

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**RECUPERACIÓN DE SULFU-ÓXIDOS DE COBRE
DE RELAVES MEDIANTE FLOTACIÓN
DE ESPUMAS EN TACNA**

TESIS

Presentada por:

Bach. ROGGER JEEFRY LEONARDO DELGADO ARO

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA - PERÚ

2021

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería en Metalúrgica y Materiales

RECUPERACIÓN DE SULFU-ÓXIDOS DE COBRE DE RELAVES MEDIANTE FLOTACIÓN DE ESPUMAS EN TACNA

Tesis sustentada y aprobada el día 22 de noviembre de 2021, estando integrado el Jurado Calificador por:

PRESIDENTE



:
Dr. Jesús Plácido Medina Salas

SECRETARIO



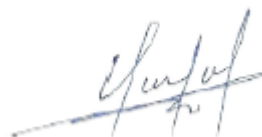
:
Dr. Luis Fortunato Caso Palpa

VOCAL



:
Ing. Daniel Jesús Zevallos Ramos

ASESOR



:
Dr. Nataniel Mario Linares Gutiérrez

DEDICATORIA

A mi tía Cholele por siempre querer verme
triunfar y ser lo mejor.

A mis padres Viviana Aro y Felipe Chirinos,
por todo el esfuerzo y apoyo incondicional
verdadero en la vida.

A mis abuelos Gregorio y Sabina, mi familia
por impulsarme a lograr mis sueños.

Por las enseñanzas y amor forjados en mi
persona, que construyeron poco a poco una
persona de bien, sin ustedes no sería nada
de lo que soy, eternamente agradecidos,
gracias por estar en mi vida.

AGRADECIMIENTO

A mis padres, abuelos, tíos, primos y seres queridos que en todo momento de mi vida me apoyaron con su dedicación, fortaleza, consejos y amor para lograr concluir esta Tesis.

A mi pareja por el día a día impulsándome a no decaer y continuar con mis metas en la vida.

Al Dr. Nataniel Mario Linares Gutiérrez, amigo y maestro, por inculcarme la pasión por la profesión.

A los docentes Ingenieros de la Escuela de Metalurgia, por la formación con carácter, pasión, convicción y ética por esta increíble profesión, agradecidos por todas las enseñanzas y consejos, siempre orgulloso de haber egresado por ustedes.

ÍNDICE

	Pág.
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE DE TABLAS	xii
INTRODUCCIÓN.....	1
CAPITULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	4
1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN.....	4
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA.....	4
1.2. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA.....	5
1.3. PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN.....	6
1.4. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	6
1.4.1. Formulación del problema general.....	6
1.4.2. Formulación de problemas específicos.....	7
1.5. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA.....	7
1.5.1. Justificación académica	7
1.5.2. Justificación metodológica	8
1.5.3. Justificación práctica	8
1.5.4. Importancia	8
1.6. ALCANCES Y LIMITACIONES.....	9
1.6.1. Alcances de la investigación	9
1.6.2. Limitaciones	9
1.7. OBJETIVOS.....	9
1.7.1. Objetivo general	9
1.7.2. Objetivos específicos	10
1.8. HIPÓTESIS.....	10

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO	11
2. MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN.....	11
2.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO.....	11
2.2. BASES TEÓRICAS.....	16
2.2.1. Molienda en pulpa.....	16
2.2.2. Adsorción	20
2.2.3. Doble capa eléctrica.....	21
2.2.4. Reactivos de flotación	24
2.2.5. Efecto del tamaño de partícula.....	28
2.2.6. Flotación de minerales	30
2.2.7. Parámetros operacionales en flotación	31
2.2.8. Pruebas de flotación.....	32
2.2.9. Tiempo de residencia y cinética de flotación.....	35
2.2.10. Eficiencia de separación	38
2.2.11. Evaluación de procesos de flotación.....	39
2.2.12. Diseño de circuitos de flotación.....	40
2.2.13. Criterio de Agar	41
2.2.14. Máquinas de flotación	41
2.2.15. Software metalúrgico Metsim	44
2.2.16. Software estadístico Matlab 18	44
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS	45
CAPÍTULO III: MARCO METODOLÓGICO	47
3.1. TIPO Y DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN.....	47
3.1.1. Tipo de la investigación.....	47
3.1.2. Diseño de investigación	47
3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA DE ESTUDIO	48
3.2.1. Población	48
3.2.2. Muestra	48

3.3.	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	49
3.4.	TÉCNICA DE RECOLECCIÓN Y ANÁLISIS DE DATOS	50
3.4.1.	Toma de muestra de relaves.....	50
3.4.2.	Técnica de análisis de datos	51
3.5.	MATERIALES E INSTRUMENTOS	51
3.5.1.	Reactivos químicos utilizados en el estudio de investigación	52
3.6.	DESARROLLO EXPERIMENTAL	53
3.6.1.	Corte de muestras.....	53
3.6.2.	Caracterización de los relaves	53
3.6.3.	Molienda húmeda.....	57
3.6.4.	Flotación de espumas de relaves.....	58
	CAPITULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIÓN	62
4.1.	HOMOGENIZACIÓN Y CORTE DE MUESTRAS	62
4.2.	CARACTERIZACIÓN DE RELAVE	65
4.2.1.	Gravedad específica	65
4.2.2.	% Humedad	65
4.2.3.	Análisis de distribución granulométrica valorado	65
4.3.	MOLIENDA EN HÚMEDO.....	67
4.4.	MOLIENDA EN HÚMEDO EN FUNCIÓN DEL TIEMPO.....	71
4.5.	FLOTACIÓN DE ESPUMAS.	72
4.6.	MATLAB ANÁLISIS ESTADÍSTICO.....	97
4.7.	DISCUSIÓN.....	99
4.8.	CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS.	100
4.9.	PROPUESTA DE LA INVESTIGACIÓN	101

CONCLUSIONES	105
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	108

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Depósito de relaves	1
Figura 2. Composición equipo Vertimill	18
Figura 3. Composición equipo Isamill	19
Figura 4. Modelo de adsorción física	20
Figura 5. Modelo de adsorción química	21
Figura 6. Modelos de doble capa eléctrica	23
Figura 7. Triángulo químico de flotación	25
Figura 8. Recuperación por tamaño de partícula en menas de cobre	29
Figura 9. Componentes de un proceso de flotación de espuma	30
Figura 10. Flujograma para el desarrollo de flotación de sulfuros	35
Figura 11. Circuito de flotación convencional.	40
Figura 12. Zonas de una columna de flotación.	43
Figura 13. Toma de muestra de relave de Cuajone y Toquepala.	51
Figura 14. Análisis microscópico y composición del relave.	54
Figura 15. Esquema de prueba de flotación completa.	60
Figura 16. Esquema de zonas para una prueba de flotación estándar.	62
Figura 17. Esquema de cortes para muestras por cada prueba de flotación.	64

Figura 18. Distribución de %peso acumulado y pasante de muestra inicial	66
Figura 19. Distribución %Cu por cada tamiz.	67
Figura 20. <i>Comparativa % acumulado y pasante a 200 s.</i>	69
Figura 21. Comparativa % acumulado y pasante a 300 s.	70
Figura 22. Comparativa % acumulado y pasante a 400 s.	71
Figura 23. Resumen comparativo de % pasante de moliendas realizadas.	72
Figura 24. Gráfica prueba 1 cinética de flotación.	75
Figura 25. Comparativa de recuperación por modelos cinéticos.	77
Figura 26. Gráfica de prueba 2.	79
Figura 27. Gráfica de prueba 3.	80
Figura 28. Gráfica de prueba 4.	81
Figura 29. Porcentaje de recuperación en peso (Mass Pull).	81
Figura 30. Gráfica de %Cu y % Peso retenido por tamiz en cola de prueba 4.	83
Figura 31. Gráfica de prueba 5 con 10% de aumento de colector primario.	84
Figura 32. Gráfica de prueba 6 con 20% de aumento de colector primario.	85
Figura 33. Gráfica de prueba 7 con 200 s. de molienda.	86

Figura 34. Gráfica de prueba 8 con 300 s. de molienda.	87
Figura 35. Gráfica de prueba 9 con 400 s. de molienda.	88
Figura 36. Gráfica de prueba 10 con 200 s. de molienda.	89
Figura 37. Gráfica de prueba 11 con 200 s. de molienda y pH 10.5.	90
Figura 38. Gráfica de prueba 12 con 200 s. de molienda y pH 10.5.	91
Figura 39. Gráfica de prueba 13 con 200 s. de molienda y menos 10% de colector	92
Figura 40. Gráfica de prueba 14 con 200 s. de molienda y menos 20% de colector primario.	93
Figura 41. Gráfica de prueba 15 con 200 s. de molienda y 10% de colector primario.	94
Figura 42. Gráfica de prueba 16 con 200 s. de molienda y aumentando 20% de colector primario.	95
Figura 43. Balance metalúrgico de prueba 7 en Metsim	97
Figura 44. Análisis de elementos por Matlab 18.	98
Figura 45. Grafica de matriz de % Recup. Vs % Efic. Separ. por Matlab 18.	99
Figura 46. Flowsheet propuesta 1 de proceso industrial.	103
Figura 47. Flowsheet propuesta 2 de proceso industrial.	104

ÍNDICE DE TABLAS

	P.
Tabla 1. Típicos atributos de espumante alcohol y glicol.	29
Tabla 2. Operacionalización de las variables	50
Tabla 3. Constantes experimentales.	50
Tabla 4. Distribución de medios de molienda.	57
Tabla 5. Esquema de prueba de cinética de flotación.	61
Tabla 6. Cantidad de mineral seco y agua para la prueba de flotación.	63
Tabla 7. Análisis de distribución granulométrico valorado de muestra inicial.	66
Tabla 8. Parámetros operativos constantes de molienda.	68
Tabla 9. Análisis de distribución granulométrica de molienda a 200 s.	68
Tabla 10. Análisis de distribución granulométrica de molienda a 300 s.	69
Tabla 11. Análisis de distribución granulométrica de molienda a 400 s.	70
Tabla 12. Resumen resultados de moliendas realizadas.	71
Tabla 13. Constantes operativas en prueba de flotación.	73
Tabla 14. Dosificación de reactivos	73
Tabla 15. Prueba 1 cinética de flotación.	74
Tabla 16. Recuperaciones por modelo cinético.	76
Tabla 17. Resumen de parámetros de modelos de cinética de Flotación.	77
Tabla 18. Prueba 2 estándar.	78

Tabla 19. Prueba 3 estándar.	79
Tabla 20. Prueba 4 estándar.	80
Tabla 21. Análisis de distribución granulométrica valorado de cola de prueba 4.	82
Tabla 22. Prueba 5 con 10% de aumento de colector primario.	84
Tabla 23. Prueba 6 con 20% de aumento de colector primario.	85
Tabla 24. Prueba 7 con 200 s. de molienda.	86
Tabla 25. Prueba 8 con 300 s. de molienda.	87
Tabla 26. Prueba 9 con 400 s. de molienda.	88
Tabla 27. Prueba 10 con 200 s. de molienda.	89
Tabla 28. Prueba 11 con 200 s. de molienda y pH 10.5.	90
Tabla 29. Prueba 12 con 200 s. de molienda y pH 10.5.	91
Tabla 30. Prueba 13 con 200 s. de molienda y menos 10% de colector primario.	92
Tabla 31. Prueba 14 con 200 s. de molienda y menos 20% de colector primario.	93
Tabla 32. Prueba 15 con 200 s. de molienda y aumentando 10% de colector primario.	94
Tabla 33. Prueba 16 con 200 s. de molienda y aumentando 20% de colector primario.	95
Tabla 34. Compendio de pruebas y resultados obtenidos.	96

RESUMEN

La presente investigación tuvo como objetivo reprocesar relaves de flotación de sulfuros de cobre, para recuperar el cobre remanente por el método de flotación de espumas, partiendo de un relave que tiene una ley de cabeza de 0,167 % Cu y un F_{80} de 290,31 μm , con un alto contenido de cobre en los tamaños gruesos y medios de una distribución granulométrica. Se empleó una metodología cuantitativa, explicativa y transversal para una muestra de relave con la que se hizo una primera flotación de 16 minutos sin molienda y se obtuvo una recuperación de 50,49 %, ley de cobre de 0,67 % y una recuperación en peso de 12,1 %. Al aumentar la dosis del colector primario en 10 % aumentó la recuperación en 2 %, y al aumentar en 20 % cayó la recuperación en 4 % lo que indicó tener que liberar el mineral en las mallas gruesas para ser hidrofobizadas por el colector. El resultado fue que con una molienda a 200 s. se obtuvo un P_{80} de 203,71 μm con recuperación de 67,50 %, ley de cobre de 0,91 % y porcentaje peso recuperado de 12,92 %; y al moler a 300 s y a 400 s aumentó ligeramente, por lo que se concluyó que es técnicamente posible recuperar el cobre remanente al moler a un P_{80} de 203,71 μm .

Palabras clave: Relave, flotación de sulfu-óxido, flotación de finos, molinos agitados, molienda ultrafina.

ABSTRACT

The objective of this research was to reprocess copper sulfide flotation tailings, to recover the remaining copper by the froth flotation method, starting from a tailing with a head grade of 0,167 % Cu and an F_{80} of 290,31 μm , with a high copper content in the coarse and medium sizes of a granulometric distribution. A quantitative, explanatory and cross-sectional methodology was used for a tailings sample with which a first flotation of 16 minutes without grinding was done and a recovery of 50,49 %, copper grade of 0,67 % and a recovery in weight of 12,1 % was obtained. Increasing the dose of the primary collector by 10 % increased the recovery by 2 % and increasing it by 20 % decreased the recovery by 4 %, which indicated having to liberate the mineral in the coarse meshes to be hydrophobized by the collector. The result was that with a milling at 200 s. a P_{80} of 203,71 μm was obtained with a recovery of 67,50 %, copper grade of 0,91 % and recovered weight percentage of 12,92 %; and when milling at 300 s and 400 s it increased slightly, so it is concluded that it is technically possible to recover the remaining copper when milling at a P_{80} of 203,71 μm .

Key words: Tailings, sulfide oxide flotation, fines flotation, stirred mills, ultrafine grinding.

INTRODUCCIÓN

A lo largo de la historia de la minería e incluso en la actualidad, los minerales sin valor se han eliminado habitualmente en relaveras que son grandes estructuras antrópicas (dique de relaves más alto de la actualidad alcanza a más de 200 m) y requieren un meticuloso seguimiento y control para mantener su estabilidad fisicoquímica-geomecánica. Los relaves son residuos de grano heterogéneo de la industria minera, que salen como lodos, debido a la mezcla con el agua durante el procesamiento de las menas, Figura 1.

Figura 1

Depósito de relaves



Nota: Ruta del mineral rom en una explotación minero-metalúrgica. Adaptado de Wills y Finch (2016).

Estas relaveras suelen construirse utilizando parte del material procedente de la Planta Concentradora, para ello, se utilizan hidrociclones al final de las tuberías que transportan la pulpa de relave desde la sección de flotación. Las partículas más gruesas (fracción arenosa) se utilizan para la construcción del dique de la presa, mientras que los finos se depositan en la laguna para sedimentación y recuperación del agua.

En la actualidad, las empresas dedicadas a la industria minero metalúrgica en procesamiento extractivo de minerales de cobre sulfuro es de larga data en Perú, dando lugar en estas últimas décadas el nacimiento de nuevos proyectos mineros debido a la creciente demanda mundial del metal rojo, éstas mantienen una operación activa aumentando su capacidad de procesamiento por la disminución de la ley, siendo un problema de índole mundial y directamente nacional por el agotamiento de las reservas naturales, las cuales se vienen agotando indefectiblemente.

En esa perspectiva, esta investigación académica es impulsada para proveer de una tecnología mejorada, a fin de mantener la creciente necesidad mundial, aumentar los años de procesamiento reaprovechando los relaves antiguos y nuevos, se necesita explorar bajo la realidad mineralógica y técnica mineralúrgica para lograr recuperar el cobre remanente que aún están presentes en estos relaves, a través de pruebas de flotación por espumas, con condiciones operativas base de estudio, los

cuales son el inicio de una prolija investigación con la finalidad de obtener un costo-beneficio positivo para el Perú y empresas inversoras privadas.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

Los relaves producidos por los procesos de concentración de minerales sulfuros por flotación no se han reprocesado debido a que en cumplimiento de las normas ambientales de Perú ordenan que al término de sus operaciones se deben depositar y cubrir adecuadamente. Por otro lado, se han realizado varios intentos de procesamiento para recuperar el cobre de los residuos de flotación mediante, principalmente, la lixiviación ácida y la flotación por espuma. Utilizando esta última, se ha estudiado la recuperación de cobre mediante un proceso de reprocesamiento de los relaves tanto en el laboratorio como a escala piloto, haciendo hincapié en la concentración de reactivos, el tamaño de partícula y en un análisis preeconómico.

En el Perú, el procesamiento de minerales en plantas concentradoras de cobre, especialmente en la zona sur existen como remanente relaves

que son almacenados en canchas, los cuales tienen grandes contenidos metálicos de cobre por el volumen de tratamiento, dichos remanentes son olvidados perdiendo una oportunidad de reaprovechamiento al no recuperarlos. La cantidad cuantitativa de los relaves es incalculable debido a operaciones que llevan más de 60 años de antigüedad y no existe información de los contenidos metálicos hasta la actualidad. La alta y creciente demanda mundial del metal cobre es que se toma la decisión de efectuar un estudio de reaprovechamiento, para recuperar este cobre remanente.

1.2. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

Existe poca información privada o pública en Perú sobre un estudio técnico-económico de procesamiento de relaves de cobre, sin embargo, en el mundo ya se realiza operaciones minero-metalúrgicas completas para reaprovechar dichos remanentes y comercializarlos con un costo-beneficio rentable y sustentable por las plantas concentradoras convencionales de cobre con años de antigüedad (Brest et al., 2021).

Debido a las grandes reservas mineralógicas de cobre en el sur del Perú, no es atractivo un reaprovechamiento de relaves en comparación a iniciar un proyecto con exploración y explotación virgen con cobre de alta ley.

