

UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**RECUPERACIÓN DE PLOMO, ZINC Y PLATA DEL RELAVE MINERO POR EL
PROCESO DE FLOTACIÓN, LA TÁHONA – HUALGAYOC**

Para Optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

Autor:

BACH. LÓPEZ VELÁSQUEZ KENYI ALEXIS

Asesores:

DR. QUISPE MAMANI CRISPÍN ZENÓN

CAJAMARCA – PERÚ

2024

CONSTANCIA DE INFORME DE ORIGINALIDAD

- FACULTAD DE INGENIERÍA -

- Investigador** : Kenyi Alexis López Velásquez
DNI : 72282711
Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Asesor** : Crispín Zenón Quispe Mamani
Facultad : Ingeniería
- Grado académico o título profesional**
 Bachiller Título profesional Segunda especialidad
 Maestro Doctor
- Tipo de Investigación:**
 Tesis Trabajo de investigación Trabajo de suficiencia profesional
 Trabajo académico
- Título de Trabajo de Investigación:** RECUPERACIÓN DE PLOMO, ZINC Y PLATA DEL RELAVE MINERO POR EL PROCESO DE FLOTACIÓN, LA TÁHONA – HUALGAYOC.
- Fecha de evaluación** : 03 de junio 2024
- Software antiplagio:** TURNITIN URKUND (OURIGINAL) (*)
- Porcentaje de Informe de Similitud** : 14%
- Código Documento** : Oid: 3117:359093190
- Resultado de la Evaluación de Similitud:**
 APROBADO PARA LEVANTAMIENTO DE OBSERVACIONES O DESAPROBADO

Fecha Emisión: 05 de junio 2024

	
<p>FIRMA DEL ASESOR Nombres y Apellidos: Crispín Zenón Quispe Mamani</p>	<p>UNIDAD DE INVESTIGACIÓN FI</p>
<p>DNI : 29243825</p>	<p>Firmado digitalmente por: FERNANDEZ LEON Yvonne Katherine FAU 20148258601 soft Motivo: Soy el autor del documento Fecha: 05/06/2024 19:54:57-0500</p>

* En caso se realizó la evaluación hasta setiembre de 2023

AGRADECIMIENTO

Dios, por la gran sabiduría que me ha concedido.

A mi alma mater, la Universidad Nacional de Cajamarca, a la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas por acogerme y ofrecerme los conocimientos necesarios del rubro minero y a mis docentes que durante muchos años me han proporcionado sus conocimientos y consejos.

A mi asesor, Dr. Crispín Zenón Quispe Mamani, por brindarme su asesoría, conocimientos y guía metodológica en esta presente investigación.

Kenyi L.

DEDICATORIA

Mi presente tesis lo dedico con mucho cariño, amor y respeto a mis padres, Elvia Velásquez Rodríguez y Pelayo López Martínez, así como también a mis hermanos, Carmen, Edwin y Lizbeth, por sus constantes consejos.

Kenyi L.

CONTENIDO

	Pág.
AGRADECIMIENTO	i
DEDICATORIA	ii
LISTA DE ABREVIATURAS	x
RESUMEN	xi
ABSTRACT	xii
CAPÍTULO I	1
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO II	3
MARCO TEÓRICO	3
2.1. ANTECEDENTES TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN	3
2.1.1. Internacionales	3
2.1.2. Nacionales	5
2.2. BASES TEÓRICAS	7
2.1.1. Flotación	7
2.1.2. Principios de flotación	8
2.1.3. Flotación de minerales sulfurados	9
2.1.4. Teoría de flotación	10
2.1.5. Tipos de flotación	12
2.1.6. Flotación por espumas	13
2.1.7. Circuitos Básicos de Flotación	16
2.1.8. Etapas de flotación	18
2.1.9. Fases de flotación	19
2.1.10. Cinética de flotación	20
2.1.11. Recuperaciones y razones del proceso de flotación	24
2.1.12. Reactivos de flotación	25
2.1.13. Clasificación de los reactivos	26
2.1.14. Equipos de flotación	31
2.1.15. Tipo de celda de flotación	32
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	34
CAPÍTULO III	35

	Pág.
MATERIALES Y MÉTODOS	35
3.1. UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	35
3.1.1. Geográfica	35
3.1.2. Política	35
3.1.3. Accesibilidad	35
3.2. PROCEDIMIENTO	37
3.2.1. Metodología.....	37
3.2.2. Definición de variables.....	38
3.2.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	38
3.3. GEOLOGÍA LOCAL.....	39
3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	39
CAPÍTULO IV.....	42
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	42
4.1. MUESTREO EN EL RELAVE	42
4.1.1. Herramientas y materiales.....	42
4.1.2. Procedimiento	43
4.1.3. Resultado.....	43
4.2. PREPACIÓN DE MUESTRA	43
4.3. ANÁLISIS QUÍMICO	43
4.4. PRUEBA DE MOLIENDA.....	44
4.4.1. Procedimiento	44
4.4.2. Resultados	44
4.5. PRUEBAS CINÉTICAS DE FLOTACIÓN.....	65
4.6. PRUEBAS DE FLOTACIÓN.....	88
4.7. ANÁLISIS METALÚRGICO DE PRUEBAS DE FLOTACIÓN	94
4.8. PROPUESTA DE EXPLOTACIÓN.....	97
4.8.1. Propuesta del método de explotación de la relavera La Tahona	97
4.9. PELIGROS, RIESGOS Y CONTROLES AMBIENTALES EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN.....	100
4.9.1. Riesgos durante el proceso de Flotación.....	100
4.9.2. Controles para los riesgos del proceso de Flotación	100

	Pág.
4.10. CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS	103
CAPÍTULO V	105
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	105
5.1. CONCLUSIONES	105
5.2. RECOMENDACIONES	105
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	107
ANEXOS	110
RESULTADOS DE LABORATORIO	116

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Métodos de concentración de minerales.....	9
Tabla 2. Coordenadas de vértices del relave minero La Tahona.	35
Tabla 3. Acceso al área del relave minero La Tahona.	35
Tabla 4. Clasificación y tipos de investigación.	37
Tabla 5. Minas y yacimientos ubicadas en la provincia de Hualgayoc.....	40
Tabla 6. Coordenadas de muestras.....	42
Tabla 7. Porcentaje de leyes de plomo, zinc y plata.	44
Tabla 8. Tiempo de molienda de la muestra N° 1.....	45
Tabla 9. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda muestra N° 1.....	46
Tabla 10. Resultado de tiempo de molienda de la muestra N° 1.	48
Tabla 11. Tiempo de molienda de la muestra N° 2.....	48
Tabla 12. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda muestra N° 2...	49
Tabla 13. Resultado de tiempo de molienda muestra N° 2.....	51
Tabla 14. Tiempo de molienda de la muestra N° 3.....	52
Tabla 15. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda muestra N° 3...	53
Tabla 16. Resultado de tiempo de molienda muestra N° 3.....	55
Tabla 17. Tiempo de molienda de la muestra N° 4.....	55
Tabla 18. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda muestra N° 4...	56
Tabla 19. Resultado de tiempo de molienda muestra N° 4.....	58
Tabla 20. Tiempo de molienda de la muestra N° 5.....	59

	Pág.
Tabla 21. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda muestra N° 5... 60	
Tabla 22. Resultado de tiempo de molienda muestra N° 5..... 62	
Tabla 23. Tiempo de molienda de la muestra N° 6..... 62	
Tabla 24. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda muestra N° 6... 63	
Tabla 25. Resultado de tiempo de molienda muestra N° 6..... 65	
Tabla 26. Reactivos y concentraciones para las pruebas de flotación. 66	
Tabla 27. Dosificación de los reactivos para las pruebas de flotación..... 66	
Tabla 28. Condiciones de operación de la muestra N° 1..... 67	
Tabla 29. Tiempo de flotación para la recuperación del plomo de la muestra N° 1. 67	
Tabla 30. Tiempo de flotación para la recuperación del zinc de la muestra N° 1..... 68	
Tabla 31. Tiempo de flotación para la recuperación de la plata de la muestra N° 1..... 69	
Tabla 32. condiciones de operación de la muestra N° 2..... 70	
Tabla 33. Tiempo de flotación para la recuperación del plomo de la muestra N° 2. 71	
Tabla 34. Tiempo de flotación para la recuperación del zinc de la muestra N° 2..... 72	
Tabla 35. Tiempo de flotación para la recuperación de la plata de la muestra N° 2..... 73	
Tabla 36. condiciones de operación de la muestra N° 3..... 74	
Tabla 37. Tiempo de flotación para la recuperación del plomo de la muestra N° 3. 74	
Tabla 38. Tiempo de flotación para la recuperación del zinc de la muestra N° 3..... 75	
Tabla 39. Tiempo de flotación para la recuperación de la plata de la muestra N° 3..... 76	
Tabla 40. Condiciones de operación de la muestra N° 4..... 77	
Tabla 41. Tiempo de flotación para la recuperación del plomo de la muestra N° 4. 78	
Tabla 42. Tiempo de flotación para la recuperación del zinc de la muestra N° 4..... 79	
Tabla 43. Tiempo de flotación para la recuperación de la plata de la muestra N° 4..... 80	
Tabla 44. Condiciones de operación de la muestra N° 5..... 81	
Tabla 45. Tiempo de flotación para la recuperación del plomo de la muestra N° 5. 81	
Tabla 46. Tiempo de flotación para la recuperación del zinc de la muestra N° 5..... 82	
Tabla 47. Tiempo de flotación para la recuperación de la plata de la muestra N° 5..... 83	
Tabla 48. Condiciones de operación de la muestra N° 6..... 84	
Tabla 49. Tiempo de flotación para la recuperación del plomo de la muestra N° 6. 85	
Tabla 50. Tiempo de flotación para la recuperación del zinc de la muestra N° 6..... 86	
Tabla 51. Tiempo de flotación para la recuperación de la plata de la muestra N° 6..... 87	

	Pág.
Tabla 52. Condiciones de operación y resultados metalúrgicos de la muestra N° 1.....	88
Tabla 53. Condiciones de operación y resultados metalúrgicos de la muestra N° 2.....	89
Tabla 54. Condiciones de operación y resultados metalúrgicos de la muestra N° 3.....	90
Tabla 55. Condiciones de operación y resultados metalúrgicos de la muestra N° 4.....	91
Tabla 56. Condiciones de operación y resultados metalúrgicos de la muestra N° 5.....	92
Tabla 57. Condiciones de operación y resultados metalúrgicos de la muestra N° 6.....	93
Tabla 58. Recuperación de plomo, zinc y plata de las distintas muestras.....	94
Tabla 59. Modelos de los equipos recomendados para el minado.....	100
Tabla 60. Peligros ambientales, riesgos y controles para el proceso de flotación.....	102
Tabla 61. Probabilidad y severidad para peligros y riesgos.....	103
Tabla 62. Clases y clasificación de los riesgos y tolerancia.....	103

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Principio de la flotación de espumas.....	15
Figura 2. Circuito básico de flotación.....	17
Figura 3. Circuito complejo de flotación.....	18
Figura 4. Fases del proceso de flotación por espumas.....	20
Figura 5. Representación gráfica de curva grado/recuperación en la cinética de flotación.....	22
Figura 6. Adhesión del espumante a la superficie de la burbuja de aire.....	28
Figura 7. Clasificación de colectores.....	29
Figura 8. Adhesión del colector a la superficie del mineral.....	30
Figura 9. Diseño de celdas de flotación neumáticas.....	33
Figura 10. Diseño de celdas de flotación neumáticas.....	33
Figura 11. Acceso a la zona de investigación (Ruta Cajamarca – Hualgayoc).....	36
Figura 12. Acceso a la zona de investigación (Ruta Hualgayoc – Relave Minero).....	36
Figura 13. Columna estratigráfica de la región Cajamarca.....	41
Figura 14. Accesibilidad a la relavera La Tahona.....	98

ÍNDICE DE FOTOS

	Pág.
Foto 1. Coordenadas GPS de calicata N° 1.....	111
Foto 2.Coordenadas GPS de calicata N° 2.....	111
Foto 3. Coordenadas GPS de calicata N° 3.....	112
Foto 4. Coordenadas GPS de calicata N° 4.....	112
Foto 5. Coordenadas GPS de calicata N° 5.....	113
Foto 6. Coordenadas GPS de calicata N° 6.....	113
Foto 7. Relave minero La Tahona.....	114
Foto 8. Medida de ancho de calicata en el relave La Tahona.....	114
Foto 9. Medida de altura de calicata en el relava La Tahona.....	115
Foto 10. Limpieza de calicata en el relave minero La Tahona.....	115
Foto 11. Extracción de muestra en el relave minero La Tahona.....	116

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1. Tiempo de molienda en muestra N ° 1.....	45
Gráfico 2.Tiempo de molienda en muestra N ° 2.....	49
Gráfico 3. Tiempo de molienda en muestra N ° 3.....	52
Gráfico 4. Tiempo de molienda en muestra N ° 4.....	56
Gráfico 5. Tiempo de molienda en muestra N ° 5.....	59
Gráfico 6. Tiempo de molienda en muestra N ° 6.....	63
Gráfico 7. Cinética de recuperación de plomo en la muestra N° 1.....	68
Gráfico 8. Cinética de recuperación de zinc en la muestra N° 1.....	69
Gráfico 9. Cinética de recuperación de plata en la muestra N° 1.....	70
Gráfico 10. Cinética de recuperación de plomo en la muestra N° 2.....	71
Gráfico 11. Cinética de recuperación de zinc en la muestra N° 2.....	72
Gráfico 12. Cinética de recuperación de plata en la muestra N° 2.....	73
Gráfico 13. Cinética de recuperación de plomo en la muestra N° 3.....	75
Gráfico 14. Cinética de recuperación de zinc en la muestra N° 3.....	76
Gráfico 15. Cinética de recuperación de plata en la muestra N° 3.....	77
Gráfico 16. Cinética de recuperación de plomo en la muestra N° 4.....	78

	Pág.
Gráfico 17. Cinética de recuperación de zinc en la muestra N° 4.	79
Gráfico 18. Cinética de recuperación de plata en la muestra N° 4.	80
Gráfico 19. Cinética de recuperación de plomo en la muestra N° 5.	82
Gráfico 20. Cinética de recuperación de zinc en la muestra N° 5.	83
Gráfico 21. Cinética de recuperación de plata en la muestra N° 5.	84
Gráfico 22. Cinética de recuperación de plomo en la muestra N° 6.	85
Gráfico 23. Cinética de recuperación de zinc en la muestra N° 6.	86
Gráfico 24. Cinética de recuperación de plata en la muestra N° 6.	87
Gráfico 25. Análisis metalúrgico – leyes.	94
Gráfico 26. Porcentaje de recuperación.	95
Gráfico 27. Ratios de leyes de Pb.	96
Gráfico 28. Ratios de leyes de Zn.	96
Gráfico 29. Ratios de leyes de Ag.	97

LISTA DE ABREVIATURAS

%	: Tanto por ciento.
AP	: Aerofloat Promotor.
Au	: Oro.
CMC	: Carboximetilcelulosa.
CN	: Cianuro.
Cu	: Cobre.
gf	: Gramo fuerza.
gr	: Gramos
Hg	: Mercurio.
KAX	: Anil Xantato de potasio.
Kg	: Kilogramos.
Lb	: Libra.
mm	: Milímetro.
Moz	: Miles de onzas
MTM	: Miles de toneladas métricas.
mV	: Milivoltios.
ORP	: Oxido – Reducción.
Oz	: Onza.
Pb	: Plomo.
pH	: Potencial de Hidrogeno.
TM	: Tonelada métrica (equivalente a 1000 kg).
UTM	: Universal Transversal Mercator (Sistema de coordenadas universal transversal de Mercator)
WGS – 84	: World Geodetic System (Sistema Geodésico de Coordenadas Mundiales de 1984).
Z – 11	: Xantato isopropílico de sodio.
Zn	: Zinc.

RESUMEN

El trabajo de investigación se realizó en el relave minero La Tahona, en la provincia de Hualgayoc, región de Cajamarca, tomando 6 muestras en campo para poder analizar en laboratorio su porcentaje de plomo, zinc y plata. La investigación tiene como objetivo principal determinar el porcentaje de recuperación de plomo, zinc y plata del relave minero La Táhona por el proceso de flotación, sin utilizar planta de tratamiento, excepto reactivos como Aerofloat 242, Xantato Z-6, Droefroth 250, Cianuro de sodio, Sulfato de zinc y Sulfato de cobre, los cuales son reactivos de flotación estándar para el tratamiento de flotación de minerales. La hipótesis para el presente trabajo de es la recuperación de plomo, zinc y plata del relave minero por el proceso de flotación de La Táhona – Hualgayoc; es del 95%, el cual al finalizar las distintas pruebas en laboratorio el porcentaje de los resultados de recuperación no fueron tan favorables como se planteó al inicio. Llegando a la conclusión que la muestra N° 1, tiene un mayor porcentaje de recuperación de de plomo (91.54 %), zinc (91.76 %) y plata (89.22), estos porcentajes de recuperación cabe recalcar que son con la ayuda de los reactivos (Aerofloat 242, Xantato Z-6, Droefroth 250, Cianuro de sodio, Sulfato de zinc y Sulfato de cobre).

Palabras claves: Recuperación, reactivos, flotación, relave, aerofloat, xantato, Droefroth.

ABSTRACT

The research work was carried out in the La Tahona mining tailings, in the province of Hualgayoc, Cajamarca region, taking 6 samples in the field to analyze the percentage of lead, zinc and silver in the laboratory. The main objective of the research is to determine the percentage of recovery of lead, zinc and silver from the La Táhona mine tailings by the flotation process, without using a treatment plant, except for reagents such as Aerofloat 242, Xanthate Z-6, Droefroth 250, Cyanide of Sodium, Zinc Sulfate and Copper Sulfate, which are standard flotation reagents for mineral flotation treatment. The hypothesis for the present work is the recovery of lead, zinc and silver from the mine tailings by the flotation process of La Táhona - Hualgayoc; is 95%, which at the end of the different laboratory tests the percentage of recovery results were not as favorable as it was proposed at the beginning. Coming to the conclusion that sample No. 1 has a higher percentage of recovery of lead (91.54%), zinc (91.76%) and silver (89.22), these recovery percentages should be emphasized that they are with the help of the reagents (Aerofloat 242, Xanthate Z-6, Droefroth 250, Sodium Cyanide, Zinc Sulfate and Copper Sulfate).

Keywords: Recovery, reagents, flotation, tailings, aerofloat, xanthate, Droefroth.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

En la región de Cajamarca existieron y existen muchas empresas mineras que extraen minerales valiosos (oro, plata, cobre, zinc, plomo), pero por lo general la recuperación alcanzaba el 85% aproximadamente en las antiguas mineras.

En el distrito de Hualgayoc se ubicó la mayoría de estas empresas mineras, por lo que hay muchos relaves mineros que no han tenido una recuperación adecuada, por las mineras de Los Mantos, San Nicolas, Imasilsa, Emilio Montoya, Carolina, Colquirrumi.

Hay diversos procesos por el cual se puede recuperar minerales valiosos, los procesos más conocidos por su alto porcentaje de recuperación son el proceso de flotación y cianuración.

El proceso de flotación de minerales valiosos ha marcado un hito en la historia de la industria minera, por el importante rol que éste ha jugado en la producción mundial de minerales y metales. Este método ha permitido la explotación económica de yacimientos de baja ley y de una constitución mineralógica compleja, que en otras épocas hubiese sido imposible. La flotación es un proceso selectivo que se emplea para llevar a cabo separaciones específicas de minerales complejos, basándose en las diferentes propiedades superficiales de cada uno de ellos.

Por ello emplearemos el proceso de flotación en el relave minero La Tahona con leyes de plomo 0.65 Lb/TM, zinc 0.5 Lb/TM, plata 0.8 Oz/TM, por ser uno de los procesos más óptimos en la recuperación de relaves.

En la investigación se planteó la siguiente pregunta: ¿Cuál es la recuperación de plomo, zinc y plata del relave minero por el proceso de flotación, La Táhona – Hualgayoc?, cuya hipótesis fue: La recuperación de plomo, zinc y plata del relave minero por el proceso de flotación de La Táhona – Hualgayoc; es del 95%, siendo de recuperación obtenida sin utilizar planta de beneficio de tratamiento.

Esta investigación se realizará con el propósito de aportar a los conocimientos existentes sobre la recuperación de minerales preciosos (plomo, zinc y plata) por el proceso de flotación sin utilizar planta de tratamiento, solo se utilizará reactivos (colectores, activadores,

depresores y espumantes), para obtener una óptima recuperación, el relave la Táhona donde se desarrollará dicha investigación está ubicada en la región de Cajamarca, provincia de Hualgayoc.

El objetivo principal es determinar el porcentaje de recuperación de plomo, zinc y plata del relave minero La Táhona por el proceso de flotación; como los objetivos específicos son, obtener los parámetros óptimos en la recuperación de los minerales plomo, zinc y plata por el proceso de flotación, obtener los factores influyentes al proceso de flotación, analizar los parámetros adecuados en la dosificación y consumo de reactivos del proceso de flotación.

En el capítulo I se describe la introducción, donde encontramos los objetivos, el planteamiento del problema, la pregunta principal, hipótesis, justificación, alcances. En el capítulo II se detalla el marco teórico, en el cual tiene subcapítulos que son, antecedentes teóricos de la investigación, bases teóricas y definición de términos básicos. En el capítulo III se presenta materiales y métodos, donde se especifica aspectos generales del área de estudio, procedimiento de investigación, geología local y económica. En el capítulo IV se realiza el análisis y discusión de los resultados. En el capítulo V se presenta las conclusiones y recomendaciones de la investigación. Y finalmente se presenta el panel fotográfico, con imágenes más específicas del relave estudiado y procedimiento de flotación.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. Internacionales

Andrews (2012), en su tesis de investigación, nos menciona que el diseño de procesos para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de minera Meridian – Chile, de acuerdo a los resultados obtenidos en las pruebas de laboratorio realizadas, se determinó que el procedimiento con mayor potencial para un estudio más acabado es el que consiste en lavar el mineral de relave, reducir su granulometría 100% bajo 75 μm y lixiviarlo durante 24 horas.

Los resultados obtenidos al utilizar este procedimiento indicaron que es posible recuperar como promedio 0,15 gramos de oro por tonelada de mineral lavado procesado, lo que sumado a lo recuperado en la etapa de lavado del mineral permite llegar a recuperaciones sobre los 0,38 gramos de oro por tonelada de mineral procesado, equivalente a casi el 70% del oro existente en el mineral de relaves. En el caso de la plata se logra una recuperación promedio de 8 gramos de plata por tonelada de mineral procesado, que sumado a lo recuperado en la etapa de lavado alcanza el 38% de recuperación de plata contenida en el mineral del depósito de relaves.

Aguilar (2019), nos indica en su tesis de investigación, que la evaluación de flotación secuencial Cu-Pb-Zn vs separación Pb-Cu en menas con diferente contenido de cobre secundario – Bolivia, la flotación secuencial fue posible oxidando la galena con adición de metabisulfito de sodio para operar en el rango de pH 6.7 a 7 y ORP entre -170 a -160 mV favoreciendo la flotabilidad de las especies de cobre, y ayuda de pequeñas cantidades de carboximetilcelulosa como agente dispersor/depresor de galena.

La oxidación con dicromato de sodio para los dichos minerales fue eficaz, se obtuvo ley de concentrados para plomo, cobre y zinc aceptables, en cambio, presentó menor selectividad que la flotación secuencial, lo que afectó a las recuperaciones de plomo y cobre.

El uso de CMC (carboximetilcelulosa) y almidón cáustico como depresores de galena registraron buen efecto sobre los tres minerales, se puede usar de manera indistinta cualquiera de los dos productos.

Los colectores que presentaron mayor rendimiento fueron: para plata-plomo AP-7310 (sal de amonio de ácido dicresilditio - fosfórico, hidróxido de amonio) para cobre y zinc AP-8222 (tionocarbamato, ditiofosfato y alcohol pentílico) y para galena aerophine 3418 (disobutil - ditiofosfinato de sodio).

Los mejores resultados en recuperación para plata, plomo y cobre se obtuvieron por flotación secuencial, con ley de concentrados similares. Con este proceso el concentrado de cobre registró mayor contenido de zinc.

Los resultados en calidad y recuperación de zinc fueron aceptables y superiores a los obtenidos en la operación industrial, se recupera mejor la esfalerita cuando no se utilizó metabisulfito en el sistema.

Las pruebas de circuito cerrado confirmaron adecuadamente los resultados obtenidos en las pruebas abiertas, confirmando la robustez de la flotación secuencial. Es importante considerar tratamiento de calidad del agua para mantenerla en niveles de dureza y contenido de iones metálicos disueltos que no interfieran en el desempeño del proceso.

El hierro en los concentrados se controló adecuadamente en la flotación plomo-cobre y zinc, manteniéndose en bajas recuperaciones, favoreciendo la calidad de los concentrados.

Jordán (2013), en su tesis de investigación nos señala, que el diseño de una planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación a partir de un relave poli sulfurado complejo de la provincia de Zamora Chinchipe – Ecuador, de las pruebas de flotación se determina que 75 g/t de KAX (anil xantato de potasio), 50 g/t de aceite de pino y 10 minutos de flotación, son las condiciones que permiten una recuperación del 96,80% de Au, 93,37% de Ag y 82,56% de Cu; que son las máximas recuperaciones que se obtuvieron en el diseño de la planta de recuperación de concentrado de cobre por flotación a partir de un relave poli sulfurado complejo.

Los resultados para la flotación a escala industrial indican que el tiempo para alcanzar el máximo porcentaje de recuperación obtenido en el laboratorio, es de 2 horas aproximadamente.

De los porcentajes de recuperación de oro, plata y cobre se concluye que para el diseño de la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación se necesita 16 celdas de flotación con volumen de 0.3m^3 , sin embargo, para el proceso real y el análisis económico debemos regirnos a las ofertas que existen en el mercado, por esta razón se adecuó el proceso para que funcione con 4 bancos de 4 celdas de flotación.

2.1.2. Nacionales

Lupo & Utani (2014), en su tesis de investigación menciona, que la recuperación del cobre por flotación de los minerales sulfurados del yacimiento Sulfubamba – Apurímac, mediante el proceso de flotación por espumas, se logró una recuperación de 87.93% que corresponde a la prueba N°2 para una densidad de pulpa 1350g/l, 0.929g/TM de colector Z-11 (xantato isopropilico de sodio) y 0.029 ml de espumante (aceite de pino).

Por flotación por espuma se determinó los parámetros siguientes; tiempo de molienda de 15 minutos, tamaño de partícula de 65% - 200 malla y las pruebas de cinética establece un tiempo de flotación de 4 minutos.

Se determinó que los variables de flotación más significativa son: densidad de pulpa, dosificación de colector (Z-11) y pH.

Canahuri (2014), publica en su tesis de investigación, que la recuperación de mineral oxidado valioso del relave de la planta concentradora de Tiquillaca – Puno, la optimización de recuperación se hizo a nivel laboratorio, se recurrió al programa de Statgraphics en la cual se fijaron los parámetros de operación en concentración gravimétrica y flotación para una mayor recuperación.

En la concentración gravimétrica los parámetros de operación de mayor recuperación son a una densidad de pulpa de 1400 gr/l y a un caudal de 20.66ml/seg, que se llega a 43.011% de recuperación. Se experimentó que la variable más importante es la densidad de pulpa, y se obtuvo un modelo matemático a escala natural para la optimización.

Paz & Maldonado (2016), en su tesis de investigación nos señala, que la influencia del tiempo de flotación y la dosificación de NaCN sobre la recuperación de Cu mediante flotación Bulk en Comivariv S.A. – Trujillo, existe influencia significativa del tiempo de flotación, presentando un aumento del porcentaje de recuperación de Cobre conforme aumenta el tiempo de flotación, obteniendo un máximo en los 21 minutos.

Existe influencia significativa en la dosificación de cianuro de sodio, puesto que disminuye el porcentaje de recuperación de Cobre conforme aumenta la dosificación de Cianuro de Sodio, obteniendo un máximo a 60 g/TM.

La interacción del tiempo de flotación y la dosificación de cianuro de sodio no tiene un efecto significativo en el porcentaje de recuperación de Cobre.

Se obtuvo una recuperación máxima del 89% de Cobre al aplicar las variables de dosificación de Cianuro de Sodio a 60 g/TM y tiempo de flotación a 21 minutos.

La disolución de metales preciosos en contenidos del mineral de flotación no se ve afectada significativamente por el uso de NaCN puesto que el tiempo de flotación es corto.

Sánchez & Ricapa (2013), en la publicación de su tesis nos indica, que la flotación sin la adición de colector en el beneficio de minerales sulfurados de plomo y zinc en la planta concentradora "José Picasso Peralta" caudalosa grande corporación minera Castrovirreyna S.A. - Huancayo, la flotación sin colector de los sulfuros de plomo y zinc a partir de minerales es posible después de que selectivos concentrados fueran obtenidos. El concentrado de plomo contuvo 31.70% Pb con 85.13% de recuperación y el concentrado de Zn ensayaron 50.59% de Zn con 43.58 % de recuperación. Esto pudo competir con los resultados de flotación agregando colector.

La adición de colector en la flotación tuvo recuperación más alta para tanto el plomo y el zinc en sus correspondientes concentrados. La limpieza de concentrados obtenidos por flotación sin colector aumentó los grados de plomo y zinc. El concentrado de plomo final contuvo 43.08% Pb con 72.49% de recuperación y el concentrado final de zinc contuvieron 59.79% Zn con 46.99% de recuperación.

Las pérdidas de Pb y el Zn en los relaves no pueden ser ignoradas. Los relaves deben de ser remolidos para recuperar los valores de plomo y zinc. La pérdida de zinc fue más alta que la

pérdida de plomo en los relaves. Puede ser explicado con la distribución de tamaños de los minerales. Desde que la dureza de la galena es menor que el de la esfalerita, fue más fino durante la flotación, que disminuyó la pérdida de plomo en los relaves.

Suca (2017), en su tesis de investigación nos indica, que la optimización del proceso de flotación para la recuperación de un pre concentrado de oro en minerales sulfurados de la minera Colibrí S.A.C. Caravelí – Arequipa, de acuerdo a los datos experimentales y los datos que arrojo el Statigraphic se concluye que con un % de solidos de 35%, xantato 50g/Tm, 10 minutos de flotación se optimizo el proceso de flotación de oro con un valor optimo = 76,0466.

El efecto de la variable % de sólidos al aumentar de 25 a 35 %, X1 (muestra N°1), es importante por el incremento de la recuperación del oro en 1, 5375 de efecto.

Otro efecto importante es el tiempo de flotación del mineral, al incrementar de 7 a 10 minutos X3 (muestra N°3), también se considera importante en el incremento en la recuperación del oro en 1,0476.

Mediante la evaluación de los resultados por el diseño experimental se determinó que las variables que tienen mayor incidencia en el proceso de flotación de este mineral son: % de sólidos y tiempo de flotación.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.1.1. Flotación

Torres & Varas (2012), nos indica que la flotación o más específicamente la flotación en espumas, es un método físico – químico de concentración de minerales finamente molidos.

López (2020), nos señala que la concentración por flotación, el mineral normalmente es transferido a la espuma o fracción flotante, dejando la ganga en la pulpa o las colas. Las burbujas de aire solamente se pegan a las partículas minerales si estas desplazan agua de la superficie mineral, lo cual únicamente sucede si el mineral repele en cierta medida al agua o es hidrofóbico.

Una vez que las burbujas de aire que alcanzan la superficie, únicamente pueden continuar sosteniendo la partícula mineral si forman una espuma estable, de otro modo revientan y cae

la partícula mineral. Para alcanzar estas condiciones, es necesario usar los numerosos reactivos químicos conocidos como reactivos de flotación. (López, 2020)

2.1.2. Principios de flotación

Ballester (2000), nos indica que la flotación, en su forma más simple como un proceso de concentración de minerales en el cual se procura separar las partículas de mineral finamente molidos de menas útiles de estériles o gangas. El proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral a fin de crear condiciones favorables para la adhesión de ciertas partículas de minerales a las burbujas de aire. El objetivo principal es la separación de especies minerales finamente divididas, a partir de una pulpa acuosa, aprovechando sus propiedades de afinidad (hidrofílicos) o repulsión (hidrofóbico) por el agua. En el proceso de flotación por espumas la concentración de minerales puede adoptar diversas formas: La flotación colectiva (Bulk) en que se produce la separación de varios componentes en dos grupos, la flotación selectiva o diferencial en la cual se realizan la separación de compuestos complejos que contienen no más de una especie individualizada.

Bustamante (2008), se pueden implementar dos métodos de separación: Métodos que emplean diferentes propiedades físicas o volumétricas de las sustancias minerales y Métodos que usan propiedades físico – químicas de superficie; como son la:

Adsorción o no de agua en la superficie del sólido, por lo tanto, los que adsorban agua se humectarán (hidrofílicos) y otros que no se humectan (hidrofóbicos).

Adsorción selectiva de un tensoactivo de tal manera que se produzca una aglomeración selectiva un mineral o varios minerales.

La tabla N°1, muestra los diferentes métodos de concentración que suelen utilizarse industrialmente y las propiedades diferenciales que utiliza cada uno de ellos; lo mismo que los nombres de los aparatos más empleados.

Tabla 1. Métodos de concentración de minerales.

