhuamaca, N. B. (2018). *Evaluación metalúrgica al blending de minerales para la recuperacion del cobre, plomo y zinc en la UEA Chungar, Volcan Compañia Minera S.A.A. - Pasco - 2018 (Tesis de Pregrado)*. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Cerro de Pasco.
- Castillo, K., & Chávez, Y. (2012). Crecimiento de la tasa de recuperacion de los minerales de plomo, zinc y plata en la etapa de concentracion de minerales de la minera volcan S.A.A. *(Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional de Trujillo, Trujillo, Peru.
- Castro, J. A. (2005). *Optimización del proceso de flotación de concentrado de zinc en la compañ+ia minera "Yailiyacu" S.A. mediante diseño experimentales*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima.
- Chacón, L. (2005). Concentración por flotación de menas de oro-cobre con bajas recuperaciones de arsénico. *Revista de Metalurgia*, 41.
- Chirio, J. (2018). *Investigación para la optimización del proceso de flotación de concentrado de zinc en la Compañia Cinera Yauliyacu S.A. (Tesis de Pregrado)*. Universidad Nacional San Agustín, Arequipa.

- Cornelis, K., & Cornelius, H. (2018). *Manual de mineralogía* (Cuarta ed., Vol. II). Barcelona, España: Editorial Reverté.
- Dirección de Promoción Minera. (2021). *Boletín Estadístico Minero*. Lima: Ministerio de Energía y Minas.
- Dirección General de Minería. (2018). *Producción minera metálica de Zinc (TMF) - 2018*. Ministerio de Energía y Minas. Lima: Dirección de Gestión Minera. Obtenido de https://www.minem.gob.pe/_estadistica.php?idSector=1&idEstadistica=12501
- Fornasiero, D., & Filippov, L. (2017). Innovations in the flotation of fine and coarse particles. *Journal of Physics: Conference Series*, 879(012002). doi:10.1088/1742-6596/879/1/012002
- Ganoza, J. (2010). Efecto del hierro en la flotación de zinc. *TECSUP*.
- Guerra, G. (2022). *Optimización de la flotación polimetálica en la minera Santa Luisa - Huanzala*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa.
- Guillen, A. (2017). *Estudio de investigación para controlar la activación de zinc en el circuito bulk en la Mina Huanzala*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional San Agustín, Arequipa.
- Kelly, E. G., & Spottiswood, D. J. (1990). *Introducción al Procesamiento de Minerales*. Mexico, D.F.: EDITORIAL LIMUSA.
- Manzaneda, J. (2014). *Trabajos Internos Volcan Compañía Minera SAA*. Lima: Volcan SAA.
- Meza, L. (2019). *Evaluación metalúrgica en el circuito de flotación para la recuperación de cobre, plomo y zinc en la planta concentradora Iscaycruz – Oyon, Lima - 2019*.

- Tesis de licenciatura, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Cerro de Pasco.
- Montero, I. (2012). *Formulación de un modelo matemático para optimizar la comercialización de minerales y metales en la región centro 2012*. Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Muñoz, H., Vera, A., & Grey, L. (2022). *Valorización de la Sociedad Minera Cerro Verde*. Lima: Universidad del Pacífico.
- Ñaupas, H., Valdivia, M., Palacios, J., & Romero, H. (2018). *Metodología de la Investigación Cuantitativa Cualitativa y Redaccion de la Tesis*. Bogotá: Ediciones de la U.
- Paz, A. (2016). *Influencia del tiempo de flotación y la dosificación de NaCN sobre la recuperación de Cu mediante flotación bulk en COMIVARIV S.A. – 2016*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de Trujillo, Trujillo.
- Pracejus, B. (2015). *The Ore Minerals Under the Microscope An Optical Guide* (2 ed.). Oman: Elsevier.
- Quiñones, L. T. (2012). *Estudio de la problemática metalúrgica de los minerales de zinc en el concentrado de Lámina Quiruvilca*. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.
- Ramos, J., & Orihuela, A. (2017). *Caracterización y evaluación de pruebas metalúrgicas de flotación de un mineral complejo polimetálico del distrito de Palca - Huancavelica*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima.
- Rodriguez, M., & Barra, F. (1997). Texturas del Par Mineral Calcopirita - Esfalerita del Yacimiento Carola Region Chile: Antecedentes Termométricos. *VIII Congreso Geológico Chileno*. Universidad Catolica de Chile, Santiago de Chile.