1.3. PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

La creciente demanda de producción de cobre en todo su proceso productivo y las menores reservas mineralógicas de dicho metal a menores leyes en el mundo indica un aumento en su capacidad de producción, reduciendo los años de vida de los yacimientos de mineral de cobre que se procesa en las plantas concentradoras. En el país, las reservas con las actuales operaciones minero-metalúrgicas activas dan a conocer dicho problema, obligando a las empresas la búsqueda de nuevas reservas para mantener la constante exportación del metal, actualmente, el 53% de producción de cobre se obtiene en el sur del Perú, con aumento de nuevas operaciones a corto plazo, menor a 5 años.

En esa perspectiva, se plantea este trabajo de investigación para una posibilidad de reprocesamiento de relaves, tal como el que se encuentra en Quebrada Honda y otras plantas concentradoras al sur del Perú.

1.4. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.4.1. Formulación del problema general

¿Cómo se puede recuperar los sulfu-óxidos de cobre remanente en relaves mediante flotación de espumas en Tacna?

1.4.2. Formulación de problemas específicos

1. ¿Cómo realizar pruebas de flotación en función del contenido de cobre en cada rango granulométrico del relave?
2. ¿Cuál es la granulometría y dosificación de reactivos que permita una adecuada recuperación de cobre remanente en el relave?
3. ¿Cuál es el flujograma operacional base para la óptima recuperación de los sulfu-óxido de cobre remanente en el relave?

1.5. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

La justificación de este estudio se basa una noción tan importante en filosofía de la ciencia, que su análisis implica abordar las distintas visiones respecto del conocimiento científico y tecnológico, que permite explicar el comportamiento de las variables del proceso de flotación por espumas, tal como lo sustenta Sabaj (2012, p. 318).

1.5.1. Justificación académica

Generar conocimiento y valor teórico del comportamiento en un reaprovechamiento por flotación de espumas a través de la cinética, evaluando desde su eficiencia de separación, contenidos metálicos por tamaño de partícula, grado final de concentrado, porcentaje en peso recuperado y recuperación total.

1.5.2. Justificación metodológica

Contribuye al correcto enfoque de desarrollo de pruebas metalúrgicas de relaves, desde la obtención de la muestra, caracterización, análisis granulométrico, molienda húmeda, cinética de flotación por espumas y la evaluación final de los resultados más importantes, con condiciones operativas específicas.

1.5.3. Justificación práctica

El presente estudio de investigación recopila las bases ampliamente conocidas para la flotación por espumas, sin embargo, aplicados a la realidad de una muestra de relave con cobre remanente, brindando una base de conocimiento práctico, para el desarrollo de las pruebas metalúrgicas replicables bajo alta confiabilidad.

1.5.4. Importancia

La importancia radica fundamentalmente en generar conocimiento del proceso de flotación de espumas que sea aplicable para el retratamiento de los relaves, en el momento que se decida llevarlo a la práctica debido a la disminución progresiva de mineral sulfuro de cobre de alta ley en el sur del Perú y el crecimiento de la demanda mundial del cobre, generando oportunidades de crecimiento económico y tecnológico.

1.6. ALCANCES Y LIMITACIONES

1.6.1. Alcances de la investigación

El alcance de este estudio está pensado solo a nivel de laboratorio, utilizando para ello muestra de relave de la empresa minera Southern Perú depositado en Quebrada Onda, mediante el proceso de flotación de espumas de sulfuros de cobre, del rango partícula que lo contiene.

1.6.2. Limitaciones

- **Limitación espacial**

La investigación se desarrolló en el laboratorio de Mineralurgia de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales (ESME) de la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann (UNJBG).

- **Limitación temporal**

La investigación tuvo desarrollo durante el 2019, donde se completó las pruebas metalúrgicas.

1.7. OBJETIVOS

1.7.1. Objetivo general

Recuperar los sulfu-óxidos de cobre remanente en relaves mediante flotación de espumas en Tacna.

1.7.2. Objetivos específicos

1. Realizar pruebas de flotación en función del contenido cobre en cada rango granulométrico.
2. Determinar la granulometría y dosificación de reactivos que permita una adecuada recuperación de cobre remanente en el relave.
3. Proponer un flujograma operacional base para la óptima recuperación de cobre remanente.

1.8. HIPÓTESIS

H₀: La recuperación de los sulfu-óxidos de cobre remanente en relaves es significativa mediante flotación de espumas en Tacna.

H₁: La recuperación de los sulfu-óxidos de cobre remanente en relaves no es significativa mediante flotación de espumas en Tacna.

1.9. VARIABLES

Las variables consideradas en este estudio son:

VI: Sulfu-óxido de cobre remanente en relave

VD: Recuperación de cobre

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO

Los antecedentes de estudios de recuperación de relaves son escasos debido a las grandes reservas de cobre con alta ley, no es atractivo para las empresas un reaprovechamiento actualmente. Sin embargo, existen estudios de relaves antiguos con leyes de cabeza aproximadas a las actuales operaciones mineras.

Stephan et al. (2003) en su estudio titulado "*The application of large scale stirred milling to the retreatment of merensky platinum tailings*" promocionado por *Anglo Platinum Management Services (Pty) LTD Process Technology Division*" indican que, en diciembre de 2003, la Anglo Platinum puso en marcha la primera instalación de retratamiento de relaves para la recuperación de minerales del grupo del platino (MGP) en Sudáfrica. La Planta Concentradora de Meerensky vuelve a tratar los relaves del mineral procedente de la concentradora que funcionó a principios del siglo pasado. La instalación WLTR aprovecha las ventajas de la tecnología moderna, como el FG, para recuperar económicamente los MGP del

material considerado históricamente como residuo. El concentrador de WLTR tiene una capacidad de 4,8 Mt/a, y ha sido diseñado para ampliarse fácilmente hasta 10,8 Mt/a. El diagrama de flujo incluye la recuperación de los relaves mediante agua a alta presión, la molienda de bolas, la flotación de desbaste, la remolienda del concentrado de desbaste (rougher) y la flotación limpieza/relimpieza (cleaner/recleaner). El concentrado de desbaste se vuelve a moler en un IsaMill, que es un molino agitado que funciona con medios de molienda de arena de sílice inerte. Para este proyecto, Anglo Platinum requirió un molino agitado de un tamaño de unidad no disponible anteriormente. Xstrata Technology y Anglo Platinum desarrollaron el mayor molino de molienda fina en húmedo disponible: el IsaMill M10.000, de 2,6 MW. (p. 2).

Veñizar et al. (2017) en su estudio titulado “Reprocessing of the old flotation tailings deposited on the tailings pond: a case study“, de la Asociación de Ingenieros Químicos de Serbia (AChE) indican que, el análisis químico demostró que la concentración promedio de metales en los relaves es: 0,183% Cu, 0,35 g/t Au y 2,17 g/t Ag y los relaves contienen del 60 al 70 % de SiO₂, del 10 al 17 % de Al₂O₃ y de pirita del 5 al 8%, cuyo procesamiento de relaves consistió en lixiviación ácida seguida de refluotación del residuo de lixiviación, la lixiviación de los relaves generó soluciones ricas que contenían iones Cu²⁺ de 50 a 580 ppm. Y el grado de

recuperación de cobre en la etapa lixiviación fue del 70%., luego de la flotación, el grado de remoción total de cobre alcanzó entre el 83 y 85%” (p. 333).

Kasongo et al. (2021) en su estudio titulado “Statistical investigation of flotation parameters for copper recovery from sulfide flotation tailings” la muestra de mineral utilizada en ese estudio consistió principalmente de relaves de flotación que se han almacenado durante más de 30 años y que comprenden sulfuros mixtos y sulfuros parcialmente oxidados, obteniendo resultados con una condición óptima de flotación a dosis de 80 g/t, 30 g/t y 150 g/t de colector, espumante y dispersante respectivamente con recuperación y ley de más del 60% y 8% respectivamente” (p. 3).

Mankosa et al. (2016) en un estudio titulado “recovery of values from a porphyry copper tailings stream” cuyo objetivo se realizó un corte (d_{50}) de 150 μm para asegurar que el separador de flotación de partículas gruesas subsiguiente tenía la proporción deseada de tamaño de partícula de arriba abajo y realizo una investigación experimental tecnológica con el equipo HydroFloat TM cuyos resultados indican que se logró una recuperación del 46% de Cu con una ley de concentrado de 0,56% de cobre. La ley de alimentación gruesa fue de $\pm 0,2$ % de cobre y $\pm 0,015$ % de molibdeno. La alimentación contenía material un 46,7% más grueso que 300 μm . Además, los datos muestran que los valores de molibdeno y cobre se concentran en

las fracciones de tamaño más grueso. Esto se esperaba ya que la tecnología existente dentro del concentrador logra buenas recuperaciones de material de $-150\ \mu\text{m}$, mientras sufre en el extremo más grueso (p. 7).

Alicja et al. (2017) en su estudio titulado *“Influence of liberation of sulphide minerals on flotation of sedimentary copper ore”* con el objetivo de determinar la adecuada liberación del mineral para alcanzar un enorme ahorro en el costo en la planta de flotación, utilizó un estudio de investigación experimental donde indica que, extendiendo el tiempo de molienda de mineral de sulfuro de cobre, la liberación de los componentes valiosos es mejor, independientemente del tamaño de partícula indica que a pesar de una flotación más pobre, la molienda profunda de mineral de cobre remanente es esencial para recibir la mayor selectividad de contenido metálico (p. 7).

Minera Valle Central S.A. (2014) División El Teniente de Codelco Chile, el cual “posee una planta de recuperación de cobre y molibdeno, tiene capacidad para procesar 135,000 t/d de relaves frescos con una ley de 0,12% de cobre total, la compañía procesa 30,000 t/d de relaves antiguos que han sido depositados en el Embalse Colihues”. (Guía Minera de Chile, 2014). El 2018 amplió esta planta concentradora donde el desarrollo del proyecto fue realizado íntegramente con ingeniería chilena, demandó una inversión de US\$100 millones, y permitirá a la compañía

producir, desde los relaves, 600 000 toneladas de cobre adicionales y 36 millones de libras de molibdeno entre los años 2019 y 2037. La puesta en marcha de la nueva planta incrementará la producción anual de 18 000 a 40 000 toneladas de cobre y de 750 mil a 2 500 000 libras de molibdeno.

Champa (2018) en su informe de proyecto final titulado “Obtención de minerales sulfurados de zinc a partir de relaves minerales sulfurados” de la Facultad de ingeniería Química, Universidad del Callao cuyo objetivo es obtener minerales sulfurados de zinc a partir de relaves minerales sulfurados indica que utilizó una investigación tipo experimental tecnológica teniendo como resultado ley de cabeza (relave) de 5% de zinc se obtuvo un concentrado de 38,1% de ley de zinc en peso, con razón de concentración igual a 11,1, con eficiencia igual a 64,58%” (p. 6).

Antonio y Charlie (2020) en su tesis titulada “Reprocesamiento de relaves de la concentración de minerales sulfurados polimetálicos: un abordaje de la economía circular para el manejo de relaves de la industria mineral”, de la Universidad Nacional San Agustín de Arequipa, cuyo objetivo es separar por flotación de espumas los principales minerales constituyentes de una muestra de relaves, de igual manera, determinar cuáles son los principales parámetros que afectan la recuperación de estos minerales, los resultados obtenidos serán analizados y determinarán si los mismos podrán ser utilizados como materia prima en otro proceso, lo que

podría generar un valor económico; además de generar una reducción del impacto ambiental generado por la disposición de relaves, concluye que fue posible obtener concentrados de mineral sulfurado con una ley de azufre de ~30% y concentrados de minerales portadores de calcio con una ley de ~22% de CaO, para la muestra sin deslamar, después de la etapa de deslamado, los valores de contenido del mineral de interés en los concentrados incrementaron considerablemente alcanzando concentrados con una ley de 46% de S y 42% de CaO, de la misma forma fue posible obtener un concentrado de silicio con una concentración de ~78% de SiO₂ (p. 5).

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Molienda en pulpa

“Es la liberación de unas especies mineralógicas con otras hasta aquel tamaño que permita una concentración diferenciada o bien llegar al tamaño de grano exigido por el método posterior de utilización del producto obtenido. Se realiza mediante equipos denominados molinos y estos pueden trabajar en seco o en húmedo. La diferencia entre ambos medios se suele caracterizar por una humedad en torno al 8% (este valor produce en los productos una cierta adherencia y marca un límite en la tendencia del comportamiento dentro de los equipos de molienda). Por debajo se

considera humedad superficial y el trabajo de los equipos es en seco, siendo deseable que esta humedad no rebase el 3% a 4%. El trabajo en húmedo se caracteriza por unos rangos de humedad elevados, del 40% al 70% de agua en volumen lo que representa para la mayoría de los minerales unos valores de Sp (relación de sólidos en peso) entre 55 y 80 %” (Emilio A., 2014, p.1). “Los molinos agitadores más utilizados en la minería y el procesamiento de minerales son el VERTIMILL®, STIRRED MEDIA DETRITOR (SMD®) e ISAMILL®” (Alex J., 2016, p. 1). Los fundamentos de la molienda fina y ultrafina en un molino de bolas agitado fueron detallados por Herbst y Sepúlveda en 1978.

De igual modo, la eficiencia de la molienda, el consumo reducido de medios, el costo de instalación más bajo, el mantenimiento y el desgaste mínimos del revestimiento, hacen del costo total una propiedad muy baja de muchas aplicaciones, mejorando sustancialmente la rentabilidad de las concentradoras (Metso Outotec, 2021).

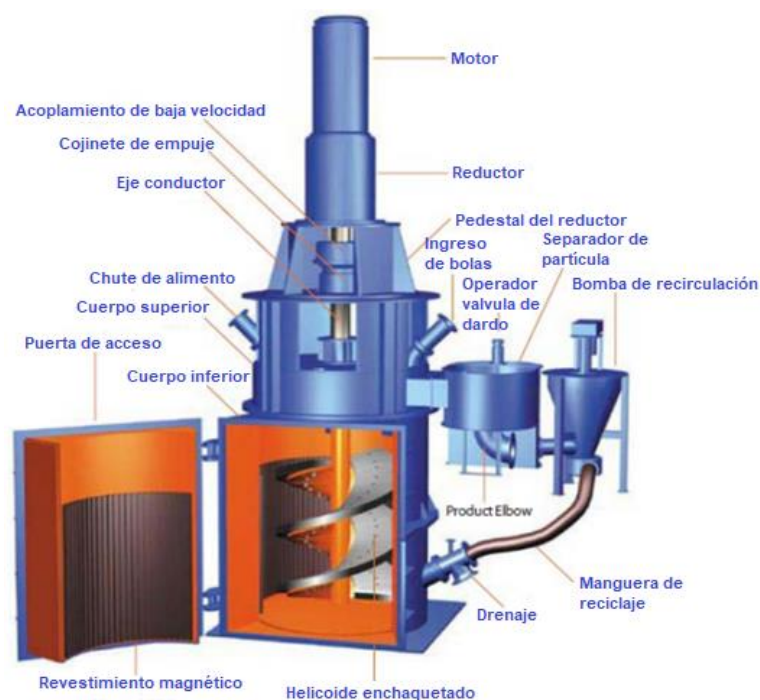
- **Molienda fina en VertiMill**

“Es una máquina simple con un tornillo agitador suspendido en la cámara de molienda, sostenido por rodamientos de rodillos esféricos y accionado por un motor de velocidad fija a través de una caja de engranajes planetarios (Metso Outotec, 2021). Llevaron a cabo pruebas en un molino

vertical a escala de laboratorio y encontraron que el molino vertical es un 25 % y 37% más eficientes que los molinos de bolas” (Shi et al., 2009).

Figura 2

Composición equipo Vertimill



Nota: Adaptada de *molienda fina y ultrafina en húmedo*, por Metso. 2005, Brochure No. 1727-04-05-MPR/YORK.

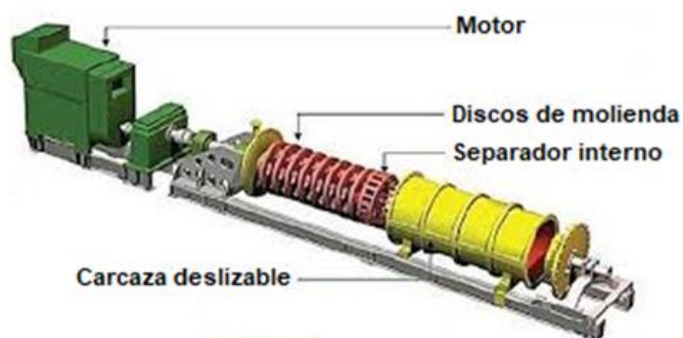
- **Molino horizontal IsaMill**

Glencore Technology (2003) indica que la atrición inerte intensa con frecuencia mejora el rendimiento metalúrgico en comparación a los medios convencionales de acero. El IsaMill™ produce una marcada distribución del tamaño de partículas en circuitos abiertos sin la necesidad de mallas internas o hidrociclones en circuito cerrado. El diseño horizontal tipo flujo

pistón evita los cortocircuitos y proporciona una tecnología robusta y fácil de operar. Los molinos IsaMill™ de Glencore Technology han sido la columna vertebral de la molienda fina en la industria minera por más de 20 años. La eficiencia en energía y una tecnología robusta han dado un rendimiento de molienda de alta calidad. Sin embargo, para hacer esto con una alta confiabilidad, los molinos deben tener un mantenimiento adecuado. El IsaMill™ es muy usado en procesamiento de minerales de metales base, minerales del grupo del platino (PGM), minerales de hierro, aplicaciones industriales y plantas extractivas de oro y es la elección adecuada para: 1. Remolienda de concentrados. 2. Molienda fina/ultrafina. 3. Molienda secundaria/terciaria.

Figura 3

Composición molino Isamill



Nota: Adaptada de Will's Mineral Processing Technology, Grinding Mill Chapter 7, p. 167.