Nombre del Método	Propiedades que emplean para separar	Principales equipos
Concentración Gravitacional	Diferencias de velocidad de sedimentos de los minerales	Sedimentados, Hidrociclón, Jlg, Canaletas, Mesa Vibratoria, Espiral, Conos de Separación Centrifugas, entre otros.
Concentración Magnética	Susceptibilidad magnética (atracción o no frente a un magneto o imán)	Separador magnético de tambor, rodillos magnéticos, separador magnético tipo “carrusel”
Concentración Eléctrica	Conductividad eléctrica	Separador Eléctrico de alta intensidad
Flotación Selectiva	Adsorción específica en un polímero y formación de floculo	Sedimentador
Flotación Espumante	Hidrofobicidad y/o hidrofiliidad del mineral (mojamiento o no)	Celdas de flotación de alta intensidad
Coagulación Selectiva	Adsorción específica de Iones inorgánicos y formación de una coagulo	Sedimentador

Fuente: Bustamante, 2008.

2.1.3. Flotación de minerales sulfurados

Ballester (2000), nos propone en la teoría de flotación debe explicar el mecanismo mediante el cual actúan los colectores y los modificadores, las condiciones para que un compuesto químico sea colector de un determinado mineral; y debe establecer las condiciones físico-químicas que producirán un mejor rendimiento del proceso los avances que se han logrado, han llevado a la concepción actual que la interacción entre el colector y la superficie del mineral es de naturaleza electroquímica. Se ha demostrado que el oxígeno, en medio alcalino; además de transformar la superficie de los sulfuros en especies oxidadas de mayor solubilidad, cumple la importante función de actuar como aceptante de electrones permitiendo la formación de disulfuros orgánicos que confieren un alto grado de hidrofobicidad al recubrimiento formado únicamente por la sal metálico del colector.

Azañero (2008), nos indica que la flotación es un proceso de concentración de minerales finamente molidos en un medio acuoso, en el cual se procura separar las partículas de

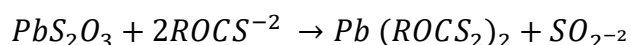
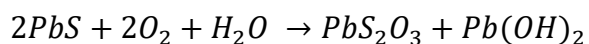
especies útiles de las estériles o gangas mediante un tratamiento físico-químico que aprovecha las propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas de los minerales y que a partir de modificar la tensión superficial permite producir burbujas de aire finamente divididas en donde se adhieren las primeras y se enriquecen en una espuma. Partiendo de esta característica, el proceso recibe también el nombre de flotación por espuma y tiene la ventaja sobre otros procedimientos de concentración, al tener la flexibilidad suficiente para concentrar selectivamente produciendo concentrados con grado comercial. La flotación, se adapta fácilmente a tratamientos en gran escala y facilita la integración de técnicas modernas de molienda y clasificación. Este método ha sido utilizado para la recuperación de los sulfuros metálicos.

Bucley (2003), nos señala que las superficies de sulfuros metálicos son susceptibles a la oxidación cuando se exponen al medio ambiente o soluciones acuosas. La capa de productos de oxidación tiene gran importancia en la adsorción de colectores sulfhídricos en la superficie de minerales. Los mecanismos de oxidación indican que los iones metálicos disueltos se hidrolizan y los iones sulfuro se oxidan, y los dos se pueden reabsorber sobre la superficie de los minerales o reaccionar con otras especies disueltas antes de ser precipitadas.

2.1.4. Teoría de flotación

2.1.4.1. Teoría química de la oxidación superficial

Villachica (1985), nos propone que, en el medio acuoso alcalino, la mayoría de los minerales sulfurados sufren oxidación superficial. Para el caso particular de la galena, existen numerosos estudios que demuestran que la superficie estaría recubierta por especies oxidadas, especialmente tiosulfato básico de plomo. La reacción con un xantato ocurriría por mediación de esta capa oxidada, operando un mecanismo de intercambio iónico. El mecanismo propuesto puede resumirse en las siguientes reacciones:



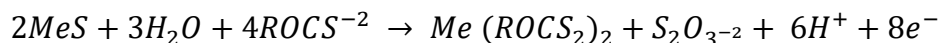
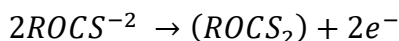
2.1.4.2. Teoría de semiconductores

Villachica (1985), nos define que esta teoría presenta una diferencia fundamental con la anterior, puesto que, la hidrofobización se atribuye a la formación de una especie oxidada del

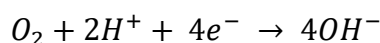
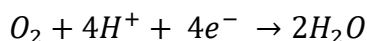
colector, un disulfuro orgánico conocido como dixantógeno, el que se formaría directamente sobre la superficie mineral. El rol del oxígeno, que es un fuerte aceptor de electrones, se interpreta en el sentido que su adsorción tomaría los electrones libres de las capas superficiales del retículo cristalino del sulfuro semiconductor, de tal forma que un semiconductor tipo-n pasaría a semiconductor tipo -p. Cuando las bandas de conducción de un sulfuro semiconductor son electrones en exceso, se habla de semiconductores tipo -n (negativos), mientras que, cuando las bandas están representadas por huecos, se tienen semiconductores tipo -p (positivos). Así, la adsorción de especies aniónicas, como xantato, estaría favorecida sobre una especie semiconductor tipo- p. La oxidación de xantato a dixantógeno se produciría por el paso de un electrón a la red cristalina, debido a la presencia de huecos (ausencia de electrones libres). El dixantógeno, por ser una molécula neutra, permanecería co-adsorbido físicamente en la película de colector, confiriéndole a la superficie una fuerte hidrofobización.

2.1.4.3. Teoría electroquímica

Villachica (1985), nos indica que según la literatura, el mecanismo más común de interacción entre xantato y sulfuros es de naturaleza electroquímica. Iones xantatos son oxidados a dixantógeno o xantato del metal, de acuerdo con una de las siguientes reacciones:



Independientemente de la trayectoria de oxidación del xantato, este proceso anódico precisa ser balanceado por una reacción catódica. Uno de los papeles importantes del oxígeno en sistemas xantato/mineral sulfurado es entregar la reacción catódica. El producto real de la Reducción de oxígeno en ambiente acuoso puede ser las reacciones de:



La primera de estas reacciones es más apropiada para describir el proceso en medio ácido (bajo acción catalítica de la superficie mineral). La segunda reacción es más realista en medio alcalino.

El mecanismo electroquímico es coherente con varias evidencias experimentales, tales como, la presencia de xantato de metal o dixantógeno, la adsorción no uniforme del colector en la superficie (debido a la diferencia de potencial entre varios puntos) y la necesidad de oxígeno para la flotación de sulfuros

2.1.5. Tipos de flotación

2.1.5.1. Flotación no Selectiva de Aceite (Bulk Oil Flotation)

Huapaya (2010), nos indica que esta técnica desarrollada en 1860, consistía en mezclar la mena molida con aceite y posteriormente con agua, de tal manera que las partículas del mineral sulfuroso, por sus propiedades superficiales hidrófobas, quedaban retenidas en la fase aceitosa y aquellas partículas que se mojaban en el agua se quedaban en la fase acuosa, de modo que al final del proceso, flotaba una capa de aceite sobre la pulpa, la cual contenía las partículas de mineral sulfuroso que eran separados por decantación y se separaba del aceite por filtración.

Chia (1990), nos propone que este proceso metalúrgico que permite la recuperación de todas las especies valiosas del mineral en un solo producto llamado concentrado Bulk, del material estéril. Para lograr una buena separación, es necesario que estas especies valiosas sean liberadas del material estéril. Recuperación de todas las especies valiosas (oro, plomo, plata, zinc, cobre) en un solo producto llamado Concentrado Bulk. En Julcani, se obtiene un concentrado de plata-plomo-oro-cobre, mientras que en Uchucchacua se producen dos tipos de concentrado: un concentrado de plata-plomo (bulk) y otro de zinc.

Los pasos que conforman la operación unitaria de flotación son:

- El mineral es molido en agua a aproximadamente 48 malla (297 micrones).
- La pulpa formada de este modo, es diluida con agua a una consistencia entre 25% y 45% de sólidos por peso.
- Pequeñas cantidades de surfactante químico son adicionadas a la pulpa, para modificar las superficies de minerales determinados.

- Otro reactivo específicamente escogido, se adiciona para actuar sobre el mineral que se desea recuperar por flotación. Éste cubre la partícula mineral con una superficie aerofílica (es decir repelente al agua).
- La pulpa químicamente tratada es un depósito, tiene aire introducido por agitación o por la adición directa de aire a baja presión.
- El mineral, como parte de la espuma, sube hacia la superficie, de donde es extraído. La pulpa empobrecida, pasa a través de una serie de tanques o celdas, con el objeto de proveer tiempo y oportunidad a las partículas minerales para contactar burbujas de aire y puedan ser recuperadas en la espuma.

2.1.5.2. Flotación de Película (Film Or Skin Flotation)

Huapaya (2010), nos propone que esta técnica, el mineral finamente molido era esparcido cuidadosamente sobre la superficie libre del agua, de modo que las partículas de sulfuro, que se caracterizan por tener propiedades hidrófobas, sobrenadaban en la superficie del agua, formando una delgada película que era removida por medio de algún mecanismo; en cambio la ganga se mojaba y sedimentaba en el fondo del recipiente de agua.

2.1.5.3. Flotación de Espuma

Gzogyan y Gubin (2008), nos propone que la flotación de espuma la separación se la realiza gracias a la adhesión selectiva de partículas hidrófobas a pequeñas burbujas de gas (aire) que son inyectadas al interior de la pulpa. El conjunto partícula-burbuja asciende a la superficie formando una espuma mineralizada, la cual es removida por medio de paletas giratorias o simplemente por rebalse. Las propiedades superficiales de las partículas y las características del medio pueden ser reguladas con ayuda de reactivos.

2.1.5.4. Flotación de Iones

Gzogyan y Gubin (2008), nos indica que con ayuda de reactivos de flotación se precipitan los iones y luego éstos son flotados como en el caso de la flotación de espuma.

2.1.6. Flotación por espumas

Quiroz (1998), nos señala que la flotación por espumas es un proceso físico - químico de la concentración de minerales finamente molidos. El proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral a fin de crear condiciones favorables para la adhesión de ciertas partículas de minerales a las burbujas de aire. Tiene por objeto la separación de especies

minerales, divididos a partir de una pulpa acuosa, aprovechando sus propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico) por el agua. Las especies valiosas o útiles constituyen una fracción menor del mineral, mientras que las especies no valiosas o estériles constituyen la mayor parte, el carácter hidrofílico o de afinidad hace que estas partículas se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa, para finalmente hundirse. El carácter hidrofóbico o de repulsión evita el mojado de las partículas minerales que pueden adherirse a las burbujas y ascender. Estas propiedades de algunos minerales tienen en forma natural, pero pueden darse o asentarse mediante los reactivos de flotación.

Mamani (2007), nos indica que la flotación por espumas es un proceso físico-químico de concentración de minerales o compuestos finamente molidos, basados en las propiedades superficiales de los minerales (mojabilidad), que hace que un mineral o varios se queden en una fase o pasen a otra, las propiedades superficiales pueden ser modificadas a voluntad con ayuda de reactivos. Tiene por objeto la separación de especies minerales, finamente divididos a partir de una pulpa acuosa, aprovechando sus propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico) por el agua las especies valiosas o útiles constituyen una fracción menor del mineral (concentrado), mientras que las especies no valiosas o estériles constituyen la mayor parte (ganga).

Otro factor importante es el porcentaje de sólidos que pueden estar entre 15 y 40 %. EL tamaño de partículas varía entre # 65 mallas Tyler hasta 10 micrones aproximadamente. (Hupaya, 2010)

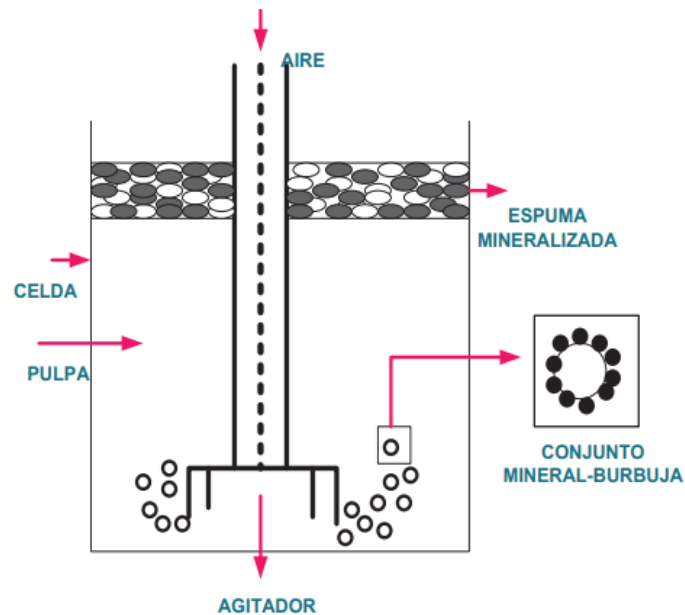


Figura 1. Principio de la flotación de espumas.
Fuente: Hupaya, 2010.

2.1.6.1. Minerales Hidrofílicos

Son mojables por el agua, constituidos por: óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros, que generalmente representan la mayoría de los minerales estériles o ganga. Haciendo que se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa para finalmente hundirse. (Quiroz,1998)

2.1.6.2. Minerales Hidrofóbicos

Son aquellos minerales que no son mojables o son poco mojables por el agua, dentro de ellos tenemos: Los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como: grafito, carbón bituminoso, talco y otros, haciendo de que evite el mojado de las partículas minerales, que pueden adherirse a las burbujas de aire y ascender. Además se puede observar, que los minerales hidrofóbicos son aerofílicos. (Quiroz, 1998)

2.1.6.3. Tipos de Flotación de Espuma

- Flotación directa

La flotación directa es aquella en la que el mineral valioso (concentrado) sale en la espuma y la ganga se queda en el non-float. (Relave)

- Flotación Reversa o Inversa

En este tipo de flotación el mineral valioso se queda como non-float considerado de valor como relave que es recuperado posteriormente y la ganga se capta en las espumas.

- Flotación Bulk o Colectiva

Se dice flotación colectiva en el caso de que todos los minerales valiosos y de un solo tipo mineralógico (por ejemplo: sulfuros) salen en la espuma. (Hupaya 2010)

- Flotación Selectiva o Diferencial

Gzogyan y Gubin (2008), nos señala que por su nombre indica la flotación es selectiva, por la acción selectiva de los reactivos permite que se flota un solo mineral a la vez en cada etapa. El tamaño máximo de partícula a flotar depende de la naturaleza de la partícula y su peso específico. De modo que en la práctica el tamaño límite superior de las partículas para el caso de sulfuros está entre 0,15 – 0,25 mm, para carbón entre 1– 2 mm y para azufre nativo entre 0,5 – 1 mm.

2.1.7. Circuitos Básicos de Flotación

Los circuitos de flotación son procesos continuos. Las celdas están instaladas en series formando bancos. La pulpa ingresa a la primera celda del banco y entrega parte de su mineral valioso en forma de espuma; el overflow de esta celda pasa a la segunda celda, de donde es sacada más espuma mineralizada, y así sucesivamente hasta la última celda del banco. La altura de la columna de espuma es determinada por el ajuste de la altura de la salida de la cola; la diferencia de altura entre ésta y el labio del overflow de la celda determina la altura de la espuma. La alimentación ingresa a la primera celda del banco y la columna de espuma en las primeras celdas se mantiene alta, ya que hay abundante cantidad de partículas hidrofóbicas de mineral que lo sustentan. Las últimas celdas de un banco contienen espumas con bajos contenidos de mineral, conformados por partículas hidrofóbicas débiles. Estas son denominadas celdas scavenger, usualmente conformados por partículas mixtas, las cuales son recirculadas. Las celdas scavenger, tienen poco mineral para sustentar espuma alta, tienen su vertedero de colas crecido de tal manera que la pulpa sobrepasa siempre el labio de la celda. De esta manera se recupera el material flotante y se logra la máxima recuperación de las celdas. Debe evitarse las cargas circulantes excesivas, por más que la alimentación se

diluya, y el tiempo de flotación se reduzca. Este flujograma puede ser operado exitosamente solamente cuando la caja (ganga) sea relativamente no flotable, y requiera un especial y cuidadoso control para mantener uniforme la ley del concentrado si hay fluctuaciones en la ley de cabeza. Un sistema preferido, es diluir el concentrado de las primeras celdas de un banco, conocido como flotación rougher, y reflotarlos en celdas de limpieza (cleaners), donde los vertederos se los mantiene bajos para mantener una espuma alta y producir un concentrado de alta ley. En este sistema rougher-scavenger-cleaner, las celdas de limpieza reciben comparativamente una alimentación de alta ley, mientras que la sección scavenger puede trabajar con un exceso de aire para obtener una máxima recuperación. Las colas de las celdas de limpieza, normalmente contienen partículas de mineral aerófilas que son generalmente recirculadas a las celdas rougher, y posteriormente a las scavenger.

En los circuitos de flotación se manejan etapas como rougher (primaria), cleaner (limpieza), y scavenger (barrido o agotamiento), en el circuito más simple consta de una etapa rougher seguida de una etapa cleaner como lo muestra en la siguiente figura. (Yianatos 2008)

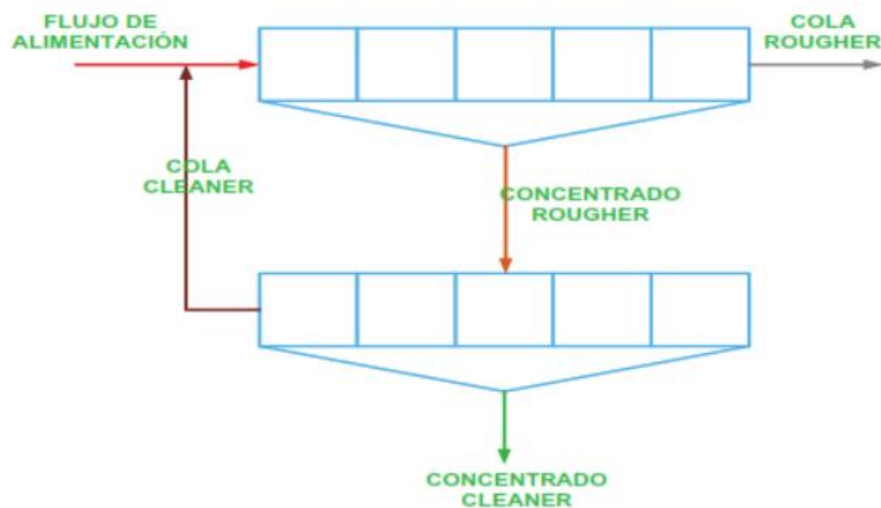


Figura 2. Circuito básico de flotación.
Fuente: Yianatos, 2005.

En el siguiente circuito se muestra más complejo pues se adiciona la etapa scavenger, para esta forma incrementar la recuperación del mineral y mediante la etapa cleaner aumentar la ley del mineral de interés. (Yianatos, 2005)

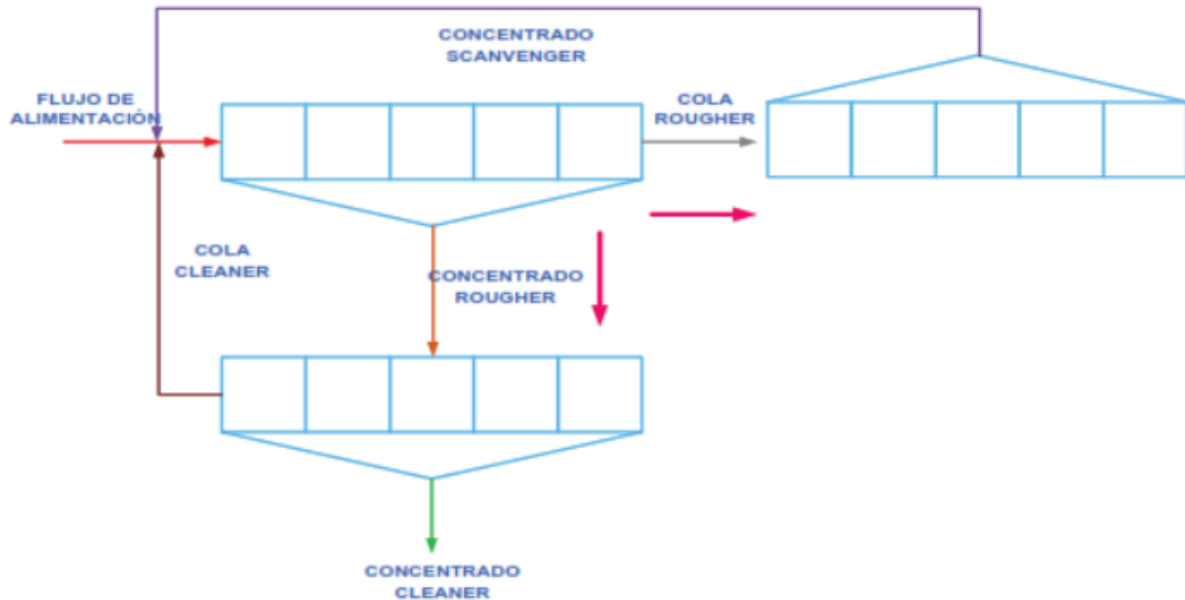


Figura 3. Circuito complejo de flotación.
Fuente: Yianatos, 2005.

2.1.8. Etapas de flotación

El proceso de flotación abarca las siguientes etapas

- Moler el mineral a un tamaño lo suficientemente fino para separar los minerales valiosos uno de otro, así como minerales de ganga adherente.
- Preparar las condiciones favorables para la adherencia de los minerales deseados a las burbujas de aire.
- Crear una corriente ascendente de burbujas de aire en la pulpa del mineral.
- Formar una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa.
- Extraer la espuma cargada de mineral.

Aunque la molienda del mineral no forma parte de la flotación, pero tiene una importante influencia sobre el proceso. Para lograr resultados óptimos en la flotación, en la etapa de molienda los minerales valiosos deben ser liberados completamente de la roca desechable (ganga) y ser separados unos de otros. Sin embargo, en la práctica a menudo esto no es económicamente factible y aun cuando se logra una separación completa pueden presentarse otros factores negativos para el proceso, por ejemplo, molinos de bolas o barras generalmente

usados para la molienda pueden formar considerables lamas de ganga que complicaran las subsiguientes etapas de flotación.

La creación de una corriente ascendente de burbujas de aire se logra con una máquina de flotación, la que produce burbujas bien sea mediante la agitación mecánica de la pulpa de mineral y/o la introducción directa de aire bajo presión.

Para obtener la adherencia de las partículas minerales deseadas a las burbujas de aire y de ahí, la formación de una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa, se debe formar una película se superficie **HIDROFOBICA** sobre las partículas a flotar y una película **HIDROFÍLICA** o humectable en todas las demás. Esto se logra por medio de colectores y modificadores; las selecciones de la combinación apropiada para cada tipo de mineral particular, constituye precisamente el principal problema del metalurgista o carga del beneficio. (Torres & Varas, 2012)

2.1.9. Fases de flotación

2.1.9.1. Fase sólida

Astucuri (1999), nos indica que esta fase está representada por los sólidos a separar (minerales) que tienen generalmente una estructura cristalina. Esta estructura es una consecuencia de la comparación química de las moléculas, iones y átomos componentes que son cada uno, un cuerpo completo. Los factores de importancia son los siguientes:

- Carácter de la superficie aireada en la ruptura del sólido (Tipo de superficie, fuerzas residuales de enlaces)
- Imperfecciones en la red cristalina
- Contaminantes provenientes de los sólidos, líquidos y gases.

2.1.9.2. Fase líquida

Astucuri (1999), nos señala que el agua es el elemento en el cual se efectúa la flotación, por su abundancia y por su bajo precio.

Hay que subrayar la importancia que tienen la impureza y contaminación de las aguas naturales e industriales. La dureza del agua por ejemplo causada por sales de calcio, magnesio y sodio. Estas sales pueden cambiar la naturaleza de la flotabilidad y son casi siempre causa de consumo considerable de reactivos, formando sales insolubles.

Aparece que aproximadamente el 46% de los enlaces es covalente y 54% es iónico, finalmente hay que subrayar la importancia de las impurezas y contaminaciones que tiene toda agua natural o industrial.

2.1.9.3. Fase gaseosa

Astucuri (1999), nos indica que el aire que se inyecta en la pulpa neumática o mecánicamente para poder formar las burbujas que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas, la función del aire en la flotación tiene distintos aspectos de los cuales los principales son:

El aire influye químicamente en el proceso de flotación

Es el medio de transporte de las partículas de mineral hasta la superficie de la pulpa

El aire es una mezcla de nitrógeno (78,10%) y oxígeno (20,96%) con pequeñas cantidades de dióxido de carbono (0,04%) y gases inertes como argón y otros.

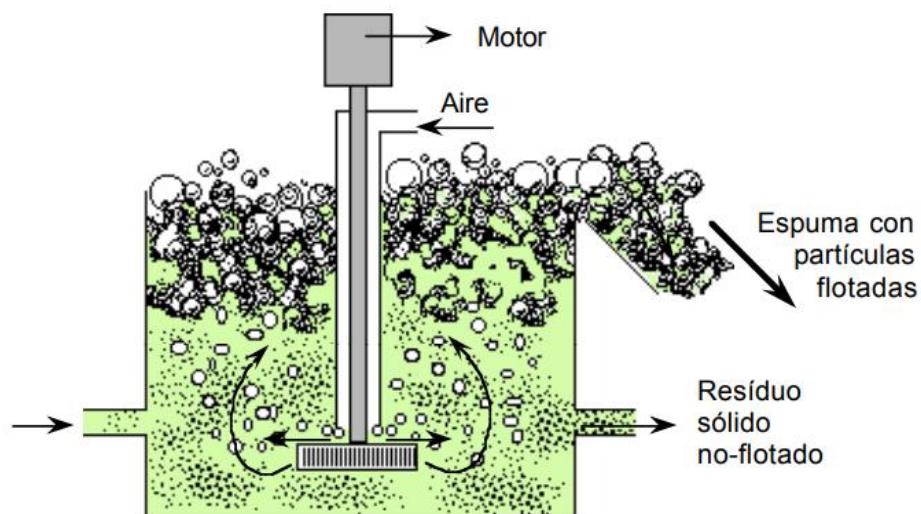


Figura 4. Fases del proceso de flotación por espumas.
Fuente: Asrucuri, 1999.

2.1.10. Cinética de flotación

Sutulov (1963), nos indica que la cinética de flotación tiene como objetivo, determinar la forma de ecuación de velocidad de flotación y los efectos cuantitativos de las variables principales sobre los parámetros de la cinética.

Yianatos (2005), nos señala que al momento de determinar la recuperación del mineral que se puede alcanzar en un proceso a nivel industrial. La cinética del proceso representa la velocidad de producción de concentrado y permitir el cálculo de equipos de flotación y el diseño de arreglos de circuitos.

López, Uribe, Magallanes & Pérez (2009), nos indica que un factor importante en la cinética de flotación, es la densidad de flujo del área superficial de burbuja, debido a que tiene una alta correlación con la constante cinética.

Azañero (1999), nos indica que el tiempo de residencia, está vinculado al flujo de aire, de modo tal que si este último fuese pequeño, debería de ser alta para coleccionar todas las partículas, hay una relación directa y la probabilidad de flotación, por lo que si esta es alta y si el flujo de aire es adecuado, la recuperación sería estable, el objetivo de una evaluación cinética es determinar el tiempo óptimo de flotación y de los parámetros del modelo, ver que recuperación se puede obtener en un determinado tiempo de flotación.

Por otra parte, Magallanes (1995), define que la cinética de flotación se utilizó para determinar la rapidez con que flotan las especies minerales a través del tiempo, bajo condiciones constantes de flujo de aire, concentración de reactivos y recuperación de espuma. Estas pruebas permiten definir el tiempo de flotación adecuado para asegurar máximas recuperaciones de los metales de interés, así como evaluar la flotabilidad de minerales mediante curvas grado/recuperación. Bajo estas condiciones las partículas liberadas flotan en los primeros minutos, seguida por partículas mixtas para flotar al final las especies asociadas; este comportamiento se muestra en la figura, en donde pueden definirse: velocidad con la que flotan las especies y distribución de partículas liberadas. Las pruebas son fácilmente estandarizables, y proveen información útil para la toma de decisiones. Bajo este esquema de pruebas se evaluaron colectores específicos para maximizar las recuperaciones, los espumantes, así como el uso de depresores en la flotación primaria.

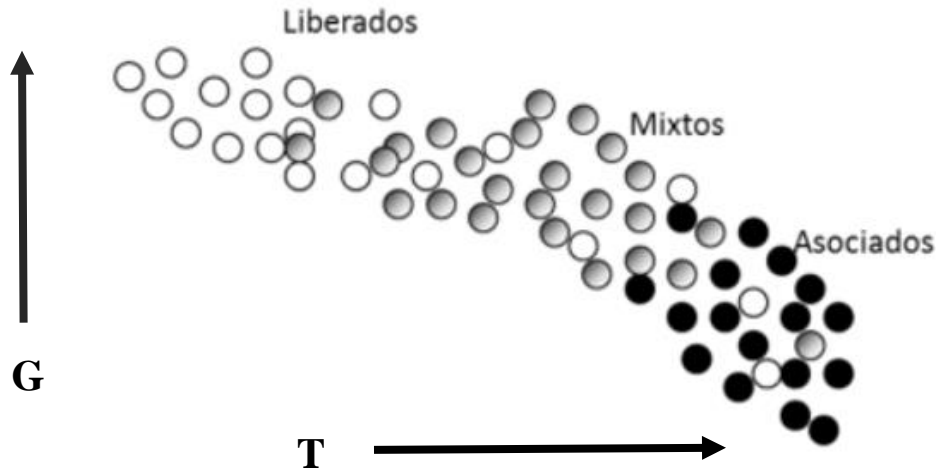


Figura 5. Representación gráfica de curva grado/recuperación en la cinética de flotación.
Fuente: Magallanes, 1995.

Donde:

G = Gravedad

T = Tiempo

Liberados = Sin reactivos

Mixtos = Inicia la mezcla con reactivos

Asociados = completamente

2.1.10.1. Velocidad de flotación

Azañero (1999), define que la velocidad es una constante correspondiente a velocidad específica de una reacción de primer grado, partiendo de una ecuación general:

$$\frac{dc}{dt} = Kc^n$$

$\frac{dc}{dt}$ = variación de la concentración con respecto al tiempo

c = Es la concentración de material flotable, al tiempo "t"

n = Es el orden de la relación

K = Es la constante de velocidad de la ecuación

$C_o =$ Concentración de material flotable

Piñeres (2009), en el proceso de flotación de minerales las recuperaciones nunca llegan a ser el 100%, por esta razón la ecuación que más se acerca a la realidad es:

$$\ln\left(\frac{C_o - C_\infty}{C - C_\infty}\right) = Kt$$

$t =$ Tiempo acumulativo de flotación (minutos)

2.1.10.2. Tiempo de flotación

En su investigación menciona que el tiempo de residencia es un factor de importancia que afectan tanto a la ley como a la recuperación del mineral de interés. Este parámetro se puede variar generalmente por variación de los flujos, aunque también puede realizarse mediante el ajuste de la altura de espuma y del agua de lavado, de la cual se hablará.

La flotación consta de las siguientes etapas:

- Adsorción de los reactivos sobre la superficie del mineral
- Encuentro de las partículas con las burbujas de aire
- Transporte de las partículas hasta la superficie de la celda de flotación. Cada etapa se realiza en un tiempo diferente y al sumarlas se obtiene el tiempo de flotación, para ello se emplea la siguiente relación

$$t = \frac{n * 1440 * V_k * K}{V_C}$$

Donde:

$n =$ Número de celdas necesarias

$t =$ Tiempo de flotación en minutos

$V_k =$ Capacidad de celda en m^3

$V_C =$ Flujo de pulpa en $\frac{m^3}{día}$

$K =$ Proporción de celda llena en volumen geométrico

Aproximadamente es el 70 % de su capacidad nominal porque se descuenta el volumen ocupado por las espumas, burbujas gaseosas, partes mecánicas, y “Vc” es el volumen entrante al circuito de flotación en m³/día.

Recalca que una mayor altura de espuma se traduce en un mayor tiempo de residencia del mineral de interés adherido en las burbujas, aumentando el riesgo de que la partícula se desprenda y vuelva a la pulpa por lo que se concluye que el control de esta variable tiene asociado un trade – off entre la recuperación y la pureza del concentrado, en donde los procesos que busquen maximizar la ley del producto verán disminuida su recuperación y viceversa. (Yianatos, 2005)

2.1.11. Recuperaciones y razones del proceso de flotación

Quiroz (1998), nos indica que las diferentes recuperaciones y razones del proceso de flotación son los siguientes:

Recuperación metalúrgica: es la razón entre la masa del material útil obtenido multiplicado por su ley en el concentrado y la masa del material útil multiplicado por su ley en la alimentación.

Recuperación en peso: es la razón entre la masa del concentrado y la masa de la alimentación.

Razón de concentración: es la razón entre la masa de alimentación y la masa de concentrado. En términos prácticos, se refiere a las toneladas de mineral necesarias para obtener una tonelada de concentrado.

Razón de enriquecimiento: es la razón entre la ley del componente deseado en el concentrado y la ley del mismo componente en la alimentación.

- Razón de concentración

$$Rc = \frac{F}{C}$$

- Recuperación Metalúrgica

$$Rm = \frac{Cc}{Ff} * 100$$

Donde:

$R_c = \text{Razon de concentraci3n}$

$R_m = \text{Recuperaci3n metal3rgica}$

$F = \text{pesos de alimentaci3n}$

$C = \text{concentrado}$

$f = \text{leye del componente 3til de alimentacion}$

$c = \text{leye de componente 3til en la alimentaci3n de concentrado}$

2.1.12. Reactivos de flotaci3n

Astucuri (1999), nos indica que en el sistema de flotaci3n los reactivos se dividen de acuerdo a la funci3n espec3fica que desempe1an en: colectores, espumantes y modificadores.