- Santos, R. (2012). *Las regalías mineras aportan al desarrollo del país*. Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Sutulov, A. (1963). *Flotación de Minerales*. Concepción, Chile: Imprenta Universidad de Concepción.
- Taya, W. (2018). *Optimización de la flotación polimetálica en la planta concentradora Mallay*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa.
- Vargas, J. (2011). *Optimización en circuitos de Flotación de minerales polimetálicos empleando el reactivo AZ-1 (Informe de Suficiencia)*. Universidad Nacional de Ingeniería, Lima.
- Wang, Y., Wang, J., & Wang, L. (2003). An Unusual Texture: Skeletal Sphalerite in Pyrite from Dajing Tin-Polymetallic Deposit, China. *Resource Geology*, 67-72.
- Ly, J., Qin, L., Wei, M., & Zhou, J. (2025). Depression mechanism of modified wheat starch for copper ion-activated sphalerite during flotation separation of sphalerite and chalcopyrite. *Journal of Molecular Liquids*, 437(Part B), 128505.

ANEXOS

Anexo 1

Matriz de consistencia

“Optimización de la recuperación y calidad de concentrados de cobre – plomo de mineral polimetálico mediante proceso de flotación en Huarochirí - Lima”		
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL
¿Cómo optimizar la recuperación y calidad de concentrados cobre-plomo y desplazamiento de zinc en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí - Lima?	Optimizar la recuperación y calidad de concentrado Cobre-plomo mediante la dosificación de colectores reduciendo el desplazamiento de zinc en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí – Lima.	La optimización de la dosificación de xantatos Z-6 y Z-11 incrementará el porcentaje de recuperación y mejora de la calidad del concentrado reduciendo el desplazamiento de zinc en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí – Lima.
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPÓTESIS ESPECÍFICAS
Problema específico N°1	Objetivo específico N°1	Hipótesis específica N°1
¿Cómo influye la dosificación de colectores Z-6 y Z-11 en la recuperación y desplazamiento de zinc en el circuito bulk cobre-plomo en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí - Lima?	Determinar la mejor dosificación de colectores Z-6 y Z-11 en el circuito cobre-plomo para mejorar la recuperación de concentrados cobre-plomo y reducir el desplazamiento de zinc en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí – Lima.	La dosificación adecuada de colectores Z-6 y Z-11 optimizará la recuperación y reducirá el desplazamiento de zinc en el concentrado cobre-plomo en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí – Lima.
Problema específico N°3	Objetivo específico N°3	Hipótesis específica N°3
¿Cómo influye la variación del pH y la dosificación del complejo $ZnSO_4/NaHSO_3$ en la recuperación y calidad del concentrado Bulk cobre - plomo?	Establecer el valor de pH y dosificación del complejo depresor para reducir el desplazamiento de zinc en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí – Lima.	Las condiciones adecuadas de pH y dosificación del complejo depresor mejorarán la recuperación y calidad de concentrados cobre-plomo en el proceso de flotación en la provincia de Huarochirí - Lima.

Anexo 2

Resultados de las pruebas de flotación bulk cobre plomo.

Tabla 1

Prueba 1 de flotación bulk Cu-Pb

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Metálico				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	15.87	1.59	9.45	12.98	1.14	35.44	15.00	20.60	1.81	56.24	74.14	51.34	0.69	70.05	63.01
Medio Pb-Cu	23.77	2.38	0.18	4.98	0.54	1.63	0.43	11.84	1.28	3.87	2.12	29.51	0.49	4.83	
Relave	960.36	96.04	0.05	0.08	2.71	0.21	4.80	7.68	260.26	20.17	23.74	19.15	98.83	25.12	
Cabeza calculada			0.20	0.40	2.63	0.80	20.23	40.12	263.35	80.29	100.00	100.00	100.00	100.00	