2.2.2. Adsorción

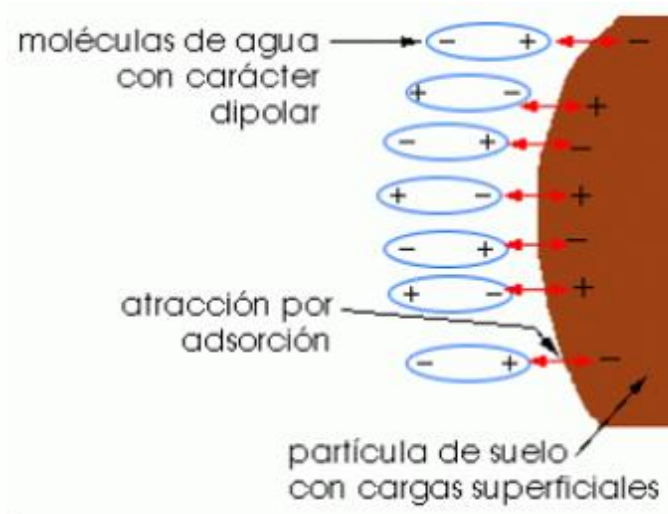
La adsorción generalmente se expresa en moles o moléculas de adsorbato por área de interfase, es un fenómeno espontáneo y exotérmico. Es común la clasificación de las adsorciones en, adsorción química y adsorción física.

- **Adsorción física**

En 1990, Martin J. indicó que es resultante de interacciones químicas secundarias (tipo Van der Waals) caracterizándose por un bajo calor de interacción, ninguna o casi ninguna acción de selección entre el adsorbente y adsorbato, siendo posible la formación de multicapas.

Figura 4

Modelo de adsorción física



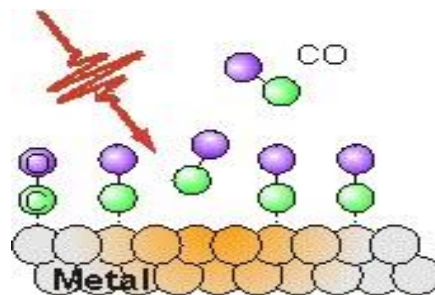
Nota: Adaptada de *Adsorción física de gases y vapores por carbones* por Martin J., 1990, Espagaphic.

- **Adsorción química**

Droguett (1983) indica que “es la interacción química entre una molécula de adsorbato y la superficie del adsorbente. Esta unión es muy similar a la formación de enlace químico, aunque en ocasiones ocurre sólo una modificación o deformación parcial de los orbitales moleculares. De ese modo, la estructura de los entes involucrados sufre cambios por lo que este tipo de adsorción se hace irreversible. Frecuentemente se presenta en procesos catalíticos y en casos específicos está comprendido en procesos de separación”.

Figura 5

Modelo de adsorción química



Nota: Adaptada de *Elementos de Catálisis Heterogénea. Monografía N° 26.*, Droguett, 1983.

2.2.3. Doble capa eléctrica

- **Teoría de Hernan von Helmholtz (1881)**

Las cargas del lado de la disolución están ubicadas en una zona de la disolución en contacto con el metal. Estos dos planos de carga opuesta,

separados por una pequeña distancia, equivalen a un condensador eléctrico. Helmholtz introdujo el concepto de doble capa y su modelo proporciona un valor de capacidad de doble capa constante e independiente de la concentración y el potencial. Esto es claramente contrario a la realidad experimental ya que la capacidad diferencial de la interfase depende de la potencia y de la concentración (Ricardo, 2019, p. 6).

- **Teoría de Gouy-Chapman (1910-1913)**

Se define una capa difusa de iones hacia el interior de esta. En esta interfase la caída de potencial no es función lineal de la distancia. En el metal hay un plano de cargas del mismo signo, mientras que las de signo opuesto se distribuyen del lado de la solución a lo largo de una cierta distancia (Gouy-Chapman, 1913).

- **Teoría de Stern (1924)**

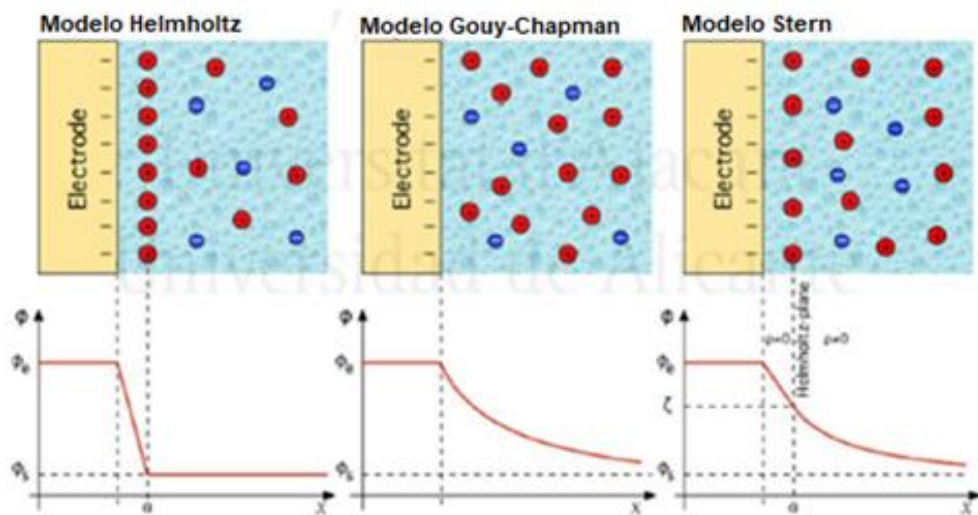
Stern propuso un modelo de doble capa eléctrica que consiste en la suma de las dos estructuras mencionadas antes, es decir que la diferencia total de potencial a través de la interfase resulta ser entonces la suma de la caída lineal de potencial en la doble capa de Helmholtz y la caída exponencial de potencial en la doble capa difusa. Admitiendo incluso que

las dos contribuciones sean del mismo signo o de signo opuesto (Stern, 1924).

Todos estos procesos se muestran en la Figura 6.

Figura 6

Modelos de doble capa eléctrica



Nota: Adaptada de *Modelos clásicos de doble capa eléctrica*, por Ricardo quien cita a Attar G.A., 2019, p. 7. Tesis, Efecto del pH en la estructura de la doble capa eléctrica y su influencia en reactividad electroquímica.

• Punto de carga cero y punto isoeléctrico

El punto de carga cero, PZC, se define como el valor del pH en el cual la carga neta total (externa e interna) de las partículas sobre la superficie del material adsorbente es neutra, es decir, el número de sitios positivos y negativos es igual (Franks y Meagher, 2003); mientras que el punto isoeléctrico, IEP, se define como el valor correspondiente a las cargas

superficiales externas del material. Estos parámetros son muy valiosos para determinar la afinidad particular de un determinado adsorbente por un adsorbato específico (Babic et al., 1999; Menéndez et al., 1995). De ello se desprende que, los efectos de la doble capa eléctrica en la flotación son:

- El signo y la magnitud de la carga superficial controla la adsorción de los agentes de flotación adsorbidos físicamente.
- Una alta carga superficial puede inhibir la quimisorción de colectores que se adsorben químicamente.
- El efecto de las lamas es determinado por la interacción de la doble capa eléctrica.
- La floculación, coagulación y dispersión de suspensiones minerales es controlada por la doble capa eléctrica.

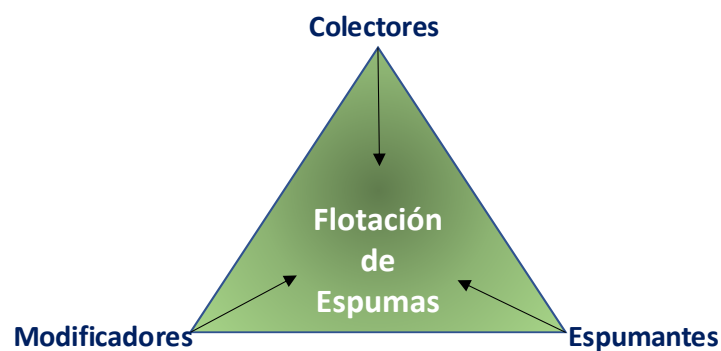
2.2.4. Reactivos de Flotación

Según su función, los reactivos de flotación se clasifican en colectores, espumantes y modificadores. Los tres tipos de reactivos tienen funciones críticas e importancia, y participan en interacciones complejas. Así pues, los tres tipos de reactivos constituyen el triángulo de los reactivos de flotación. De ese modo, los colectores, espumantes y modificadores son de importancia crítica y se someten a interacciones complejas entre sí y con los diversos minerales de la pulpa (Figura 6). Existe una compensación

en términos de recuperación y selectividad de minerales dependiendo de la mineralogía y las condiciones de la planta (Nagaraj, 2019).

Figura 7

Triangulo químico de flotación



Nota: Adaptada de *Flotation chemical and chemistry* por Nagaraj et.al, 2019, p. 968 Chapter 7.5, SME HANDBOOK.

- Modificadores

Nagaraj et al. (2019) indica “un modificador puede simplemente disminuir la tasa de flotación de un mineral de forma selectiva y suficientemente para que la flotación selectiva de otro mineral sea posible. Los modificadores se utilizan para crear y/o ampliar las diferencias en las propiedades superficiales de los minerales sujetos a separación (p. 985). Por lo tanto, dependiendo del tipo de mineral, los modificadores pueden cambiar el pH, el potencial de la pulpa (E_p), composición de la fase acuosa, composición de la superficie de los minerales y burbujas, y características de la espuma; en otras palabras, pueden afectar las propiedades de las tres

interfaces”. “Los modificadores se dividen en dos grupos: no intencionados y deliberadamente productos químicos añadidos. Los modificadores añadidos deliberadamente se pueden clasificar como reactivos inorgánicos, orgánicos pequeños o poliméricos. Modificadores inorgánicos, que son los menos costosos (precio unitario o precio por kilogramo) y han existido por más tiempo, son más utilizados” (p. 986).

- **Colectores**

Nagaraj et al. (2019), indica que “la función principal del colector es impartir suficiente hidrofobicidad (es decir, reducida mojabilidad) a la superficie del mineral de modo que la probabilidad de la unión burbuja-mineral aumenta y la probabilidad de el desprendimiento disminuye. También está bien establecido que la molécula del colector cumple esta función adsorbiéndose en la superficie mineral” (p. 972). La mayoría de las pruebas de alcance de reactivos se centran, por tanto, en la selección de colectores apropiados (Thompson, 2002), que puede ser separados en las siguientes clases:

- Xantatos: Potente, no selectivo, mínima espuma, y relativamente económico.
- Ditiofosfatos: Moderadamente selectivo, con algunas características de formación de espuma.
- Thionocarbamatos: Selectivo, con algo de características espumante.

- Aerophines: Muy selectivo, con características de espuma moderada.
- Mercaptobenzothiazole: Reactivo especial, selectivo para sulfuros deslustrados.
- Dual-actioncolectors: Agentes adaptados para recuperación de minerales (por ejemplo, cobre y oro, cobre y molibdeno).
- Espumantes

Nagaraj et al. (2019) indica que los espumantes y la zona de espuma (también llamada "fase de espuma") juegan un papel fundamental en la flotación, que en última instancia será juzgado basado en la recuperación y el grado de flotación concentrado obtenido para cada tipo de mineral. Los espumantes ayudan en la formación y en lograr las características deseables (u óptimas) para facilitar la separación y el transporte selectivos de partículas objetivo. Reducen el tamaño de las burbujas al reducir la coalescencia de burbujas en la zona de la pulpa, que puede afectar el agua y transporte de sólidos a la zona de espuma. Los espumantes también pueden contribuir a la estabilidad transitoria de películas delgadas de líquido en la zona de espuma, lo que afecta las tasas de coalescencia de burbujas, la retención de agua, movilidad de la espuma y capacidad de carga (p. 972). Los espumantes eficaces disponibles hoy en día pertenecen a una de las dos categorías de compuestos: alcoholes (mono) alifáticos de cadena corta y poliglicoles. Asimismo, Nagaraj et al. (2019) indica que Los

espumantes de alcohol tienen una solubilidad muy baja, mientras que la mayoría de los glicoles (y sus éteres) utilizados son completamente miscibles con el agua. A bajas concentraciones utilizados en la flotación, la solubilidad y la dispersabilidad no son un factor limitante. Las características de espumación de los espumantes de alcohol son significativamente diferentes de las de los glicoles, y estas diferencias pueden atribuirse a las diferencias en las solubilidades, la actividad superficial, la concentración crítica de coalescencia (CCC) y a las tasas de difusión (p. 975). En la Tabla 1 se muestra las atribuciones de estos reactivos.

2.2.5. Efecto del tamaño de partícula

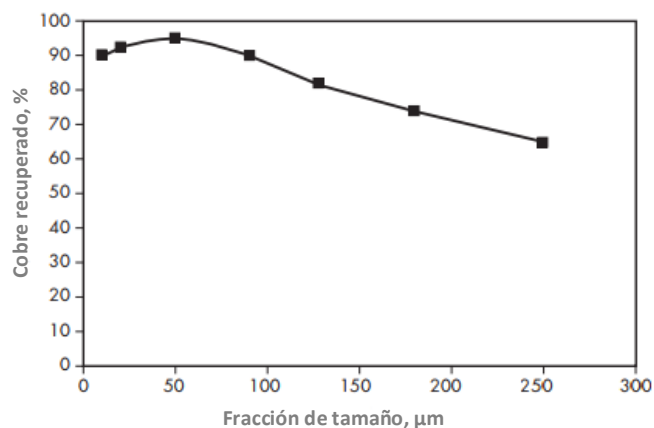
El efecto del tamaño de la molienda primaria sobre la recuperación de minerales valiosos se evalúa en una serie de pruebas cinéticas de desbaste separadas con una molienda cada vez más fina. Normalmente se utilizan valores de tamaño de molienda P_{80} que varían entre 75 y 250 μm , pero ocasionalmente se prueban moliendas más gruesas y finas.

La figura 7 muestra un gráfico típico de recuperación en función del tamaño de la molienda para un mineral de sulfuro de cobre. (Philip et al., 2019, p. 1031).

Tabla 1*Típicos atributos de espumante alcohol y glicol*

VARIABLES OPERACIONALES	CARACTERÍSTICAS DE BURBUJAS	DESCRIPCIÓN CUALITATIVA
Tipo, cantidad y punto de adición de espumante(s)	Tamaño de burbuja	Tamaño Abierto - cerrado
Tipo, cantidad y punto de adición de colector(s)	Volumen (altura y volumen)	Acuoso, mojado o seco
Tipo, cantidad y punto de adición de modificador(s)	Textura	Perdida o pase en ventana.
Tipo de mineral y mineralogía	Movilidad	Estable
Distribución de tamaño de partícula	Estabilidad	Evanescente
pH	Persistencia	Efervecente
Presencia de lamas	Reología	Persistente
Flujo de aire	Capacidad de carga	Viscoso
Hidrodinámica en la celda		Fragil
Densidad de pulpa		Fluidez, movilidad
Química del agua		Selectivo, no selectivo
		Libre
		Jabonoso

Nota: Adaptada de *Operational variables, froth characteristics, and qualitative descriptors* por Nagaraj y Ravischankar, 2007.

Figura 8*Recuperación por tamaño de partícula en menas de cobre*

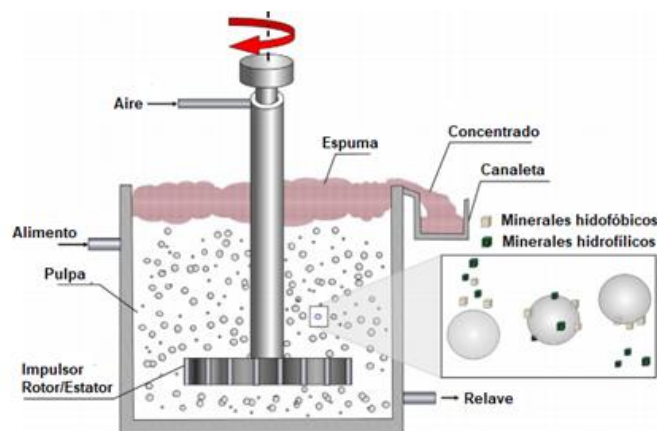
Nota: Adaptada de Philip et al. (2019), Chapter 7.7, SME HANDBOOK.

2.2.6. Flotación de minerales

El proceso de flotación es un proceso fisicoquímico que consiste en la separación selectiva de las partículas útiles de la ganga, aprovechando las propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas de los minerales sólidos a separar, a través del uso de la adhesión selectiva de burbujas de aire a partículas minerales (Galvez, 2004, p.27). Para el proceso de flotación son importantes las siguientes acciones: a) Una etapa de molienda previa, cuya finalidad es liberar los minerales útiles de la ganga o roca. b) Crear un flujo de aire en la pulpa de mineral. c) Producir condiciones que favorezcan la adherencia de los minerales deseados a las burbujas de aire. La flotación se produce cuando el balance de las tensiones superficiales en el sistema trifásico mineral/gas/mineral son favorables (Wills, 2016).

Figura 9

Componentes de un proceso de flotación de espuma



Nota: Adaptada de *Principle of froth Flotation*, Chapter 12, p. 266, Will's Minerals Processing Technology, 8va edition.

La flotación convencional tiene 3 observaciones dadas por Bill (2019, p. 1019) indicando: 1) La recuperación sólida será baja (asumiendo una moderada o alto grado para el concentrado). 2) La recuperación de agua también será baja (asumiendo un porcentaje de sólidos en peso para el concentrado, (p. ej., 30 % – 50 %). 3) La baja recuperación de agua en el concentrado limita la recuperación estrechamente relacionada de los minerales no deseados por el mecanismo de arrastre a un valor aún más bajo.

2.2.7. Parámetros operacionales en flotación

- Características asociadas a la etapa molienda - clasificación
 - Granulometría del mineral a flotar.
 - Grado de oxidación durante la molienda.
 - Reactivos adicionados en la molienda.
 - Tiempo de acondicionamiento.
 - Grado de liberación.
 - Densidad de pulpa.
- Características del proceso de flotación
 - Tipo y dosificación de reactivos químicos agregados
 - Secuencia de adición de reactivos.
 - Densidad de la pulpa.