Los colectores y espumantes son sustancias org3nicas empleadas generalmente en dosificaciones comprendidas entre 1 a 1000 g/ton de alimentaci3n. Qu3micamente, son clasificados como surfactantes (surfactant), es decir, mol3cula de car3cter doble, que consiste de un grupo polar y un grupo no-polar.

El grupo polar posee un momento de dipolo permanente y representa la parte hidrof3lica de la mol3cula. El grupo no-polar no posee un dipolo permanente y representa la parte hidrof3bica de la mol3cula.

Los surfactantes cumplen dos papeles fundamentales en la flotaci3n. Primero, se adsorben en la interface s3lido/l3quido y act3an como colectores tornando hidrof3bica la superficie de ciertos minerales. Segundo, influyen en la cin3tica de la adhesi3n burbuja/mineral, actuando como espumantes.

De esta forma el espumante act3a principalmente en la interface l3quido/aire, promoviendo la formaci3n de la espuma a trav3s de la disminuci3n de la tensi3n superficial.

Los modificadores son sustancias inorg3nicas u org3nicas empleadas en cantidades que generalmente var3an entre 20 a 1000 g/ton.

2.1.13. Clasificación de los reactivos

Astucuri (1999), nos señala que los reactivos o agentes de flotación se clasifican en:

- Espumante. Tienen como propósito la creación de una espuma capaz de mantener las burbujas cargadas de mineral hasta su extracción de la máquina de flotación (celdas)
- Colector. Es el reactivo fundamental del proceso de flotación puesto que produce la película hidrofóbica sobre la partícula del mineral
- Modificadores. Actúan como depresores, activadores, reguladores de pH, dispersores. Facilitando la acción del colector para flotar el mineral de valor, evitando su acción a todos los otros minerales como es la ganga.

2.1.13.1. Espumantes

Yianatos (2005), nos propone que el proceso de flotación requiere incorporar en su proceso burbujas de aire, las que permiten su adhesión mediante una colisión con las partículas del mineral. Los líquidos puros como agua, alcohol etílico o parafina, no producen una espuma estable cuando se agitan con aire, sin embargo, la adición de pequeñas cantidades de sustancias activas como alcoholes superiores le dan estabilidad a la espuma, las características más importantes de un espumante, son:

- Generar espumas que tengan suficiente estabilidad con adiciones mínimas
- Tener bajas condiciones colectoras
- Dispersarse en el agua con facilidad
- La espuma debe romperse fácilmente cuando se retira de flotación
- Generar pequeñas burbujas

Linares (2010), nos señala que la eficiencia del uso de espumantes depende del pH de la pulpa, que determina condición máxima en que se forma la espuma.

Los espumantes más comunes:

- Aceite de Pino $C_{10}H_{17}OH$
- Cresoles $CH_3C_6H_4OH$
- Metil Isobutil Carbinol $C_6H_{13}OH$

En dependencia de la eficacia de acción de los espumantes con diversos valores del pH de la pulpa, éstos se dividen en:

- Básicos

Los que poseen una propiedad espumígena máxima en pulpas alcalinas. A los que espumantes principales pertenecen las bases de piridina pesadas, que poseen una elevada propiedad espumígena en medios muy alcalinos.

- Ácidos

Los que disminuyen sus propiedades espumígenas a medida que se incrementa la alcalinidad de la pulpa. A los espumantes ácidos pertenecen los reactivos fenólicos (cresol, xilenol, aceites de madera que contienen fenol y otros) los alquilarilsulfonatos (detergentes y azolatos) Puesto que la flotación de los minerales se efectúa generalmente en pulpa alcalina, en la práctica de enriquecimiento los agentes espumantes ácidos se conocen como débiles, pero en su mayoría son reactivos bastante selectivos.

- Neutro

Cuyo empleo en la flotación no depende prácticamente del pH de la pulpa. Es el grupo más considerable de agentes espumantes por su cantidad e importancia Es racional subdividirlos en tres grupos:

Los reactivos que constituyen alcoholes aromáticos y alicíclicos: corresponden las sustancias que contienen terpineol, las que se hallan en diversos aceites de madera (Aceite de pino) y algunos espumantes sintéticos del tipo ciclohexanol, dimetilfenilcarbinol, terpineolsintético (aceite de terpinoleno).

Reactivos que contienen alcoholes alifáticos: que son sustancias individuales o mezclas de alcoholes, que se obtiene como productos secundarios durante el procesamiento de diversos compuestos químicos o de una producción especial

Reactivos que contienen sustancias con enlaces éteres: le corresponden los monoéteres de polipropilenglicoles, polialcoxialcanes y dialquifitalatos, la combinación de los reactivos da unos excelentes resultados, sobre todo cuando uno de los reactivos aumenta la solubilidad del otro, la función más importante del espumante es de mantener una espuma estable que

permite remover el concentrado de las celdas de flotación; también tienen valiosos efectos en los circuitos de flotación tales como:

La formación de burbujas finas que mejora la dispersión de las burbujas de aire en la celda de flotación, previene la coalescencia; fusión o unión de las burbujas de aire separadas, disminuye la velocidad de la burbuja hacia la superficie de la pulpa. (Astucuri,1999)



Figura 6. Adhesión del espumante a la superficie de la burbuja de aire.
Fuente: Yianatos, 2005.

2.1.13.2. Colectores

Son compuestos químicos orgánicos, cuyas moléculas contienen un grupo polar y uno no-polar. El anión o catión del grupo polar permiten al ion del colector quedar adsorbido a la superficie también polar, del mineral. Por el contrario, el grupo no - polar o hidrocarburo queda orientado hacia la fase acuosa hidrofugando el mineral, ya que tal orientación resulta en la formación de una película de hidrocarburo hidrofóbico en la superficie del mineral. Por consiguiente, las partículas de mineral hidrofobadas por una película de colector se adhieren a las burbujas de aire que van subiendo, arrastrando consigo el mineral a la superficie de la pulpa. Estos reactivos se asocian más a los sulfuros y al aire, pero muy poco a la ganga. (Astucuri, 1999)

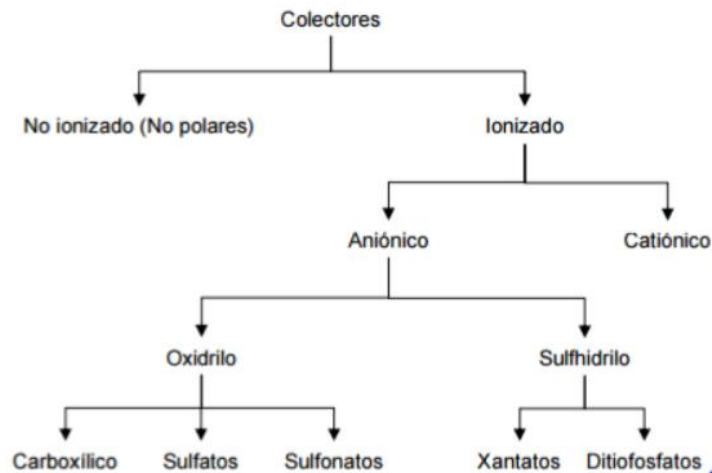


Figura 7. Clasificación de colectores.
Fuente: Sutulov, 1963.

- Poder colector y selectividad.

El poder colector de cualquier agente de flotación es medido por la dosis y lo compleja que resulta la flotación del mineral, por una unidad de colector empleado. Con los xantatos, esta propiedad ha sido considerada, desde hace mucho tiempo, como una función del número de átomos de carbono, mayor será el poder colector. Sin embargo, esta regla sufre algunas limitaciones, por ejemplo, puesto que diferentes minerales sulfurados responden en forma distinta a la adsorción de colectores, los poderes colectores relativos de los diferentes tipos de xantatos deben variar de un mineral a otro.

- Xantatos.

Los xantatos o xantogenatos son sales de ácido xantogénico, y se encuentran entre los primeros colectores orgánicos solubles en agua y de aquí que su adopción fuera inmediata y amplia, los xantatos pueden oxidarse, convirtiéndose en este caso en dialquinoxantogeno. Las soluciones acuosas de los xantatos se hidrolizan formando los ácidos xantogénicos. La hidrólisis de los xantatos aumenta con la reducción del pH del medio; mientras que las soluciones acuosas de xantatos en medios alcalinos son bastante estables y además los xantatos son tóxicos. (Astucuri, 1999).

- Xantato amfílico de potasio (z - 6).

Este xantato es muy fuerte por lo que se emplea generalmente en aquellas operaciones de flotación que requieren el más alto grado de poder colector. Es un colector muy apropiado para flotación de sulfuros manchados u oxidados de cobre, minerales de plomo (con Na_2S). Asimismo, se le emplea en el tratamiento de la arsenopirita, pirrotita, sulfuros de cobalto, níquel y sulfuros de hierro conteniendo oro. También se usa como promotor secundario en la flotación agotativa que sigue a una flotación “Bulk”, donde se utiliza un promotor más selectivo, cuando se emplea en las dosis adecuadas, el Z-6 puede ser más selectivo para ciertas separaciones.

- Xantato isopropilico de sodio (z - 11).

Este xantato ha llegado a ser el más ampliamente usado de todos los xantatos debido a su bajo costo y elevado poder colector. Generalmente es un poco más lento que los xantatos de etílico y a menudo puede sustituirlos con una definida reducción en la cantidad y costo de colector requerido. Se han obtenido aplicaciones muy exitosas en la flotación de prácticamente todos los minerales sulfurados. Se emplea en gran escala en la flotación de cobre, plomo y zinc; minerales complejos de plomo-zinc y cobre-hierro.

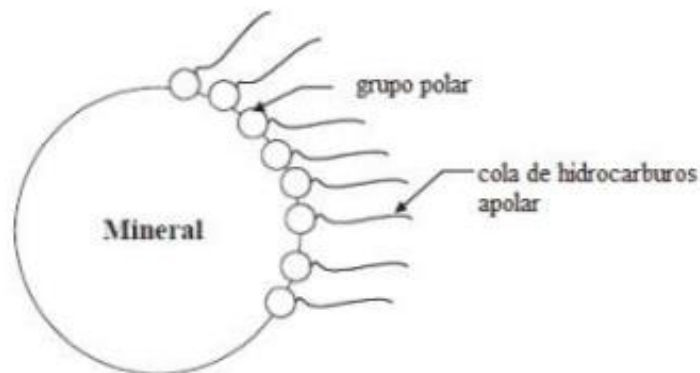


Figura 8. Adhesión del colector a la superficie del mineral.
Fuente: Yianatos, 2005.

2.1.13.3. Modificadores

Actúan como depresores, activadores, reguladores de pH, dispersores. Facilitando la acción del colector para flotar el mineral de valor, evitando su acción a todos los otros minerales como es la ganga. La lista de modificadores o agentes reguladores usados en flotación es

variada; y en general, el término regulador, es aplicado a todos aquellos reactivos, los cuales no tienen tareas específicas de coacción o de espumación. Estos se clasifican por su función.

Depreseros (NaCN, ZnSO₃, NaHSO₃)

Reactivadores o activadores (CuSO₄)

Reguladores de pH (Cao) – Dispersantes – Floculantes – Sulfidizantes

- Depresores.

La función específica de los depresores es disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de colectores que pueden hidrofobizarla (inhibe de coacción), Impiden la flotación de algunos sulfuros, mientras se hacen flotar otros.

- Activadores o reactivadores.

Estos aumentan la flotabilidad de ciertos minerales, mejorando o ayudando a la adsorción de un colector. Los reactivos reactivadores, restablece la flotabilidad de un mineral oxidado o que ha sido deprimido. La función activante es contraria a la función depresora y los reactivos de este tipo sirven para aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales o para fortalecer el enlace entre la superficie y el colector. (Astucuri, 1999).

2.1.14. Equipos de flotación

Existen diferentes diseños de máquinas de flotación, pero tienen una función en común, hacer que las partículas hidrofóbicas entren en contacto, se adhieran a las burbujas de aire y se eleven a la superficie formando una espuma, la que luego es removida. Las celdas de flotación deben mantener todas las partículas en suspensión asegurar la flotabilidad de cada una de las partículas presentes en la celda, dispersar, minimizar al arrastre que tiene la pulpa hacia la espuma. A partir del método de introducción del aire a la pulpa, las celdas de flotación se pueden clasificar en:

En las celdas mecánicas el aire se introduce mediante agitación mecánica y la parte fundamental es el agitador.

En las celdas neumáticas la inyección de aire se produce mediante compresores a elevadas presiones, en este tipo de celdas no se cuenta con agitación mecánica. (Figueroa, 2008)

López y Reyes (2005), nos indica que la evaluación de las celdas de flotación se basa en parámetros como las hidrodinámicas, eficiencia en la zona de espumas y la caracterización de la flotación en función de sus características físicas en el flujo de alimentación de la celda.

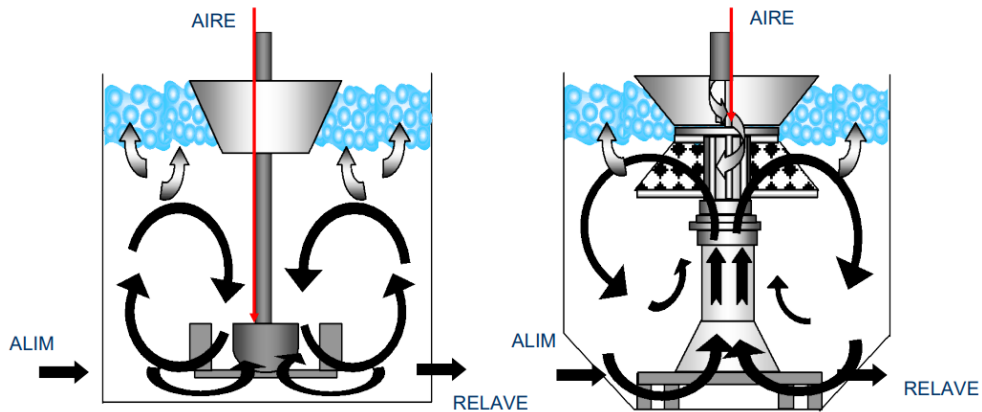
2.1.15. Tipo de celda de flotación

La celda de flotación es un reactor donde se produce el contacto burbuja – partícula, la adhesión entre ellas y la separación selectiva de especies. El buen funcionamiento de este equipo se basa en una adecuada dispersión y distribución del aire y de las partículas en su interior, formación y remoción de la espuma, de tal manera que los productos generados (concentrado y relave) cumplan con las necesidades requeridas de leyes y recuperaciones. Se pueden clasificar en celdas mecánicas y neumáticas.

En una misma categoría de celda de flotación, existen diferencias, principalmente en la geometría del equipo, la forma y diseño mecánico del impeler, la forma de los dispersores para romper el aire en burbujas, rangos de variación de la velocidad de agitación y flujo de aire. En consecuencia, un cambio en alguno de estos factores provoca diferencias en las condiciones hidrodinámicas al interior de la celda.

2.1.15.1. Celdas mecánicas.

Se caracterizan por tener un impeler movido en forma mecánica, el cual agita la pulpa y dispersa y distribuye el aire en la pulpa. Son generalmente utilizados para etapas de flotación primaria y de repaso, puesto que entregan una mayor recuperación de concentrado, con la consecuente disminución en ley. Estos equipos pueden ser autoaerados, donde el aire es inducido a través de la depresión creada por el impeler, o con aire a presión, donde el aire es introducido por un soplador externo.



- Circulación abierta
- Aire forzado
- Rotor en el fondo
- Circulación de pulpa a través del rotor
- Auto aspirantes
- Rotor cercano al tope

Figura 9. Diseño de celdas de flotación neumáticas.
Fuente: Yianatos, 2005.

2.1.15.2. Celdas neumáticas.

Este tipo de equipos no tiene impeler y utiliza aire comprimido para agitar y airear la pulpa. Las más usadas son las celdas de columna, en los cuales existe un flujo contracorriente de burbujas y pulpa. Son generalmente usados en etapas de limpieza, porque entregan mejores leyes de concentrado.

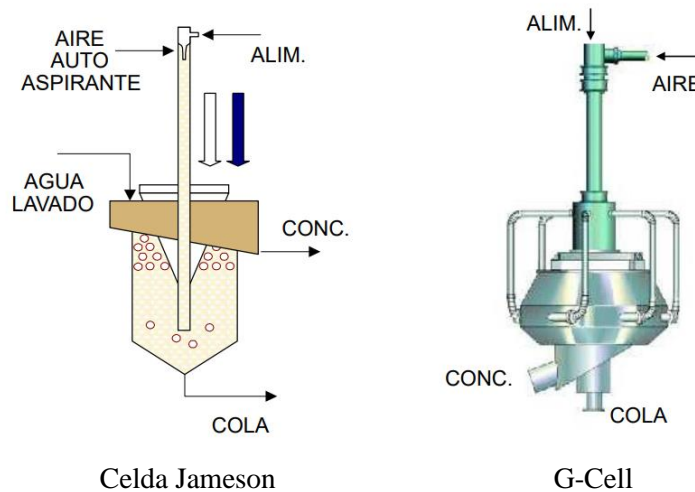


Figura 10. Diseño de celdas de flotación neumáticas.
Fuente: Yianatos, 2005.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Ensayo: Análisis químico de un mineral, concentrado o metal para determinar la cantidad de especies valiosas. Normalmente las leyes de metales preciosos se dan en onzas por tonelada corta o gramos por tonelada métrica, mientras que las leyes de metales no preciosos se expresan en porcentaje. (Louis, 2007)

Celdas de flotación: Equipo en donde se efectúa el proceso de flotación de minerales y que consta de un tanque y un agitador especial. El agitador está montado en un eje hueco para permitir el ingreso del aire. (Linares, 2010)

Colector: Es un reactivo sólido fácilmente soluble en agua tiene un color amarillento y su presentación es en pellets. (Azañero, 1999)

Concentrado: Producto rico en metales obtenido mediante la aplicación de procesos de separación y concentración tales como la flotación. Los metales son "concentrados" a partir del mineral que los contiene y el resto es desechado como relave neutralizado. Posteriormente estos metales son extraídos de los concentrados mediante procesos pirometalúrgicos e hidrometalúrgicos en las fundiciones y refinerías. (Linares, 2010)

Concentración gravimétrica: Proceso que permite separar partículas de diferentes tamaños, formas y pesos específicos, mediante el uso de la fuerza de gravedad o fuerzas centrífugas. Por ejemplo, un grano de oro se hunde en agua mucho más rápido que un grano de sílice del mismo tamaño debido a que el primero tiene un mayor peso específico. (Linares, 2010)

Espumante: Este es el espumante ideal para este tipo de flotación diferencial ya que tiene propiedades de selectividad esto nos permite tener concentrados de alta ley con escaso contenido de pirita e insolubles. (Azañero, 1999)

Granulometría: tamaño de partícula que presenta la mena a procesar, es la variable sobre la cual debe ponerse más énfasis en su control, debido a su efecto en la recuperación metalúrgica y en la selectividad del concentrado final. (Vargas, 1995)

Ley: Cantidad de metal valioso en cada tonelada de mineral. Se expresa en onzas troyano por tonelada para los metales preciosos y como porcentaje para otros metales o no metales. (Linares, 2010)

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.1. Geográfica

El relave minero La Tahona se encuentra ubicada en el departamento de Cajamarca, provincia de Hualgayoc, distrito de Hualgayoc, caserío la Tahona.

3.1.2. Política

El relave minero La Tahona se ubica al noreste de la provincia de Hualgayoc, a 7 kilómetros aproximadamente de la carretera Hualgayoc – Bambamarca, tiene una altitud de 2750 a 2830 m s. n. m, presenta una topografía variada y compleja, que expone rocas sedimentarias, intrusivas y cubiertas por rocas ígneas y volcánicas, las que en el tiempo han sido modificadas por la tectónica.

Tabla 2. Coordenadas de vértices del relave minero La Tahona.

COORDENADAS UTM – WGS 84			
VÉRTICES	NORTE	ESTE	Área (m²)
1	9253142.98	766603.27	335.9534
2	9253155.35	766606.56	
3	9253132.60	766623.49	
4	9253147.81	766629.21	

3.1.3. Accesibilidad

El acceso desde la ciudad de Cajamarca hacia la provincia de Hualgayoc, tiene un trayecto que se desarrolla en una vía asfaltada de 88.5 km, por último, se toma la carretera Hualgayoc – Bambamarca, en el kilómetro 3 se ubica el relave minero “La Tahona”.

Tabla 3. Acceso al área del relave minero La Tahona.

Tramo	Distancia (Km)	Tiempo	Tipo de vía
Cajamarca - Hualgayoc	89	2h 30 min	Asfaltada
Hualgayoc – Relave Minero	7	15 min	Asfaltada

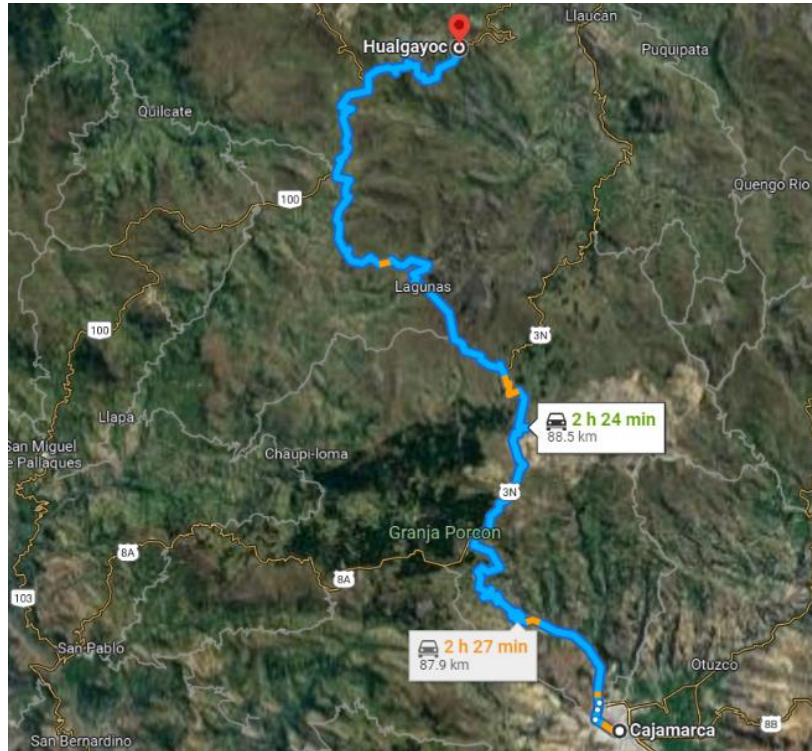


Figura 11. Acceso a la zona de investigación (Ruta Cajamarca – Hualgayoc).
Fuente: Google Earth, 2022.

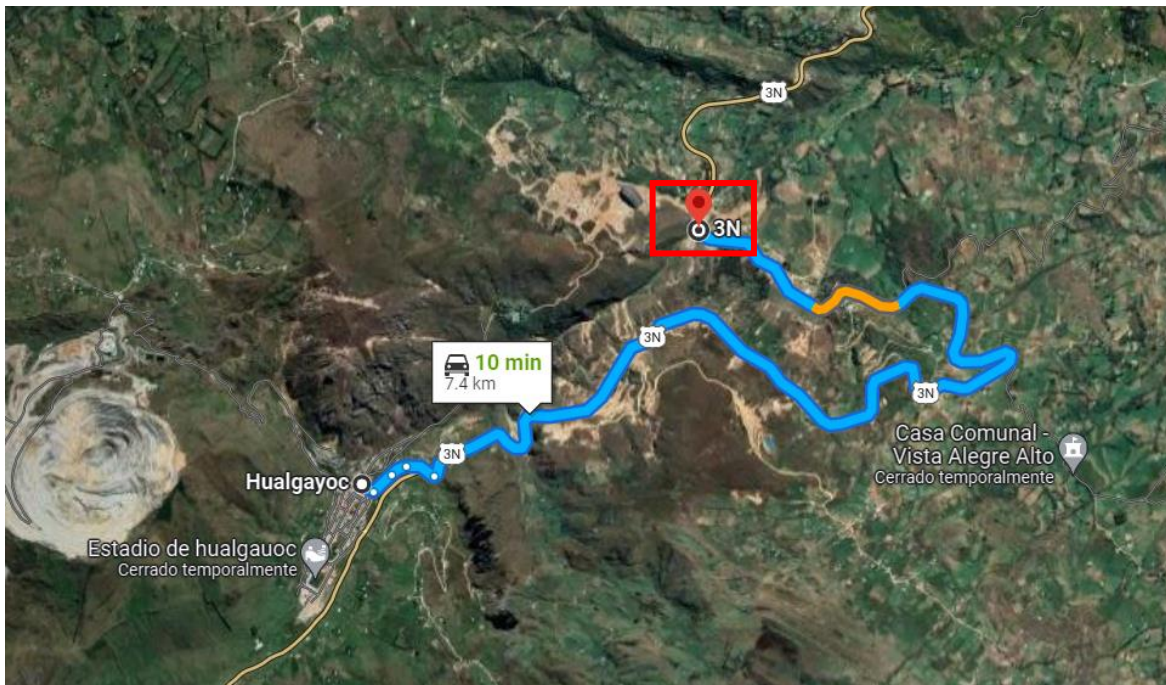


Figura 12. Acceso a la zona de investigación (Ruta Hualgayoc – Relave Minero).
Fuente: Google Earth, 2022.

3.2. PROCEDIMIENTO

3.2.1. Metodología

- Tipo de investigación

Según el propósito de la investigación de estudio corresponde a un tipo exploratorio por lo que incrementamos nuestros conocimientos sobre recuperación de mineral por el método de flotación, descriptiva porque reunimos información de campo, analizamos y describimos los resultados de cada muestra y transversal en el tiempo porque obtuvimos las muestras en campo del relave minero La Tahona antes que haya sido remediado.

- Diseño de investigación

Para esta investigación el diseño se trató de recolectar datos de campo y se ha experimentado en laboratorio, para determinar los porcentajes de recuperación de plomo, zinc y plata.

- Método de investigación

Se empleo el método empírico – descriptivo, por lo que han analizado e interpretado los datos obtenidos el cual se sintetiza en la tabla N° 4.

Tabla 4. Clasificación y tipos de investigación.

CLASIFICACIÓN	TIPO DE INVESTIGACIÓN
Según el nivel	Descriptiva
Según el diseño	Experimental / De campo
Según su naturaleza o modo	Cuantitativo
Según la finalidad	Aplicada
Según el período	Transversal en el tiempo

Fuente: Supo, 2016.

3.2.1.1. Población de estudio

La población con la que realizamos dicho proyecto de investigación es el relave minero La Tahona de 4Has, 5m3, 200m2, 2000TM. constituidos de relaves de sulfuros con elementos metálicos de plata, plomo y zinc.

3.2.1.2. Muestra

La muestra de investigación, son 6 calicatas que permitieron determinar el porcentaje de recuperación de plata, plomo y zinc.

3.2.1.3. Unidad de análisis

Elementos metálicos y porcentaje de recuperación del 95% de plata, plomo y zinc del relave de sulfuros en la Tahona.

3.2.2. Definición de variables

3.2.2.1. Independientes

Recuperación de plomo, zinc y plata.

3.2.2.2. Dependientes

Proceso de flotación.

3.2.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.2.3.1. Técnicas

Para el desarrollo de esta investigación se ha utilizado diferentes técnicas de recolección de datos como la técnica de observación, la que nos permitió la visualización en campo del diseño del relave minero, la recolección de datos fue directa en campo para obtener largo, ancho, profundidad y las distintas especificaciones de calicatas. Al mismo tiempo se dio la toma de coordenadas con GPS en el sistema UTM. Datum WGS-84, para plotear los distintos planos. La toma fotográfica para evidencia del trabajo en campo y una mejor referencia del lugar de investigación. Por último, el análisis e interpretación de resultados de laboratorio, para obtener los factores influyentes del proceso de flotación.

3.2.3.2. Instrumentos

Uno de los instrumentos que utilizamos para esta investigación es una guía de observación descriptiva, la que permitió registrar el diseño del relave minero que se ha estudiado, otros de los instrumentos que utilizamos para obtener los resultados de laboratorio fueron, celda de flotación que nos permitió separar los materiales, jeringas las que utilizamos para la dosificación de reactivos, peachimetro nos permitió hallar el PH de cada muestra, paleta de remoción de espumas la que utilizamos para extraer las espumas, bandejas donde colocamos las espumas extraídas, cronometro donde medimos los tiempos para extraer las espumas.

3.3. GEOLOGÍA LOCAL

En la zona de estudio ubicada en el caserío La Tahona en la provincia de Hualgayoc, en la región de Cajamarca está conformada por rocas sedimentarias.

En esta zona de estudio está conformado por rocas del cretáceo inferior que se compone de rocas conglomeradas de un color rojizo, las rocas que más sobresalen son las areniscas y lutitas de color negro.

3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA

La estratigrafía sedimentaria del Distrito de Hualgayoc está conformada por el apilamiento de sedimentos sílice – clásticos y calcáreos del Cretáceo inferior, los que se encuentran cortados y cubiertas por cuerpos ígneos y rocas volcánicas emplazadas durante el Paleoceno y Mioceno.

Sobreyaciendo aflora la Formación Pariatambo desde la Mina Mesa de Plata hasta la Mina Sinchao mostrando capas delgadas de calizas bituminosas con tonos grisáceos que se intercalan con lutitas negras. Finalmente encontramos 400 m de espesor de calizas y niveles lutáceos correspondientes a la Formación Yumagual del Cretáceo superior, las que afloran desde la Mina Cerro Corona extendiéndose al Sur.

La compleja huella hidrotermal del Distrito Minero Hualgayoc cubre un área de 17 Km de largo por 7 Km de ancho en dirección andina. Huella que tiene asociación directa con los múltiples eventos de magmatismo que dieron lugar a varios estadios de mineralización tipo pórfido (Cerro Corona: 119 MTM, 1.0 g/t Au y 0.47 % Cu), (Tantahuatay: 1.4 Moz Au y 24.6 Moz Ag). (Miranda & Vidal, 2014).

Tabla 5. Minas y yacimientos ubicadas en la provincia de Hualgayoc.

ÁREA	MINA	DEPOSITO	MINERAL
Titán Árabe	Titán Árabe	Skarn/pórfido	Cu-Au (Pb-Zn-Ag)
San Agustín Epitermal	San Agustín	Vetas/mantos	Ag-Pb-Zn (Cu)
	Paccha	Vetas	
	Los Negros	Vetas	
	El Dorado	Vetas	
	Nueva California	Vetas	
Pórfido	Atahualpa	Vetas	Cu-Mo (Au)
	San José	Diseminado	
Cerro Jesús Epitermal	Cerro Jesús	Vetas	Ag-Pb-Zn (Cu)
	Mansita	Vetas y Mantos	
	Loreto	Vetas	
	San Antonio	Vetas	
Pozos Ricos Epitermal	Pozos ricos	Vetas/cuerpos	Ag-Pb-Zn (Cu)
	Mesa de Plata	Vetas	
	Mechero (Ex Carolina)	Vetas/Mantos	
	Arpón	Vetas y cuerpos	
	Venadas	Vetas	
	San Antonio	Vetas y cuerpos	
	Tajo El Zorro	Vetas y cuerpo	
Corona Pórfido	Corona	Diseminado	Au-Cu
	Quijote	Diseminado	
	Las Gordas	Diseminado	
Bella Unión Epitermal	Bella Unión	Vetas	Cu (As)-Ag-Cu-Pb-Zn (Sn)
	Firenze	Vetas y cuerpos	
Sinchao Epitermal	Sinchao	Cuerpos/skarn	Cu (As)-(Ag-Cu-PbZn)
	Provedora	Vetas	
	Tres Amigos	Vetas	
	Tres Mosqueteros	Vetas	
	Cleopatra	Cuerpos	
Tantahuatay Epitermal	Tantahuatay	Diseminado	Au-Ag-Cu (As)
	Ciénaga	Diseminado	
	Mirador	Diseminado	

Fuente: Miranda & Vidal, 2014.