Tabla 2

Prueba 2 de flotación bulk Cu-Pb

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Metálico				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	18.97	1.90	9.67	12.97	1.27	36.55	18.34	24.60	2.41	69.34	82.08	59.51	0.93	80.17	52.7
Medio Pb-Cu	31.22	3.12	0.37	3.84	0.63	1.54	1.16	11.99	1.97	4.81	5.17	29.00	0.76	5.56	
Relave	949.81	94.98	0.03	0.05	2.68	0.13	2.85	4.75	254.55	12.35	12.75	11.49	98.31	14.28	
Cabeza calculada			0.22	0.41	2.59	0.86	22.35	41.34	258.93	86.49	100.00	100.00	100.00	100.00	

Tabla 3*Prueba 3 de flotación bulk Cu-Pb*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Metálico				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	24.56	2.46	8.15	10.54	2.57	31.41	20.02	25.89	6.31	77.14	81.30	58.40	2.46	63.54	40.72
Medio Pb-Cu	41.33	4.13	0.21	2.88	0.64	1.22	0.87	11.90	2.65	5.04	3.53	26.85	1.03	4.15	
Relave	934.11	93.41	0.04	0.07	2.65	0.42	3.74	6.54	247.54	39.23	15.18	14.75	96.51	32.31	
Cabeza calculada			0.25	0.44	2.56	1.21	24.62	44.33	256.50	121.42	100.00	100.00	100.00	100.00	

Tabla 4*Prueba 4 de flotación bulk Cu-Pb*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Metálico				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	27.43	2.74	7.04	9.52	2.69	30.48	19.31	26.11	7.38	83.61	82.21	59.37	2.89	66.59	36.46
Medio Pb-Cu	41.03	4.10	0.11	2.54	0.71	0.46	0.45	10.42	2.91	1.89	1.92	23.69	1.14	1.50	
Relave	931.54	93.15	0.04	0.08	2.63	0.43	3.73	7.45	245.00	40.06	15.86	16.94	95.97	31.90	
Cabeza calculada			0.23	0.44	2.55	1.26	23.49	43.99	255.29	125.55	100.00	100.00	100.00	100.00	

Tabla 5*Prueba 5 de flotación bulk Cu-Pb*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Metálico				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000	100													
Bulk Pb-Cu	16.37	1.64	9.54	12.01	1.24	32.78	15.62	19.66	2.03	53.66	70.33	49.10	0.78	65.90	61.09
Medio Pb-Cu	22.84	2.28	0.36	5.77	0.29	2.06	0.82	13.18	0.66	4.71	3.70	32.91	0.25	5.78	
Relave	960.79	96.08	0.06	0.08	2.69	0.24	5.76	7.21	258.45	23.06	25.96	17.99	98.97	28.32	
Cabeza calculada			0.22	0.40	2.61	0.81	22.20	40.04	261.14	81.42	100.00	100.00	100.00	100.00	

Tabla 6*Prueba 6 de flotación bulk Cu-Pb*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Metálico				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	17.47	1.75	9.87	13.04	1.32	33.48	17.24	22.78	2.31	58.49	80.82	53.83	0.88	82.86	57.24
Medio Pb-Cu	30.09	3.01	0.41	4.91	0.68	0.54	1.23	14.77	2.05	1.62	5.78	34.91	0.78	2.30	
Relave	952.44	95.24	0.03	0.05	2.70	0.11	2.86	4.76	257.16	10.48	13.39	11.25	98.34	14.84	
Cabeza calculada			0.21	0.42	2.62	0.71	21.33	42.32	261.51	70.59	100.00	100.00	100.00	100.00	

Tabla 7*Prueba 7 de flotación bulk Cu-Pb*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Metálico				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	26.08	2.61	8.11	9.87	2.58	30.95	21.15	6.73	25.74	80.72	80.54	2.64	57.91	68.37	38.34
Medio Pb-Cu	40.05	4.01	0.11	3.04	0.61	0.23	0.44	2.44	12.18	0.92	1.68	0.96	27.39	0.78	
Relave	933.87	93.39	0.05	0.07	2.63	0.39	4.67	245.61	6.54	36.42	17.78	96.40	14.71	30.85	
Cabeza calculada			0.26	0.44	2.55	1.18	26.26	254.78	44.45	118.06	100.00	100.00	100.00	100.00	