- Temperatura de la pulpa y pH.
- Tiempo de acondicionamiento.
- Altura de la espuma.
- Calidad del agua usada.
- Flujo de aire.
- Características relativas a la máquina de flotación
 - Geometría de la celda.
 - Grado y tipo de aireación (auto aspirada o neumática).
 - Tiempo de flotación (volumen útil de la celda).
 - Agitación de la pulpa.
 - Tipo de rebalse de espuma.
 - Características de rotor y estator.
 - Características del banco de flotación.
- Etapas de flotación recuperadoras
 - Etapa Rougher o desbaste.
 - Etapa Scavenger o barrido
- Etapas de flotación limpiadoras o concentradoras
 - Etapa Cleaner o limpieza.
 - Etapa Recleaner o relimpieza.

2.2.8. Pruebas de flotación

Se pueden dividir en 3 tipos:

- Pruebas semicontinuas (batch) de laboratorio

Philip et al. (2019) menciona que “los tamaños de celda para prueba de flotación más comunes utilizados en la flotación de sulfuro tienen un rango de trabajo de 1,6 a 5 L y normalmente contienen 500 a 2000 g de sólidos molidos” (p. 1030). Las variables de estudio son:

- Tipo de reactivos.
- Dosis de reactivos.
- Densidad de pulpa.
- pH.
- Tipo de agua.
- Aireación y acondicionamiento.
- Temperatura.

- **Pruebas de ciclo (“*Locked Cycle Flotation Tests*”)**

En una etapa inicial es recomendable hacer las pruebas metalúrgicas con flotaciones de desbaste (*rougher*), Desbaste-barrido (*rougher-scavenger*), por ser estos rápidos y económicos para esta etapa de trabajo, posteriormente ya con el reactivo(s) seleccionado se puede ir a pruebas más elaboradas donde se incluyan etapas de limpieza y/o pruebas cerradas (*cycle test or lock test*) (Azañero A, 1999, p.3).

- Pruebas continuas y de planta piloto

Para confirmar los resultados obtenidos a nivel de laboratorio se tendrá que verificar a escala industrial, si la tendencia favorable se ratifica a este nivel, definitivamente este reactivo resulta ser el más adecuado para el mineral, por lo tanto, se recomendará su uso en planta. Las pruebas industriales se realizarán en una sección o en toda la planta por un periodo adecuado a fin de tener tiempo suficiente para apreciar la efectividad del reactivo, luego la siguiente etapa será evaluar económicamente en función del costo del reactivo y la ganancia metalúrgica obtenida (Azañero A, 1999, p.4).

En el trabajo experimental en el diseño de circuito de flotación. Se distinguen 4 etapas.

Etapa 1: Realización de pruebas batch a escala laboratorio, para determinar y estandarizar condiciones óptimas de trabajo.

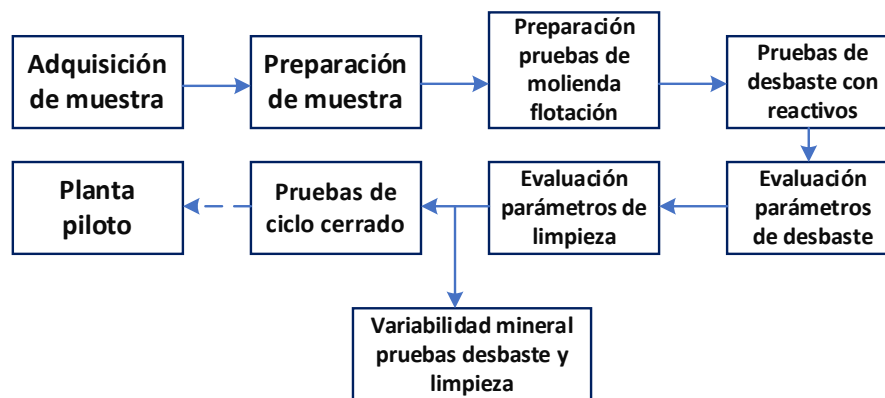
Etapa 2: Simulación experimental de circuitos de flotación a nivel laboratorio, utilizando la técnica de pruebas de ciclo y las mejores condiciones experimentales determinadas en la etapa anterior.

Etapa 3: Realización de pruebas continuas de flotación a escalas piloto, tendientes a verificar, complementar y/o extrapolar los resultados metalúrgicos alcanzados durante las dos etapas previas.

Etapa 4: Realización de campañas experimentales a gran escala, para ajustar en la Planta Industrial misma, las condiciones operaciones óptimas de carácter definitivo.

Figura 10

Flujograma para el desarrollo de flotación de sulfuros.



Note: Adaptada de *Generalized flow diagram for sulfide flotation development* por Thompson, 2016.

2.2.9. Tiempo de residencia y cinética de flotación

Peter y Richard (2019) indican “La prueba de cinética de flotación es la más importante para la flotación, diseño de circuitos y escalado. La prueba es realizada al poner una masa conocida de muestra en una celda de flotación agitada con agua y reactivos y agregando aire y agitación para intervalos fijos de tiempo, durante los cuales se recogen las muestras de concentrado. Una curva de recuperación acumulada de minerales en función del tiempo se determina a partir de la alimentación, el concentrado y las colas resultantes de la caracterización” (p. 1059).

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 (Azañero, 1999).

- **Modelo Garcia-Zuñiga.** (1953)

Propuesta cinética de flotación de primer orden- semi-batch el cual permite ajustar la gran mayoría de los resultados experimentales y calcular la constante de velocidad de flotación.

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

- **Modelo de Agar**

Propone el modelo en primer orden modificado que incorpora una corrección para la identificación del tiempo "0", este factor de corrección adicional es θ , quedando el modelo así:

$$R_t = R_\infty(1 - e^{-k(t+\theta)}) \quad [2]$$

- **Modelo de Kelsall** (1962)

Ha demostrado su capacidad para representar el proceso a tiempos largos de flotación. El modelo de Kelsall integra dos constantes cinéticas, una lenta y una rápida, k_s y k_f , además del parámetro Φ que hace referencia a la fracción de materia orgánica que tiene una flotación lenta. (Juan G., 2012).

$$R_t = R_\infty[\varphi(1 - \exp(-k_1t)) + (1 - \varphi)(1 - \exp(-k_2t))] \quad [3]$$

- **Modelo de Meyer y Klimpel (1984)**

El cual asume una distribución rectangular de flotabilidades, donde R_{∞} es la recuperación final a tiempos de flotación largos. (Juan G., 2012).

$$R_t = R_{\infty} \left(1 - \frac{1}{kt} (1 - e^{-kt}) \right) \quad [4]$$

Polling (1980) indica “cuando se conoce el tiempo de residencia requerido, la flotación la capacidad se determina mediante un cálculo simple” y se resume aquí:

$$C = Q_{pulp} * R \quad [5]$$

Donde:

C: Capacidad total requerida de flotación, m^3

Q_{pulp} : Flujo de pulpa volumétrico, m^3/min

R: Tiempo de residencia requerido, min

Cuando se requiere determinar el volumen total de tanques, la cantidad de tamaño de las celdas se determina mediante la siguiente ecuación (Michael y Dariuz, 2019, p. 900).

$$\tau = V_{eff} / Q_{pulp} \quad [6]$$

Donde:

τ : Tiempo teórico de residencia, min

V_{eff} : Volumen efectivo de celda, m^3

El volumen efectivo del tanque debe restar los volúmenes de la capa de espuma y los componentes internos del tanque. También debe tener en cuenta la retención de aire, que es la cantidad de aire suspendido en la pulpa durante el funcionamiento de la máquina (Michael y Dariuz, 2019, p. 900).

2.2.10. Eficiencia de separación

Subba (2016) quien cita a Schulz (1970) indica que el desempeño metalúrgico de una operación de beneficio es evaluado por la mayoría medidas de ley de concentrado y recuperación. La operación de beneficio puede llevarse a cabo de diferentes formas para producir diferentes combinaciones de ley y recuperación. Si tanto el grado como la recuperación son mayores para un caso particular que el otro, entonces la elección del proceso es simple. Pero si los resultados de una prueba muestran un grado más alto pero una menor recuperación, entonces la elección ya no es obvia. Había muchos intentos de combinar recuperación y concentración de grado en un solo índice para representar la eficiencia metalúrgica de la separación. Después de revisar esos intentos, propuso un índice llamado eficiencia de separación (p. 256). Se define como

$$\text{Eficiencia Separación} = \left(\frac{C * c * m * (c - f)}{F * f * c * (m - f)} \right) * 100 \quad [7]$$

Donde:

C: % peso en concentrado

F: 100% peso total

f: % grado en alimento

c: % grado en concentrado

m: % metal valioso en especia mineralógica

2.2.11. Evaluación de procesos de flotación

Los criterios de evaluación del proceso de flotación son los siguientes:

1) 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. 2) Recuperación en peso: Es la razón entre la masa del concentrado y la masa de la alimentación. 3) 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. 4) Razón de enriquecimiento: Es la razón entre la ley del componente deseado en el concentrado y la ley del mismo componente en la alimentación. 5) Relación grado y recuperación: “La relación grado-recuperación es uno de los más importantes parámetros en flotación industrial. Es única para cada operación e incluso para cada tipo de mineral. La combinación de grado y la recuperación es la medida más típica del rendimiento de la separación.

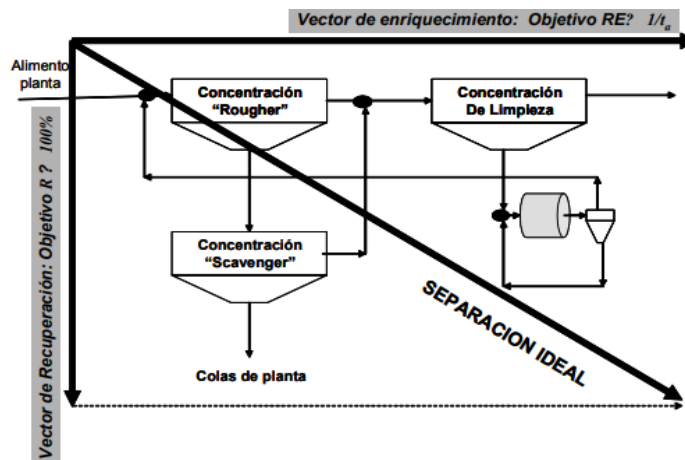
Ambos se expresan en términos del valioso constituyente en el mineral (Michael y Dariuz, 2019, p. 907).

2.2.12. Diseño de circuitos de flotación

La proyección de los resultados obtenidos desde laboratorio a escala industrial pasando por planta piloto, comúnmente se utiliza el escalamiento de datos de flotación empleando correlaciones empíricas. Finalmente, y para fines de control metalúrgico, en las plantas concentradoras normalmente se dispone de uno o más ensayos estándar de laboratorio, cuyos resultados permiten detectar variaciones en el proceso y/o determinar la conveniencia de efectuar cambios operacionales en la planta, Figura 11.

Figura 11

Circuito de flotación convencional



Nota: Adaptada de *Concentración de minerales*, p.15, por M. Oswaldo, A. Gaviria y O. Restrepo, 2008, U.N Colombia-Medellín.

2.2.13. Criterio de Agar

En tal sentido, Agar (1980) ha analizado la aplicación de los siguientes criterios para determinar el tiempo de residencia óptimo:

1. No agregar al concentrado material de ley menor a la alimentación de la etapa de separación.
2. Maximizar la diferencia en recuperación entre el mineral deseado y la ganga.
3. Maximizar la eficiencia de separación.

Criterio 1: La flotación es fundamentalmente una etapa de concentración.

Criterio 2: La máxima diferencia en la recuperación de las dos fases que se pretende separar corresponde al tiempo al cual las dos velocidades de flotación se hacen iguales.

Criterio 3: Cuando la eficiencia de separación es máxima, la ley instantánea del concentrado es igual a la ley de alimentación.

2.2.14. Máquinas de flotación

Aunque existen diseños diferentes de máquinas de flotación, todas ellas tienen la función primaria de hacer que las partículas que se han convertido en hidrofóbicas entren en contacto y se adhieran a las burbujas de aire, permitiendo así que dichas partículas se eleven a la superficie y formen una espuma, la cual es removida.

Para lograr esta función, una buena máquina de flotación debe tener:

- Mantener todas las partículas en suspensión.
- He de asegurar que todas las partículas que entren en la máquina tengan la oportunidad de ser flotadas.
- Dispersar burbujas finas de aire en el seno de la pulpa.
- Promover el contacto partícula-burbuja.
- Minimizar el arrastre de pulpa hacia la espuma.
- Proporcionar suficiente espesor de espuma.

La eficiencia de una celda de flotación se determina bajo los siguientes aspectos: 1) Tonelaje que se puede tratar por unidad de volumen. 2) Calidad de los productos obtenidos y recuperaciones. 3) Consumo de energía eléctrica, reactivos, espumantes y otros reactivos, con el fin de obtener los resultados óptimos. 4) Gastos de operación y mantención por tonelada de mineral tratado.

Pueden ser de 3 tipos: **Mecánicas**: Contienen un impulsor que agita la pulpa y la dispersa y **Neumáticas**: Carecen de impulsor y utilizan aire comprimido para agitar y airear la pulpa.

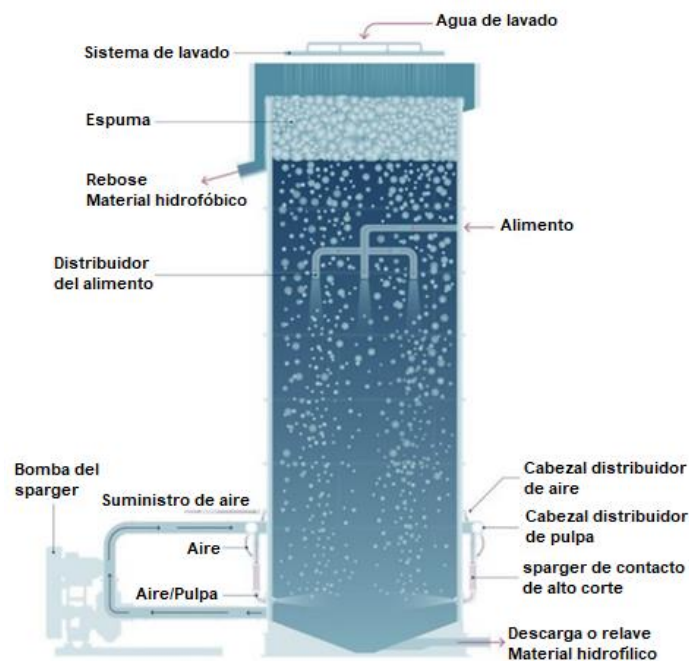
- **Columnas de flotación**

“Se usa para una mejor concentración que en las celdas comunes, particularmente cuando se opera con material fino Las partículas de mineral que flotan colisionan con las burbujas y se adhieren a ellas siendo

arrastradas a la sección de lavado por encima del punto de alimentación. El material no flotante de la base de la columna es removido y considerado como cola.” (911 Metallurgist, 2015). Presenta mejores cualidades las cuales son: 1) Más capacidad de flotación instalada por unidad de superficie de edificio. 2) Bajo costo de capital: menos espacio, instalación eléctrica más sencilla. 3) No lleva agitador. 4) Menor costo de mantenimiento. 5) Mejor control del proceso. 6) Productos obtenidos son de mejor calidad: leyes más elevadas de la especie útil para recuperaciones similares

Figura 12

Zonas de una columna de flotación



Nota: Adaptada de *Celda de columna de flotación*, (web) por FLSmidth, 2021, <https://www.flsmidth.com/en-gb/products/flotation-and-attribution/column-flotation-cell>

2.2.15. Software metalúrgico Metsim

Rafael (2009) indica que “METSIM es un software de simulación útil para modelar complejas plantas de producción de metales vía extracción desde su mineral. Ejemplo de ello podemos simular plantas de beneficio de minerales, procesos metalúrgicos donde ocurren reacciones químicas y debido a la normatividad mundial de cuidado del medio ambiente, nos da la opción de simular procesos de recuperación y limpieza del entorno. Este software fue desarrollado por John Bartlett y su licencia puede conseguirse por medio de la empresa PROWARE. Una de las novedades de este software y su diferencia con otros es el lenguaje en el cual fue desarrollado, el cual es conocido como APL (A Programming Language) lenguaje de alto nivel muy potente, el cual nos permite desarrollar bastas operaciones matemáticas con pequeñas líneas de código si lo comparamos con otros lenguajes como por ejemplo el lenguaje C o Visual Basic” (p. 10).

2.2.16. Software estadístico Matlab 18

Matlab es un lenguaje de alto rendimiento para cálculos técnicos, es al mismo tiempo un entorno y un lenguaje de programación. Uno de sus puntos fuertes es que permite construir nuestras propias herramientas reutilizables. Podemos crear fácilmente nuestras propias funciones y programas especiales (conocidos como M-archivos) en código Matlab, los

podemos agrupar en Toolbox (también llamadas librerías): colección especializada de M-archivos para trabajar en clases particulares de problemas (Cristina, 2006, p.4).

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

- **Relave:** Efluente remanente del proceso productivo de plantas concentradoras con poco contenido metálico valioso.
- **Ley de mineral:** Es el contenido metálico/ no metálico de un determinado mineral o mena (Antonio y Charlie, 2020, p. 12)
- **Liberación en molienda:** Es la liberación posible de las partículas más gruesas (Finch, 2016, p. 5).
- **Distribución granulométrica:** Distribución de tamaño de partículas de un determinado mineral o fases minerales (Antonio y Charlie, 2020, p. 12).
- **Desbaste:** Es la operación de remoción de un concentrado de desbaste en la primera etapa de tratamiento del mineral molido (Finch, 2016, p. 239).
- **Limpieza:** Es la operación de volver a tratar el concentrado bruto para mejorar su calidad (Finch, 2016, p. 239).
- **Flotación:** La flotación por espuma es un proceso de separación de partículas finas de diferentes minerales entre sí al hacer flotar ciertos minerales en la superficie del agua (Finch, 2016, p. 195).

- **Cinética de flotación:** El estudio del comportamiento del mineral en función a tiempo transcurrido de flotación bajo condiciones únicas.
- **Recuperación:** Se define como la relación entre el peso del metal valioso en el concentrado al peso del metal valioso originalmente presente en el mineral (Finch, 2016, p. 238).
- **Balance metalúrgico:** Equidad entre ingresos y salidas en un sistema productivo continuo o estático en peso de mineral, agua, especie mineralógica y elemento químico.