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRAFICA	Grosor (m)	LITOLOGIA	DESCRIPCION	
CENOZOICO	CUATERNARIO	Holoceno	Dep. fluviales y aluviales Dep. lagunares y glaciares			Arenas, gravas. Limos, arcillas.	
		PLEISTOCENO PLIOCENO	Formación Condebamba	150		Conglomerados, areniscas y arcillas rojas.	
			Formación Cajabamba	200		Lutitas, lodolitas, areniscas finas blanco amarillentas.	
	NEOGENO	MIOCENO	Sup.	Formación Bambamarca	300		Tobas dacíticas y traquiandesíticas blanquecinas. Disc. ang.
			Inf.	Grupo Calipuy	Formación Porculla	2100	
			Intercalación de derrames andesíticos, tobas blanquecinas, areniscas tobáceas y conglomerados lenticulares. Diorita				
			Tobas blanquecinas intercaladas con delgados lechos de areniscas y lutitas tobáceas. Derrames y brechas andesíticas.				
	PALEOGENO	OLIGOCENO		Formación Llama	600		Disc. ang. Conglomerados con cantos de cuarcita.
			PALEOCENO	Formación Chota	500		Conglomerados con cantos de calizas y areniscas rojizas
	MESOZOICO	CRETACEO	SUPERIOR	Formación Celendín	200		Calizas, margas y lutitas gris amarillentas.
Formación Cajamarca				600-700		Calizas gris azuladas, macizas, con delgadas intercalaciones de lutitas y margas.	
Grupo Quilquiñán				500		Calizas nodulares macizas, margas y lutitas pardo- amarillentas fosilíferas.	
Grupo Pulluicana				700		Calizas gris parduscas, fosilíferas, margas y escasos niveles de lutitas.	
Formación Pariatambo				150-200		Lutitas grises o negras, calizas bituminosas nodulares.	
INFERIOR			Formación Chúlec	200-250		Calizas arenosas, lutitas calcáreas y margas.	
			Formación Inca	150		Areniscas calcáreas y limolitas ferruginosas.	
			Grupo Goyllarisquiza	Formación Farrat	500		Cuarcitas y areniscas blancas.
				Formación Carhuáz	500		Areniscas rojizas y cuarcitas blancas intercaladas con lutitas grises.
				Formación Santa	150-100		Lutitas grises y calizas margosas.
JURASICO		SUPERIOR	Formación Chimú	80-600		Areniscas, cuarcitas, lutitas y niveles de carbón en la parte inferior, principalmente cuarcitas en la parte superior.	
			Formación Chicama	500		Lutitas negras, laminares y deleznales, con intercalaciones de areniscas grises y horizontes arcillosos. Disc. ang.	
			Formación Oyotún	500		Tobas, brechas y derrames andesíticos. Tonalita/granodiorita	
		INFERIOR	Grupo Pucará	700-800		Calizas gris azuladas, macizas con nódulos silíceos.	
		TRIASICO	SUPERIOR	Grupo Mitu	300		Disc. ang. Areniscas, limolitas y conglomerados rojizos. Disc. ang.
PALEOZOICO	SUP.	PERMIANO	SUPERIOR	Grupo Mitu	300		
	INF.	ORDOVICIANO	Formación Salas	?		Filitas pelíticas y tobáceas de colores marrones y negruzcos con algunas cuarcitas hacia la parte superior. Disc. ang.	
PROTEROZOICO			Complejo Olmos	?		Esquistos gris verdosos y anfibolitas.	

Figura 13. Columna estratigráfica de la región Cajamarca.

Fuente: INGMMET 2007.

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

La evaluación de variables de flotación de minerales de plomo, zinc y plata, fue de un trabajo experimental para fijar parámetros en la flotación de los minerales de plomo, zinc y plata.

Por consiguiente, se empieza con la extracción de la muestra representativa en el relave minero La Tahona, posteriormente se ha realizado estudios mineralógicos, ensayos químicos para obtener resultados en porcentajes de plomo, zinc y plata.

El objetivo de la investigación es conocer si es factible la recuperación de plomo, zinc y plata del relave minero La Tahona, por el proceso de flotación.

4.1. MUESTREO EN EL RELAVE

Para el muestro en el relave minero La Tahona, se identificó zonas estratégicas para dicho muestreo, las cuales se evidencio una sedimentación de material propio al relave minero y el resto de zonas descartadas se encontró materiales intercalados (material sedimentado de relave y suelo de material orgánico).

Tabla 6. Coordenadas de muestras.

MUESTRA	COORDENADAS		ZONA
	NORTE	ESTE	
1	9253149	0766610	17S
2	9253151	0766620	
3	9253146	0766615	
4	9253151	0766613	
5	9253138	0766621	
6	9253143	0766627	

4.1.1. Herramientas y materiales

Las herramientas y materiales que utilizamos para extraer las muestras fueron, un pico grande que nos sirvió para el diseño de la calicata, picota para cavar con más profundidad y tener material del relave acumulado, pala que sirvió para depositar el material extraído de la calicata, bolsa de plástico para la recopilación de muestras para el laboratorio, cinta adhesiva

para el embalaje de las muestras y finalmente un metro que sirvió para las medidas del diseño de la calicata.

4.1.2. Procedimiento

Identificamos la zona de estudio, donde se encontró una forma escalonada de los depósitos del relave, donde el material ya está sedimentado por el paso de los años, se delimito distintos puntos (6) estratégicos.

- Se realizó calicatas, donde las características son 0.50*0.50*0.50 m
- Se recolecto el material en cada punto respectivo
- Total, de material recolectado por punto es de 4 kg

4.1.3. Resultado

Se logró obtener una muestra general de 24 kg. material del relave minero La Tahona que se ha utilizado para realizar el presente trabajo de investigación.

4.2. PREPACIÓN DE MUESTRA

Para preparar el material proveniente del relave minero La Tahona hasta el tamaño de 100% -10 mallas, para obtener una muestra representativa para el análisis químico y posteriormente tratamientos metalúrgicos.

4.3. ANÁLISIS QUÍMICO

Los resultados del análisis químico de las distintas muestras extraídas del relave minero La Tahona, no superan el 1% en el promedio, el porcentaje de Plomo es 0.3166 %, zinc 0.5253% y plata 0.0048%, el cual se presenta en la Tabla N° 7.

Tabla 7. Porcentaje de leyes de plomo, zinc y plata.

MUESTRA	LEYES		
	% Pb	% Zn	% Ag
1	0,3333	1,2105	0,0025
2	0,2049	0,4010	0,0029
3	0,1530	0,1852	0,0045
4	0,2916	0,4632	0,0047
5	0,4539	0,4795	0,0071
6	0,4267	0,4426	0,0070
PROMEDIO	0.3166	0.5253	0.0048

4.4. PRUEBA DE MOLIENDA

Se ha determinado el tiempo óptimo de molienda para los minerales de plomo, zinc y plata, del relave minero La Tahona, para realizar las respectivas pruebas de flotación.

Las pruebas de molienda se hicieron con el fin de obtener el modelo matemático que nos permita determinar el tiempo de molienda óptima.

4.4.1. Procedimiento

- Pesarse 1 kg de mineral para cada prueba (total 6 pruebas)
- Realizar la molienda a diferentes tiempos, 5, 10, 15 y 20 minutos.
- Pesarse 100 g de mineral de la muestra; 100% 10 malla; para tamizar en malla 200 antes de la prueba de molienda por determinar el % de mineral tamizado.
- Graficar el % tamizado en la malla 200, versus tiempo de molienda para las seis pruebas.
- Determinar el tiempo de molienda para 65 % en el tamizado de la malla 200.

4.4.2. Resultados

Los tiempos de molienda de las distintas muestras son las siguientes:

MUESTRA N° 1

El peso de la muestra N° 1 para la etapa de molienda es de 1 kilogramo, donde el tiempo máximo de molienda es de 20 minutos, el porcentaje tamizado en este tiempo es de 87,2 %,

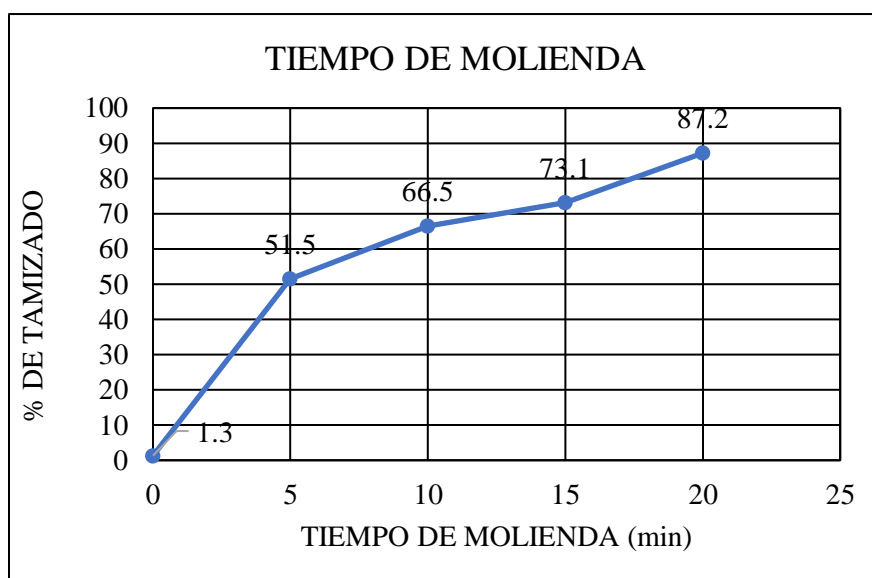
y el porcentaje tamizado en el tiempo mínimo (0 segundos) es de 1,3 %, así como se muestra en la Tabla N° 8.

Tabla 8. Tiempo de molienda de la muestra N° 1.

N°	TIEMPO DE MOLIENDA (min)	PESO DE MUESTRA (kg)	RETENIDO (%)	TAMIZADO (%)
1	0	1	98.7	1.3
2	5	1	48.5	51.5
3	10	1	33.5	66.5
4	15	1	26.9	73.1
5	20	1	12.8	87.2

En el gráfico N° 1, se muestra el análisis granulométrico del proceso de molienda en un tiempo mínimo de 0 segundo y un tiempo máximo de 20 minutos, donde el intervalo de tiempo en la molienda es de 5 minutos, resultando con un porcentaje máximo de 87.2 % en el tamizado.

Gráfico 1. Tiempo de molienda en muestra N° 1.



En la muestra N° 1, la sumatoria de tiempo de molienda es de 50 minutos y del porcentaje de tamizado es de 279.6 %, así como se muestra en la Tabla N° 9.

Tabla 9. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda muestra N° 1.

N°	TIEMPO DE MOLIENDA	TAMIZADO	X ²	X*Y	Y ²
	X	Y			
1	0 min	1.3 %	0	0	1.69
2	5 min	51.5 %	25	257.5	2652.25
3	10 min	66.5 %	100	665	4422.25
4	15 min	73.1 %	225	1096.5	5343.61
5	20 min	87.2 %	400	1744	7603.84
Σ	50 min	279.6 %	750	3763	20023.64

Con los datos de la tabla N° 9. se determina la ecuación de la cinética de molienda

$$m = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2}$$

$$a = \frac{\sum Y - m \sum X}{N}$$

Donde:

m = Pendiente de la recta de flotación

a = Origen de flotación

Fuente: Lupo y Utani 2014.

$$m = \frac{5(3763) - 50 * 279.6}{5(750) - 50^2}$$

$$m = 3.868$$

$$a = \frac{279.6 - 3.868 * 50}{5} = 17.24$$

Con los valores obtenidos se halla la ecuación para el tiempo de molienda.

Ecuación de la recta; cuya ecuación es:

$$Y = mx + a$$

$$Y = 3.386x + 17.24$$

Hallamos tiempos de moliendas para 60%, 65% y 70%.

- 60 %

$$60 \% = 3.386x + 17.24$$

$$3.386X_1 = 60 - 17.24$$

$$X_1 = 13$$

- 65 %

$$65 \% = 3.386x + 17.24$$

$$3.386X_2 = 65 - 17.24$$

$$X_2 = 14$$

- 70 %

$$70 \% = 3.386x + 17.24$$

$$3.386X_2 = 70 - 17.24$$

$$X_1 = 16$$

El tiempo óptimo de molienda para la muestra N° 1 es de 14 minutos con el 65 % de tamizado, así como se detalla en la Tabla N° 10.

Tabla 10. Resultado de tiempo de molienda de la muestra N° 1.

TAMIZADO	TIEMPO
60 %	13 min
65 %	14 min
70 %	16 min

MUESTRA N° 2

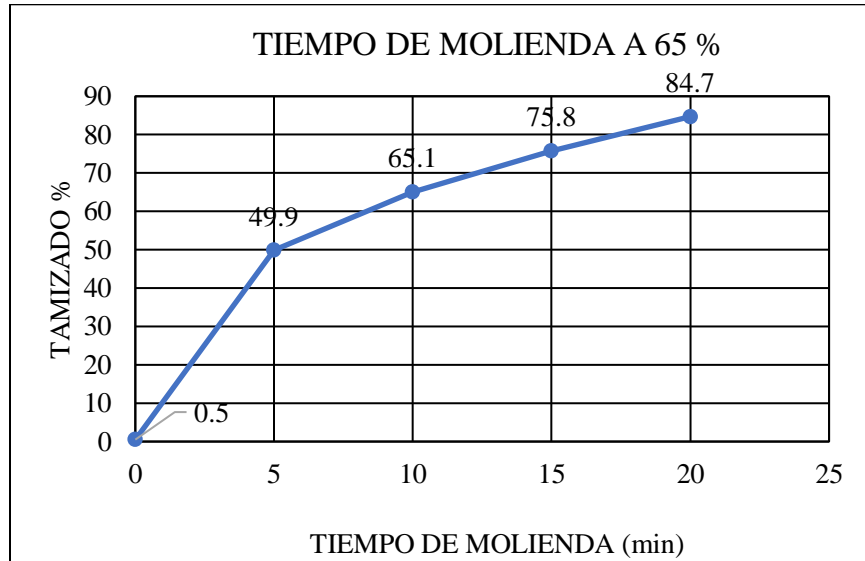
El peso de la muestra N° 2 para la etapa de molienda es de 1 kilogramo, donde el tiempo máximo de molienda es de 20 minutos, el porcentaje tamizado en este tiempo es de 84,7 %, y el porcentaje tamizado en el tiempo mínimo (0 segundos) es de 0,5 %, así como se muestra en la Tabla N° 11.

Tabla 11. Tiempo de molienda de la muestra N° 2.

N°	TIEMPO DE MOLIENDA (min)	PESO DE MUESTRA (kg)	RETENIDO (%)	TAMIZADO (%)
1	0	1	99,5	0,5
2	5	1	50,1	49,9
3	10	1	34,9	65,1
4	15	1	24,2	75,8
5	20	1	15,3	84,7

En el gráfico N° 2, se muestra el análisis granulométrico del proceso de molienda en un tiempo mínimo de 0 segundo y un tiempo máximo de 20 minutos, donde el intervalo de tiempo en la molienda es de 5 minutos, resultando con un porcentaje máximo de 84,7 % en el tamizado.

Gráfico 2. Tiempo de molienda en muestra N° 2



En la muestra N° 2, la sumatoria de tiempo de molienda es de 50 minutos y del porcentaje de tamizado es de 276 %, así como se muestra en la Tabla N° 11.

Tabla 12. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda muestra N° 2.

N°	TIEMPO DE MOLIENDA (min)	PASANTE (%)	X ²	X*Y	Y ²
	X	Y			
1	0	0,5	0	0	0,25
2	5	49,9	25	249,5	2490,01
3	10	65,1	100	651	4238,01
4	15	75,8	225	1137	5745,64
5	20	84,7	400	1694	7174,09
Σ	50	276	750	3731,5	19648

Con los datos de la tabla N° 12. se determina la ecuación de la cinética de molienda

$$m = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2}$$

$$a = \frac{\sum Y - m \sum X}{N}$$

Donde:

$m =$ Pendiente de la recta de flotación

$a =$ Origen de flotación

Fuente: Lupo y Utani 2014.

$$m = \frac{5(3731.5) - 50 * 276}{5(750) - 50^2}$$

$$m = 3.886$$

$$a = \frac{276 - 3.886 * 50}{5} = 16.34$$

Con los valores obtenidos se halla la ecuación para el tiempo de molienda.

Ecuación de la recta; cuya ecuación es:

$$Y = mx + a$$

$$Y = 3.886x + 16.34$$

Hallamos tiempos de moliendas para 60%; 65% y 70%.

- 60 %

$$60 \% = 3.886x + 16.34$$

$$3.886X_1 = 60 - 16.34$$

$$X_1 = 11$$

- 65 %

$$65 \% = 3.886x + 16.34$$

$$3.886X_2 = 65 - 16.34$$

$$X_2 = 13$$

- 70 %

$$70 \% = 3.886x + 16.34$$

$$3.886X_3 = 70 - 16.34$$

$$X_3 = 14$$

El tiempo óptimo de molienda para la muestra N° 2 es de 13 minutos con el 65 % de tamizado, así como se detalla en la Tabla N° 13.

Tabla 13. Resultado de tiempo de molienda muestra N° 2.

TAMIZADO	TIEMPO
60	11 min
65	13 min
70	14 min

PRUEBA N° 3

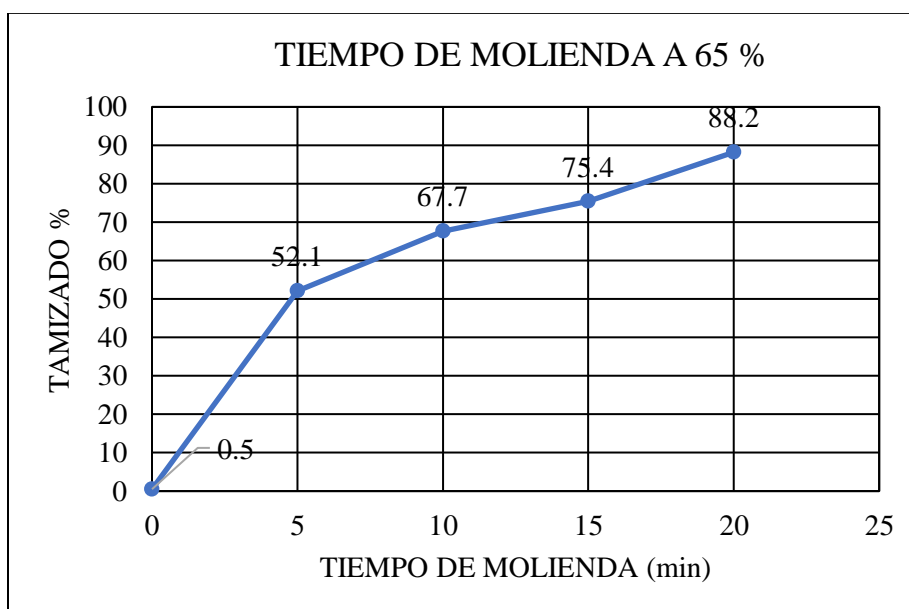
El peso de la muestra N° 3 para la etapa de molienda es de 1 kilogramo, donde el tiempo máximo de molienda es de 20 minutos, el porcentaje tamizado en este tiempo es de 88,2 %, y el porcentaje tamizado en el tiempo mínimo (0 segundos) es de 0,5 %, así como se muestra en la Tabla N° 14.

Tabla 14. Tiempo de molienda de la muestra N° 3.

N°	TIEMPO DE MOLIENDA (min)	PESO DE MUESTRA (kg)	RETENIDO (%)	PASANTE (%)
1	0	1	99,5	0,5
2	5	1	47,9	52,1
3	10	1	32,3	67,7
4	15	1	24,6	75,4
5	20	1	11,8	88,2

En el gráfico N° 3, se muestra el análisis granulométrico del proceso de molienda en un tiempo mínimo de 0 segundo y un tiempo máximo de 20 minutos, donde el intervalo de tiempo en la molienda es de 5 minutos, resultando con un porcentaje máximo de 88,2 % en el tamizado.

Gráfico 3. Tiempo de molienda en muestra N ° 3.



En la muestra N° 3, la sumatoria de tiempo de molienda es de 50 minutos y del porcentaje de tamizado es de 283,9 %, así como se muestra en la Tabla N° 15.

Tabla 15. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda muestra N° 3.

N°	TIEMPO DE MOLIENDA (min)	PASANTE (%)	X ²	X*Y	Y ²
	X	Y			
1	0	0,5	0	0	0,25
2	5	52,1	25	260,5	2714,41
3	10	67,7	100	677	4583,29
4	15	75,4	225	1131	5685,16
5	20	88,2	400	1764	7779,24
Σ	50	283,9	750	3832,5	20762,35

Con los datos de la tabla N° 15 se determina la ecuación de la cinética de molienda

$$m = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2}$$

$$a = \frac{\sum Y - m \sum X}{N}$$

Donde:

$m =$ Pendiente de la recta de flotación

$a =$ Origen de flotación

Fuente: Lupo y Utani 2014.

$$m = \frac{5(3832.5) - 50 * 283.9}{5(750) - 50^2}$$

$$m = 3.974$$

$$a = \frac{283.9 - 3.974 * 50}{5} = 17.04$$

Con los valores obtenidos se halla la ecuación para el tiempo de molienda.

Ecuación de la recta; cuya ecuación es:

$$Y = mx + a$$

$$Y = 3.974x + 17.04$$

Hallamos tiempos de moliendas para 60%; 65% y 70%.

- 60 %

$$60 \% = 3.974x + 17.04$$

$$3.974X_1 = 60 - 17.24$$

$$X_1 = 11$$

- 65 %

$$65 \% = 3.974x + 17.04$$

$$3.974X_2 = 65 - 17.24$$

$$X_2 = 12$$

- 70 %

$$70 \% = 3.974x + 17.04$$

$$3.974X_3 = 70 - 17.24$$

$$X_3 = 13$$

El tiempo óptimo de molienda para la muestra N° 3 es de 12 minutos con el 65 % de tamizado, así como se detalla en la Tabla N° 16.

Tabla 16. Resultado de tiempo de molienda muestra N° 3.

TAMIZADO	TIEMPO
60	11 min
65	12 min
70	13 min

MUESTRA N° 4

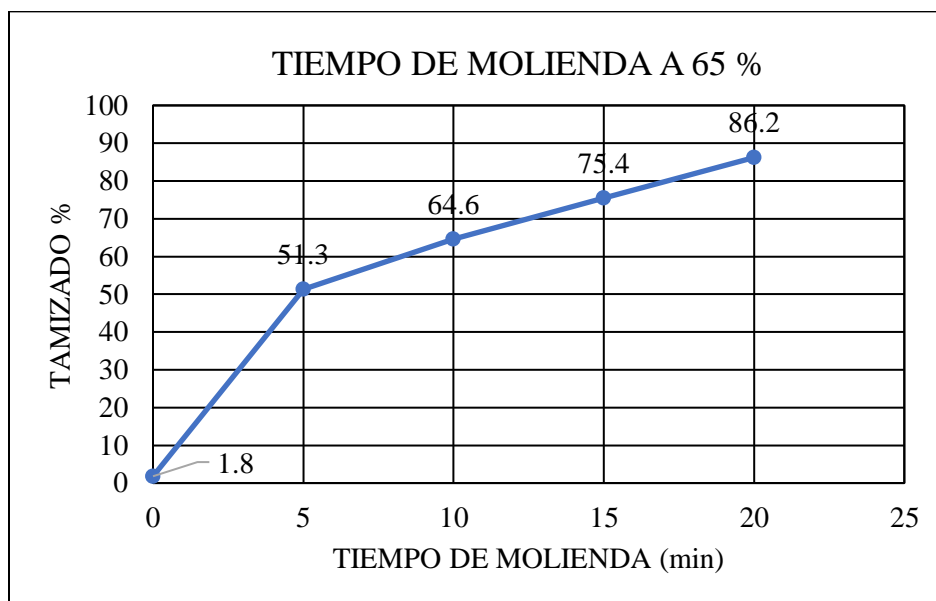
El peso de la muestra N° 4 para la etapa de molienda es de 1 kilogramo, donde el tiempo máximo de molienda es de 20 minutos, el porcentaje tamizado en este tiempo es de 86, %, y el porcentaje tamizado en el tiempo mínimo (0 segundos) es de 1,8 %, así como se muestra en la Tabla N° 17.

Tabla 17. Tiempo de molienda de la muestra N° 4.

N°	TIEMPO DE MOLIENDA (min)	PESO DE MUESTRA (kg)	RETENIDO (%)	PASANTE (%)
1	0	1	98,2	1,8
2	5	1	48,7	51,3
3	10	1	35,4	64,6
4	15	1	24,6	75,4
5	20	1	13,8	86,2

En el gráfico N° 4, se muestra el análisis granulométrico del proceso de molienda en un tiempo mínimo de 0 segundo y un tiempo máximo de 20 minutos, donde el intervalo de tiempo en la molienda es de 5 minutos, resultando con un porcentaje máximo de 86,2 % en el tamizado.

Gráfico 4. Tiempo de molienda en muestra N° 4.



En la muestra N° 4, la sumatoria de tiempo de molienda es de 50 minutos y del porcentaje de tamizado es de 279,3 %, así como se muestra en la Tabla N° 18.

Tabla 18. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda muestra N° 4.

N°	TIEMPO DE MOLIENDA (min)	PASANTE (%)	X ²	X*Y	Y ²
	X	Y			
1	0	1,8	0	0	3,24
2	5	51,3	25	256,5	2631,69
3	10	64,6	100	646	4173,16
4	15	75,4	225	1131	5685,16
5	20	86,2	400	1724	7430,44
Σ	50	279,3	750	3757,5	19923,69

Con los datos de la tabla N° 18 se determina la ecuación de la cinética de molienda

$$m = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2}$$

$$a = \frac{\sum Y - m \sum X}{N}$$

Donde:

$m =$ Pendiente de la recta de flotación

$a =$ Origen de flotación

Fuente: Lupo y Utani 2014.

$$m = \frac{5(3757.5) - 50 * 279.3}{5(750) - 50^2}$$

$$m = 3.858$$

$$a = \frac{279.3 - 3.858 * 50}{5} = 17.28$$

Con los valores obtenidos se halla la ecuación para el tiempo de molienda.

Ecuación de la recta; cuya ecuación es:

$$Y = mx + a$$

$$Y = 3.858x + 17.28$$

Hallamos tiempos de moliendas para 60%; 65% y 70%.

- 60 %

$$60 \% = 3.858x + 17.28$$

$$3.858X_1 = 60 - 17.28$$

$$X_1 = 11$$

- 65 %

$$65 \% = 3.858x + 17.28$$

$$3.858X_2 = 65 - 17.28$$

$$X_2 = 12$$

- 70 %

$$70 \% = 3.858x + 17.28$$

$$3.858X_3 = 70 - 17.28$$

$$X_3 = 14$$

El tiempo óptimo de molienda para la muestra N° 4 es de 12 minutos con el 65 % de tamizado, así como se detalla en la Tabla N° 19.

Tabla 19. Resultado de tiempo de molienda muestra N° 4.

TAMIZADO	TIEMPO
60	11
65	12
70	14

PRUEBA N°5

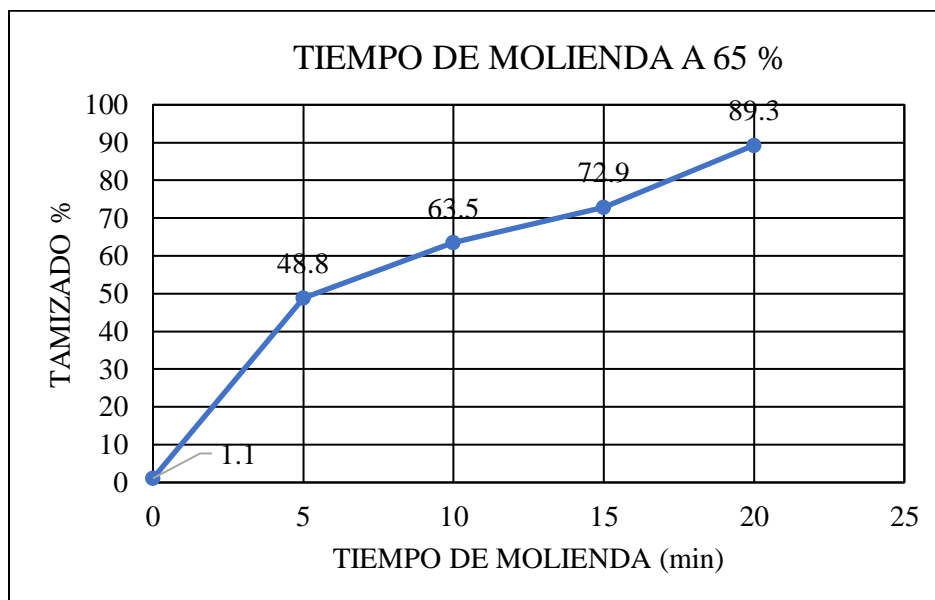
El peso de la muestra N° 5 para la etapa de molienda es de 1 kilogramo, donde el tiempo máximo de molienda es de 20 minutos, el porcentaje tamizado en este tiempo es de 89,3 %, y el porcentaje tamizado en el tiempo mínimo (0 segundos) es de 1,1 %, así como se muestra en la Tabla N° 20.

Tabla 20. Tiempo de molienda de la muestra N° 5.

N°	TIEMPO DE MOLIENDA (min)	PESO DE MUESTRA (kg)	RETENIDO (%)	PASANTE (%)
1	0	1	98,9	1,1
2	5	1	51,2	48,8
3	10	1	36,5	63,5
4	15	1	27,1	72,9
5	20	1	10,7	89,3

En el gráfico N° 5, se muestra el análisis granulométrico del proceso de molienda en un tiempo mínimo de 0 segundo y un tiempo máximo de 20 minutos, donde el intervalo de tiempo en la molienda es de 5 minutos, resultando con un porcentaje máximo de 89,3 % en el tamizado.

Gráfico 5. Tiempo de molienda en muestra N ° 5.



En la muestra N° 5, la sumatoria de tiempo de molienda es de 50 minutos y del porcentaje de tamizado es de 275,6 %, así como se muestra en la Tabla N° 21.

Tabla 21. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda muestra N° 5.

N°	TIEMPO DE MOLIENDA (min)	PASANTE (%)	X ²	X*Y	Y ²
	X	Y			
1	0	1,1	0	0	1,21
2	5	48,8	25	244	2381,44
3	10	63,5	100	635	4032,25
4	15	72,9	225	1093,5	5314,41
5	20	89,3	400	1786	7974,49
Σ	50	275,6	750	3758,5	19703,8

Con los datos de la tabla N° 21 se determina la ecuación de la cinética de molienda

$$m = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2}$$

$$a = \frac{\sum Y - m \sum X}{N}$$

Donde:

m = Pendiente de la recta de flotación

a = Orgien de flotación

Fuente: Lupo y Utani 2014.

$$m = \frac{5(3758.5) - 50 * 275.6}{5(750) - 50^2}$$

$$m = 4.01$$

$$a = \frac{275.6 - 4.01 * 50}{5} = 15.02$$

Con los valores obtenidos se halla la ecuación para el tiempo de molienda.

Ecuación de la recta; cuya ecuación es:

$$Y = mx + a$$

$$Y = 4.01x + 15.02$$

Hallamos tiempos de moliendas para 60%; 65% y 70%.

- 60 %

$$60 \% = 4.01x + 15.02$$

$$4.01X_1 = 60 - 15.02$$

$$X_1 = 11$$

- 65 %

$$65 \% = 4.01x + 15.02$$

$$4.01X_2 = 65 - 15.02$$

$$X_2 = 12$$

- 70 %

$$70 \% = 4.01x + 15.02$$

$$4.01X_3 = 70 - 15.02$$

$$X_3 = 14$$

El tiempo óptimo de molienda para la muestra N° 5 es de 12 minutos con el 65 % de tamizado, así como se detalla en la Tabla N° 22.

Tabla 22. Resultado de tiempo de molienda muestra N° 5.

TAMIZADO	TIEMPO
60	11 min
65	12 min
70	14 min

PRUEBA N°6

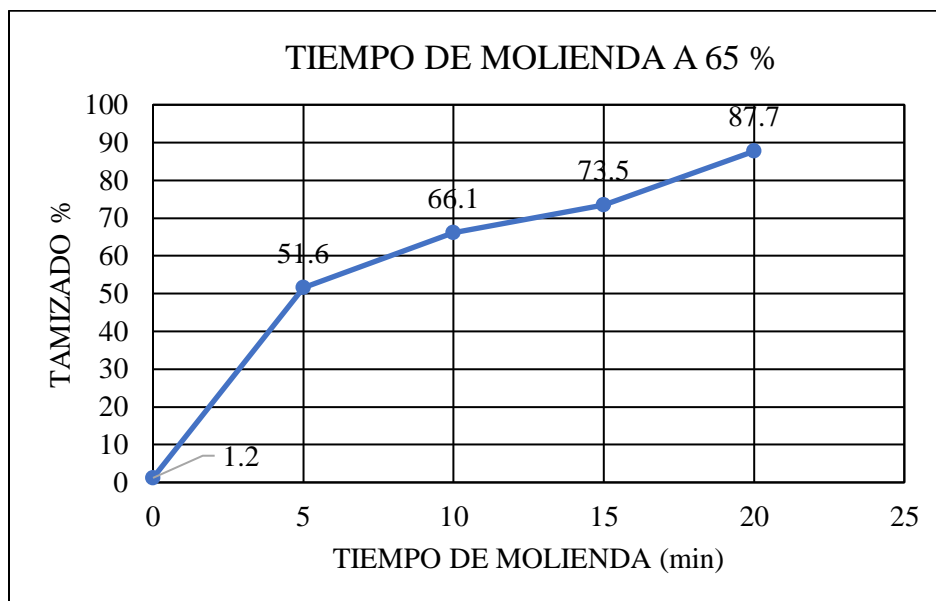
El peso de la muestra N° 6 para la etapa de molienda es de 1 kilogramo, donde el tiempo máximo de molienda es de 20 minutos, el porcentaje tamizado en este tiempo es de 87,7 %, y el porcentaje tamizado en el tiempo mínimo (0 segundos) es de 1,2 %, así como se muestra en la Tabla N° 23.

Tabla 23. Tiempo de molienda de la muestra N° 6.

N°	TIEMPO DE MOLIENDA (min)	PESO DE MUESTRA (kg)	RETENIDO (%)	PASANTE (%)
1	0	1	98,8	1,2
2	5	1	48,4	51,6
3	10	1	33,9	66,1
4	15	1	26,5	73,5
5	20	1	12,3	87,7

En el gráfico N° 6, se muestra el análisis granulométrico del proceso de molienda en un tiempo mínimo de 0 segundo y un tiempo máximo de 20 minutos, donde el intervalo de tiempo en la molienda es de 5 minutos, resultando con un porcentaje máximo de 87,7 % en el tamizado.

Gráfico 6. Tiempo de molienda en muestra N° 6.