Tabla 8*Prueba 8 de flotación bulk Cu-Pb*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Metálico				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	29.86	2.99	6.98	2.63	9.41	29.84	20.84	7.85	28.10	89.10	80.18	3.10	62.68	67.20	33.49
Medio Pb-Cu	43.11	4.31	0.12	0.80	2.16	0.41	0.52	3.45	9.31	1.77	1.99	1.36	20.77	1.33	
Relave	927.03	92.70	0.05	2.61	0.08	0.45	4.64	241.95	7.42	41.72	17.83	95.54	16.54	31.46	
Cabeza calculada			0.26	2.53	0.45	1.33	25.99	253.26	44.83	132.59	100.00	100.00	100.00	100.00	

Tabla 9*Prueba 9 de flotación bulk Cu-Pb*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Metálico				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	21.14	2.11	8.74	1.23	10.14	30.14	18.48	2.60	21.44	63.72	73.27	0.99	50.64	64.25	47.30
Medio Pb-Cu	40.11	4.01	0.51	0.95	3.57	0.18	2.05	3.81	14.32	0.72	8.11	1.45	33.83	0.73	
Relave	938.75	93.88	0.05	2.74	0.07	0.37	4.69	257.22	6.57	34.73	18.61	97.57	15.53	35.02	
Cabeza calculada			0.25	2.64	0.42	0.99	25.22	263.63	42.33	99.17	100.00	100.00	100.00	100.00	

Tabla 10*Prueba 10 de flotación bulk Cu-Pb*

Componentes	Peso	% Peso	Ley				Metálico				Recuperación (%)				Ratio
			Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TC)	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	
Cabeza	1000.00	100.00													
Bulk Pb-Cu	20.17	2.02	8.97	1.14	10.55	30.11	18.09	2.30	21.28	60.73	72.23	0.90	47.95	62.99	49.58
Medio Pb-Cu	35.49	3.55	0.63	0.63	4.62	0.21	2.24	2.24	16.40	0.75	8.93	0.88	36.94	0.77	
Relave	944.34	94.43	0.05	2.65	0.07	0.37	4.72	250.25	6.70	34.94	18.85	98.22	15.11	36.24	
Cabeza calculada			0.25	2.55	0.44	0.96	25.05	254.79	44.38	96.42	100.00	100.00	100.00	100.00	

Anexo 3

Reporte de análisis químico del mineral de cabeza



H&F LABORATORIOS SAC
DESDE 1999

Análisis químico de minerales, concentrados, aleaciones,
agua y aire. Control ambiental.
Fabricación y venta, de reactivos químicos y equipos.

REPORTE DE ANÁLISIS QUÍMICO

Solicitante : Villanueva - Aramburú
Tipo de Muestra : Mineral
Procedencia :
Fecha de Recepción : 24 de febrero del 2023
Referencia : H&F 105 /2023

DENOMINACIÓN DE MUESTRA:	RESULTADOS DE ANÁLISIS
	Mineral polimetálico
Cobre (%)	0.21
Plomo (%)	0.29
Zinc (%)	2.61
Plata (Oz/TC)	0.99
Hierro (%)	3.45

Lima, 28 de febrero del 2023

H&F LABORATORIOS SAC
SERVICIOS ANALITICOS

ALBINO HUAYTALLA M.
GERENTE GENERAL

Oficina: Av. Colonial 1583 – Lima. Tlf: 425 6179 - 334 4562 Página web: <http://www.hyflaboratorio.com/>

Laboratorio: Mz. E5 Lote 6 Parque Industrial Pachacutec- Ventanilla

Anexo 4

Reporte de análisis químico de la flotación bulk



H&F LABORATORIOS SAC
DESDE 1999

Análisis químico de minerales, concentrados, aleaciones,
agua y aire. Control ambiental.
Fabricación y venta, de reactivos químicos y equipos.

REPORTE DE ANÁLISIS QUÍMICO

Solicitante : Villanueva - Aramburú
Tipo de Muestra : Concentrado bulk
Procedencia :
Fecha de Recepción : 06 de marzo del 2023
Referencia : H&F 138 /2023

DENOMINACIÓN DE MUESTRA:	RESULTADOS DE ANÁLISIS			
	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Ag (Oz/TC)
Bulk Pb-Cu	9.11	1.58	12.54	36.97
Medio Pb-Cu	0.97	0.71	4.51	1.64
Relave	0.04	2.58	0.06	0.21

Lima, 11 de marzo del 2023

H&F LABORATORIOS SAC
SERVICIOS ANALITICOS

ALBINO HUAYTALLA M.
GERENTE GENERAL

Oficina: Av. Colonial 1583 – Lima. Tlf: 425 6179 - 334 4562 Página web: <http://www.hyflaboratorio.com/>

Laboratorio: Mz. E5 Lote 6 Parque Industrial Pachacutec- Ventanilla

Anexo 5

Reporte de análisis químico de la evaluación a $pH = 9$



H&F LABORATORIOS SAC
DESDE 1999

Análisis químico de minerales, concentrados, aleaciones,
agua y aire. Control ambiental.
Fabricación y venta, de reactivos químicos y equipos.