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

3.1. TIPO Y DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.1. Tipo de la investigación

Esta investigación es de enfoque cuantitativo de tipo aplicada y nivel explicativo. Al respecto, Fidias (2006) indica “La investigación explicativa se encarga de buscar el porqué de los hechos mediante el establecimiento de relaciones causa-efecto. En este sentido, los estudios explicativos pueden ocuparse tanto de la determinación de las causas (investigación post facto), como de los efectos (investigación experimental), mediante la prueba de hipótesis. Sus resultados y conclusiones constituyen el nivel más profundo de conocimientos. (p. 27). Este estudio pretende evaluar la aplicación del proceso de flotación de espumas para recuperar el sulfuro semioxidado de cobre existente en un relave fresco o antiguo.

3.1.2. Diseño de investigación

El diseño de la investigación por la naturaleza del estudio es Experimental – Tecnológico y Transversal. Atenea et al. (2011) indica “un experimento consiste en hacer un cambio en el valor de una variable

(variable independiente) y observar su efecto en otra variable (variable dependiente). Esto se lleva a cabo en condiciones controladas, con el fin de describir de qué modo o por qué causa se produce una situación o acontecimiento particular” (p. 5).

Pedro (2016) quien cita a Sánchez y Reyes, (2015) indica la investigación tecnológica “Es aquella que responde a problemas técnicos, aprovechándose del conocimiento teórico científico producto de la investigación básica. Asimismo, organiza reglas técnicas cuya aplicación posibilita cambios en la realidad” (p. 6).

3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA DE ESTUDIO

3.2.1. Población

La población está constituida por los depósitos en canchas de relaves, de cada unidad de producción minera, las cantidades de los relaves dispuestos actualmente en las diferentes operaciones de concentradoras de sulfuros de cobre son alrededor de 500 000 t/d, por otro lado, también se debe considerar alrededor de 15 a 20 años de acumulación en la parte sur del Perú.

3.2.2. Muestra

La muestra obtenida se empleó para realizar dos estudios y son:

- a) Geopolimerización del relave para encapsulamiento de los sulfuros (Morales, C, 2020).
- b) Recuperación del Cu remanente por flotación bajo una filosofía de reprocesamiento de residuos mineros.

En tal sentido, el relave procedente de la zona de Quebrada Honda se transportó al Laboratorio de Mineralurgia de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales de la UNJBG en depósitos debidamente cerrados para que no se altere la muestra. Se cuantificó la cantidad en peso seco de la muestra total de relaves para determinar según cada prueba de flotación de espumas por volumen de celda.

3.3. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Con el propósito de desarrollar el presente estudio de investigación se han considerado las siguientes variables que fueron evaluadas y consideradas de mayor impacto en la obtención de resultados. Estas variables son:

VI: Sulfu-óxidos de cobre en relave.

VD: Recuperación de cobre.

Tabla 2*Operacionalización de las variables*

Variable	Dimensión	Indicador
VI: Sulfu-óxido de cobre en relave	1. Tiempo de molienda.	1. Segundos
	2. Tamaño de partícula, P80.	2. μm
	3. Reactivos de flotación:	3. g/t
	✓ Óxido de calcio. ✓ Colector Primario, S-11575 ✓ Xantato Amílico de Potasio (PAX) ✓ Espumante, AERO-68.	
VD: Recuperación de cobre	1. Recuperación de Cu 2. Eficiencia de separación	1. % 2. %

Nota: Condiciones experimentales del estudio.

Tabla 3*Constantes experimentales*

Constantes	Indicador
1. pH	
2. Velocidad de giro del impulsor	rpm
3. Flujo de aire	L/min
4. Tiempo de acondicionamiento	min
5. Nivel de altura de colchón de espuma	cm
6. Porcentaje de sólidos	%

Nota: Condición de las constantes experimentales.

3.4. TÉCNICA DE RECOLECCIÓN Y ANÁLISIS DE DATOS**3.4.1. Toma de muestra de relaves**

La toma de muestra de este estudio se realizó del canal de relaves que alimenta a la relavera de Quebrada Honda ubicada entre las

coordenadas -17.311460 Latitud Sur y -70.719489 Longitud Oeste, a una altitud entre los 3,100 y 3,600 msnm, tal como se muestra en la Figura12.

Figura 13

Toma de muestra de relave de Cuajone y Toquepala



Nota: El punto de toma de muestra se ubica en el Distrito de Ilabaya, Tacna Perú, 2019.

3.4.2. Técnica de análisis de datos

Los datos obtenidos fueron evaluados técnica y estadísticamente según los resultados obtenidos por cada prueba independientemente a fin de mejorar los resultados objetivos hasta agotar las muestras.

3.5. MATERIALES E INSTRUMENTOS

- Máquina de flotación y Celda de flotación de 4 litros.
- Molino de bolas.
- Horno de secado.
- Ro-tap.

- pH-meter digital, Electroodos de pH y mili voltaje.
- Balanza con capacidad máxima 20 kg.
- Balanza milésimal.
- Micropipetas de 0-50 microlitros.
- Paletas de flotación, Reloj con cronómetro y Bandejas de 2 litros.
- Papel craft.
- Tamices de 2 pulg. de nros. 30, 40, 50, 70, 100, 140, 200, 270, 325, 400, 500 y 635.
- Espátula metálica de 20,32 cm y 30,48 cm.
- Brochas de 5,08 y 20,32 cm.
- Respirador con filtros mixtos.
- Guantes de cuero, Guantes anticorte hy-flex y Guantes de nitrilo.
- Lentes de seguridad claros.
- Zapatos de seguridad con punta de acero.

3.5.1. Reactivos químicos utilizados en el estudio de investigación

- Óxido de calcio.
- Colector Primario, S-11575
- Xantato Amilico de Potasio (PAX)
- Espumante, AERO-68

3.6. DESARROLLO EXPERIMENTAL

3.6.1. Corte de muestras

- **Método de manteo para la homogenización (roleo)**

Procedimiento de homogenizado que se realizó colocando la muestra sobre una manta. Se sujeta la manta por sus extremos haciendo rodar el material de una esquina a otra consiguiendo una mezcla homogénea, se debe repetir 30 veces por todos los lados.

- **Método de coneo y cuarteo**

El material se esparce en la superficie, se forma un cono. Luego se aplasta la parte superior para formar una torta circular homogénea. Dos cuartas partes, las opuestas entre sí, se retienen como muestra y las otras dos se rechazan. La separación en base se da según el peso final de muestra representativa requerida.

3.6.2. Caracterización de los relaves

Mineralogía de cobre del relave

Sulfuros: Calcopirita (CuFeS_2), Covelita (CuS) (Pequeñas trazas).

Óxidos: Cuprita (Cu_2O) y tenorita (CuO). (Pequeñas trazas).

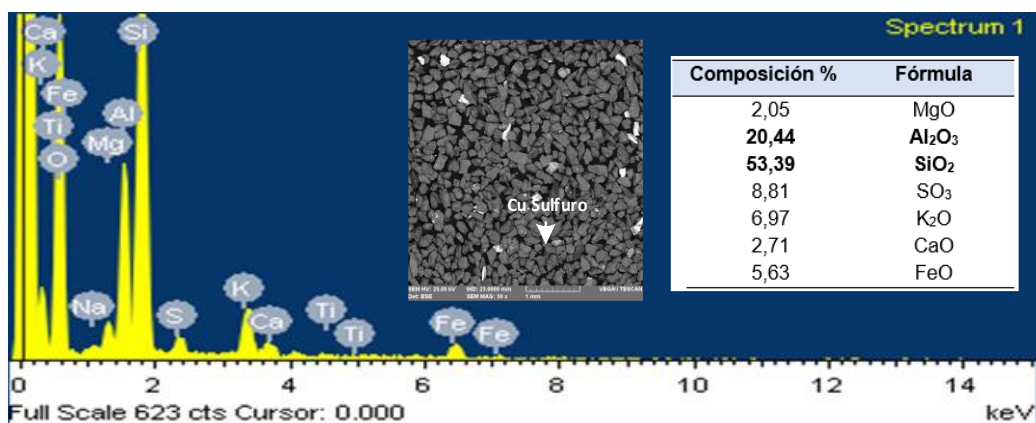
El relave está compuesto en mayor cantidad por sílice y alúmina tal como lo rebela la microscopia de la muestra (Figura 13).

Caracterización microscópica del relave

La microscopía se realizó para determinar los minerales de ganga que acompaña al cobre remanente en el relave, efectuado con el Microscopio electrónico de barrido equipado con EDAX, cuyo resultado se muestra en la Figura 14.

Figura 14

Análisis microscópico y composición del relave



Nota: Laboratorio de Microscopía de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalurgia y materiales de la UNJBG.

El alto contenido de cuarzo y alúmina hace prever una significativa influencia a la flotación de los minerales sulfu-óxidos de cobre.

Asimismo, el cobre como sulfuro no se observa (trazas), lo cual indica que está encapsulado en la piritita y en el óxido de hierro, por tanto, se tiene que someter a molienda, para liberarlo y someterlo a flotación para su concentración.

- **Análisis de distribución granulométrica**
 - Armar el “set” de mallas para el análisis de distribución; set de mallas: 30, 50, 70, 100, 140, 200, 270, 325 y ciega.
 - Colocar la muestra de mineral en el set de mallas durante 15 minutos en el Ro-tap (asegurarse el cierre superior del equipo ro-tap con la tapa de sellado).
 - Retirar del Ro-tap los tamices, pesar los retenidos en cada malla y realizar un análisis granulométrico (evitar la pérdida de muestra).
 - Determinación de Análisis Granulométrico.
- **Determinación de la gravedad específica (método de la fiola)**
 - Poner en el horno de secado a 100 °C hasta su total secado. Verificar cada 10 min el estado de la muestra, se puede utilizar varias bandejas metálicas.
 - Pesar la fiola seca.
 - Enrasar la fiola con agua y pesar.
 - Poner la fiola en el horno luego de verter el agua para su respectivo secado.
 - La muestra seca se retira en una manta de jebe, observar que no quede ningún resto de muestra en la bandeja.
 - Homogenizar 30 veces por lado (método de roleo) y cuartear las veces necesarias para obtener una muestra representativa de un

peso aproximado de 1 a 1.5 gramos (por cada cuarteo se debe volver a homogenizar la muestra).

- Añadir la muestra dentro de la fiola y pesar.
- Añadir agua a la fiola con la muestra hasta enrasar y pesar, verter el agua poco a poco agitándolo circularmente para evitar que se apelmace.
- Obtenido todos los pesos, aplicar la fórmula para determinar la gravedad específica.

Formula de G.E. método de la fiola:

$$G. E. = \frac{(Fiola + Muestra) - Fiola}{(F. Enrasada - Fiola) - ((Fiola + Muestra + Agua) - (Fiola + Muestra))} \quad [8]$$

Nota: Pesar por triplicado todos los pesos para un menor error de los datos

Determinación de la humedad

- En un ambiente natural homogenizar y cuartear 2 muestras.
- Obtener los pesos iniciales húmedos “Pi” de 100 g aproximadamente en bandejas metálicas debidamente rotuladas con tara.
- Disponer las muestras dentro de la estufa de secado a 100 °C por 4 horas.
- Retirar las muestras y anotar el peso final “Pf”, evitar contacto con agua y/o contaminación.
- Aplicar la fórmula para determinar el porcentaje de humedad.

$$\%Humedad = \frac{P_i - P_f}{P_i} * 100 \quad [9]$$

3.6.3. Molienda húmeda

- Homogenizar y cuartear la muestra seca hasta obtener el peso requerido de 914,24 g.
- Pesar la cantidad de agua requerida para molienda y descarga de molienda-flotación, ambos para obtener los porcentajes de sólidos adecuados, aplicando la siguiente formula.

$$\% Sólidos = \frac{Peso\ seco\ sólido}{Peso\ seco\ sólido + Peso\ agua} * 100 \quad [10]$$

- Colocar las bolas de molienda, mineral y agua dentro del molino, medir el pH inicial de pulpa, el collar de bolas empleados son los siguientes:

Tabla 4

Distribución de medios de molienda

Tamaño de bolas cm.	Cantidad (und)	Peso (kg)
2,54	140	3,854
3,81	67	4,408
4,128	13	2,885
7,62	3	0,85
TOTAL	223	11,997

Nota: Bolas fundidas sin tratamiento térmico.

- Tapar el molino de 20,32 cm x 35,54 cm y colocar el tiempo de molienda e iniciar (revisar el correcto bloqueo del molino).
- Posicionar el embudo de descarga y la celda de flotación para recepcionar la pulpa molida.

3.6.4. Flotación de espumas de relaves

- Medir 1 litro de agua en la piseta de reposición para limpiar las paredes de la celda.
- Al término de molienda desbloquear, posicionar, destapar, descargar y lavar el mineral molido (evitar la pérdida de mineral y agua) todo se debe disponer en la celda de flotación.
- Pesar la pulpa de flotación (con tara de la celda).
- Se procede a agitar, colocando cuidadosamente el rotor difusor dentro de la celda, accionar el impulsor a los RPM requeridos.
- Medir el pH y mV; añadir cal hasta alcanzar el pH adecuado y dosificar los reactivos necesarios para la prueba.
- El cálculo de dosificación de reactivos se aplica la siguiente formula.

$$Dosificación \mu L = \left[\frac{DP(g/t) * Peso Muestra(kg)}{\frac{1000}{Densidad Reactivo \left(\frac{g}{ml}\right)}} \right] * 1000 \quad [11]$$

DP = Dosificación en planta (g/t)

Nota: Para el PAX se reemplaza el 1000 por 100

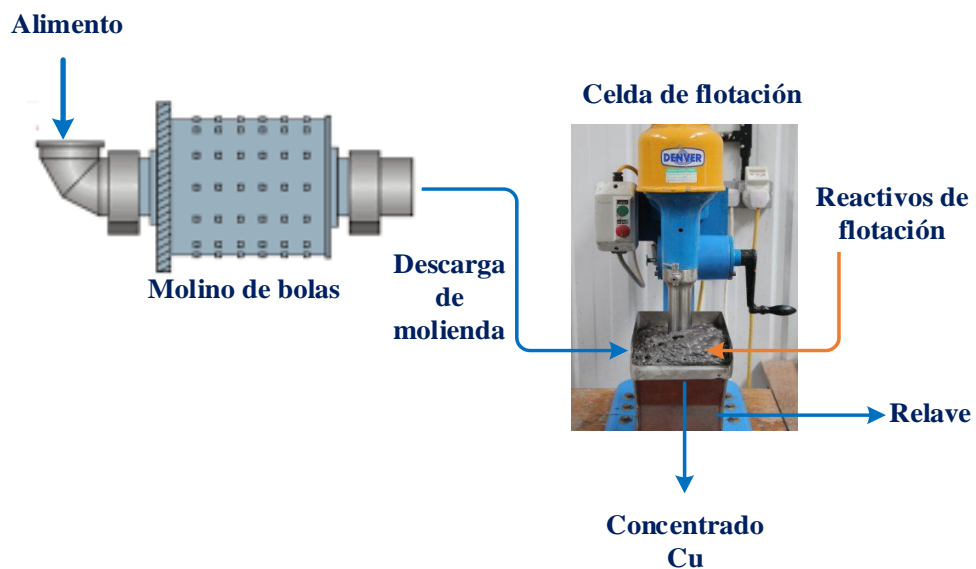
- El PAX se prepara a la concentración de 1% w/w

- Se da 2 minutos de acondicionamiento de la pulpa luego de agregar todos los reactivos.
- Iniciar la flotación, abrir el flujo de aire y frecuencia de paleteo fue de cada 10 segundos durante el tiempo de cinética de flotación los tiempos de recepción de concentrado fueron 1, 2, 4, 6, 8, 10, 12, 14 y 16 minutos.
- Se lavó las paredes de la celda, rotor y paleta cada minuto con el agua de reposición para mantener el nivel de pulpa en agitación.
- El concentrado obtenido se recibió en bandeja de papel craft soportado de una bandeja metálica para ser llevado a la estufa de secado debidamente rotulado por cada tiempo de cinética de flotación.
- Terminado el tiempo de flotación se cerró el flujo de aire y apagó el motor.
- Se levanta el sistema de agitación, para lavar el rotor, difusor y paredes de la celda para su posterior pesaje.
- Posicionar el rotor difusor en la celda con la pulpa relave, encender el motor y extraer 2 veces en la zona inferior y superior con un vaso de 100 ml, disponer la muestra de relave final en una bandeja de papel craft para su posterior secado y pesado.

- Retirar y lavar el rotor difusor de la celda para su posterior pesaje y filtrado.
- Se debe recopilar el peso inicial de pulpa, los pesos húmedos y secos por cada tiempo de cinética de flotación, la muestra de relave final, el relave final total, el agua consumida de reposición y de limpieza del rotor difusor.

Figura 15

Esquema de prueba de flotación completa.



Nota: Elaboración propia, los reactivos se dosificarán en la celda de flotación.

La Tabla 5, es un esquema general de cómo se va a presentar los datos obtenidos de cada prueba de flotación planificada para el presente estudio de investigación de reprocesamiento del relave con cobre

remanente, el cual ha resultado ser de 0,167 % Cu Total, donde parte es sulfuro y también óxido.