En la muestra N° 6, la sumatoria de tiempo de molienda es de 50 minutos y del porcentaje de tamizado es de 280,1 %, así como se muestra en la Tabla N° 24.

Tabla 24. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda muestra N° 6.

N°	TIEMPO DE MOLIENDA (min)	PASANTE (%)	X ²	X*Y	Y ²
	X	Y			
1	0	1,2	0	0	1,44
2	5	51,6	25	258	2662,56
3	10	66,1	100	661	4369,21
4	15	73,5	225	1102,5	5402,25
5	20	87,7	400	1754	7691,29
Σ	50	280,1	750	3775,5	20126,75

Con los datos de la tabla N° 24 se determina la ecuación de la cinética de molienda

$$m = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2}$$

$$a = \frac{\sum Y - m \sum X}{N}$$

Donde:

$m =$ Pendiente de la recta de flotación

$a =$ Origen de flotación

Fuente: Lupo y Utani 2014.

$$m = \frac{5(3775.5) - 50 * 280.1}{5(750) - 50^2}$$

$$m = 3.898$$

$$a = \frac{280.1 - 3.898 * 50}{5} = 17.04$$

Con los valores obtenidos se halla la ecuación para el tiempo de molienda.

Ecuación de la recta; cuya ecuación es:

$$Y = mx + a$$

$$Y = 3.898x + 17.04$$

Hallamos tiempos de moliendas para 60%; 65% y 70%.

- 60 %

$$60 \% = 3.898x + 17.04$$

$$3.898X_1 = 60 - 17.04$$

$$X_1 = 11$$

- 65 %

$$65 \% = 3.898x + 17.04$$

$$3.898X_2 = 65 - 17.04$$

$$X_2 = 12$$

- 70 %

$$70 \% = 3.898x + 17.04$$

$$3.898X_2 = 70 - 17.04$$

$$X_2 = 14$$

El tiempo óptimo de molienda para la muestra N° 6 es de 12 minutos con el 65 % de tamizado, así como se detalla en la Tabla N° 25.

Tabla 25. Resultado de tiempo de molienda muestra N° 6.

TAMIZADO	TIEMPO
60	11 min
65	12 min
70	14 min

4.5. PRUEBAS CINÉTICAS DE FLOTACIÓN

4.5.1. Concentrado de reactivos

Debido a la investigación que se ha realizado, utilizamos reactivos de flotación estándar, el cual se presenta en la Tabla N° 26.

Tabla 26. Reactivos y concentraciones para las pruebas de flotación.

REACTIVOS	CONCENTRACIÓN
AEROFLOAT 242	1%
XANTATO Z-6	1 PPM
DROEFROTH 250	1 PPM
CIANURO DE SODIO	1%
SULFATO DE ZINC	1%
SULFATO DE COBRE	1%

La dosificación de los reactivos y el tiempo de acondicionamiento para la recuperación de mineral por el método de flotación serán idénticos para las 6 muestras extraídas en campo, tal y como se muestra en la Tabla N° 27.

Tabla 27. Dosificación de los reactivos para las pruebas de flotación.

REACTIVOS	DOSIFICACIÓN
AEROFLOAT 242	0,45 gr
XANTATO Z-6	2,00 ml
DROEFROTH 250	4,00 ml
CIANURO DE SODIO	30,00 ml
SULFATO DE ZINC	50,00 ml
SULFATO DE COBRE	30,00 ml
CAL	1,20 gr
TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO	5,00 min

4.5.2. Cinética de flotación

Siendo esta variable muy importante en el desarrollo de la investigación, se realizó una prueba de flotación obteniéndose concentrados a diferentes tiempos de flotación.

Para tal efecto, las espumas serán separadas en diferentes recipientes al transcurrir los siguientes tiempos: 0.5 min, 1 min, 2 min, 4min y 8 min, con el propósito de determinar la ecuación cinética de flotación, así conocer el tiempo adecuado para la recuperación de especies minerales valiosos (Pb, Zn y Ag) en las espumas.

MUESTRA N° 1

De acuerdo a los minerales que se ha investigado (Pb, Zn y Ag), se utilizó las siguientes cantidades de los distintos ítems y reactivos, teniendo en cuenta que la muestra N° 1 tiene un pH de 9.2, tan cual se presenta en la Tabla N° 28-

Tabla 28. Condiciones de operación de la muestra N° 1.

ITEM	VALOR
PESO DE MINERAL (gr)	1000,00
DENSIDAD DE PULPA (gr/l)	1500,00
VOLUMEN DE CELDA DE FLOTACIÓN (l)	2,00
CANTIDAD DE AGUA (ml)	1800,00
VELOCIDAD DE AGITACIÓN (R.P.M)	1500,00
FLOTACIÓN (R.P.M)	1300,00
SÓLIDOS	8,50
PH	9,20

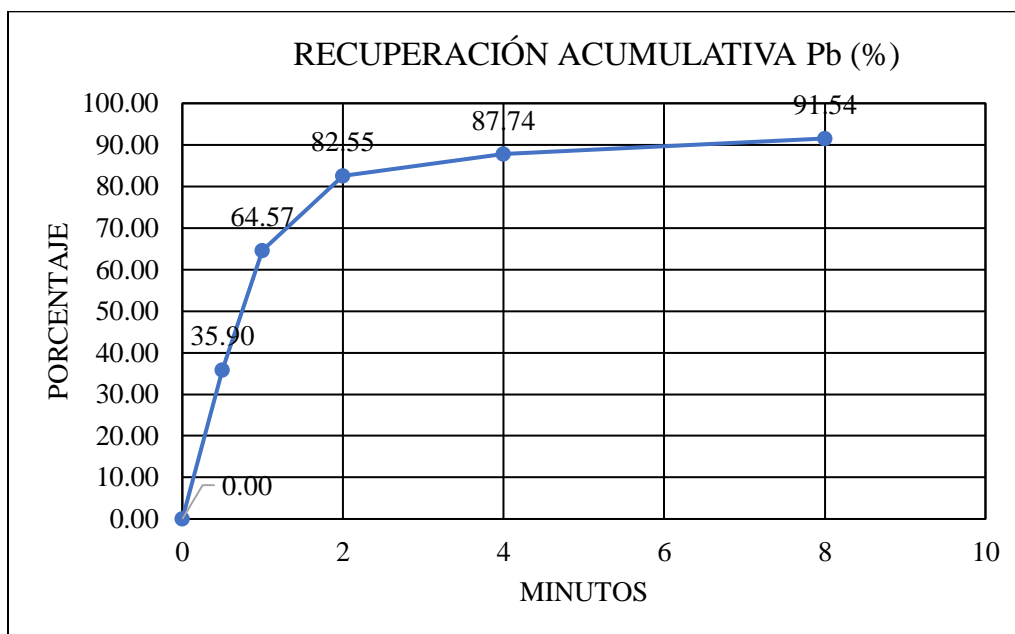
En la muestra N° 1 la ley de cabeza de plomo es de 0,3333 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 0,4896 %, teniendo una recuperación acumulativa del 91,54 %, así como se muestra en la Tabla N° 29.

Tabla 29. Tiempo de flotación para la recuperación del plomo de la muestra N° 1.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Pb	Pb	Pb	Pb
0	CABEZA	1000,00	0,3333	3,33	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	145,60	0,8442	1,23	35,90	35,90
1	CONCENTRADO 2	114,36	0,8214	0,94	28,67	64,57
2	CONCENTRADO 3	103,12	0,8025	0,83	17,98	82,55
4	CONCENTRADO 4	70,95	0,5363	0,38	5,19	87,74
8	CONCENTRADO 5	63,68	0,4896	0,31	3,80	91,54
	RELAVE	502,29				

La recuperación acumulativa de la muestra N° 1 de plomo en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 35,9 %, en un minuto de 64,57 %, en dos minutos 82,55 %, en cuatro minutos es de 87,74 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 91,54 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 7.

Gráfico 7. Cinética de recuperación de plomo en la muestra N° 1.



En la muestra N° 1 la ley de cabeza de zinc es de 1,2105 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 2,1236 %, teniendo una recuperación acumulativa del 91,76 %, así como se muestra en la Tabla N° 30.

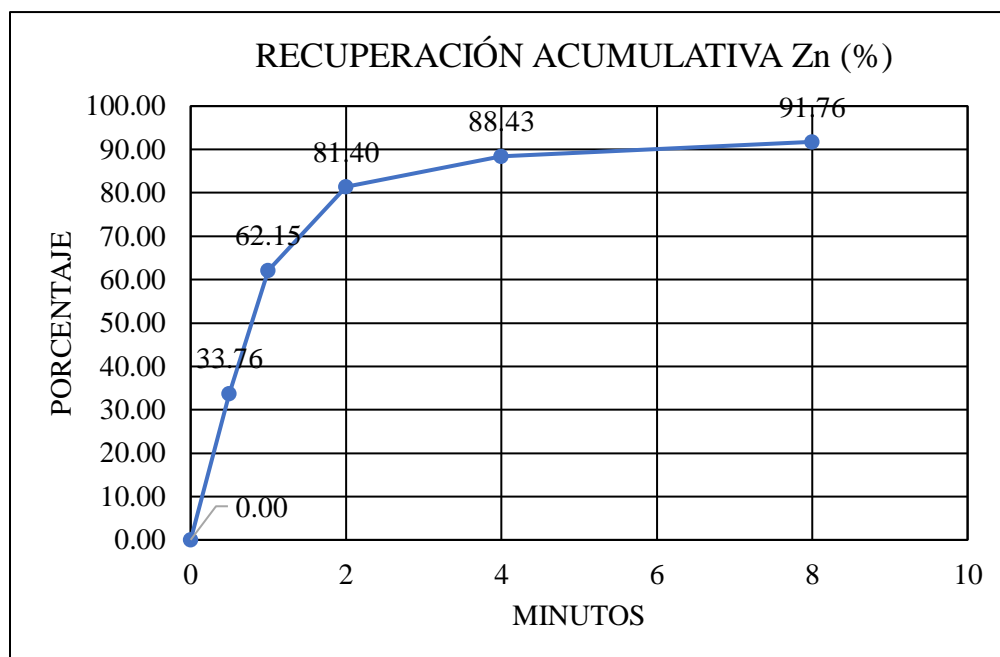
Tabla 30. Tiempo de flotación para la recuperación del zinc de la muestra N° 1.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Zn	Zn	Zn	Zn
0	CABEZA	1000,00	1,2105	12,11	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	145,60	2,2205	3,23	33,76	33,76
1	CONCENTRADO 2	114,36	2,1905	2,51	28,39	62,15
2	CONCENTRADO 3	103,12	2,1515	2,22	19,25	81,40
4	CONCENTRADO 4	70,95	2,1315	1,51	7,03	88,43
8	CONCENTRADO 5	63,68	2,1236	1,35	3,33	91,76
	RELAVE	502,29				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 1 de zinc en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 33,76 %, en un minuto de 62,15 %, en dos minutos 81,40 %, en cuatro minutos

es de 88,43 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 91,76 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 8.

Gráfico 8. Cinética de recuperación de zinc en la muestra N° 1.



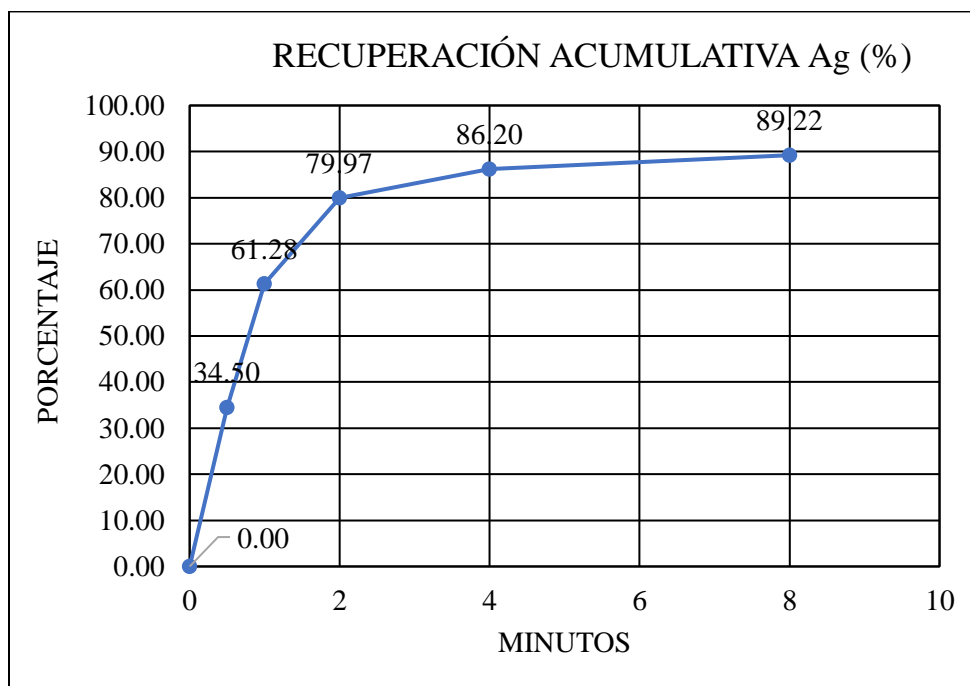
En la muestra N° 1 la ley de cabeza de plata es de 0,0025 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 0,6822 %, teniendo una recuperación acumulativa del 89,22 %, así como se muestra en la Tabla N° 31.

Tabla 31. Tiempo de flotación para la recuperación de la plata de la muestra N° 1.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Ag	Ag	Ag	Ag
0	CABEZA	1000,00	0,0025	0,03	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	145,60	0,8025	1,17	34,50	34,50
1	CONCENTRADO 2	114,36	0,7525	0,86	26,78	61,28
2	CONCENTRADO 3	103,12	0,7205	0,74	18,69	79,97
4	CONCENTRADO 4	70,95	0,6905	0,49	6,23	86,20
8	CONCENTRADO 5	63,68	0,6822	0,43	3,02	89,22
	RELAVE	502,29				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 1 de plata en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 34,50 %, en un minuto de 61,28 %, en dos minutos 79,97 %, en cuatro minutos es de 86,20 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 89,22 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 9.

Gráfico 9. Cinética de recuperación de plata en la muestra N° 1.



MUESTRA N°2

De acuerdo a los minerales que se ha investigado (Pb, Zn y Ag), se utilizó las siguientes cantidades de los distintos ítems y reactivos, teniendo en cuenta que la muestra N° 2 tiene un pH de 9.1, tan cual se presenta en la Tabla N° 32.

Tabla 32. condiciones de operación de la muestra N° 2.

ITEM	VALOR
PESO DE MINERAL (gr)	1000,00
DENSIDAD DE PULPA (gr/l)	1500,00
VOLUMEN DE CELDA DE FLOTACIÓN (l)	2,00
CANTIDAD DE AGUA (ml)	1800,00
VELOCIDAD DE AGITACIÓN (R.P.M)	1500,00
FLOTACIÓN (R.P.M)	1300,00
SÓLIDOS	8,50
PH	9,10

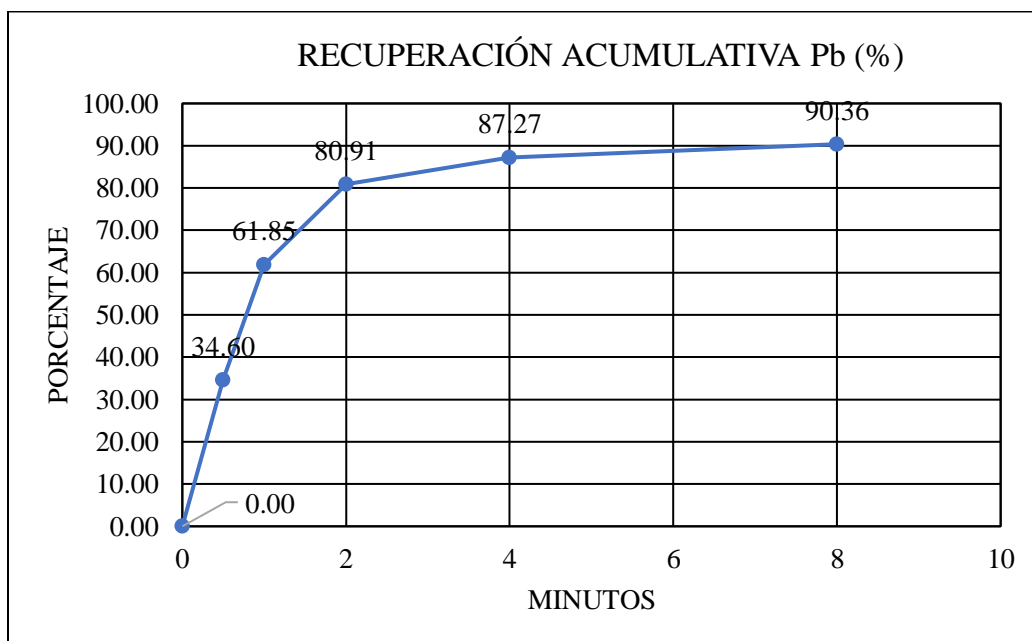
En la muestra N° 2 la ley de cabeza de plomo es de 0,2049 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 1,1406 %, teniendo una recuperación acumulativa del 90,36 %, así como se muestra en la Tabla N° 33.

Tabla 33. Tiempo de flotación para la recuperación del plomo de la muestra N° 2.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Pb	Pb	Pb	Pb
0	CABEZA	1000,00	0,2049	2,05	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	147,90	1,3449	1,99	34,60	34,60
1	CONCENTRADO 2	111,27	1,3049	1,45	27,25	61,85
2	CONCENTRADO 3	102,16	1,2579	1,29	19,06	80,91
4	CONCENTRADO 4	73,68	1,1479	0,85	6,36	87,27
8	CONCENTRADO 5	64,36	1,1406	0,73	3,09	90,36
	RELAVE	500,63				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 2 de plomo en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 34,60 %, en un minuto de 61,85 %, en dos minutos 80,91 %, en cuatro minutos es de 87,27 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 90,36 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 10.

Gráfico 10. Cinética de recuperación de plomo en la muestra N° 2.



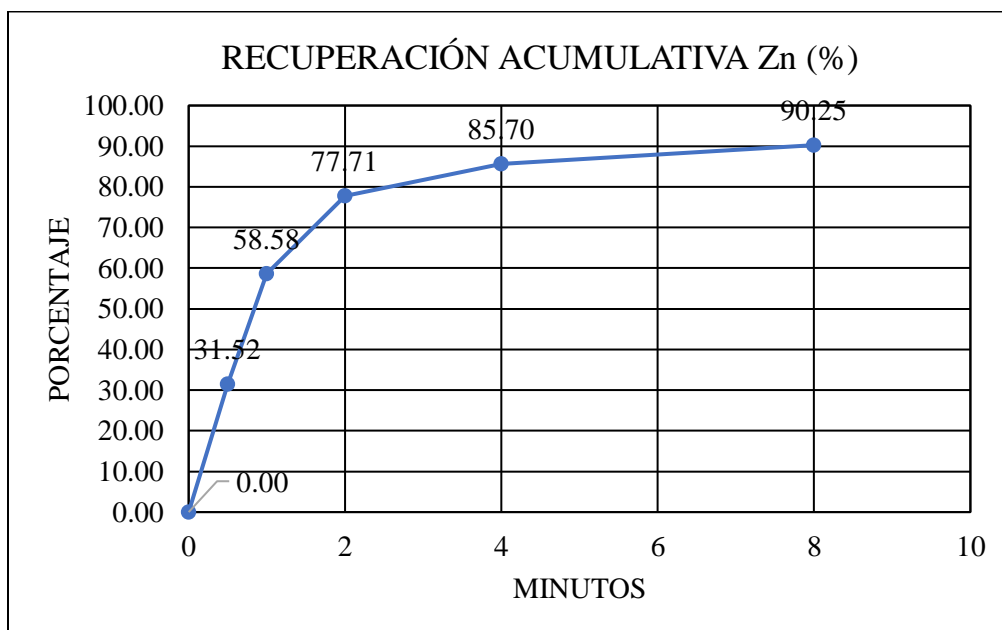
En la muestra N° 2 la ley de cabeza de zinc es de 0,4010 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 1,4555 %, teniendo una recuperación acumulativa del 90,25 %, así como se muestra en la Tabla N° 34.

Tabla 34. Tiempo de flotación para la recuperación del zinc de la muestra N° 2.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Zn	Zn	Zn	Zn
0	CABEZA	1000,00	0,4010	4,01	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	147,90	1,6310	2,41	31,52	31,52
1	CONCENTRADO 2	111,27	1,5610	1,74	27,06	58,58
2	CONCENTRADO 3	102,16	1,5020	1,53	19,13	77,71
4	CONCENTRADO 4	73,68	1,4620	1,08	7,99	85,70
8	CONCENTRADO 5	64,36	1,4555	0,94	4,55	90,25
	RELAVE	500,63				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 2 de zinc en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 31,52 %, en un minuto de 58,58 %, en dos minutos 77,71 %, en cuatro minutos es de 85,70 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 90,25 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 11.

Gráfico 11. Cinética de recuperación de zinc en la muestra N° 2.



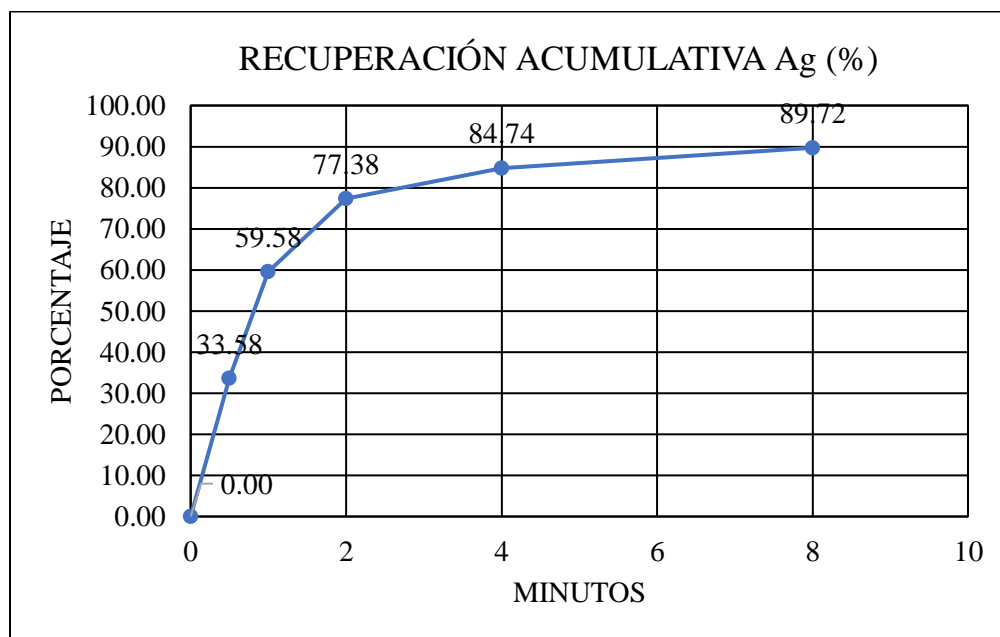
En la muestra N° 2 la ley de cabeza de plata es de 0,0029 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 0,6826 %, teniendo una recuperación acumulativa del 89,72 %, así como se muestra en la Tabla N° 35.

Tabla 35. Tiempo de flotación para la recuperación de la plata de la muestra N° 2.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Ag	Ag	Ag	Ag
0	CABEZA	1000,00	0,0029	0,03	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	147,90	0,8029	1,19	33,58	33,58
1	CONCENTRADO 2	111,27	0,7529	0,84	26,00	59,58
2	CONCENTRADO 3	102,16	0,7209	0,74	17,80	77,38
4	CONCENTRADO 4	73,68	0,6909	0,51	7,36	84,74
8	CONCENTRADO 5	64,36	0,6826	0,44	4,98	89,72
	RELAVE	500,63				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 2 de plata en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 33,58 %, en un minuto de 59,58 %, en dos minutos 77,38 %, en cuatro minutos es de 84,74 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 89,72 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 12.

Gráfico 12. Cinética de recuperación de plata en la muestra N° 2.



PRUEBA N°3

De acuerdo a los minerales que se ha investigado (Pb, Zn y Ag), se utilizó las siguientes cantidades de los distintos ítems y reactivos, teniendo en cuenta que la muestra N° 3 tiene un pH de 9, tan cual se presenta en la Tabla N° 36.

Tabla 36. condiciones de operación de la muestra N° 3.

ITEM	VALOR
PESO DE MINERAL (gr)	1000,00
DENSIDAD DE PULPA (gr/l)	1500,00
VOLUMEN DE CELDA DE FLOTACIÓN (l)	2,00
CANTIDAD DE AGUA (ml)	1800,00
VELOCIDAD DE AGITACIÓN (R.P.M)	1500,00
FLOTACIÓN (R.P.M)	1300,00
SOLIDOS	8,50
pH	9,00

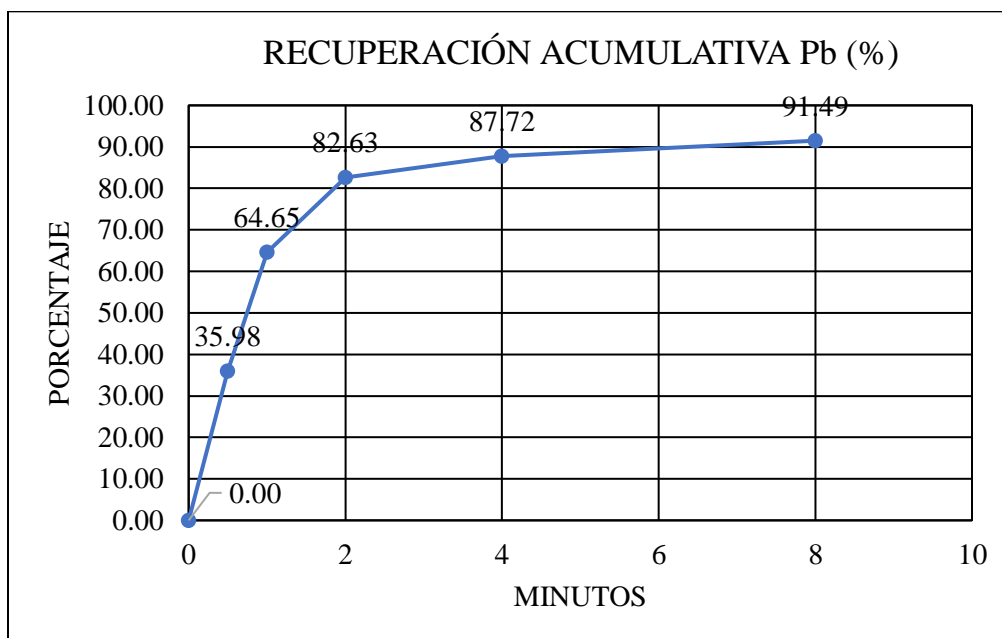
En la muestra N° 3 la ley de cabeza de plomo es de 0,1530 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 1,0003 %, teniendo una recuperación acumulativa del 91,49 %, así como se muestra en la Tabla N° 37.

Tabla 37. Tiempo de flotación para la recuperación del plomo de la muestra N° 3.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Pb	Pb	Pb	Pb
0	CABEZA	1000,00	0,1530	1,53	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	146,99	1,3230	1,94	35,98	35,98
1	CONCENTRADO 2	112,07	1,2380	1,39	28,67	64,65
2	CONCENTRADO 3	101,01	1,1390	1,15	17,98	82,63
4	CONCENTRADO 4	74,21	1,0090	0,75	5,09	87,72
8	CONCENTRADO 5	65,66	1,0003	0,66	3,77	91,49
	RELAVE	500,06				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 3 de plomo en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 35,98 %, en un minuto de 64,65 %, en dos minutos 82,63 %, en cuatro minutos es de 87,72 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 91,49 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 13.

Gráfico 13. Cinética de recuperación de plomo en la muestra N° 3.



En la muestra N° 3 la ley de cabeza de zinc es de 0,1852 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 1,0368 %, teniendo una recuperación acumulativa del 90,71 %, así como se muestra en la Tabla N° 38.

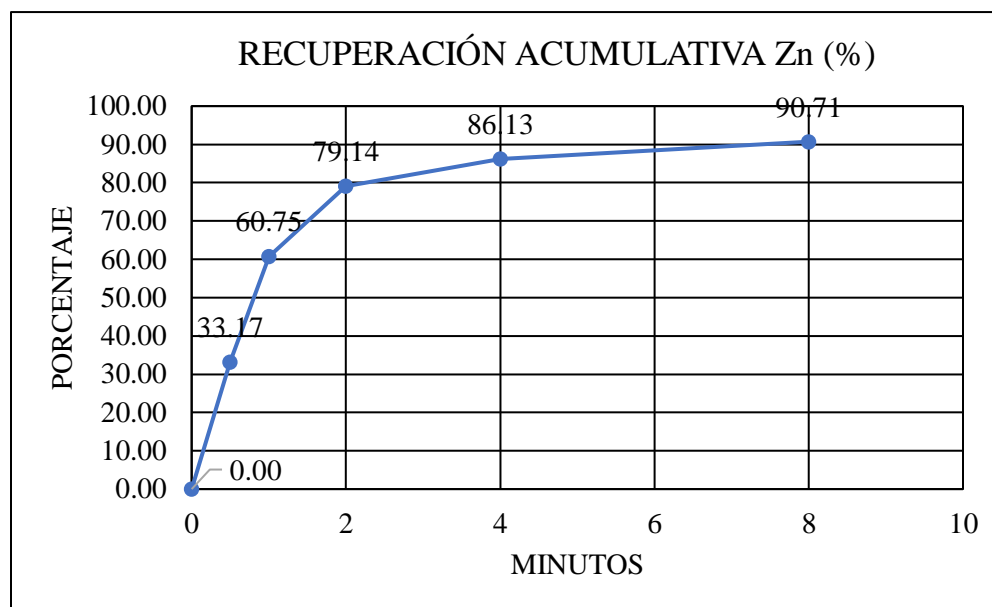
Tabla 38. Tiempo de flotación para la recuperación del zinc de la muestra N° 3.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Zn	Zn	Zn	Zn
0	CABEZA	1000,00	0,1852	1,85	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	146,99	1,2452	1,83	33,17	33,17
1	CONCENTRADO 2	112,07	1,1352	1,27	27,58	60,75
2	CONCENTRADO 3	101,01	1,0842	1,10	18,39	79,14
4	CONCENTRADO 4	74,21	1,0442	0,77	6,99	86,13
8	CONCENTRADO 5	65,66	1,0368	0,68	4,58	90,71
	RELAVE	500,06				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 3 de zinc en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 33,17%, en un minuto de 60,75 %, en dos minutos 79,14 %, en cuatro minutos

es de 86,13 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 90,71 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 14.

Gráfico 14. Cinética de recuperación de zinc en la muestra N° 3.



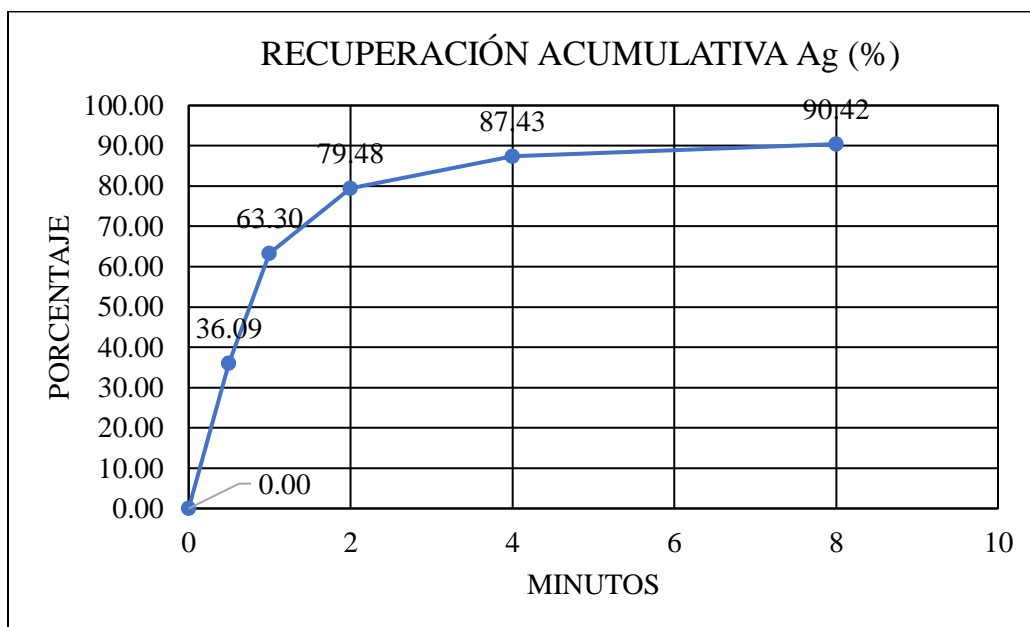
En la muestra N° 3 la ley de cabeza de plata es de 0,0045 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 0,0522 %, teniendo una recuperación acumulativa del 90,42 %, así como se muestra en la Tabla N° 39.

Tabla 39. Tiempo de flotación para la recuperación de la plata de la muestra N° 3.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Ag	Ag	Ag	Ag
0	CABEZA	1000,00	0,0045	0,04	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	146,99	0,1245	0,18	36,09	36,09
1	CONCENTRADO 2	112,07	0,1145	0,13	27,21	63,30
2	CONCENTRADO 3	101,01	0,0705	0,07	16,18	79,48
4	CONCENTRADO 4	74,21	0,0605	0,04	7,95	87,43
8	CONCENTRADO 5	65,66	0,0522	0,03	2,99	90,42
	RELAVE	500,06				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 3 de plata en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 36,09 %, en un minuto de 63,30 %, en dos minutos 79,48 %, en cuatro minutos es de 87,43 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 90,42 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 15.