REPORTE DE ANÁLISIS QUÍMICO

Solicitante : Villanueva - Aramburú
Tipo de Muestra : Concentrado
Procedencia :
Fecha de Recepción : 06 de marzo del 2023
Referencia : H&F 139 /2023

DENOMINACIÓN DE MUESTRA:	RESULTADOS DE ANÁLISIS			
	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Ag (Oz/TC)
Bulk Pb-Cu	9.85	5.89	10.89	30.47
Medio Pb-Cu	0.39	0.78	3.64	1.58
Relave	0.04	2.59	0.07	0.27

Lima, 12 de marzo del 2023

H&F LABORATORIOS SAC
SERVICIOS ANALÍTICOS

ALBINO HUÁYTALLA M.
GERENTE GENERAL

Oficina: Av. Colonial 1583 – Lima. Tlf: 425 6179 - 334 4562 Página web: <http://www.hyflaboratorio.com/>

Laboratorio: Mz. E5 Lote 6 Parque Industrial Pachacutec- Ventanilla

Anexo 6

Reporte de análisis químico de la evaluación de depresores $\text{ZnSO}_4/\text{NaHSO}_3 = 300\text{g/TM}$



H&F LABORATORIOS SAC
DESDE 1999

Análisis químico de minerales, concentrados, aleaciones,
agua y aire. Control ambiental.
Fabricación y venta, de reactivos químicos y equipos.

REPORTE DE ANÁLISIS QUÍMICO

Solicitante : Villanueva - Aramburú
Tipo de Muestra : Concentrado
Procedencia :
Fecha de Recepción : 06 de marzo del 2023
Referencia : H&F 145 /2023

DENOMINACIÓN DE MUESTRA:	RESULTADOS DE ANÁLISIS			
	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Ag (Oz/TC)
Bulk Pb-Cu	8.57	1.27	9.45	27.44
Medio Pb-Cu	0.10	0.33	2.74	0.96
Relave	0.08	2.69	0.18	0.34

Lima, 12 de marzo del 2023

H&F LABORATORIOS SAC
SERVICIOS ANALÍTICOS

ALBINO HUAYTALLA M.
GERENTE GENERAL

Oficina: Av. Colonial 1583 – Lima. Tlf: 425 6179 - 334 4562 Página web: <http://www.hyflaboratorio.com/>

Laboratorio: Mz. E5 Lote 6 Parque Industrial Pachacutec- Ventanilla

Anexo 7

Reporte de análisis químico de la prueba de flotación bulk Cu-Pb N°2



H&F LABORATORIOS SAC
DESDE 1999

Análisis químico de minerales, concentrados, aleaciones,
agua y aire. Control ambiental.
Fabricación y venta, de reactivos químicos y equipos.

REPORTE DE ANÁLISIS QUÍMICO

Solicitante : Villanueva - Aramburú
Tipo de Muestra : Concentrado
Procedencia :
Fecha de Recepción : 06 de marzo del 2023
Referencia : H&F 147 /2023

DENOMINACIÓN DE MUESTRA:	RESULTADOS DE ANÁLISIS			
	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Ag (Oz/TC)
Bulk Pb-Cu	9.67	1.27	12.97	36.55
Medio Pb-Cu	0.37	0.63	3.84	1.54
Relave	0.03	0.05	2.68	0.13

Lima, 14 de marzo del 2023

H&F LABORATORIOS SAC
SERVICIOS ANALITICOS

ALBINO HUÁYTALLA M.
GERENTE GENERAL

Oficina: Av. Colonial 1583 – Lima. Tlf: 425 6179 - 334 4562 Página web: <http://www.hyflaboratorio.com/>

Laboratorio: Mz. E5 Lote 6 Parque Industrial Pachacutec- Ventanilla