Tabla 5

Esquema de prueba de cinética de flotación

Tiempo	Concentrado Obtenido				Recuperación Cu	
	Peso g	Peso %	Cu %	Contenido Metálico, g	%	
					Parcial	Acum.
0	w0	%w0	% Cu. w ₀	CM0	RP.0	Rec.0
1	w1	%w1	% Cu. w ₁	CM1	RP.1	Rec.1
2	w2	%w2	% Cu. w ₂	CM2	RP.2	Rec.2
-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-
n-1	w(n-1)	%w(n-1)	%Cu. w(n-1)	CM(n-1)	RP(n-1)	Rec(n-1)
n	w(n)	%w(n)	%Cu. w(n)	CM(n)	RP(n)	Rec(n)
n+1	w(n+1)	%w(n+1)	%Cu. w(n+1)	CM(n+1)	RP(n+1)	Rec(n+1)
Cola	wc	%wc10	%Cu. wc	CMc	-	-
TOTAL	w. total	100%	%Cu. Calc.	CM.total	-	-

Nota: En la Tabla 4, de elaboración propia, se denota los siguientes términos,

- 1) $\% w = w(n) * 100 / w. total$
- 2) $\%Cu.Calc. = CM. total * 100/w.total$
- 3) $CM(n) = [w(n) * \%Cu.w(n)]/100$
- 4) $RP(n) = CM(n)/CM.total$
- 5) $Rec(n+1) = RP(n) + RP(n+1).$

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

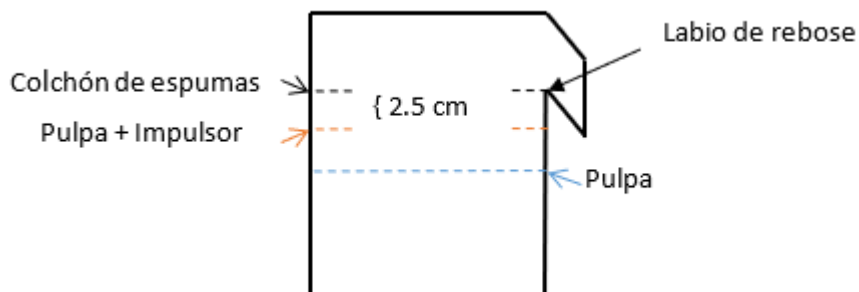
4.1 HOMOGENIZACIÓN Y CORTE DE MUESTRAS

- Cálculo de peso de muestra de relaves para prueba de flotación de espumas

Se cuantifica la cantidad en peso del agua para alcanzar los 2.5 cm de altura sobre el labio de rebose de la celda de 2 L a utilizar, incluyendo el impulsor sumergido en la celda con agua. El peso obtenido será el peso de pulpa necesario.

Figura 16

Esquema de zonas para una prueba de flotación estándar



Nota: Detalle del control de alturas de pulpa y colchón de espuma en la celda.

El cálculo de porcentaje de sólidos a emplear en flotación en base al peso experimental obtenido proporciona el peso de relave seco y agua necesarios por cada prueba. Los datos experimentales y cálculos se dan en la Tabla 6.

Tabla 6

Cantidad de mineral seco y agua para la prueba de flotación

ITEM	MASA (g)
Pulpa + Impulsor	2 260
Sólidos al 40 %	904,000
Agua al 60 %	1 356

Nota: Condiciones de operación de las pruebas experimentales.

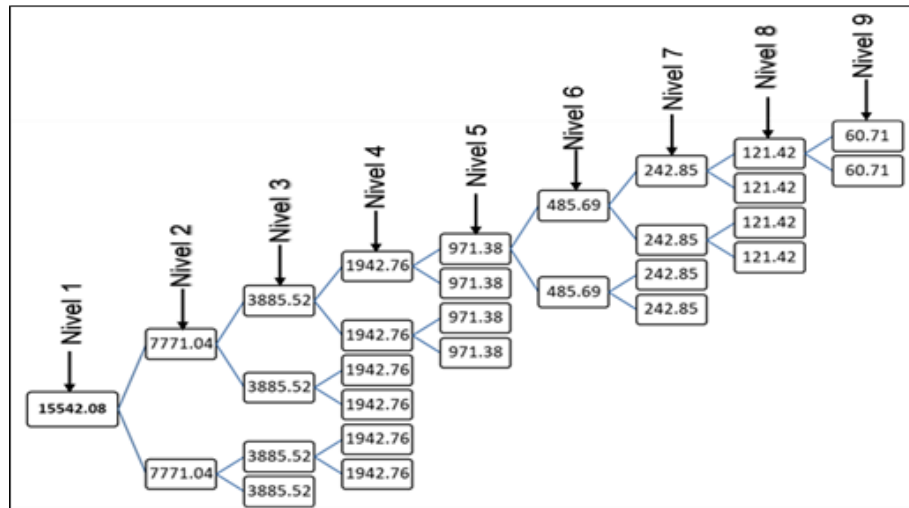
Cálculo de cortes necesarios según peso total de muestra

Al conocer experimentalmente y calculado el peso en seco de cada muestra por prueba, se procedió a realizar la homogenización y corte.

Se tuvo en cuenta en paralelo obtener el porcentaje de humedad para determinar el peso final, para lo cual, se definió el siguiente orden en los cortes realizados.

Figura 17

Esquema de cortes para muestras por cada prueba de flotación



Nota: Detalle del método probabilístico de toma de la masa de muestra, para realizar las pruebas experimentales de flotación por espumas.

Se junta los niveles 6, 7, 8 y 9, puesto que se debe completar al final con una muestra sacrificio de nivel 9 para obtener los 914,24 g de peso húmedo por muestra, al terminar el número de cortes del nivel 6, se prosigue con la combinación de niveles 7, 8 y 9 para obtener el peso necesario.

En total se obtuvieron 17 muestras de 914,24 g, de las cuales 16 muestras fueron para las pruebas de flotación por espumas y 1 muestra para la caracterización del relave.

4.2 CARACTERIZACIÓN DE RELAVE

4.2.1. Gravedad específica

Se homogenizó y extrajo 2 g de muestra para determinar la gravedad específica obteniendo los siguientes resultados, aplicando la formula [7] por el método de la fiola.

$$G.E. = \frac{(75 - 73)}{(173,7 - 73) - (174,94 - 75)} = 2,63$$

4.2.2. % Humedad

Se determinó mediante la fórmula [8] de %humedad, obteniendo el siguiente resultado.

$$\% Humedad = \frac{(100 - 98,88)}{100} \times 100 = 1,12\%$$

Teniendo como peso seco por muestra de 904 g y peso húmedo por muestra de 914,24 g del cual se tiene los cortes realizados para las pruebas.

4.2.3. Análisis de distribución granulométrica valorado

De la muestra 17 se determinó el F_{80} , y el contenido metálico del material retenido en cada tamiz, obteniendo los siguientes resultados.

Tabla 7

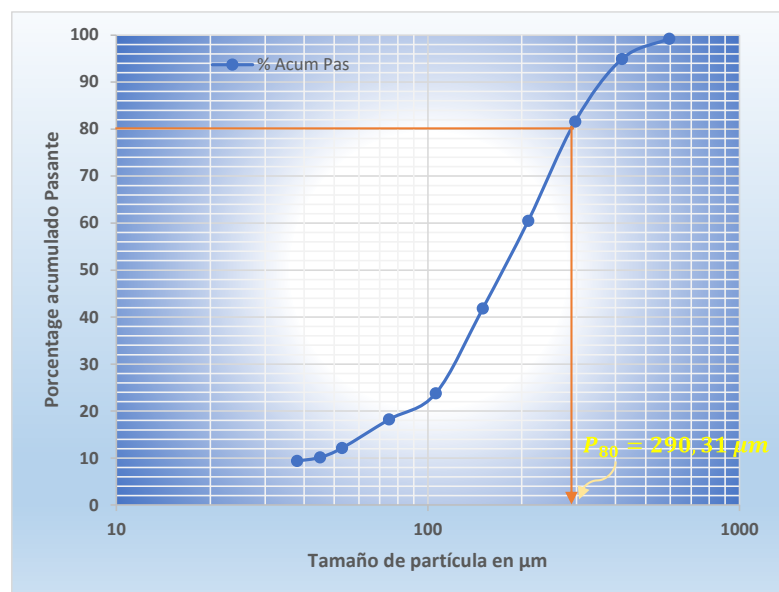
Análisis de distribución granulométrico valorado de muestra inicial

ANÁLISIS DE DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICO VALORADO								
Serie # ASTM	Abertura µm	Peso g	% Peso	% Peso Acum.	%Peso Pass	% Cu	Contenido Metálico	80% Pass µm
30	595	6,97	0,76	0,76	99,24	0,360	0,025	-
40	420	39,52	4,32	5,08	94,92	0,316	0,125	-
50	297	121,51	13,29	18,37	81,63	0,276	0,335	290,31
70	210	193,10	21,12	39,50	60,50	0,206	0,398	-
100	150	170,40	18,64	58,14	41,86	0,135	0,230	-
140	106	165,04	18,05	76,19	23,81	0,102	0,168	-
200	75	51,02	5,58	81,77	18,23	0,102	0,052	-
270	53	55,49	6,07	87,84	12,16	0,107	0,059	-
325	45	18,35	2,01	89,84	10,16	0,130	0,024	-
400	38	7,04	0,77	90,61	9,39	0,143	0,010	-
-400	-38	85,82	9,39	100,00	0,00	0,121	0,104	-
TOTAL		914,24	100,00			0,167	1,531	

Nota: El análisis granulométrico muestra un P_{80} de 290 µm.

Figura 18

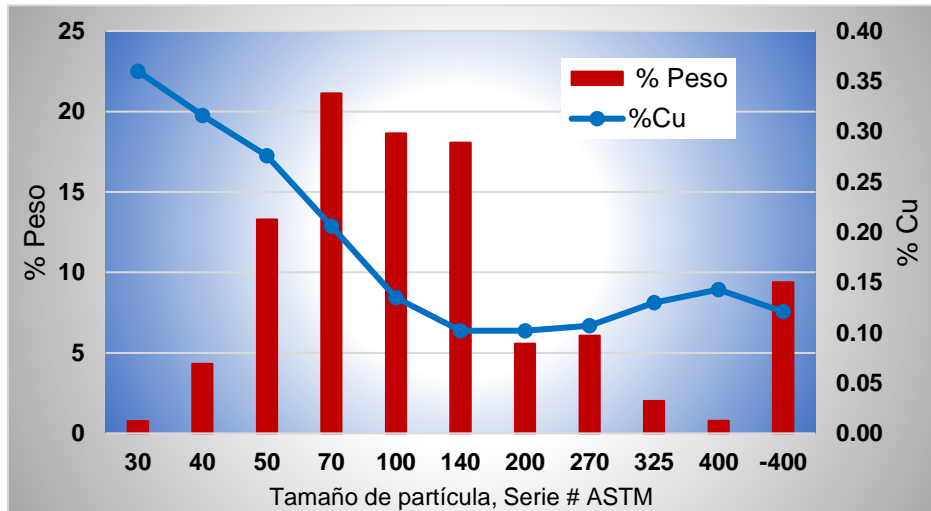
Distribución de % peso acumulado y pasante de muestra inicial



Nota: P_{80} pasante de la muestra de relave inicial es de 290,31 µm.

Figura 19

Distribución % Cu por cada tamiz



Nota: La particularidad es que muestra mayor presencia de contenido metálico de Cu en las mallas gruesas, el cual disminuye a razón de mallas inferiores.

4.3. MOLIENDA EN HÚMEDO

En la Figura 19 se puede observar que el mayor contenido metálico se distribuye en las altas granulometrías, donde el sulfuro de cobre está encapsulado y la proporción en el tamaño fino es menor a la ganga, en consecuencia, es necesario liberarlo con una molienda en húmedo a diferentes tiempos. Para el efecto, la molienda en húmedo se realizó a 65 % de sólidos con el mismo peso de muestra inicial, para determinar el agua requerida se aplicó la siguiente expresión:

$$\text{Agua (ml o g)} = \frac{914.24 \text{ g}}{0.65} - 914.24 \text{ g} = 492.28 \text{ ml o g}$$

Tabla 8*Parámetros operativos constantes de molienda*

Parámetros	Estandar	Unid.
Agitación	2500	RPM
Tiempo	200;300;400	s
G.E.	2,63	
Sólidos Molienda	65	%
Densidad de Pulpa	1674,63	g/mL
Volumen útil molino	4000	mL
% de humedad mineral	1,12	%
Peso mineral seco	904	g
Peso agua	492,28	g

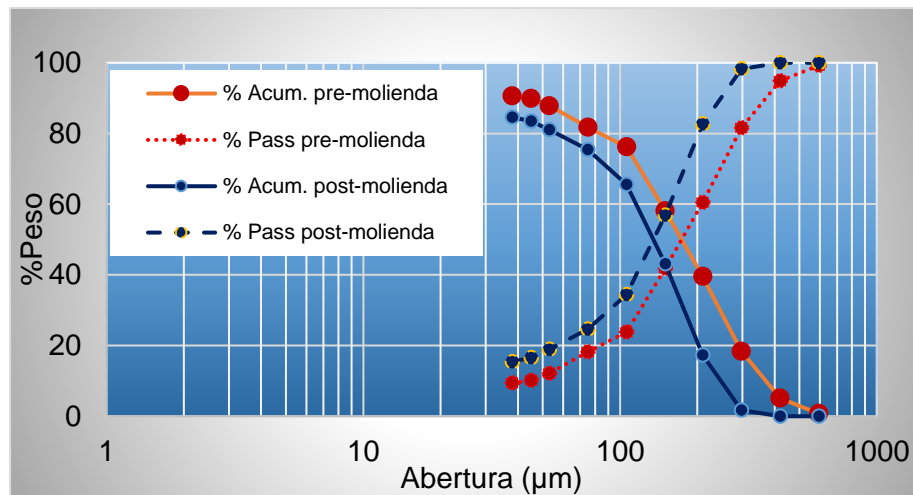
Nota: Condiciones de las constantes de la molienda en húmedo.**Tabla 9***Análisis de distribución granulométrica de molienda a 200 s*

Serie #	Abertura	Peso	%	% Peso	%Peso	80% Pass
ASTM	um	g	Peso	Acum.	Pasante	um
30	595	0,00	0,00	0,00	100,00	-
40	420	0,12	0,01	0,01	99,99	-
50	297	15,97	1,75	1,76	98,24	-
70	210	141,91	15,53	17,29	82,71	203,71
100	150	235,60	25,79	43,08	56,92	-
140	106	205,74	22,52	65,60	34,40	-
200	75	89,59	9,81	75,41	24,59	-
270	53	51,42	5,63	81,04	18,96	-
325	45	22,20	2,43	83,47	16,53	-
400	38	10,24	1,12	84,59	15,41	-
-400	-38	140,80	15,41	100,00	0,00	-
TOTAL		913,59	100,00			

Nota: Elaboración propia.

Figura 20

Comparativa % acumulado y pasante a 200 s.



Nota: Elaboración propia.

Tabla 10

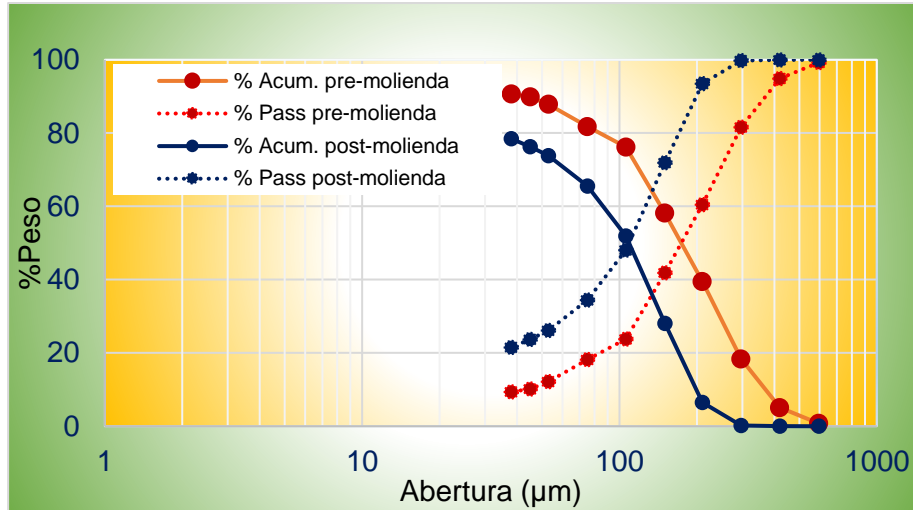
Análisis de distribución granulométrica de molienda a 300 s

Serie # ASTM	Abertura um	Peso g	% Peso	% Peso Acum.	%Peso Pasante	80% Pass um
30	595	0,00	0,00	0,00	100,00	-
40	420	0,06	0,01	0,01	99,99	-
50	297	1,71	0,19	0,19	99,81	-
70	210	57,53	6,30	6,49	93,51	172,47
100	150	197,21	21,59	28,09	71,91	-
140	106	217,77	23,85	51,93	48,07	-
200	75	124,15	13,59	65,53	34,47	-
270	53	75,61	8,28	73,81	26,19	-
325	45	22,61	2,48	76,28	23,72	-
400	38	19,76	2,16	78,45	21,55	-
-400	-38	196,85	21,55	100,00	0,00	-
TOTAL		913,27	100,00			

Nota: Elaboración propia.

Figura 21

Comparativa % acumulado y pasante a 300 s



Nota: Resultado granulométrico antes y después de la prueba en función del tiempo.

Tabla 11

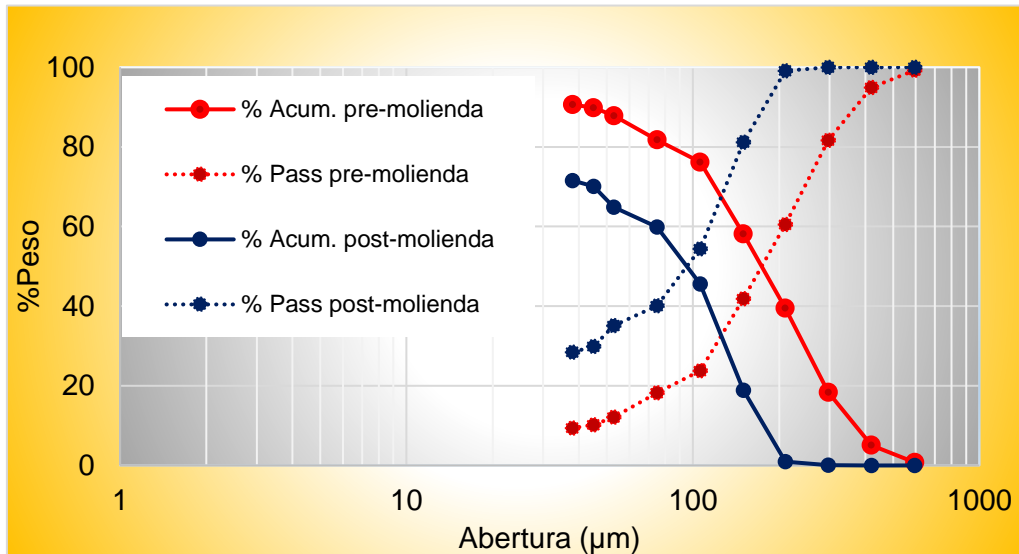
Análisis de distribución granulométrica de molienda a 400 s

Serie # ASTM	Abertura um	Peso g	% Peso	% Peso Acum.	%Peso Pasante	80% Pass um
30	595	0,00	0,00	0,00	100,00	-
40	420	0,11	0,01	0,01	99,99	-
50	297	0,17	0,02	0,03	99,97	-
70	210	8,11	0,89	0,92	99,08	-
100	150	163,91	17,94	18,86	81,14	148,12
140	106	244,29	26,74	45,60	54,40	-
200	75	130,29	14,26	59,86	40,14	-
270	53	45,77	5,01	64,87	35,13	-
325	45	47,94	5,25	70,12	29,88	-
400	38	13,13	1,44	71,56	28,44	-
-400	-38	259,84	28,44	100,00	0,00	-
TOTAL		913,56	100,00			

Nota: Elaboración propia.