Gráfico 15. Cinética de recuperación de plata en la muestra N° 3.



PRUEBA N°4

De acuerdo a los minerales que se ha investigado (Pb, Zn y Ag), se utilizó las siguientes cantidades de los distintos ítems y reactivos, teniendo en cuenta que la muestra N° 4 tiene un pH de 9,1, tan cual se presenta en la Tabla N° 40.

Tabla 40. Condiciones de operación de la muestra N° 4.

ITEM	VALOR
PESO DE MINERAL (gr)	1000,00
DENSIDAD DE PULPA (gr/l)	1500,00
VOLUMEN DE CELDA DE FLOTACIÓN (l)	2,00
CANTIDAD DE AGUA (ml)	1800,00
VELOCIDAD DE AGITACIÓN (R.P.M)	1500,00
FLOTACIÓN (R.P.M)	1300,00
SOLIDOS	8,50
pH	9,10

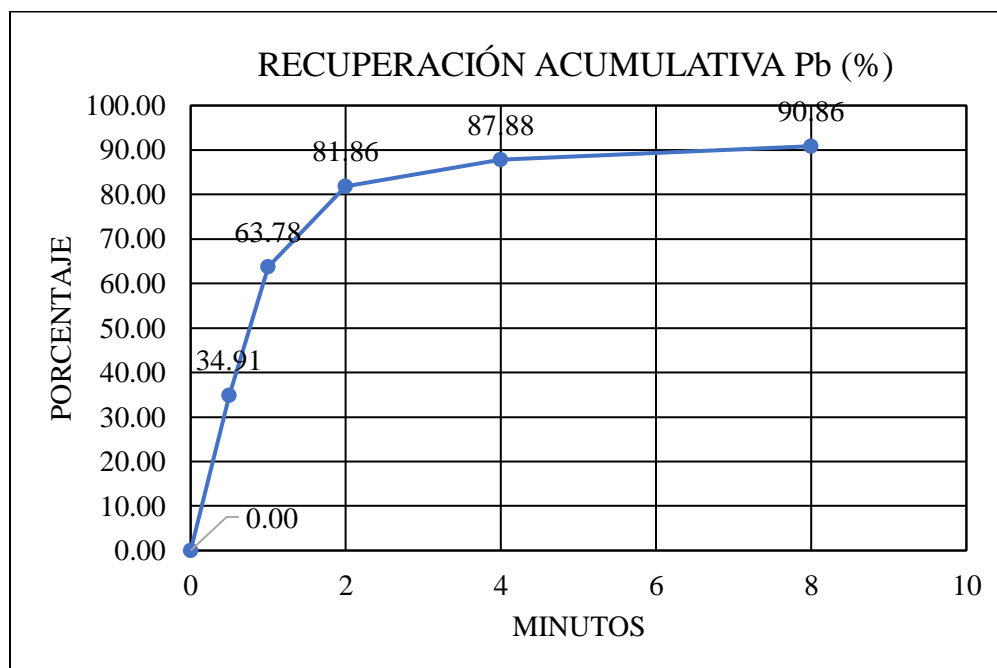
En la muestra N° 4 la ley de cabeza de plomo es de 0,2916 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 1,1525 %, teniendo una recuperación acumulativa del 90,86 %, así como se muestra en la Tabla N° 41.

Tabla 41. Tiempo de flotación para la recuperación del plomo de la muestra N° 4.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Pb	Pb	Pb	Pb
0	CABEZA	1000,00	0,2916	2,92	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	144,50	1,3416	1,94	34,91	34,91
1	CONCENTRADO 2	112,57	1,2716	1,43	28,87	63,78
2	CONCENTRADO 3	102,99	1,2306	1,27	18,08	81,86
4	CONCENTRADO 4	75,65	1,1606	0,88	6,02	87,88
8	CONCENTRADO 5	63,52	1,1525	0,73	2,98	90,86
	RELAVE	500,77				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 4 de plomo en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 34,91 %, en un minuto de 63,78 %, en dos minutos 81,86 %, en cuatro minutos es de 87,88 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 90,86 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 16.

Gráfico 16. Cinética de recuperación de plomo en la muestra N° 4.



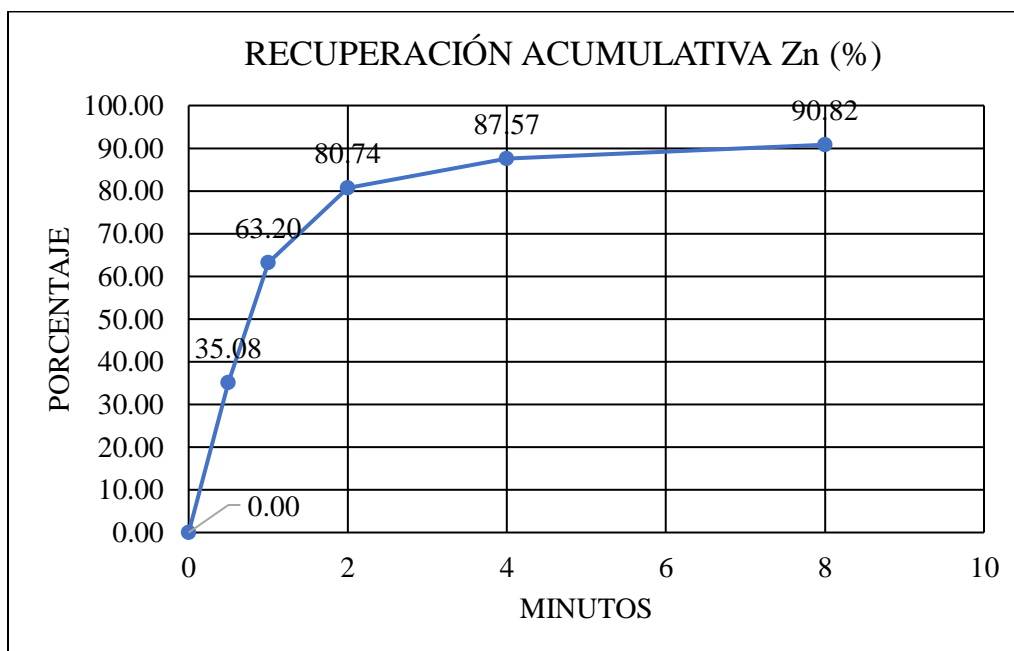
En la muestra N° 4 la ley de cabeza de zinc es de 0,4632 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 1,3939 %, teniendo una recuperación acumulativa del 90,82 %, así como se muestra en la Tabla N° 42.

Tabla 42. Tiempo de flotación para la recuperación del zinc de la muestra N° 4.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Zn	Zn	Zn	Zn
0	CABEZA	1000,00	0,4632	4,63	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	144,50	1,5732	2,27	35,08	35,08
1	CONCENTRADO 2	112,57	1,4932	1,68	28,12	63,20
2	CONCENTRADO 3	102,99	1,4522	1,50	17,54	80,74
4	CONCENTRADO 4	75,65	1,4022	1,06	6,83	87,57
8	CONCENTRADO 5	63,52	1,3939	0,89	3,25	90,82
	RELAVE	500,77				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 4 de zinc en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 35,08 %, en un minuto de 63,20 %, en dos minutos 80,74 %, en cuatro minutos es de 87,57 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 90,82 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 17.

Gráfico 17. Cinética de recuperación de zinc en la muestra N° 4.



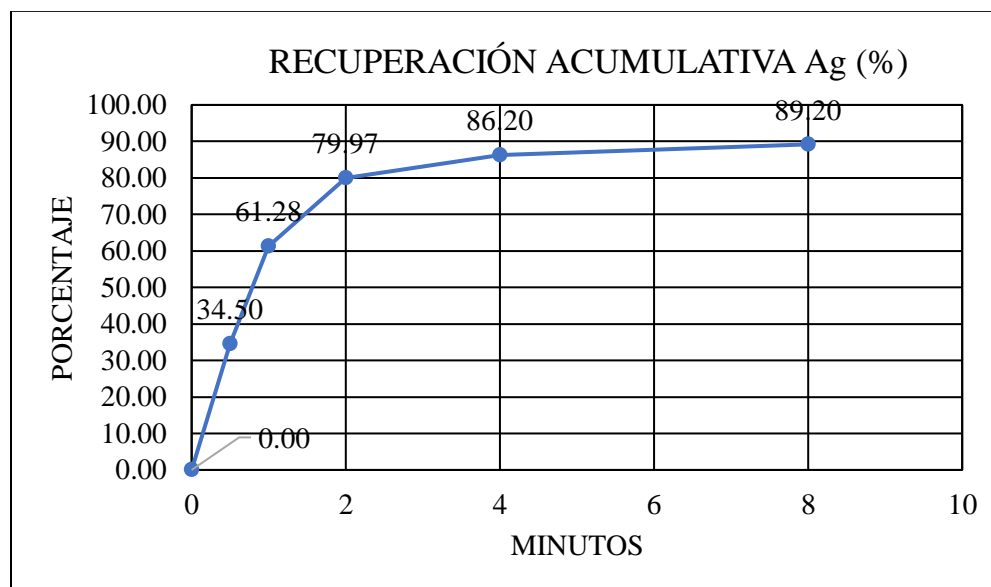
En la muestra N° 4 la ley de cabeza de plata es de 0,0047 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 0,8076 %, teniendo una recuperación acumulativa del 89,20 %, así como se muestra en la Tabla N° 43.

Tabla 43. Tiempo de flotación para la recuperación de la plata de la muestra N° 4.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Ag	Ag	Ag	Ag
0	CABEZA	1000,00	0,0047	0,05	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	144,50	0,9647	1,39	34,50	34,50
1	CONCENTRADO 2	112,57	0,9047	1,02	26,78	61,28
2	CONCENTRADO 3	102,99	0,8667	0,89	18,69	79,97
4	CONCENTRADO 4	75,65	0,8167	0,62	6,23	86,20
8	CONCENTRADO 5	63,52	0,8076	0,51	3,00	89,20
	RELAVE	500,77				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 4 de plata en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 34,50 %, en un minuto de 61,28 %, en dos minutos 79,97 %, en cuatro minutos es de 86,20 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 89,20 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 18.

Gráfico 18. Cinética de recuperación de plata en la muestra N° 4.



PRUEBA N°5

De acuerdo a los minerales que se ha investigado (Pb, Zn y Ag), se utilizó las siguientes cantidades de los distintos ítems y reactivos, teniendo en cuenta que la muestra N° 5 tiene un pH de 9.2, tan cual se presenta en la Tabla N° 44.

Tabla 44. Condiciones de operación de la muestra N° 5.

ITEM	VALOR
PESO DE MINERAL (gr)	1000,00
DENSIDAD DE PULPA (gr/l)	1500,00
VOLUMEN DE CELDA DE FLOTACIÓN (l)	2,00
CANTIDAD DE AGUA (ml)	1800,00
VELOCIDAD DE AGITACIÓN (R.P.M)	1500,00
FLOTACIÓN (R.P.M)	1300,00
SÓLIDOS	8,50
pH	9,20

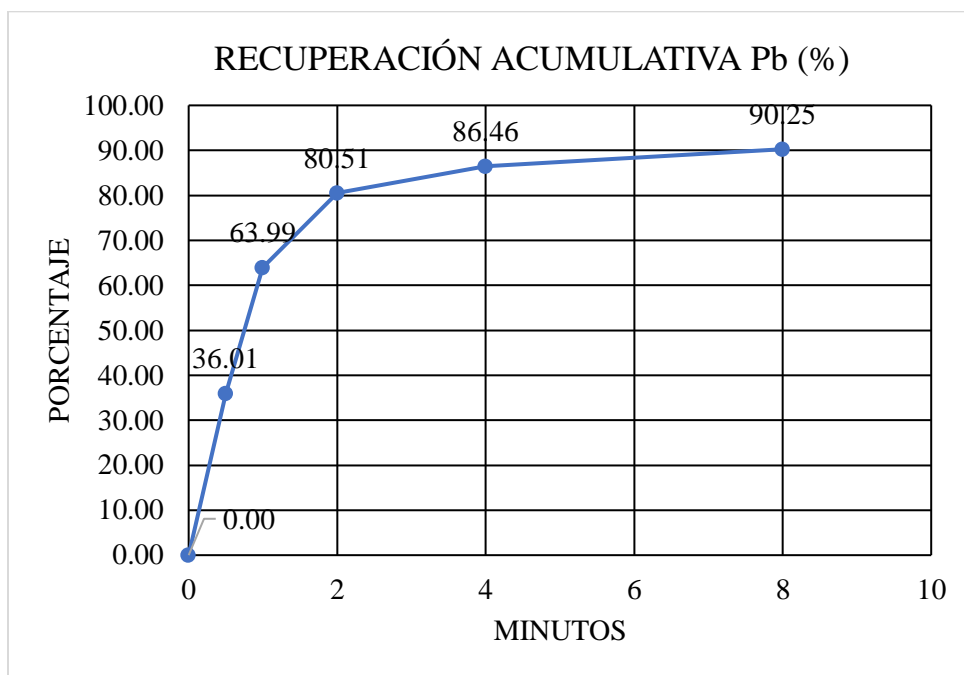
En la muestra N° 5 la ley de cabeza de plomo es de 0,4539 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 1,3346 %, teniendo una recuperación acumulativa del 90,25 %, así como se muestra en la Tabla N° 45.

Tabla 45. Tiempo de flotación para la recuperación del plomo de la muestra N° 5.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Pb	Pb	Pb	Pb
0	CABEZA	1000,00	0,4539	4,54	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	143,08	1,5339	2,19	36,01	36,01
1	CONCENTRADO 2	115,81	1,4339	1,66	27,98	63,99
2	CONCENTRADO 3	104,65	1,3929	1,46	16,52	80,51
4	CONCENTRADO 4	71,22	1,3429	0,96	5,95	86,46
8	CONCENTRADO 5	62,99	1,3346	0,84	3,79	90,25
	RELAVE	502,25				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 5 de plomo en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 36,01 %, en un minuto de 63,99 %, en dos minutos 80,51 %, en cuatro minutos es de 86,46 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 90,25 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 19.

Gráfico 19. Cinética de recuperación de plomo en la muestra N° 5.



En la muestra N° 5 la ley de cabeza de zinc es de 0,4795 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 1,3198 %, teniendo una recuperación acumulativa del 90,09 %, así como se muestra en la Tabla N° 46.

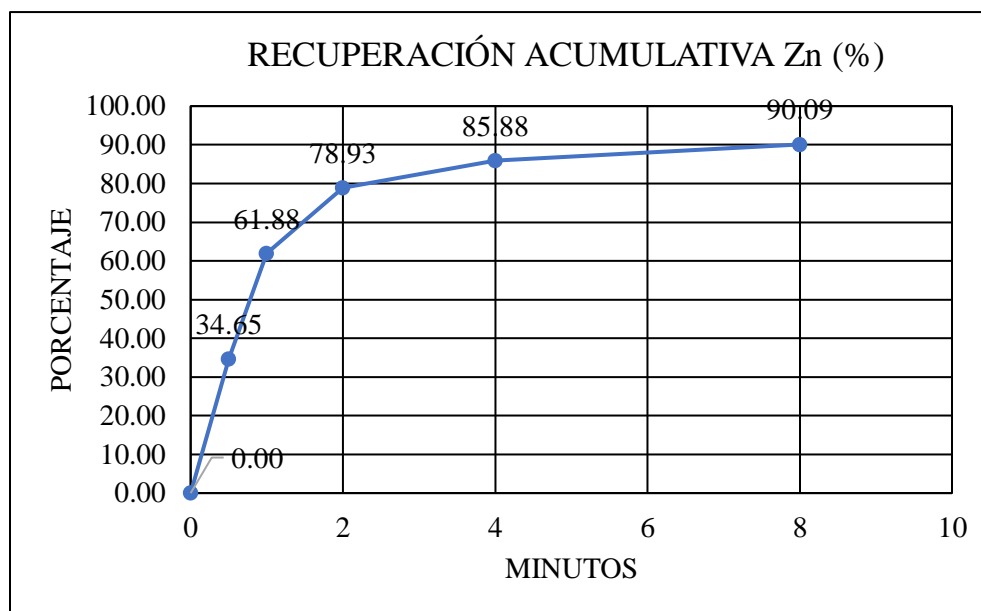
Tabla 46. Tiempo de flotación para la recuperación del zinc de la muestra N° 5.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Zn	Zn	Zn	Zn
0	CABEZA	1000,00	0,4795	4,80	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	143,08	1,5695	2,25	34,65	34,65
1	CONCENTRADO 2	115,81	1,4295	1,66	27,23	61,88
2	CONCENTRADO 3	104,65	1,3875	1,45	17,05	78,93
4	CONCENTRADO 4	71,22	1,3275	0,95	6,95	85,88
8	CONCENTRADO 5	62,99	1,3198	0,83	4,21	90,09
	RELAVE	502,25				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 5 de zinc en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 34,65 %, en un minuto de 61,88 %, en dos minutos 78,93 %, en cuatro minutos

es de 85,88 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 90,09 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 20.

Gráfico 20. Cinética de recuperación de zinc en la muestra N° 5.



En la muestra N° 5 la ley de cabeza de plata es de 0,0071 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 0,5093 %, teniendo una recuperación acumulativa del 91,24 %, así como se muestra en la Tabla N° 47.

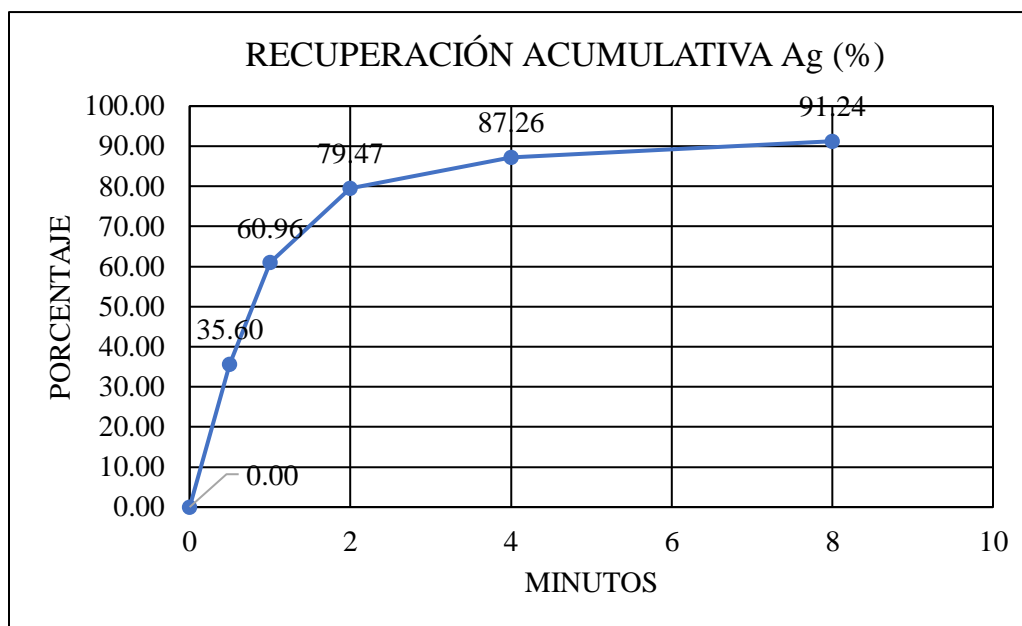
Tabla 47. Tiempo de flotación para la recuperación de la plata de la muestra N° 5.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Ag	Ag	Ag	Ag
0	CABEZA	1000,00	0,0071	0,07	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	143,08	0,7071	1,01	35,60	35,60
1	CONCENTRADO 2	115,81	0,6271	0,73	25,36	60,96
2	CONCENTRADO 3	104,65	0,5881	0,62	18,51	79,47
4	CONCENTRADO 4	71,22	0,5181	0,37	7,79	87,26
8	CONCENTRADO 5	62,99	0,5093	0,32	3,98	91,24
	RELAVE	502,25				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 5 de plata en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 35,60 %, en un minuto de 60,96 %, en dos minutos 79,47 %, en cuatro minutos

es de 87,26 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 91,24 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 21.

Gráfico 21. Cinética de recuperación de plata en la muestra N° 5.



PRUEBA N°6

De acuerdo a los minerales que se ha investigado (Pb, Zn y Ag), se utilizó las siguientes cantidades de los distintos ítems y reactivos, teniendo en cuenta que la muestra N° 6 tiene un pH de 9.2, tan cual se presenta en la Tabla N° 48.

Tabla 48. Condiciones de operación de la muestra N° 6.

ITEM	VALOR
PESO DE MINERAL (gr)	1000,00
DENSIDAD DE PULPA (gr/l)	1500,00
VOLUMEN DE CELDA DE FLOTACIÓN (l)	2,00
CANTIDAD DE AGUA (ml)	1800,00
VELOCIDAD DE AGITACIÓN (R.P.M)	1500,00
FLOTACIÓN (R.P.M)	1300,00
SOLIDOS	8,50
pH	9,20

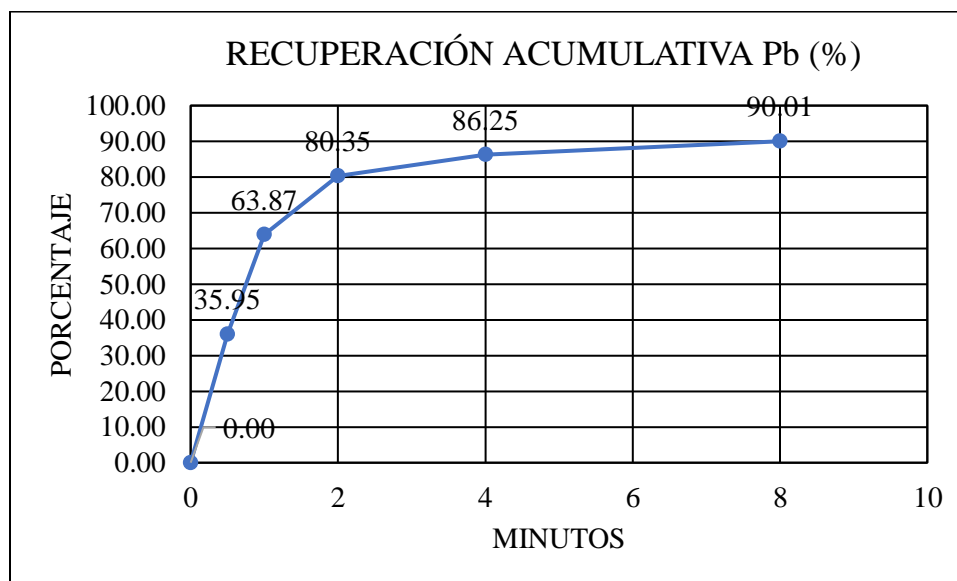
En la muestra N° 5 la ley de cabeza de plomo es de 0,4267 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 1,3118 %, teniendo una recuperación acumulativa del 90,01 %, así como se muestra en la Tabla N° 49.

Tabla 49. Tiempo de flotación para la recuperación del plomo de la muestra N° 6.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Pb	Pb	Pb	Pb
0	CABEZA	1000,00	0,4267	4,27	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	142,98	1,4767	2,11	35,95	35,95
1	CONCENTRADO 2	116,19	1,3767	1,60	27,92	63,87
2	CONCENTRADO 3	104,38	1,3397	1,40	16,48	80,35
4	CONCENTRADO 4	71,65	1,3197	0,95	5,90	86,25
8	CONCENTRADO 5	62,79	1,3118	0,82	3,76	90,01
	RELAVE	502,01				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 6 de plomo en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 35,95 %, en un minuto de 63,87 %, en dos minutos 80,35 %, en cuatro minutos es de 86,25 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 90,01 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 22.

Gráfico 22. Cinética de recuperación de plomo en la muestra N° 6.



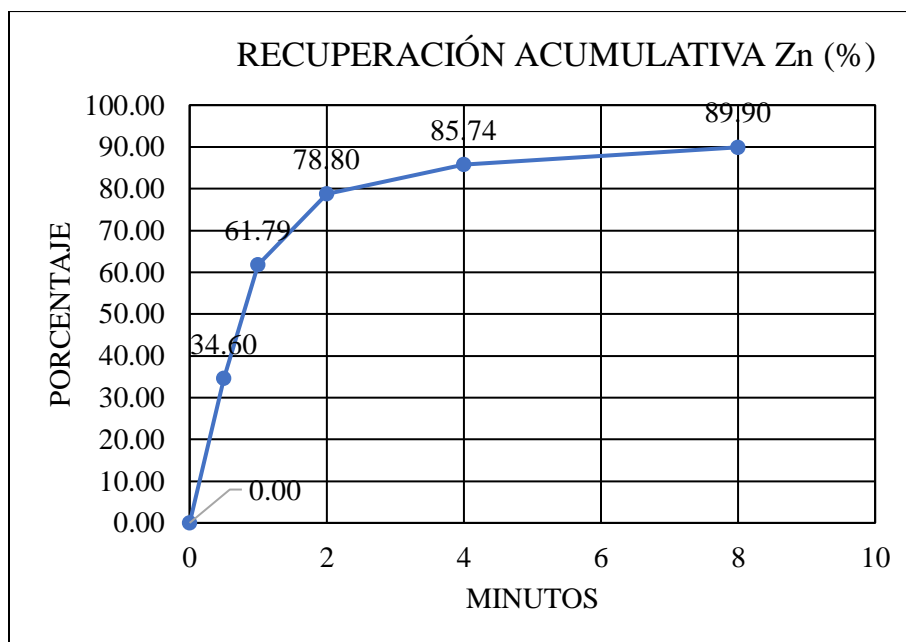
En la muestra N° 6 la ley de cabeza de zinc es de 0,4426 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 1,3171 %, teniendo una recuperación acumulativa del 89,90 %, así como se muestra en la Tabla N° 50.

Tabla 50. Tiempo de flotación para la recuperación del zinc de la muestra N° 6.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Zn	Zn	Zn	Zn
0	CABEZA	1000,00	0,4426	4,43	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	142,98	1,5126	2,16	34,60	34,60
1	CONCENTRADO 2	116,19	1,4026	1,63	27,19	61,79
2	CONCENTRADO 3	104,38	1,3646	1,42	17,01	78,80
4	CONCENTRADO 4	71,65	1,3246	0,95	6,94	85,74
8	CONCENTRADO 5	62,79	1,3171	0,83	4,16	89,90
	RELAVE	502,01				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 6 de zinc en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 34,60 %, en un minuto de 61,79 %, en dos minutos 78,80 %, en cuatro minutos es de 85,74 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 89,90 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 23.

Gráfico 23. Cinética de recuperación de zinc en la muestra N° 6.



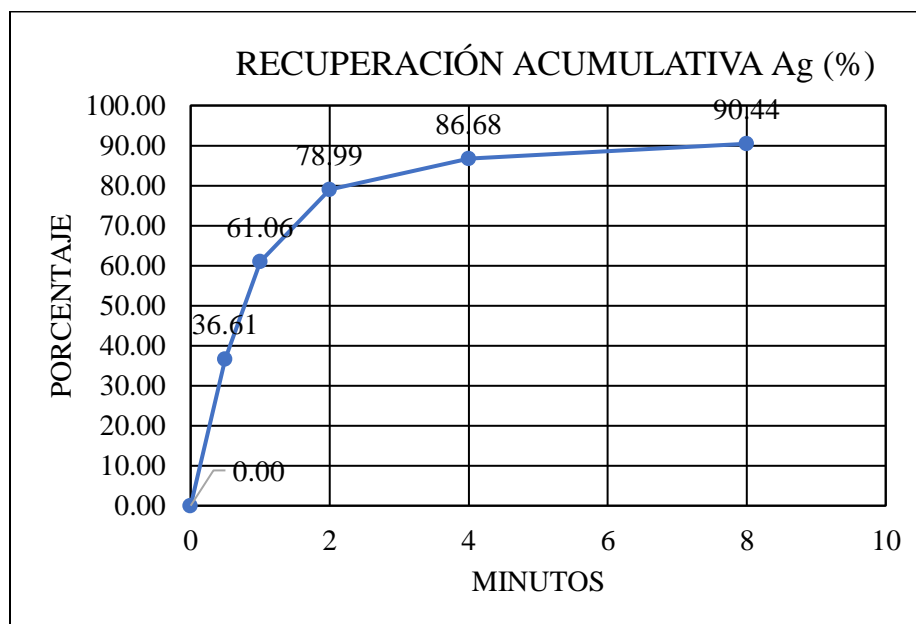
En la muestra N° 6 la ley de cabeza de plata es de 0,0070 %, al transcurrir el tiempo máximo de flotación (8 minutos), la ley aumenta a 0,5318 %, teniendo una recuperación acumulativa del 90,44 %, así como se muestra en la Tabla N° 51.

Tabla 51. Tiempo de flotación para la recuperación de la plata de la muestra N° 6.

TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METÁLICO (gr)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Ag	Ag	Ag	Ag
0	CABEZA	1000,00	0,00702	0,07	100,00	-
0,5	CONCENTRADO 1	142,98	0,7070	1,01	36,61	36,61
1	CONCENTRADO 2	116,19	0,6470	0,75	24,45	61,06
2	CONCENTRADO 3	104,38	0,6100	0,64	17,93	78,99
4	CONCENTRADO 4	71,65	0,5400	0,39	7,69	86,68
8	CONCENTRADO 5	62,79	0,5318	0,33	3,76	90,44
	RELAVE	502,01				

La recuperación acumulativa en la muestra N° 6 de plata en el tiempo de flotación de 0.5 minutos es de 36,61 %, en un minuto de 61,06 %, en dos minutos 78,99 %, en cuatro minutos es de 86,68 % y en el tiempo máximo (8 minutos) de flotación es de 90,44 %, precisamente como se detalla en el Gráfico N° 24.

Gráfico 24. Cinética de recuperación de plata en la muestra N° 6.



4.6. PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Para realizar las pruebas de flotación, debemos tener en cuenta las condiciones y dosificaciones de los reactivos para las pruebas experimentales que se realizaran en el laboratorio.

Desarrollamos unas condiciones de operaciones determinadas por la etapa de molienda y mientras que las condiciones de la etapa de dosificación son estándares para este trabajo de investigación, para así poder analizar los resultados con las mismas dosificaciones de reactivos, pero diferente etapa de molienda.

MUESTRA N° 1

Las condiciones de flotación que se emplearon en la muestra N°1 son de, celda de 2000,00 ml, peso de mineral de 1000,00 gr, densidad de pulpa 1500,00 gr/l, cantidad de agua 1800,00 ml, velocidad de agitación 1500,00 R.P.M, pH 9,20, tiempo de flotación de 8 min con 10 paletadas por 10 segundo de la espuma y reactivos estándares en el proceso de flotación, por lo que los resultados máximos de recuperación de plomo 91, 54 %, zinc 91,76 % y plata 89,22 %, tal cual se detalla en la Tabla N° 52.

Tabla 52. Condiciones de operación y resultados metalúrgicos de la muestra N° 1.

CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA FLOTACIÓN				
CELDA	2000,00 ml			
PESO DE MINERAL	1000,00 gr			
DENSIDAD DE PULPA	1500,00 gr/l			
CANTIDAD DE AGUA	1800,00 ml			
VELOCIDAD DE AGITACIÓN	1500,00 R.P.M			
FLOTACIÓN	1300,00 R.P.M			
SOLIDOS	8,50			
PH	9,20			
TIEMPO DE FLOTACIÓN	8 min			
REMOCIÓN DE ESPUMAS	10 paletadas por 10 segundos			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
MINERAL	PESO (gr)	LEY (%)	CONTENIDO METALICO (%)	RECUPERACIÓN (%)
Pb	63,68	0,4896	0,31	91,54
Zn	63,68	2,1236	1,35	91,76
Ag	63,68	0,6822	0,43	89,22

MUESTRA N° 2

Las condiciones de flotación que se emplearon en la muestra N°2 son de, celda de 2000,00 ml, peso de mineral de 1000,00 gr, densidad de pulpa 1500,00 gr/l, cantidad de agua 1800,00 ml, velocidad de agitación 1500,00 R.P.M, pH 9,10, tiempo de flotación de 8 min, con 10 paletadas por 10 segundo de la espuma y reactivos estándares en el proceso de flotación, por lo que los resultados máximos de recuperación de plomo 90,36 %, zinc 90,25 % y plata 89,72 %, tal cual se detalla en la Tabla N° 53.

Tabla 53. Condiciones de operación y resultados metalúrgicos de la muestra N° 2.

CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA FLOTACIÓN				
CELDA	2000,00 ml			
PESO DE MINERAL	1000,00 gr			
DENSIDAD DE PULPA	1500,00 gr/l			
CANTIDAD DE AGUA	1800,00 ml			
VELOCIDAD DE AGITACIÓN	1500,00 R.P.M			
FLOTACIÓN	1300,00 R.P.M			
SOLIDOS	8,50			
pH	9,10			
TIEMPO DE FLOTACIÓN	8 min			
REMOCIÓN DE ESPUMAS	10 paletadas en 10 segundos			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
MINERAL	PESO (gr)	LEY (%)	CONTENIDO METALICO (%)	RECUPERACIÓN (%)
Pb	64,36	1,1406	0,73	90,36
Zn	64,36	1,4555	0,94	90,25
Ag	64,36	0,6826	0,44	89,72

MUESTRA N° 3

Las condiciones de flotación que se emplearon en la muestra N°3 son de, celda de 2000,00 ml, peso de mineral de 1000,00 gr, densidad de pulpa 1500,00 gr/l, cantidad de agua 1800,00 ml, velocidad de agitación 1500,00 R.P.M, pH 9,00, tiempo de flotación de 8 min con 10 paletadas por 10 segundo de la espuma y reactivos estándares en el proceso de flotación, por lo que los resultados máximos de recuperación de plomo 91, 49 %, zinc 90,71 % y plata 90,42 %, tal cual se detalla en la Tabla N° 54.