Figura 22

Comparativa % acumulado y pasante a 400 s



Nota: Sistema de molienda comparativa de retenido y pasante del producto.

4.4. MOLIENDA EN HÚMEDO EN FUNCIÓN DEL TIEMPO

Con la finalidad de encontrar el grado de molienda que refleje el mejor grado de liberación del mineral valioso, se llevó a cabo con muestras que tienen el mismo peso inicial y a tiempos de 200, 300 y 400 segundos, cuyos resultados se resumen en la Tabla 12.

Tabla 12

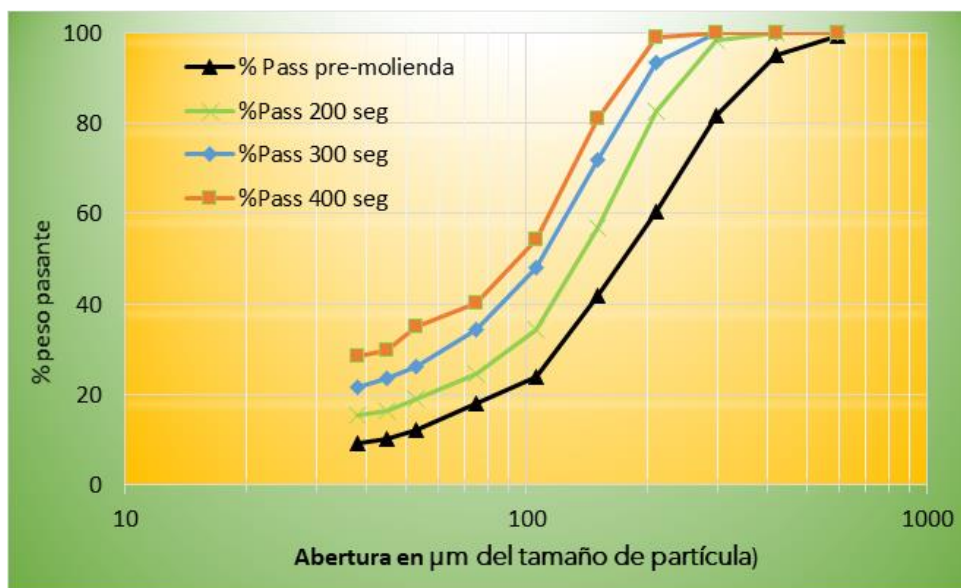
Resumen resultados de moliendas realizadas.

Tiempo Molienda, s	P ₈₀ , µm	Razón de Molienda
0	290,31	1,00
200	203,71	1,43
300	172,47	1,68
400	148,12	1,96

Nota: Elaboración propia, la razón de molienda nos brinda la cantidad de veces reducido.

Figura 23

Resumen comparativo de % pasante de moliendas realizadas



Nota: Reducción de tamaño correlativo por tamiz en función al tiempo de molienda.

4.5. FLOTACIÓN DE ESPUMAS

Para evaluar el tiempo de molienda y la recuperación del mineral valioso en función del tiempo, se efectuó pruebas de molienda y flotación.

Se realizó inicialmente los cálculos y características operacionales que tendrían las pruebas de flotación por espumas, considerando que en molienda se encuentra al 65 % sólidos, siendo las siguientes.

Las condiciones experimentales de las pruebas de flotación se muestran en la Tabla 13. Para el efecto, en esta oportunidad se procedió a evaluar en función de la cinética y su modelación.

Tabla 13*Constantes experimentales en prueba de flotación*

Parámetros	Estándar	Unid.
Agitación	2500	RPM
Flujo de aire	10	L/min
Tiempo flot.	16	min
pH	9,5	
G.E.	2,63	
Sólidos Flotación	40	%
Densidad de Pulpa	1329,63	g/L
Vol. útil celda	1700	mL
% Humedad mineral	1,12	%
Peso mineral seco	904	g
Peso agua	878,85	g

Nota: Elaboración propia.**Tabla 14***Dosificación de reactivos de flotación*

Reactivos	Nombre	G.E.	Estándar	
			g/t	mL
Colector Primario	S-11575	0,936	14,0	13,5
Colector Secundario	Z-6	0,5	9,5	1,5
Espumante	Aero 68	0,99	10,0	9,1

Nota: El colector secundario (Z-6 o PAX) se dosifica en mL.

Para la primera prueba exploratoria y determinar el tiempo máximo, así como el comportamiento y características por lo cual se programó un tiempo de 40 minutos de flotación. Los resultados se muestran en la Tabla 15.

Tabla 15

Prueba 1, cinética de flotación

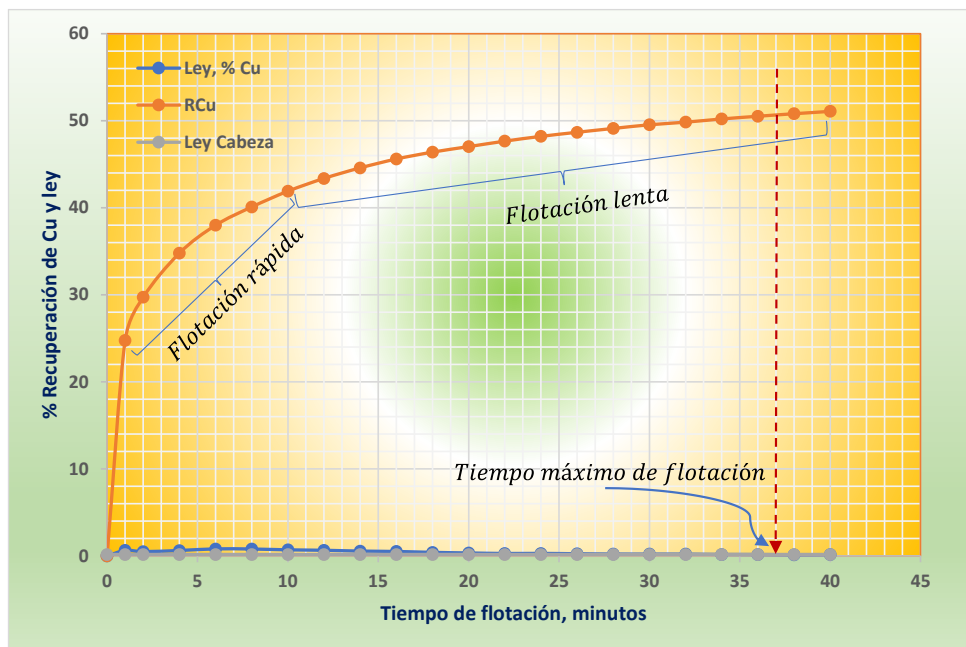
Tiempo min	Concentrado				Recuperación Cu %		Eficiencia Separación %	
	Peso g	Peso %	Cu %	Contenido Metálico g	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	57,30	6,34	0,641	0,367	24,77	24,77	18,52	18,52
2	14,50	1,61	0,506	0,073	4,95	29,72	4,57	23,09
4	11,90	1,32	0,632	0,075	5,07	34,79	5,35	28,43
6	5,80	0,64	0,817	0,047	3,20	37,99	3,82	32,25
8	3,90	0,43	0,801	0,031	2,11	40,09	2,64	34,89
10	3,80	0,42	0,706	0,027	1,81	41,90	2,29	37,18
12	3,30	0,37	0,657	0,022	1,46	43,37	1,89	39,07
14	3,20	0,35	0,563	0,018	1,22	44,58	1,56	40,63
16	2,90	0,32	0,520	0,015	1,02	45,60	1,31	41,94
18	2,80	0,31	0,417	0,012	0,79	46,39	0,97	42,91
20	2,70	0,30	0,351	0,009	0,64	47,02	0,75	43,66
22	3,20	0,35	0,290	0,009	0,63	47,65	0,68	44,34
24	2,70	0,30	0,301	0,008	0,55	48,20	0,62	44,96
26	2,70	0,30	0,259	0,007	0,47	48,67	0,49	45,45
28	2,90	0,32	0,227	0,007	0,44	49,11	0,43	45,88
30	2,80	0,31	0,219	0,006	0,41	49,53	0,39	46,27
32	2,10	0,23	0,216	0,005	0,31	49,83	0,29	46,56
34	3,00	0,33	0,179	0,005	0,36	50,20	0,29	46,85
36	2,70	0,30	0,171	0,005	0,31	50,51	0,24	47,08
38	3,00	0,33	0,147	0,004	0,30	50,80	0,18	47,26
40	2,50	0,28	0,158	0,004	0,27	51,07	0,18	47,45
Cola	763,68	84,54	0,095	0,725				
TOTAL	903,38	100,00	0,164	1,483				

Nota: Muestra la recuperación y eficiencia de separación del cobre y su relación.

Con los datos de la Tabla 15, se obtiene la Figura 24, la cual permite estimar el tiempo máximo de flotación, en el punto donde se cortan la curva de las leyes parciales y la línea de la ley de cabeza.

Figura 24

Gráfica de prueba 1 cinética de flotación



Nota: La curva muestra dos tramos de flotación rápida y lenta.

La Figura 24 muestra que la flotación en los 10 primeros minutos es rápida, luego se hace lenta y haciendo uso del primer criterio de Agar, se estima un tiempo máximo de flotación de 37 minutos, el cual operativamente es impracticable por el factor costo-beneficio. El modelo cinético que permite evaluar este aspecto es el modelo cinético de Kelsall

modificado (Jowett, 1974) que en este caso responde a la siguiente expresión.

$$R_t = 47,3 * [0,5 * (1 - \exp(-0,419 * t)) + (1 - 0,5) * (1 - \exp(-0,419 * t))]$$

Con los datos de la Tabla 15 se construye la Tabla 16 que permite evaluar 4 modelos que hoy en día más se usan en flotación de minerales, para evaluar la cinética que es indicador metalúrgico de importancia.

Tabla 16

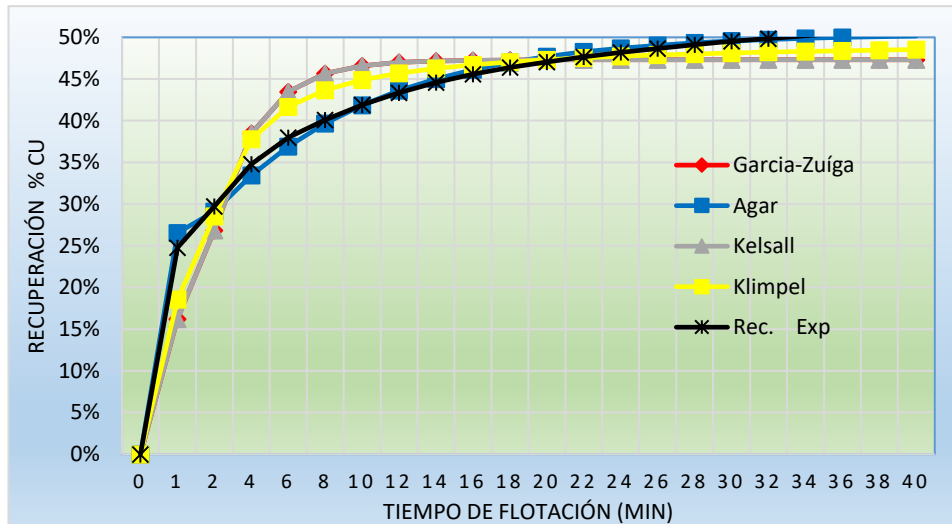
Recuperaciones por modelos cinéticos

Tiempo min	% peso	Garcia-Zuñiga	Agar	Kelsall	Klimpel
0	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
1	24,77%	16,21%	26,54%	16,21%	18,58%
2	29,72%	26,86%	29,11%	26,86%	28,55%
4	34,79%	38,47%	33,46%	38,47%	37,78%
6	37,99%	43,49%	36,92%	43,49%	41,65%
8	40,09%	45,66%	39,68%	45,66%	43,67%
10	41,90%	46,59%	41,87%	46,59%	44,89%
12	43,37%	47,00%	43,62%	47,00%	45,70%
14	44,58%	47,17%	45,01%	47,17%	46,28%
16	45,60%	47,25%	46,11%	47,25%	46,71%
18	46,39%	47,28%	47,00%	47,28%	47,05%
20	47,02%	47,30%	47,70%	47,30%	47,32%
22	47,65%	47,30%	48,26%	47,30%	47,54%
24	48,20%	47,31%	48,70%	47,31%	47,73%
26	48,67%	47,31%	49,05%	47,31%	47,88%
28	49,11%	47,31%	49,34%	47,31%	48,02%
30	49,53%	47,31%	49,56%	47,31%	48,13%
32	49,83%	47,31%	49,74%	47,31%	48,24%
34	50,20%	47,31%	49,88%	47,31%	48,33%
36	50,51%	47,31%	50,00%	47,31%	48,41%
38	50,80%	47,31%	50,09%	47,31%	48,48%
40	51,07%	47,31%	50,16%	47,31%	48,54%

Nota: El modelo con mejor ajuste y menor error para desarrollar es Agar.

Figura 25

Comparativa de recuperación por modelos cinéticos



Nota: Se denota el tiempo en cual la curva se hace asintótica para cada modelo.

En la Figura 25 se nota que al aplicar estos cuatro modelos se puede ver que la flotación está fuertemente afectada por muchos factores relacionados con el mineral flotado, como la ley o grado, el grado de liberación, las propiedades de superficie, etc., denotados en los parámetros de cada modelo cinético, tal como se muestra en la Tabla 17.

Tabla 17

Resumen de parámetros de modelos de cinética de flotación

Ecuación	Formula	Variables					
		R_{∞}	k	θ	K1	K2	φ
Garcia-Zuñiga	$R_t = R_{\infty}(1 - e^{-kt})$	0,4731	0,4195	-	-	-	-
Agar	$R_t = R_{\infty}(1 - e^{-k(t+\theta)})$	0,5044	0,1140	5,5519	-	-	-
Kelsall	$R_t = R_{\infty}[\varphi(1 - \exp(-k_1t)) + (1 - \varphi)(1 - \exp(-k_2t))]$	0,4731	-	-	0,4195	0,4195	0,5000
Klimpel	$R_t = R_{\infty}\left(1 - \frac{1}{k\tau}(1 - e^{-k\tau})\right)$	0,4976	1,0209	-	-	-	-

Nota: Valores obtenidos de las variables por cada modelo cinético considerado.

En la Tabla 17 se puede observar que el modelo de Agar proporciona el mayor valor de recuperación máxima (R_{∞}) que con la ayuda de la herramienta Solver de Microsoft Excel, se determinó un tiempo óptimo de flotación de 15,83 minutos, por ende, las pruebas se corrieron a un tiempo de flotación de 16 minutos.

Tabla 18

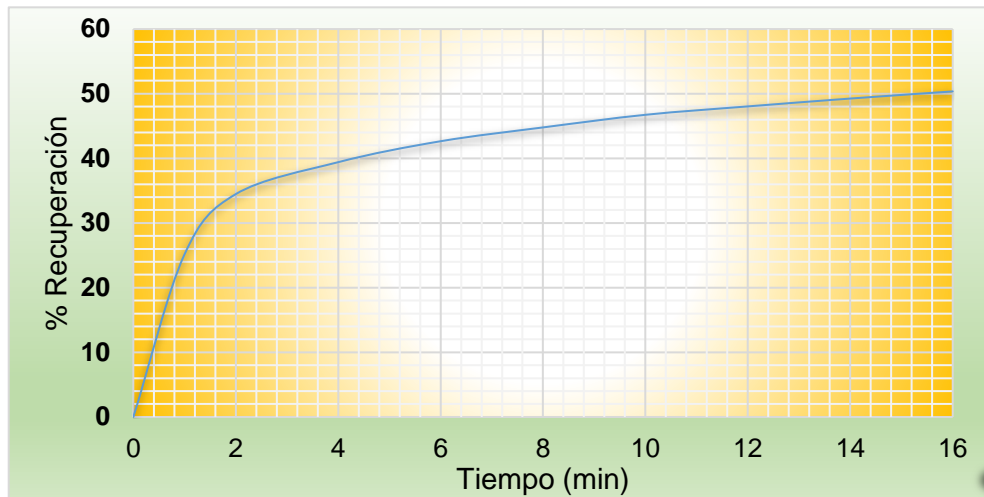
Prueba 2 estandar

Tiempo min	Concentrado				Recuperación		Eficiencia	
	Peso	Peso	Cu	Contenido	Cu %		Separación %	
	g	%	%	Metálico g	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	55,40	6,13	0,659	0,365	25,16	25,16	19,11	19,11
2	15,30	1,69	0,883	0,135	9,31	34,47	10,02	29,13
4	9,50	1,05	0,755	0,072	4,94	39,41	5,92	35,05
6	6,40	0,71	0,734	0,047	3,24	42,65	4,17	39,23
8	4,30	0,48	0,721	0,031	2,14	44,79	2,90	42,13
10	3,70	0,41	0,766	0,028	1,95	46,74	2,78	44,91
12	2,70	0,30	0,698	0,019	1,30	48,04	1,89	46,80
14	2,90	0,32	0,607	0,018	1,21	49,25	1,77	48,56
16	2,60	0,29	0,618	0,016	1,11	50,36	1,66	50,22
Cola	800,38	88,62	0,090	0,720				
TOTAL	903,18	100,00	0,161	1,451				

Nota: Elaboración propia.