Tabla 54. Condiciones de operación y resultados metalúrgicos de la muestra N° 3.

CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA FLOTACIÓN				
CELDA	2000,00 ml			
PESO DE MINERAL	1000,00 gr			
DENSIDAD DE PULPA	1500,00 gr/l			
CANTIDAD DE AGUA	1800,00 ml			
VELOCIDAD DE AGITACIÓN	1500,00 R.P.M			
FLOTACIÓN	1300,00 R.P.M			
SOLIDOS	8,50			
pH	9,00			
TIEMPO DE FLOTACIÓN	8 min			
REMOCIÓN DE ESPUMAS	10 paletadas por 10 segundos			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
MINERAL	PESO (gr)	LEY (%)	CONTENIDO METALICO (%)	RECUPERACIÓN (%)
Pb	65,66	1,0003	0,66	91,49
Zn	65,66	1,0368	0,68	90,71
Ag	65,66	0,0522	0,03	90,42

MUESTRA N° 4

Las condiciones de flotación que se emplearon en la muestra N°4 son de, celda de 2000,00 ml, peso de mineral de 1000,00 gr, densidad de pulpa 1500,00 gr/l, cantidad de agua 1800,00 ml, velocidad de agitación 1500,00 R.P.M, pH 9,10, tiempo de flotación es de 8 min con 10 paletadas por 10 segundo de la espuma y reactivos estándares en el proceso de flotación, por lo que los resultados máximos de recuperación de plomo 90,86 %, zinc 90,82 % y plata 89,20 %, tal cual se detalla en la Tabla N° 55.

Tabla 55. Condiciones de operación y resultados metalúrgicos de la muestra N° 4.

CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA FLOTACIÓN				
CELDA	2000,00 ml			
PESO DE MINERAL	1000,00 gr			
DENSIDAD DE PULPA	1500,00 gr/l			
CANTIDAD DE AGUA	1800,00 ml			
VELOCIDAD DE AGITACIÓN	1500,00 R.P.M			
FLOTACIÓN	1300,00 R.P.M			
SOLIDOS	8,50			
pH	9,10			
TIEMPO DE FLOTACIÓN	8 min			
REMOCIÓN DE ESPUMAS	10 paletadas por 10 segundos			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
MINERAL	PESO (gr)	LEY (%)	CONTENIDO METALICO (%)	RECUPERACIÓN (%)
Pb	63,52	1,1525	0,73	90,86
Zn	63,52	1,3939	0,89	90,82
Ag	63,52	0,8076	0,51	89,20

MUESTRA N° 5

Las condiciones de flotación que se emplearon en la muestra N°5 son de, celda de 2000,00 ml, peso de mineral de 1000,00 gr, densidad de pulpa 1500,00 gr/l, cantidad de agua 1800,00 ml, velocidad de agitación 1500,00 R.P.M, pH 9,20, tiempo de flotación de 8 min con 10 paletadas por 10 segundo de la espuma y reactivos estándares en el proceso de flotación, por lo que los resultados máximos de recuperación de plomo 90, 25 %, zinc 90,09 % y plata 91,24 %, tal cual se detalla en la Tabla N° 56.

Tabla 56. Condiciones de operación y resultados metalúrgicos de la muestra N° 5.

CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA FLOTACIÓN				
CELDA	2000,00 ml			
PESO DE MINERAL	1000,00 gr			
DENSIDAD DE PULPA	1500,00 gr/l			
CANTIDAD DE AGUA	1800,00 ml			
VELOCIDAD DE AGITACIÓN	1500,00 R.P.M			
FLOTACIÓN	1300,00 R.P.M			
SOLIDOS	8,50			
pH	9,20			
TIEMPO DE FLOTACIÓN	8 min			
REMOCIÓN DE ESPUMAS	10 paletadas en 10 segundos			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
MINERAL	PESO (gr)	LEY (%)	CONTENIDO METALICO (%)	RECUPERACIÓN (%)
Pb	62,99	1,3446	0,84	90,25
Zn	62,99	1,3198	0,83	90,09
Ag	62,99	0,5093	0,32	91,24

MUESTRA N° 6

Las condiciones de flotación que se emplearon en la muestra N°6 son de, celda de 2000,00 ml, peso de mineral de 1000,00 gr, densidad de pulpa 1500,00 gr/l, cantidad de agua 1800,00 ml, velocidad de agitación 1500,00 R.P.M, pH 9,20, tiempo de flotación es de 8 min con 10 paletadas por 10 segundo de la espuma y reactivos estándares en el proceso de flotación, por lo que los resultados máximos de recuperación de plomo 90,01 %, zinc 89,90 % y plata 90,44 %, tal cual se detalla en la Tabla N° 57.

Tabla 57. Condiciones de operación y resultados metalúrgicos de la muestra N° 6.

CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA FLOTACIÓN				
CELDA	2000,00 ml			
PESO DE MINERAL	1000,00 gr/l			
DENSIDAD DE PULPA	1500,00 gr/l			
CANTIDAD DE AGUA	1800,00 ml			
VELOCIDAD DE AGITACIÓN	1500,00 R.P.M			
FLOTACIÓN	1300,00 R.P.M			
SOLIDOS	8,50			
pH	9,20			
TIEMPO DE FLOTACIÓN	8 min			
REMOCIÓN DE ESPUMAS	10 paletadas en 10 segundos			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
MINERAL	PESO (gr)	LEY (%)	CONTENIDO METALICO (%)	RECUPERACIÓN (%)
Pb	62,79	1,3118	3,76	90,01
Zn	62,79	1,3171	4,16	89,90
Ag	62,79	0,5318	3,76	90,44

4.7. ANÁLISIS METALÚRGICO DE PRUEBAS DE FLOTACIÓN

El promedio de las leyes de las 6 muestras del relave minero La Tahona son, Pb (1,07232%), Zn (1,4411%) y Ag (0,5443%) y el promedio de recuperación de mineral es Pb (90,75%), Zn (90,59%) y Ag (90,04%), así como se muestra en la Tabla N ° 58.

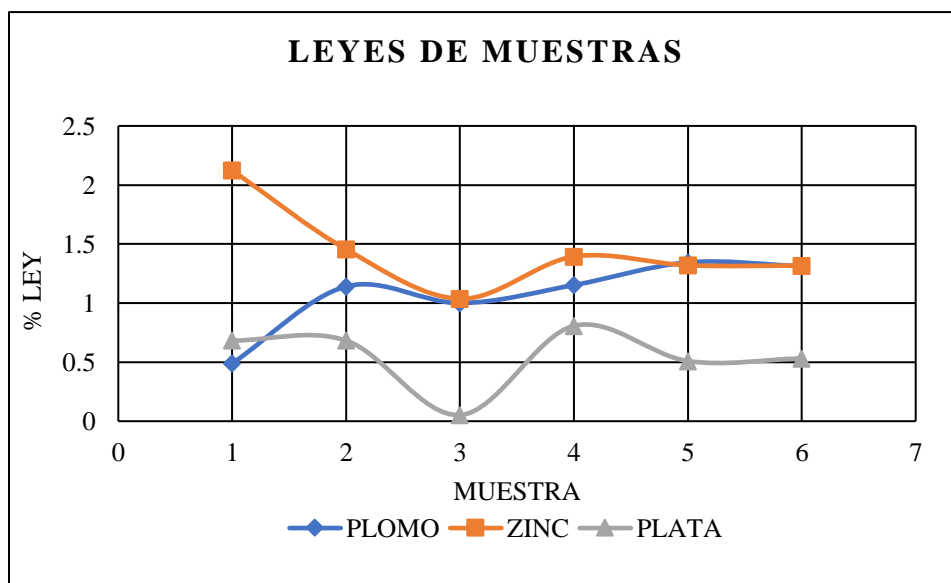
Tabla 58. Recuperación de plomo, zinc y plata de las distintas muestras.

MUESTRA	LEYES (%)			RECUPERACIÓN (%)		
	Pb	Zn	Ag	Pb	Zn	Ag
1	0,4896	2,1236	0,6822	91,54	91,76	89,22
2	1,1406	1,4555	0,6826	90,36	90,25	89,72
3	1,0003	1,0368	0,0522	91,49	90,71	90,42
4	1,1525	1,3939	0,8076	90,86	90,82	89,20
5	1,3446	1,3198	0,5093	90,25	90,09	91,24
6	1,3118	1,3171	0,5318	90,01	89,90	90,44
PROMEDIO	1,0732	1,4411	0,5443	90,75	90,59	90,04

Los parámetros óptimos la recuperación de plomo se encuentra la muestra N°1 con 91,54 %, para el zinc en la muestra N° 1 con 91,76 % y de plata en la muestra N°5 con 91,24 %, así como se puede analizar en la Tabla N ° 58.

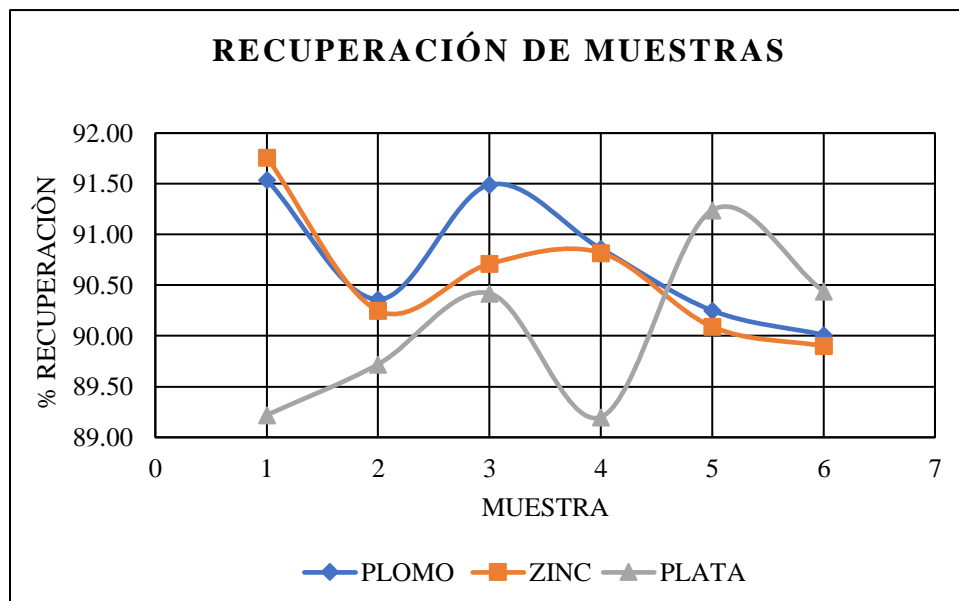
La ley más alta es la de zinc en la muestra número N° 1 y la ley más baja es la de plata en la muestra N° 3, así como se refleja en el Grafico N° 25.

Gráfico 25. Análisis metalúrgico – leyes.



La recuperación más alta es la de zinc en la muestra número N° 1 y la recuperación más baja es la de plata en la muestra N° 4, así como se refleja en el Grafico N° 26.

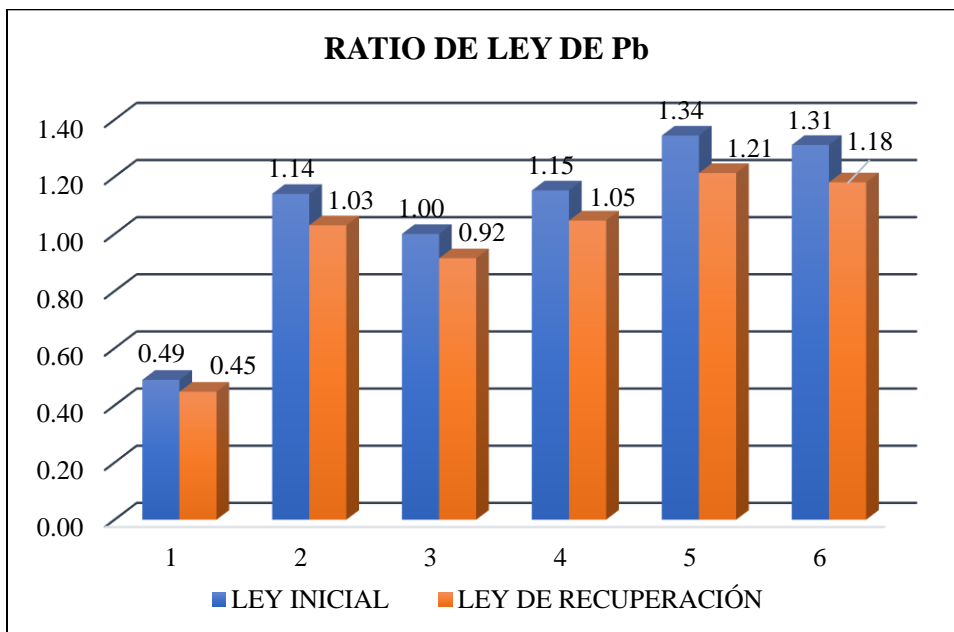
Gráfico 26. Porcentaje de recuperación.



- Ratios de leyes de recuperación

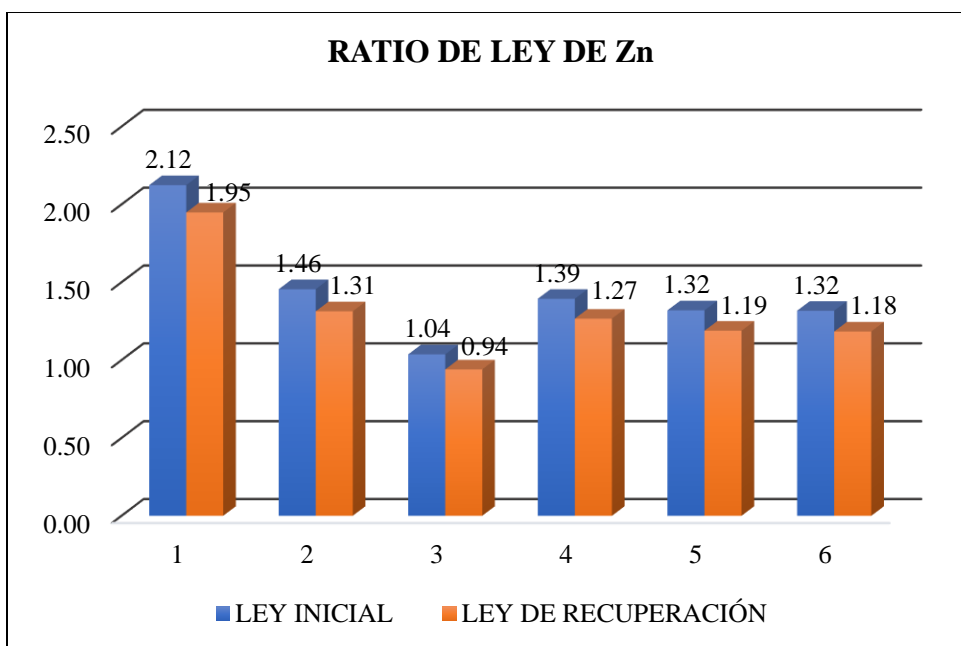
Las mayores leyes de Pb antes del proceso de flotación se ubican en las muestras N° 5 (1.34%) y N° 6 (1.31%), después del proceso de flotación la muestra N °5 y N° 6 leyes de 1.21% y 1.18 de recuperación respectivamente, por lo contrario, la menor ley se ubica en la muestra N° 1 (0.49%), así como se refleja en el gráfico N° 27.

Gráfico 27. Ratios de leyes de Pb.



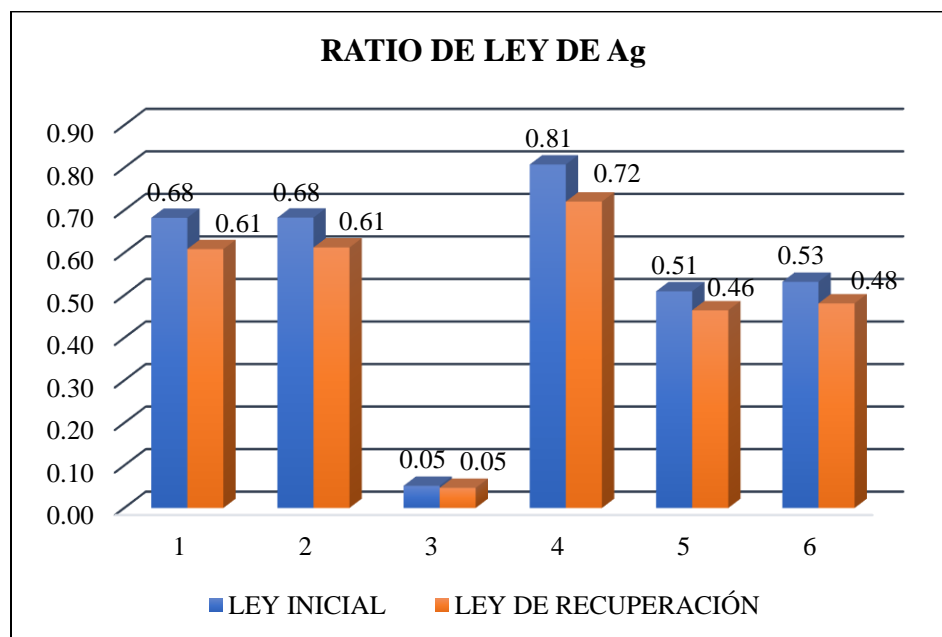
La mayor ley de Zn antes del proceso de flotación se ubica en la muestra N° 1 (2.12%), después del proceso de flotación la muestra N° 1 tiene una ley de Zn de 1.95% de recuperación respectivamente, por lo contrario, la menor ley se ubica en la muestra N° 3 (0.49%), así como se refleja en el gráfico N° 28.

Gráfico 28. Ratios de leyes de Zn.



La mayor ley de Ag antes del proceso de flotación se ubica en la muestra N° 4 (0.81%), después del proceso de flotación la muestra N° 4 tiene una ley de Ag de 0.72% de recuperación respectivamente, por lo contrario, la menor ley se ubica en la muestra N° 3 (0.05%), así como se refleja en el gráfico N° 29.

Gráfico 29. Ratios de leyes de Ag.



4.8. PROPUESTA DE EXPLOTACIÓN

4.8.1. Propuesta del método de explotación de la relavera La Tahona

- Accesibilidad a la relavare La Tahona

El primer tramo para el ingreso a la relavera La Tahona existe una carretera tipo trocha, con ancho (3 m aproximadamente), pendiente (- 10 %) y en la parte izquierda se ubica cunetas de 0.20 m, dichas cunetas ayudaran en tiempo de lluvias a captar, conducir y evacuar en forma adecuada los flujos de agua superficiales hacia el rio La Tahona, en el segundo tramo se encuentra vegetación (pinos).



Figura 14. Accesibilidad a la relavera La Tahona
Fuente: Google Earth, 2022.

- Carguío

Consistirá en cargar el material sedimentado de la relavera hacia posibles plantas de tratamientos por espumas.

La operación de carguío involucra el desarrollo de una serie de funciones que aseguran que el proceso se lleve a cabo con normalidad y eficiencia. Esta etapa del proceso de explotación minera se ocupa de definir los sectores de carga, las direcciones de carguío (frentes de carga, posición de equipos de carguío y nivel de pisos).

Para esta área de carguío (relavera La Tahona), se debe tener en cuenta equipos de carguío de mediana productividad, con excavadoras hidráulicas que ejecutan el carguío del material ya sea en un carril o en ambos carriles, dependiendo las condiciones que exija la operación. Asimismo, se busca el máximo provecho en cuanto al uso de los equipos y a las horas de trabajo que estos realizan.

Para este trabajo de investigación se propone inicialmente cargar a un solo carril o a un solo lado, por las condiciones que se presentan en el frente de carguío (espacio limitado para hacer distintas maniobras con la excavadora), también se propone iniciar con este método para una mejor posición de los equipos de acarreo (volquetes).

Así mismo si se desea cambiar el carguío a dos carriles o a dos lados, se debe tener en cuenta un espacio adecuado para el ingreso de dos volquetes a ambos lados de la excavadora y también se debe tener el material suficiente para que la excavadora no tenga que hacer continuas maniobras de posicionamiento.

- Acarreo

Para esta investigación el acarreo consistirá en el traslado de material de la relavera La Tahona hacia plantas de recuperación por el método de flotación.

Ciclos de acarreo:

Viajando vacío: Inicia cuando el volquete se dirige hacia la excavadora.

Espera vacío: Inicia cuando el volquete se detiene en el área de carguío.

Posicionándose para cargar: Inicia cuando el volquete retrocede de forma perpendicular con la excavadora para iniciar a cargar.

Cargando: Inicia cuando la excavadora da el primer pase hacia el volquete.

Acarreando: Inicia cuando la excavadora da la señal (toca el claxon) que ya completo la carga y puede salir hacia su destino.

Posicionándose para descargar: Cuando ya llega a la zona de descarga, el volquete retrocederá hasta el punto indicado para iniciar la descarga.

Descargando: Inicia cuando el volquete está en la posición indicada y luego levantara la tolva para descargar todo el material.

- Equipos propuestos de carguío y acarreo

Para el minado de la relavera La Tahona, se propone utilizar como equipo de carguío una excavadora Caterpillar 390F y para el acarreo de material sería un volquete Volvo FMX 540, así como se detalla en Tabla N° 59.

Tabla 59. Modelos de los equipos recomendados para el minado

EQUIPOS	MODELO
CARGUÍO	Excavadora – Caterpillar 390F
ACARREO	Volquete – Volvo FMX 540

4.9. PELIGROS, RIESGOS Y CONTROLES AMBIENTALES EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN

4.9.1. Riesgos durante el proceso de Flotación

Durante el proceso de flotación existente distintas actividades que al interactuar con el ambiente generan un riesgo o impacto, siendo las más representativas:

- Generación de ruido por el uso de los molinos y equipos del propio circuito de flotación lo que impacta negativamente a través de la contaminación sonora.
- Consumo de energía para funcionamiento de equipos que conlleva al agotamiento o reducción del recurso energético.
- Consumo de agua en el proceso de refrigeración de equipos ocasionando el agotamiento del recurso natural.
- Inadecuada manipulación de reactivos químicos conllevando a un potencial derrame contaminando el agua y suelo.
- Generación de residuos sólidos peligrosos contaminando el suelo, agua.

4.9.2. Controles para los riesgos del proceso de Flotación

Los controles ambientales propuestos para reducir los riesgos iniciales medios a riesgos residuales bajos se concentran en los siguientes:

- Cambio de motores de equipos de mayor consumo por otros más eficientes.
- Mantenimiento preventivo de equipo

- Clasificación y disposición final de residuos de acuerdo con el procedimiento Manejo Integral de Residuos Sólidos.
- Plan de Preparación y Respuesta ante Emergencias.
- Procedimiento para la preparación de reactivos.
- Aislar el área de trabajo del ambiente externo con muros de concreto.

Los controles mencionados se tomaron a manera de referencia como el procedimiento para la preparación de reactivos con la finalidad de reducir el riesgo de contaminación del suelo/agua por el potencial derrame por la manipulación de reactivos químicos

En el trabajo de investigación en el proceso de flotación (laboratorio), se tiene peligros ambientales como ruido, consumo de energía, consumo de agua, manipulación de reactivos químicos y generación de residuos sólidos peligros, también se tiene algunos riesgos como la contaminación sonora, agotamiento o reducción de recursos naturales, agotamiento de recursos naturales y contaminación de agua/suelo, para cada peligro y riesgo se tienen establecidos distintos controles tal como se detalla en el Tabla N° 60.

Tabla 1. Peligros ambientales, riesgos y controles para el proceso de flotación.

Nº	PROCESO	ACTIVIDAD	PELIGRO AMBIENTAL	DESCRIPCIÓN DEL RIESGO	SEVERIDAD	PROBABILIDAD	RIESGO AMBIENTAL ACTUAL	CONTROLES A IMPLEMENTAR	SEVERIDAD	PROBABILIDAD	RIESGO AMBIENTAL RESIDUAL
1	FLOTACIÓN	FLOTACIÓN DE PLOMO, ZINC Y PLATA	RUIDO	CONTAMINACIÓN SONORA	16	4	64	1. Monitoreo de ruido 2. Mantenimiento preventivo de equipos	16	2	32
2			CONSUMO DE ENERGÍA	AGOTAMIENTO O REDUCCIÓN DE RECURSOS NATURALES	4	16	64	1. Ahorro de energía (No operar los equipos en vacío y/o en horas punta). 2. cambio de motores de equipos de mayor consumo por otro más eficientes.	4	8	32
3			CONSUMO DE AGUA	AGOTAMIENTO DE RECURSOS NATURALES	8	8	64	1. Mantenimiento de válvulas y tomas de seguridad industrial 2. Sensibilización de consumos de agua	8	4	32
4			MANIPULACIÓN DE REACTIVOS QUÍMICOS	CONTAMINACIÓN DEL SUELO/AGUA	4	16	64	1. Plan de preparación y respuesta ante emergencias 2. Procedimientos para la preparación de reactivos 3. Aislar el área de trabajo del ambiente externo con muros de concreto 4. Bombas de sumideros para recircular al proceso de flujos que se colectan en estos puntos	4	8	32
5			REGENERACIÓN DE RESIDUOS SÓLIDOS PELIGROSOS	CONTAMINACIÓN DEL SUELO/AGUA	8	8	64	1. Clasificación y disposición final de residuos de acuerdo al procedimiento manejo integral de residuos sólidos 2. Monitoreo de agua	8	4	32

Tabla 61. Probabilidad y severidad para peligros y riesgos.

		SEVERIDAD				
		Permanente	Muy Probable	Probable	Esporádico	Improbable
PROBABILIDAD	Catastrófico	2048	1024	512	256	128
	Critico	1024	512	256	125	64
	Serio	512	256	125	64	32
	Moderado	256	128	64	32	16
	Leve	128	64	32	16	8

Fuente: MINEM, 2010.

Tabla 62. Clases y clasificación de los riesgos y tolerancia.

CLASE DE RIESGO	CLASIFICACIÓN DEL RIESGO	TOLERANCIA EN LA ORGANIZACIÓN
Alto	Alto o significativo (Riesgos intolerable, requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el PELIGRO se paralizan los trabajos operacionales en la labor)	Inaceptable
Medio	Medio (Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar de manera inmediata)	Aceptable
Bajo	Bajo (Este riesgo ambiental puede ser tolerable)	Aceptable

Fuente: MINEM, 2010.

4.10. CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS

La hipótesis propuesta en el trabajo de investigación es “La recuperación de plomo, zinc y plata del relave minero por el proceso de flotación de La Táhona – Hualgayoc; es del 95%, siendo una recuperación obtenida sin utilizar planta de beneficio de tratamiento”, con el desarrollo del presente trabajo, podemos determinar que.

Utilizando reactivos para una flotación estándar que son:

- Aerofloat 242
- Xantato Z-6
- Droefroth 250
- Cianuro de sodio
- Sulfato de zinc
- Sulfato de cobre

El promedio de recuperación de plomo, zinc y plata es de 90.83 %, no habiendo alcanzado lo propuesto al iniciar el trabajo de investigación.

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES

Las leyes químicas de las muestras de las muestras extraídas del relave minero La Tahona tienen un promedio de Pb = 1,0732, Zn = 1,4411 y 0,5443.

El proceso de recuperación por flotación se identificó que la muestra N°1, se tiene el mayor promedio de recuperación de plomo (91.54 %), zinc (91.76 %) y plata (89.22).

El menor promedio de recuperación se identificó en la muestra N°6, con una recuperación de plomo (90.01 %), zinc (89.90 %) y plata (90.44 %).

Los reactivos utilizados y sus dosificaciones para obtener un promedio de leyes de recuperación de plomo (90,75 %), zinc (90,59 %) y plata (90,04 %), son: Aerofloat 242 (0.45 gr), Xantato Z-6 (2 ml), Droefroth 250 (4 ml), Cianuro de sodio (30 ml), Sulfato de zinc (50 ml), Sulfato de cobre (30 ml) y cal (1.20 gr).

Las distintas muestras obtenidas en campo y trabajadas en laboratorio se determinó que el mayor porcentaje de recuperación de los tres minerales (plomo, zinc y plata), es el zinc con un porcentaje de 91.76% en la muestra N°1.

5.2. RECOMENDACIONES

Para los siguientes alumnos o instituciones que investigaran y desarrollaran recuperación de minerales por flotación se recomienda utilizar reactivos específicos para los distintos minerales que se desea recuperar, para así obtener un mayor porcentaje de recuperación.

Fomentar la investigación alrededor del relave minero La Tahona, dado que existen distintos pasivos ambientales, con estudios más minuciosos, procesos y reactivos específicos, se puede obtener un mayor porcentaje de recuperación y mejores porcentajes de recuperación.

A las personas en general se debe tener bastante cuidado con la utilización de reactivos de flotación, dado que son peligros para la integridad de la persona y puede causar un impacto negativo al medio ambiente.

Se recomienda para el carguío de la relavera La Tahona, se mine en la dirección del Este al Oeste, por lo que el ingreso tiene mejores condiciones, además también se recomienda utilizar equipos de carguío y acarreo de mediana productividad (excavadora Caterpillar 390F y volquete Volvo FMX 540)

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aguilar D. 2019. Evaluación de flotación secuencial Cu – Pb – Zn vs separación Pb – Cu en menas con diferente contenido de cobre secundario.
- Andrews J. 2012. Diseño de procesos para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de minera Meridian.
- Astucurí V. 1999. Fundamentos y aplicaciones principales de la flotación de minerales, colección ciencias – Lima. Perú.
- Azañero A. 2008. Flotación de minerales polimetálicos sulfurados de Pb, Cu y Zn.
- Ballester A. 2000. Metalurgia Extractiva – Editorial Sintesis – Madrid España.
- Boletín N° 31. 1980. Geología del Perú – INGEMMET.
- Bucley A. 2003. Interacción de colectores con minerales sulfurados preoxidados. revista internacional de procesamiento de minerales.
- Bustamante R. 2008. Concentración de Minerales – Facultad de Minas, Universidad Nacional de Colombia.
- Canahuri A. 2014. Recuperación de mineral oxidado valioso del relave de la planta concentradora de Tiquillaca – Puno. Perú.
- Chia J. 1990. Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales.
- Cortez C. 2019. Flotación de zinc sin el uso de cal para la recuperación de concentrado de zinc, en la Unidad de Producción Andaychagua – Compañía Minera Volcan S.A.A – Cerro de Pasco. Perú.
- Cruzado G. 2011. Estudio de geología. Cajamarca.
- Donald E. 1983. Alluvial mining. editorial chapman y hall, London.
- Figuroa A. 2008. Construcción de un prototipo de celdas de flotación a escala piloto – Revista del Instituto de Investigación FIGMMG.

- Gzogyan T y Gubin S. 2008. Efecto de los factores Físico – Químicos en la perfección de flotación de concentrados de magnetita – Revista de Ciencias Mineras.
- Herrera, E. 2012. Estudio estratigráfico del cretáceo superior en los alrededores de la ciudad de Cajamarca – Universidad Nacional de Cajamarca.
- Huapaya A. 2010. Manual de flotación I – Revista DISC.
- Jordán A. 2013. Diseño de una planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación a partir de un relave poli sulfurado complejo de la provincia de Zamora Chinchipe.
- Linares N. 2010. Agentes químicos de flotación de espumas.
- López A. y Reyes J. 2005. Flotación de calcopirita, pirita y molibdeno en minerales de cobre tipo pórfido.
- López F, Uribe A, Magallanes L y Pérez R. 2009. Estado de aireación de celdas y columnas de flotación y su relación con las variables metalúrgicas – Suplemento de la Revista Latinoamericana de Metalurgia y Materiales.
- López P. 2020. Estudio y análisis de pruebas de flotación en minerales auríferos – Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa – Facultad de Ingeniería de Procesos Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica.
- Louis J. 2007. Fundamento de flotación – Universidad de los Andes – Venezuela.
- Lupo W. y Utani W. 2014. Recuperación del cobre por flotación de los minerales sulfurados del yacimiento Sulfubamba - Apurímac.
- Magallanes, L. 1995. Notas de curso de análisis de circuitos de flotación y pruebas de laboratorio Torreón Coahuila CIDT Peñoles.
- Mamani A. 2007. Manual de Flotación de Minerales.
- Manríquez G. 2019. Uso de depresantes alternativos para la flotación selectiva de molibdeno Codelco División Andina – Universidad de Concepción.
- Misari F. 1993. Metalurgia del oro. Lima – Perú. Centros de Estudios Promoción y Centro de la Tierra – CEPETEC.

- Paz A y Maldonado R. 2016. Influencia del tiempo de flotación y la dosificación de NaCN sobre la recuperación de Cu mediante flotación Bulk en Comivariv S.A.
- Quiroz N. 1998. Ingeniería metalúrgica – Operaciones unitarias en procesamiento de minerales – Universidad Nacional de Ingeniería – Lima. Perú.
- Reyes L. 1980. Geología de los cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajabamba.
- Sánchez J y Ricapa R. 2013. Flotación sin la adición de colector en el beneficio de minerales sulfurados de plomo y zinc en la planta concentradora – José Picasso Peralta – Caudalosa grande corporación minera Castrovirreyna S.A. – Huancayo. Perú.
- Suca J. 2017. Optimización del proceso de flotación para la recuperación de un preconcentrado de oro en minerales sulfurados de la minera Colibrí S.A.C. Caravelí – Arequipa. Perú.
- Sutulov A. 1963. Flotación de Minerales – Universidad de Concepción. Instituto de investigaciones tecnológicas. Primera Edición.
- Torres L. y Varas J. 2012. Aumento de recuperación de plomo zinc, plata en la concentración de los minerales de la mina de Quiruvilca.
- Vargas J. 1995. Metalurgia del oro y la plata – Segunda edición editorial San Marcos Lima.
- Villachica L. 1985. Flotación de menas polimetálicas – Universidad Nacional de Ingeniería.
- Yiantos J. 2005. Flotación de Minerales - Universidad Técnica Federico Santa María - Departamento de procesos químicos, biotecnológicos y ambientales.

ANEXOS



Foto 1. Coordenadas GPS de calicata N° 1.



Foto 2. Coordenadas GPS de calicata N° 2.



Foto 3. Coordenadas GPS de calicata N° 3.



Foto 4. Coordenadas GPS de calicata N° 4.



Foto 5. Coordenadas GPS de calicata N° 5.



Foto 6. Coordenadas GPS de calicata N° 6.



Foto 7. Relave minero La Tahona.



Foto 8. Medida de ancho de calicata en el relave La Tahona.



Foto 9. Medida de altura de calicata en el relava La Tahona.



Foto 10. Limpieza de calicata en el relave minero La Tahona.



Foto 11. Extracción de muestra en el relave minero La Tahona.

RESULTADOS DE LABORATORIO



LABORATORIO DE ENSAYO ACREDITADO POR
EL ORGANISMO DE ACREDITACIÓN INACAL -
DA CON REGISTRO N° LE 022



INFORME DE ENSAYO N° MAY0204.R23

Solicitante: KENYI ALEXIS LOPEZ VELAQUEZ

Dirección : Jr. Los Cedros 244 Lt. Santa Rosa, Cajamarca, Cajamarca Perú

Solicitado por: Kenyi Alexis Lopez Velasquez

Referencia : COT. GE 0275 00 23 / CERTIMIN

Proyecto / Prospecto : -

Tipo(s) de Muestra(s): Exploración Geoquímica

Estado de la Muestra: 01 Saco conteniendo muestras tipo Roca.

Número de muestras : 6

Fecha de Recepción: Viernes, 19 de Mayo de 2023

Lugar de Recepción: Cajamarca, Cajamarca

Fecha de Ejecución de Ensayo: 2023-05-19 al 2023-05-29

Fecha de reporte: Lunes, 29 de Mayo de 2023

Los resultados corresponden al ensayo solicitado en la(s) muestra(s) recibida(s)
Los ensayos han sido realizados en:

CERTIMIN S.A.
Av. Las Vegas 845.
San Juan de Miraflores -
Lima. Perú.
Teléfonos: (51-1) 205-
5656. Fax: (51-1) 205-
5656.
Correo Electronico:
certimin@certimin.pe

SANTOS OROYA ROJAS
Gerente de Laboratorios
Lima, 29 de Mayo de 2023



LABORATORIO DE ENSAYO ACREDITADO POR EL
ORGANISMO DE ACREDITACIÓN INACAL - DA CON



INFORME DE ENSAYO
N° MAY0204.R23
29-May.-2023

RESULTADOS

Muestras		Elementos			
N°	Codigo de Servicio Elemento Unidad Límite Inferior Límite Superior	G0207 Weight* kg	G0099 Ag ppm 0.5 300	G0159 Pb ppm 5 10000	G0171 Zn ppm 1 25000
1	Muestra N° 1	1.51	25.2	3333	12105
2	Muestra N° 2	1.51	29.4	2049	4010
3	Muestra N° 3	1.51	44.9	1530	1852
4	Muestra N° 4	1.51	47.1	2916	4632
5	Muestra N° 5	1.51	71.2	4539	4795
6	Muestra N° 6	1.51	70.2	4267	4426

"EL USO INDEBIDO DE ESTE INFORME DE ENSAYO CONSTITUYE DELITO SANCIONADO CONFORME A LA LEY, POR LA AUTORIDAD

(*) Los resultados obtenidos corresponden a métodos que no han sido acreditados por el INACAL-DA.



CONTROL DE CALIDAD

Muestras QC		Elementos		
N°	Codigo de Servicio	G0099	G0159	G0171
	Elemento	Ag	Pb	Zn
	Unidad	ppm	ppm	ppm
	Límite Inferior	0.5	5	1
	Límite Superior	300	10000	25000
1	STD 187 MA (Obtenido)	43.6	1281	1186
2	STD 187 MA Rango	42.7-48.7	1258-1358	1155-1239
3	Muestra N° 4 (Original)	47.1	2916	4632
4	Muestra N° 4 (Dup)	46.9	2914	4602
5	Blanco	<0.5	<5	<1

METODOS DE ENSAYO Y CODIGOS DE SERVICIO

N°	Descripción			
	Analito	Cod.Serv	Metodo	Descripción
1	Ag	G0099	IC-VH-01	IC-VH-001 Rev. 22/2022 (Validado) Muestra de Exploración Geoquímica: Determinación Multi elemental por AAS - Digestión Multiácida (HF, HClO ₄ , HNO ₃ y HCl)
2	Pb	G0159	IC-VH-01	IC-VH-001 Rev. 22/2022 (Validado) Muestra de Exploración Geoquímica: Determinación Multi elemental por AAS - Digestión Multiácida (HF, HClO ₄ , HNO ₃ y HCl)
3	Zn	G0171	IC-VH-01	IC-VH-001 Rev. 22/2022 (Validado) Muestra de Exploración Geoquímica: Determinación Multi elemental por AAS - Digestión Multiácida (HF, HClO ₄ , HNO ₃ y HCl)

CINETICA DE FLOTACIÓN

MUESTRA N°1

TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Pb	Pb	Pb	Pb
0	CABEZA	1000.00	0.3333	3.33	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	145.60	0.8442	1.23	35.90	35.90
1	CONCENTRADO 2	114.36	0.8214	0.94	28.67	64.57
2	CONCENTRADO 3	103.12	0.8025	0.83	17.98	82.55
4	CONCENTRADO 4	70.95	0.5363	0.38	5.19	87.74
8	CONCENTRADO 5	63.68	0.4896	0.31	3.80	91.54
	RELAVE	502.29				



TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Zn	Zn	Zn	Zn
0	CABEZA	1000.00	1.2105	12.11	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	145.60	2.2205	3.23	33.76	33.76
1	CONCENTRADO 2	114.36	2.1905	2.51	28.39	62.15
2	CONCENTRADO 3	103.12	2.1515	2.22	19.25	81.40
4	CONCENTRADO 4	70.95	2.1315	1.51	7.03	88.43
8	CONCENTRADO 5	63.68	2.1236	1.35	3.33	91.76
	RELAVE	502.29				

TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Ag	Ag	Ag	Ag
0	CABEZA	1000.00	0.00252	0.03	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	145.60	0.8025	1.17	34.50	34.50
1	CONCENTRADO 2	114.36	0.7525	0.86	26.78	61.28
2	CONCENTRADO 3	103.12	0.7205	0.74	18.69	79.97
4	CONCENTRADO 4	70.95	0.6905	0.49	6.23	86.20
8	CONCENTRADO 5	63.68	0.6822	0.43	3.02	89.22
	RELAVE	502.29				

MUESTRA N 2

TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Pb	Pb	Pb	Pb
0	CABEZA	1000.00	0.2049	2.05	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	147.90	1.3449	1.99	34.60	34.60
1	CONCENTRADO 2	111.27	1.3049	1.45	27.25	61.85
2	CONCENTRADO 3	102.16	1.2579	1.29	19.06	80.91
4	CONCENTRADO 4	73.68	1.1479	0.85	6.36	87.27
8	CONCENTRADO 5	64.36	1.1406	0.73	3.09	90.36
	RELAVE	500.63				



LABORATORIO DE ENSAYO ACREDITADO POR EL ORGANISMO DE
ACREDITACIÓN INACAL - DA CON REGISTRO N° LE 022

INFORME DE ENSAYO
N° MAY0204.R23
29-May.-2023



TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Zn	Zn	Zn	Zn
0	CABEZA	1000.00	0.4010	4.01	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	147.90	1.6310	2.41	31.52	31.52
1	CONCENTRADO 2	111.27	1.5610	1.74	27.06	58.58
2	CONCENTRADO 3	102.16	1.5020	1.53	19.13	77.71
4	CONCENTRADO 4	73.68	1.4620	1.08	7.99	85.70
8	CONCENTRADO 5	64.36	1.4555	0.94	4.55	90.25
	RELAVE	500.63				

TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Ag	Ag	Ag	Ag
0	CABEZA	1000.00	0.00294	0.03	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	147.90	0.8029	1.19	33.58	33.58
1	CONCENTRADO 2	111.27	0.7529	0.84	26.00	59.58
2	CONCENTRADO 3	102.16	0.7209	0.74	17.80	77.38
4	CONCENTRADO 4	73.68	0.6909	0.51	7.36	84.74
8	CONCENTRADO 5	64.36	0.6826	0.44	4.98	89.72
	RELAVE	500.63				

MUESTRA N 3

TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Pb	Pb	Pb	Pb
0	CABEZA	1000.00	0.1530	1.53	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	146.99	1.3230	1.94	35.98	35.98
1	CONCENTRADO 2	112.07	1.2380	1.39	28.67	64.65
2	CONCENTRADO 3	101.01	1.1390	1.15	17.98	82.63
4	CONCENTRADO 4	74.21	1.0090	0.75	5.09	87.72
8	CONCENTRADO 5	65.66	1.0003	0.66	3.77	91.49
	RELAVE	500.06				



TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Zn	Zn	Zn	Zn
0	CABEZA	1000.00	0.1852	1.85	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	146.99	1.2452	1.83	33.17	33.17
1	CONCENTRADO 2	112.07	1.1352	1.27	27.58	60.75
2	CONCENTRADO 3	101.01	1.0842	1.10	18.39	79.14
4	CONCENTRADO 4	74.21	1.0442	0.77	6.99	86.13
8	CONCENTRADO 5	65.66	1.0368	0.68	4.58	90.71
	RELAVE	500.06				

TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Ag	Ag	Ag	Ag
0	CABEZA	1000.00	0.00449	0.04	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	146.99	0.1245	0.18	36.09	36.09
1	CONCENTRADO 2	112.07	0.1145	0.13	27.21	63.30
2	CONCENTRADO 3	101.01	0.0705	0.07	16.18	79.48
4	CONCENTRADO 4	74.21	0.0605	0.04	7.95	87.43
8	CONCENTRADO 5	65.66	0.0522	0.03	2.99	90.42
	RELAVE	500.06				

MUESTRA N 4

TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Pb	Pb	Pb	Pb
0	CABEZA	1000.00	0.2916	2.92	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	144.50	1.3416	1.94	34.91	34.91
1	CONCENTRADO 2	112.57	1.2716	1.43	28.87	63.78
2	CONCENTRADO 3	102.99	1.2306	1.27	18.08	81.86
4	CONCENTRADO 4	75.65	1.1606	0.88	6.02	87.88
8	CONCENTRADO 5	63.52	1.1525	0.73	2.98	90.86
	RELAVE	500.77				



TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Zn	Zn	Zn	Zn
0	CABEZA	1000.00	0.4632	4.63	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	144.50	1.5732	2.27	35.08	35.08
1	CONCENTRADO 2	112.57	1.4932	1.68	28.12	63.20
2	CONCENTRADO 3	102.99	1.4522	1.50	17.54	80.74
4	CONCENTRADO 4	75.65	1.4022	1.06	6.83	87.57
8	CONCENTRADO 5	63.52	1.3939	0.89	3.25	90.82
	RELAVE	500.77				

TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Ag	Ag	Ag	Ag
0	CABEZA	1000.00	0.00471	0.05	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	144.50	0.9647	1.39	34.50	34.50
1	CONCENTRADO 2	112.57	0.9047	1.02	26.78	61.28
2	CONCENTRADO 3	102.99	0.8667	0.89	18.69	79.97
4	CONCENTRADO 4	75.65	0.8167	0.62	6.23	86.20
8	CONCENTRADO 5	63.52	0.8076	0.51	3.00	89.20
	RELAVE	500.77				

MUESTRA 5

TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Pb	Pb	Pb	Pb
0	CABEZA	1000.00	0.4539	4.54	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	143.08	1.5339	2.19	36.01	36.01
1	CONCENTRADO 2	115.81	1.4339	1.66	27.98	63.99
2	CONCENTRADO 3	104.65	1.3929	1.46	16.52	80.51
4	CONCENTRADO 4	71.22	1.3429	0.96	5.95	86.46
8	CONCENTRADO 5	62.99	1.3346	0.84	3.79	90.25
	RELAVE	502.25				



TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Zn	Zn	Zn	Zn
0	CABEZA	1000.00	0.4795	4.80	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	143.08	1.5695	2.25	34.65	34.65
1	CONCENTRADO 2	115.81	1.4295	1.66	27.23	61.88
2	CONCENTRADO 3	104.65	1.3875	1.45	17.05	78.93
4	CONCENTRADO 4	71.22	1.3275	0.95	6.95	85.88
8	CONCENTRADO 5	62.99	1.3198	0.83	4.21	90.09
	RELAVE	502.25				

TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Ag	Ag	Ag	Ag
0	CABEZA	1000.00	0.00712	0.07	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	143.08	0.7071	1.01	35.60	35.60
1	CONCENTRADO 2	115.81	0.6271	0.73	25.36	60.96
2	CONCENTRADO 3	104.65	0.5881	0.62	18.51	79.47
4	CONCENTRADO 4	71.22	0.5181	0.37	7.79	87.26
8	CONCENTRADO 5	62.99	0.5093	0.32	3.98	91.24
	RELAVE	502.25				

MUESTRA N 6

TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Pb	Pb	Pb	Pb
0	CABEZA	1000.00	0.4267	4.27	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	142.98	1.4767	2.11	35.95	35.95
1	CONCENTRADO 2	116.19	1.3767	1.60	27.92	63.87
2	CONCENTRADO 3	104.38	1.3397	1.40	16.48	80.35
4	CONCENTRADO 4	71.65	1.3197	0.95	5.90	86.25
8	CONCENTRADO 5	62.79	1.3118	0.82	3.76	90.01
	RELAVE	502.01				



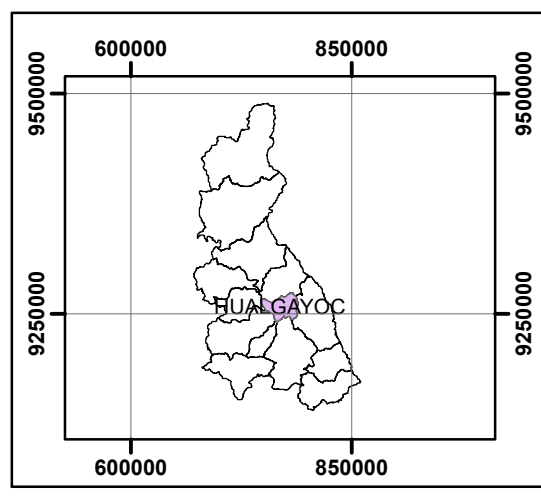
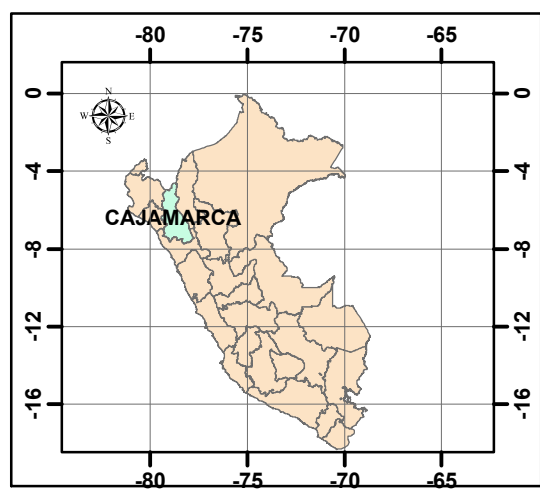
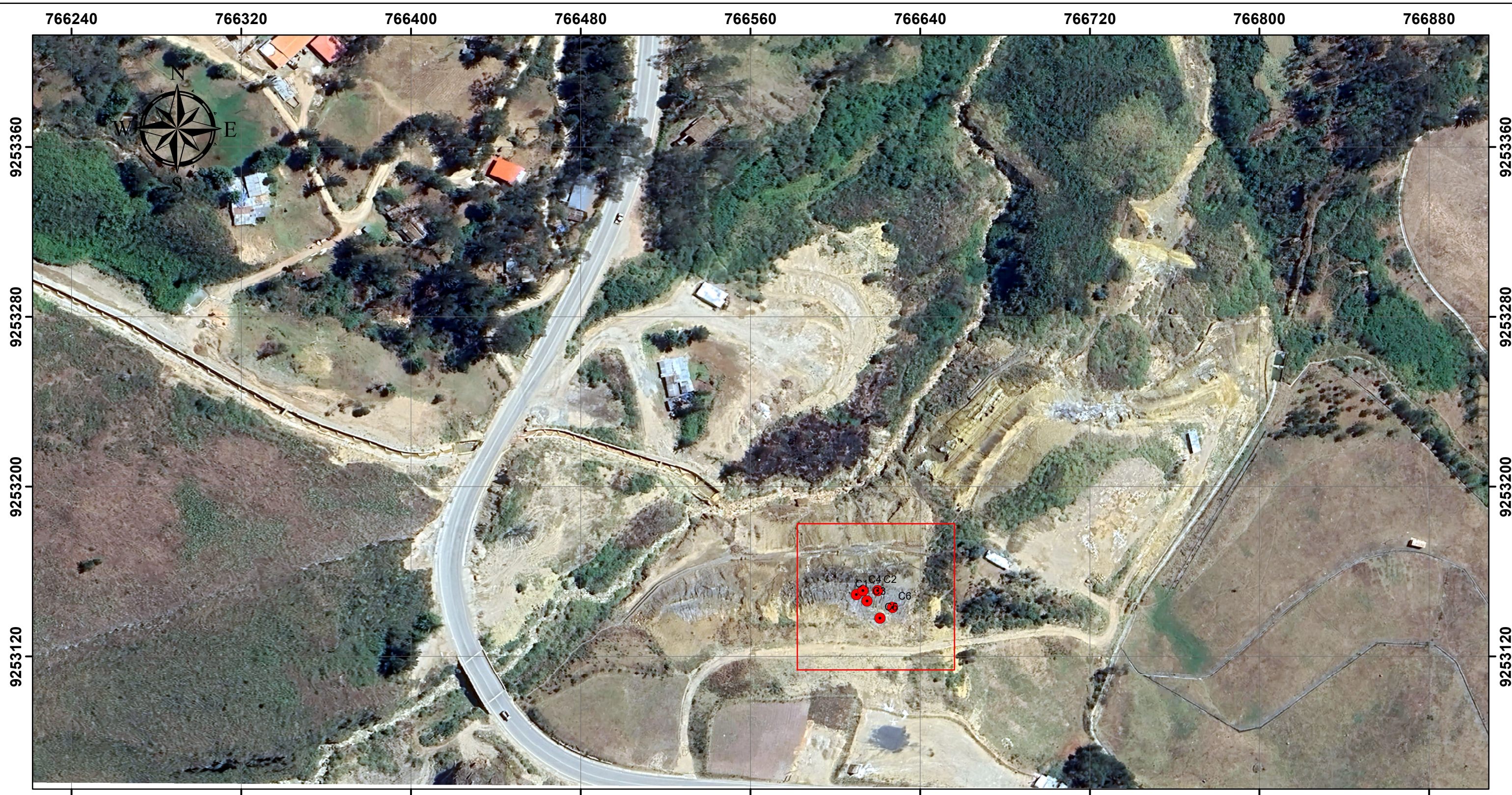
LABORATORIO DE ENSAYO ACREDITADO POR EL ORGANISMO DE
ACREDITACIÓN INACAL - DA CON REGISTRO N° LE 022

INFORME DE ENSAYO
N° MAY0204.R23
29-May.-2023



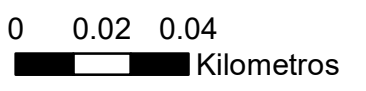
TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Zn	Zn	Zn	Zn
0	CABEZA	1000.00	0.4426	4.43	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	142.98	1.5126	2.16	34.60	34.60
1	CONCENTRADO 2	116.19	1.4026	1.63	27.19	61.79
2	CONCENTRADO 3	104.38	1.3646	1.42	17.01	78.80
4	CONCENTRADO 4	71.65	1.3246	0.95	6.94	85.74
8	CONCENTRADO 5	62.79	1.3171	0.83	4.16	89.90
	RELAVE	502.01				

TIEMPO DE FLOTACION (min)	PRODUCTO	PESO (gr)	LEYES (%)	CONTENIDO METALICO (gr)	RECUPERACION PARCIAL (%)	RECUPERACION ACUMULATIVA (%)
			Ag	Ag	Ag	Ag
0	CABEZA	1000.00	0.00702	0.07	100.00	-
0.5	CONCENTRADO 1	142.98	0.7070	1.01	36.61	36.61
1	CONCENTRADO 2	116.19	0.6470	0.75	24.45	61.06
2	CONCENTRADO 3	104.38	0.6100	0.64	17.93	78.99
4	CONCENTRADO 4	71.65	0.5400	0.39	7.69	86.68
8	CONCENTRADO 5	62.79	0.5318	0.33	3.76	90.44
	RELAVE	502.01				

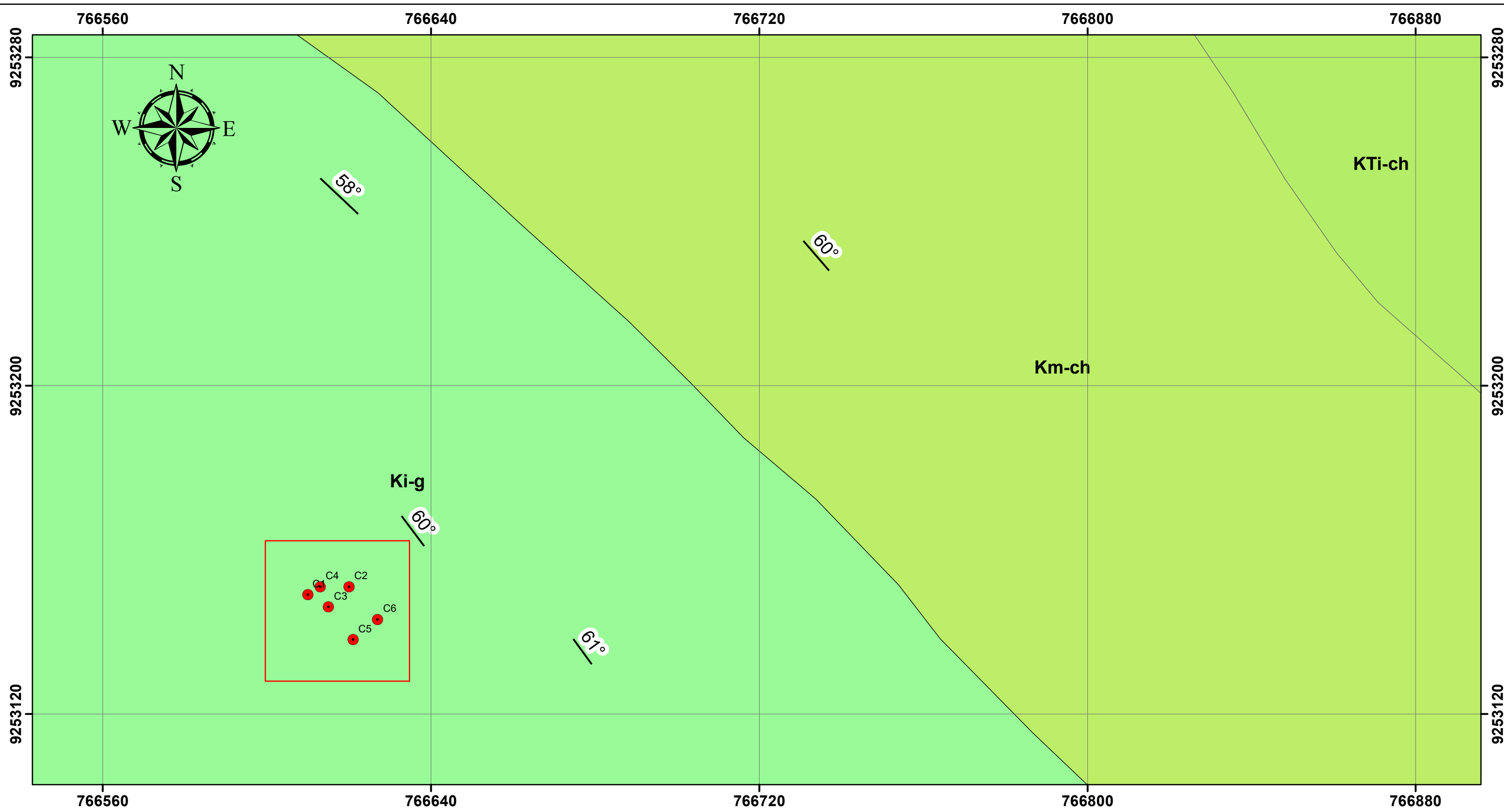


SIMBOLOGÍA

	ZONA DE INVESTIGACIÓN
	CALICATAS

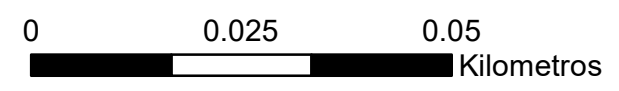


UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACÁDEMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
TESIS PROFESIONAL: "RECUPERACIÓN DE PLOMO, ZINC Y PLATA DE RELAVE MINERO POR EL PROCESO DE FLOTACIÓN LA TÁHOMA - HUALGAYOC"		
BACH. KENYI ALEXIS LÓPEZ VELÁSQUEZ	ESCALA: 1:1750	LÁMINA 01
PLANO : UBICACIÓN		
ASSESOR: DR.CRISPÍN ZENÓN QUISPE MAMANI		
SISTEMA: UTM-WGS84	CAJAMARCA - 2024	

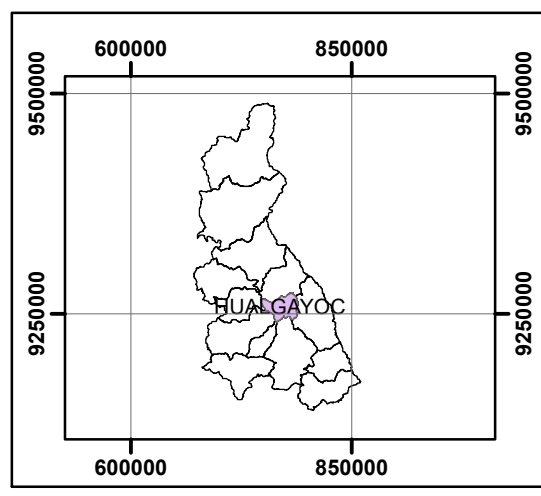
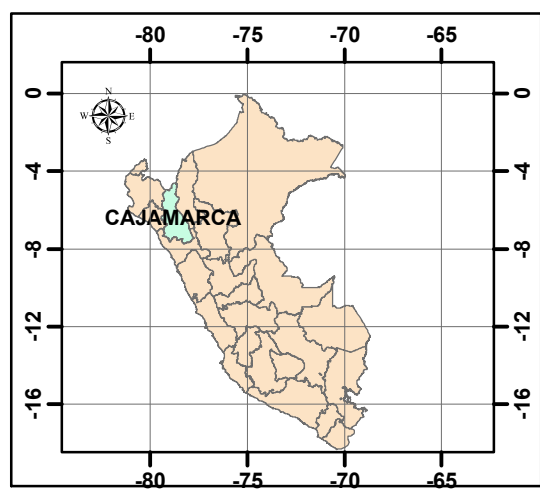
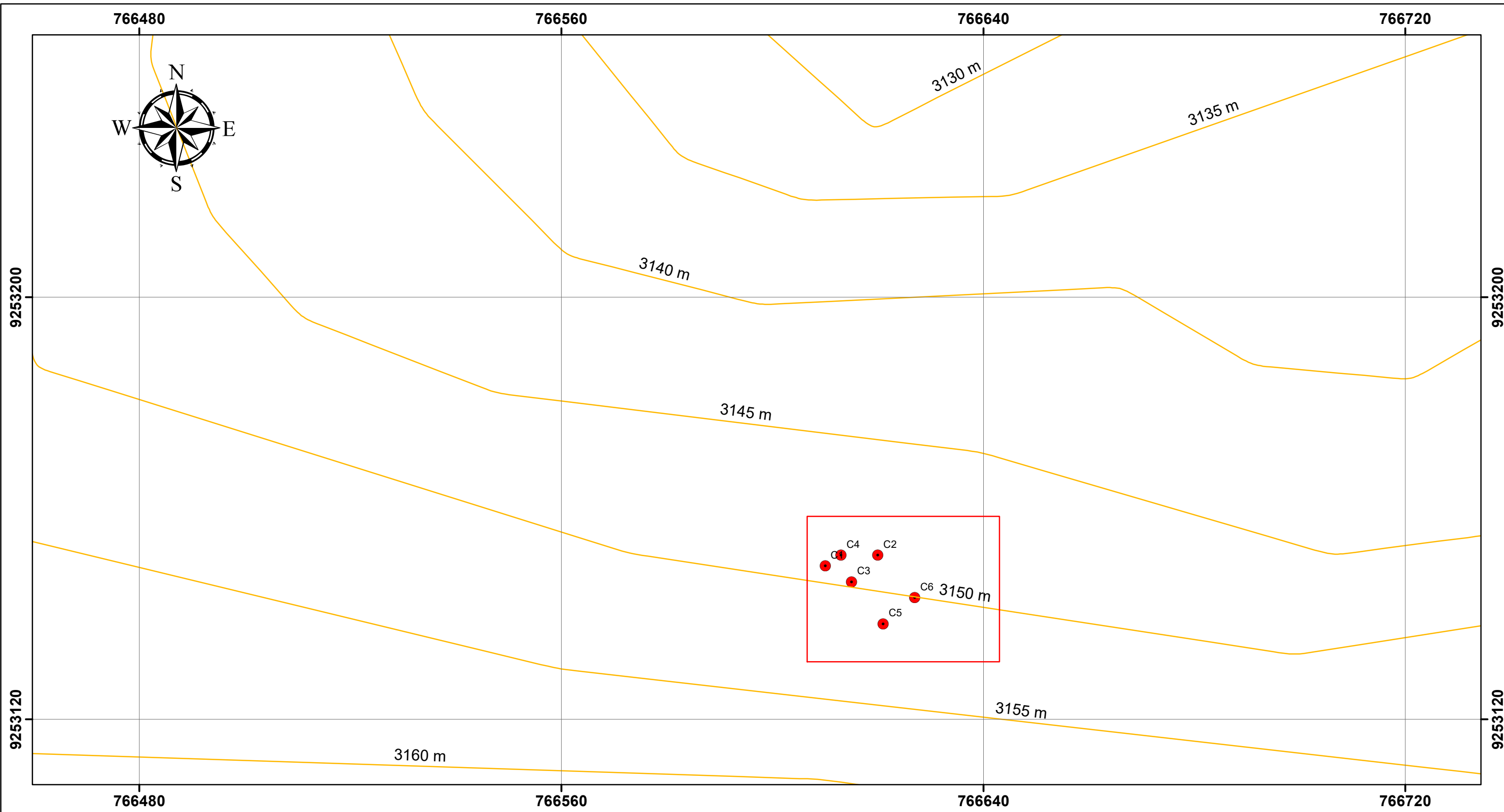


SIMBOLOGÍA

- ZONA DE INVESTIGACIÓN
- BUZAMIENTOS
- CALICATAS
- KTi-ch
- Ki-g
- Km-ch

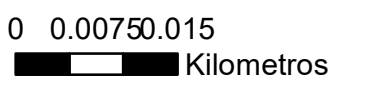


UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACÁDEMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
TESIS PROFESIONAL: "RECUPERACIÓN DE PLOMO, ZINC Y PLATA DE RELAVE MINERO POR EL PROCESO DE FLOTACIÓN LA TÁHOMA - HUALGAYOC"		
BACH. KENYI ALEXIS LÓPEZ VELÁSQUEZ		ESCALA: 1:900 LÁMINA 02
PLANO : GEOLÓGICO		
ASSESOR: DR. CRISPÍN ZENÓN QUISPE MAMANI		
SISTEMA: UTM-WGS84	CAJAMARCA - 2024	



SIMBOLOGÍA

- ZONA DE INVESTIGACIÓN
- CALICATAS
- CURVAS DE NIVEL



UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACÁDEMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS				
TESIS PROFESIONAL: "RECUPERACIÓN DE PLOMO, ZINC Y PLATA DE RELAVE MINERO POR EL PROCESO DE FLOTACIÓN LA TÁHOMA - HUALGAYOC"				
BACH. KENYI ALEXIS LÓPEZ VELÁSQUEZ		<table border="1" style="width: 100%;"> <tr> <td style="width: 50%;">ESCALA: 1:700</td> <td style="width: 50%; text-align: center;">LÁMINA 03</td> </tr> </table>	ESCALA: 1:700	LÁMINA 03
ESCALA: 1:700	LÁMINA 03			
PLANO : TOPOGRÁFICO				
ASSESOR: DR.CRISPÍN ZENÓN QUISPE MAMANI				
SISTEMA: UTM-WGS84 CAJAMARCA - 2024				