Figura 26

Gráfica de prueba 2.



Nota: Presenta una cinética de recuperación lenta y progresiva.

Tabla 19

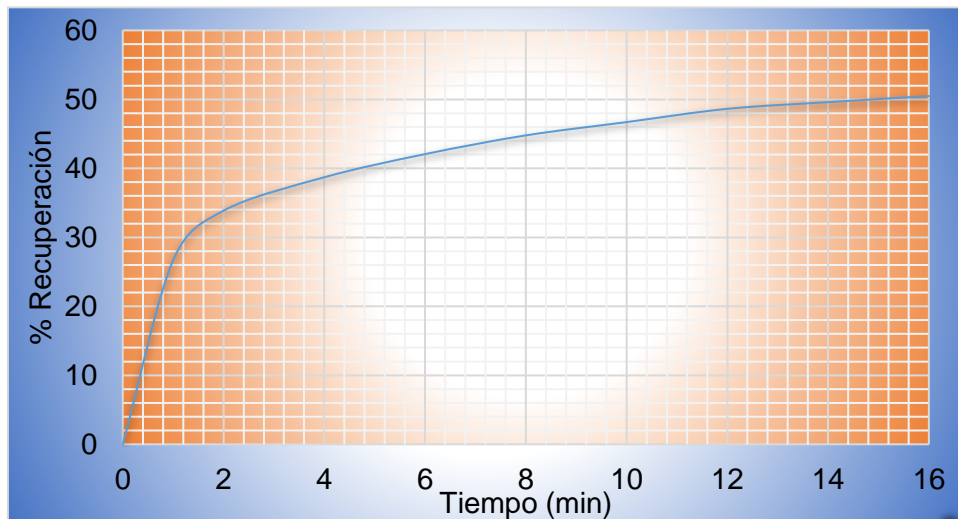
Prueba 3 estandar

Tiempo min	Concentrado				Recuperación		Eficiencia	
	Peso	Peso	Cu	Contenido	Cu %		Separación %	
	g	%	%	Metálico g	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	55,90	6,19	0,689	0,385	26,69	26,69	20,59	20,59
2	15,30	1,69	0,677	0,104	7,18	33,87	7,52	28,11
4	11,15	1,23	0,627	0,070	4,84	38,71	5,53	33,64
6	6,50	0,72	0,745	0,048	3,36	42,07	4,27	37,91
8	5,46	0,60	0,718	0,039	2,72	44,78	3,63	41,55
10	5,09	0,56	0,547	0,028	1,93	46,71	2,57	44,12
12	4,80	0,53	0,578	0,028	1,92	48,63	2,69	46,81
14	2,60	0,29	0,536	0,014	0,97	49,60	1,38	48,19
16	2,50	0,28	0,512	0,013	0,89	50,49	1,28	49,46
Cola	793,94	87,90	0,090	0,715				
TOTAL	903,24	100,00	0,160	1,443				

Nota: Elaboración propia.

Figura 27

Gráfica de prueba 3.



Nota: Presenta similar característica a la prueba 2.

Tabla 20

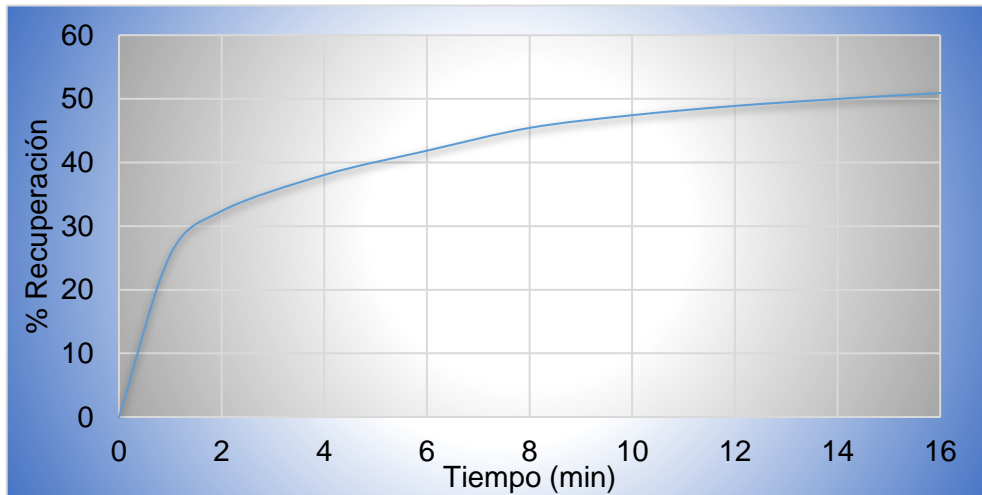
Prueba 4 estandar

Tiempo min	Concentrado				Recuperación		Eficiencia	
	Peso g	Peso %	Cu %	Contenido Metálico g	Cu % Parcial	Acum.	Separación % Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	52,95	5,86	0,692	0,366	25,50	25,50	19,73	19,73
2	14,64	1,62	0,673	0,099	6,86	32,36	7,07	26,80
4	12,92	1,43	0,631	0,082	5,67	38,04	6,35	33,15
6	8,64	0,96	0,634	0,055	3,81	41,85	4,66	37,82
8	7,42	0,82	0,694	0,051	3,58	45,43	4,75	42,56
10	5,20	0,58	0,551	0,029	1,99	47,43	2,70	45,26
12	3,50	0,39	0,598	0,021	1,46	48,88	2,08	47,34
14	2,90	0,32	0,542	0,016	1,09	49,98	1,57	48,91
16	2,60	0,29	0,519	0,013	0,94	50,92	1,37	50,28
Cola	792,34	87,73	0,089	0,705				
TOTAL	903,11	100,00	0,159	1,437				

Nota: Elaboración propia.

Figura 28

Gráfica de prueba 4

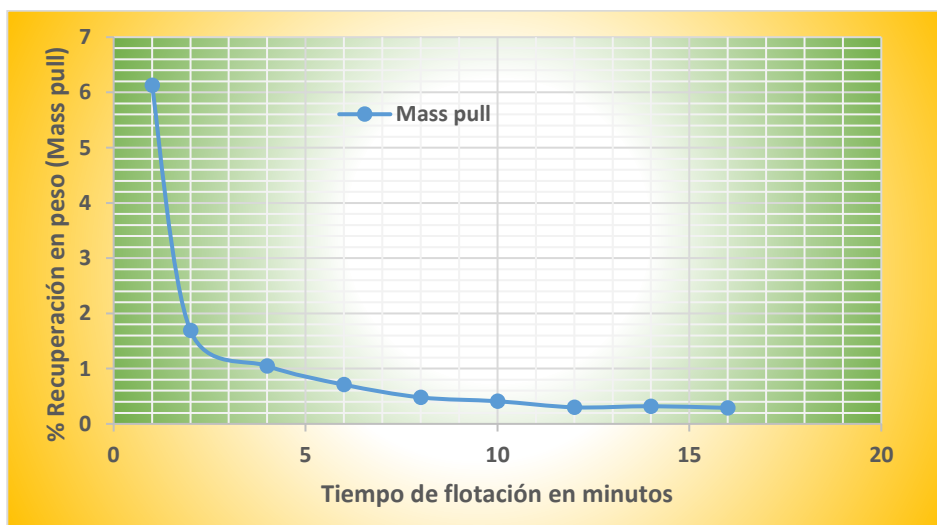


Nota: presenta similar característica a la prueba 2 y 3.

Utilizando el indicador metalúrgico (Rw, mass pull) y con los datos de la prueba 2 estándar (Tabla 18) se obtiene la Figura 29.

Figura 29

Porcentaje de recuperación en peso (Mass Pull)



Nota: Indicador metalúrgico Rw.

Se puede notar que existe similitud con los resultados de las pruebas 3 y 4. En esta prueba se puede notar que el mineral flotado representa el 11,38 % de la muestra, lo que indica que los colectores deben también ajustarse para disminuir este valor y poder elevar el grado de enriquecimiento del concentrado.

Para evaluar la calidad del relave de estas pruebas de flotación, se realizó las pruebas por triplicado sin molienda para poder establecer la base exploratoria y definir las variables predominantes para aumentar la recuperación y cinética. Para determinar la existencia no recuperada de contenido metálico de cobre en las mallas gruesas de la cola se hizo un análisis de distribución granulométrica valorada y sea posible su cuantificación, obteniendo los resultados que se muestran en la Tabla 21.

Tabla 21

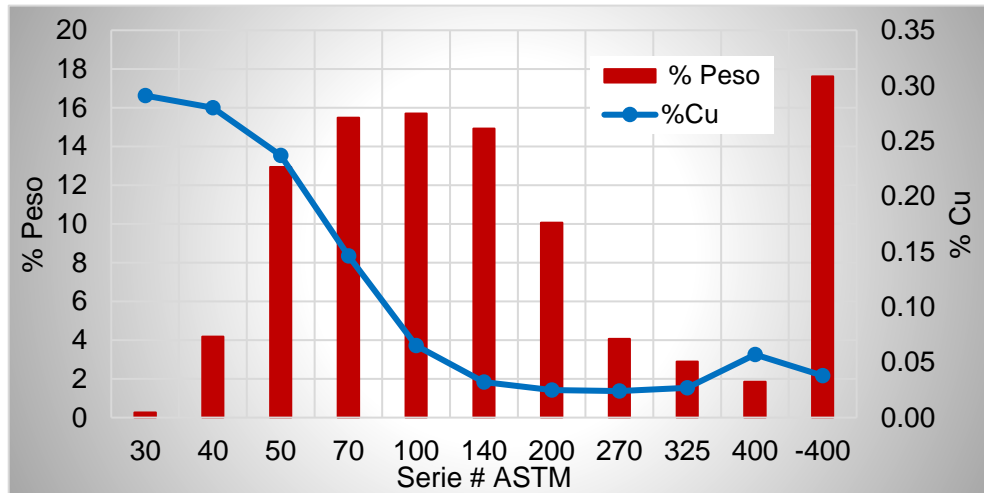
Análisis de distribución granulométrica valorado de cola de prueba 4

Serie # ASTM	Abertura um	Peso g	% Peso	% Peso Acum.	%Peso Pasante	%Cu	Contenido Metálico	80 % Pas μm
30	595	2,12	0,27	0,27	99,73	0,291	0,006	-
40	420	33,13	4,19	4,46	95,54	0,280	0,093	-
50	297	102,40	12,95	17,40	82,60	0,237	0,243	282,40
70	210	122,44	15,48	32,88	67,12	0,146	0,179	-
100	150	124,16	15,70	48,58	51,42	0,065	0,081	-
140	106	118,02	14,92	63,50	36,50	0,032	0,038	-
200	75	79,66	10,07	73,57	26,43	0,025	0,020	-
270	53	32,11	4,06	77,63	22,37	0,024	0,008	-
325	45	22,93	2,90	80,53	19,47	0,027	0,006	-
400	38	14,66	1,85	82,38	17,62	0,057	0,008	-
-400	-38	139,37	17,62	100,00	0,00	0,038	0,053	-
		791,00	100,00			0,093	0,73	

Nota: Elaboración propia.

Figura 30

Gráfica de %Cu y % Peso retenido por tamiz en cola de prueba 4



Nota: Presenta similar característica a la prueba 2 y 3.

Se observa la presencia de gran contenido metálico no recuperado en las mallas gruesas, las cuales inducen a una liberación por molienda húmeda o aumentar la capacidad iónica polar para hidrofobizar y poder ser recuperado.

Se puede notar, además, que el relave para ser reprocesado se requiere una molienda fina, que solo la proporcionan los molinos agitados sobre todo en el procesamiento posterior en términos de requisitos de energía, distribución del tamaño de las partículas, liberación de minerales y tasas de rotura de minerales, a fin de que se pueda lograr una adecuada recuperación del mineral de valor remanente, al utilizar el proceso de flotación de espumas.

Tabla 22*Prueba 5 con 10% de aumento de colector primario*

Tiempo min	Concentrado				Recuperación		Eficiencia	
	Peso g	Peso %	Cu %	Contenido Metálico g	Parcial Cu %	Acum.	Parcial Separación %	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	53,94	5,97	0,723	0,390	26,32	26,32	20,44	20,44
2	14,97	1,66	0,709	0,106	7,16	33,48	7,51	27,95
4	10,45	1,16	0,681	0,071	4,80	38,28	5,53	33,48
6	9,64	1,07	0,629	0,061	4,09	42,37	5,00	38,48
8	8,20	0,91	0,678	0,056	3,75	46,13	4,98	43,46
10	5,50	0,61	0,560	0,031	2,08	48,20	2,84	46,30
12	5,20	0,58	0,572	0,030	2,01	50,21	2,87	49,16
14	2,70	0,30	0,539	0,015	0,98	51,19	1,44	50,61
16	2,30	0,25	0,521	0,012	0,81	52,00	1,20	51,81
Cola	790,30	87,50	0,090	0,711				
TOTAL	903,20	100,00	0,164	1,482				

Nota: Elaboración propia.

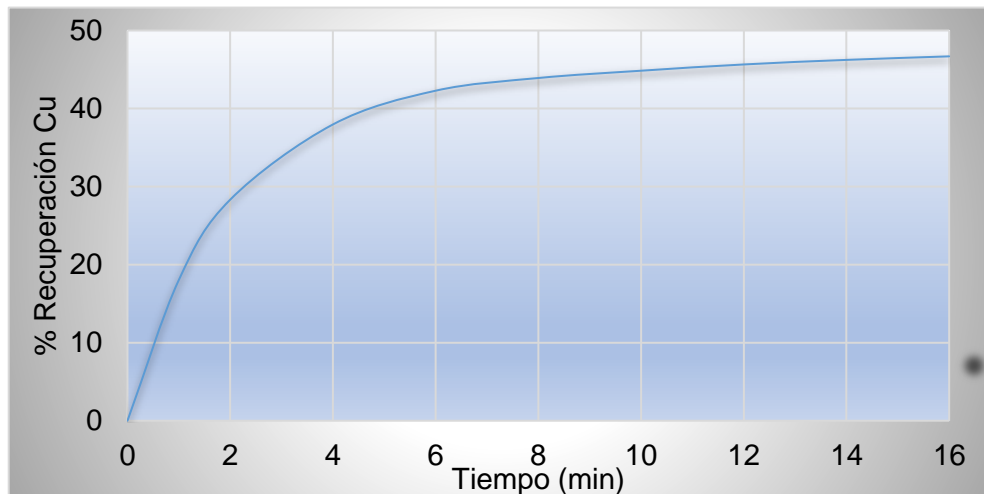
Figura 31*Gráfica de prueba 5 con 10% de aumento de colector primario*

Nota: Existe un aumento en la recuperación en 2% y ligera mejora en la cinética.

Tabla 23*Prueba 6 con 20% de aumento de colector primario*

Tiempo min	Concentrado				Recuperación Cu %		Eficiencia Separación %	
	Peso g	Peso %	Cu %	Contenido Metálico g	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	29,40	3,26	0,849	0,250	18,03	18,03	14,84	14,84
2	16,80	1,86	0,848	0,142	10,29	28,32	10,33	25,17
4	15,40	1,71	0,866	0,133	9,63	37,96	11,09	36,25
6	7,80	0,86	0,768	0,060	4,33	42,29	5,65	41,91
8	3,60	0,40	0,626	0,023	1,63	43,91	2,21	44,12
10	2,60	0,29	0,497	0,013	0,93	44,85	1,25	45,36
12	2,80	0,31	0,397	0,011	0,80	45,65	1,03	46,39
14	2,40	0,27	0,337	0,008	0,58	46,23	0,72	47,11
16	2,30	0,25	0,272	0,006	0,45	46,69	0,51	47,62
Cola	820,01	90,80	0,090	0,738				
TOTAL	903,11	100,00	0,153	1,384				

Nota: Elaboración propia.

Figura 32*Gráfica de prueba 6 con 20% de aumento de colector primario*

Nota: Elaboración propia, disminuye la recuperación por exceso de colector siendo perjudicial.

Se descarta la mejora al mayor hidrofobizar y requiere una liberación del contenido metálico de cobre.

Tabla 24

Prueba 7 con 200 s. de molienda.

Tiempo min	Concentrado				Recuperación Cu %		Eficiencia Separación %	
	Peso g	Peso %	Cu %	Contenido Metálico g	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	60,30	6,68	0,905	0,546	34,69	34,69	28,15	28,15
2	17,10	1,89	0,914	0,156	9,93	44,62	12,34	40,50
4	18,70	2,07	0,964	0,180	11,46	56,08	16,90	57,39
6	8,00	0,89	0,996	0,080	5,06	61,14	9,44	66,84
8	4,10	0,45	0,923	0,038	2,41	63,55	5,03	71,87
10	1,60	0,18	0,880	0,014	0,89	64,44	1,99	73,86
12	3,50	0,39	0,745	0,026	1,66	66,10	3,71	77,57
14	2,00	0,22	0,713	0,014	0,91	67,01	2,12	79,69
16	1,40	0,15	0,558	0,008	0,50	67,50	1,16	80,85
Cola	786,58	87,08	0,065	0,511				
TOTAL	903,28	100,00	0,174	1,573				

Nota: Elaboración propia.

Figura 33

Gráfica de prueba 7 con 200 s. de molienda



Nota: Elaboración propia, es significativa la mayor recuperación y cinética debido a la liberación.

Tabla 25*Prueba 8 con 300 s. de molienda*

Tiempo min	Concentrado				Recuperación Cu %		Eficiencia Separación %	
	Peso g	Peso %	Cu %	Contenido Metálico g	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	85,30	9,45	0,864	0,737	40,77	40,77	31,51	31,51
2	27,80	3,08	0,861	0,239	13,24	54,01	17,23	48,74
4	18,10	2,00	0,720	0,130	7,21	61,22	11,75	60,49
6	10,40	1,15	0,710	0,074	4,09	65,31	7,87	68,36
8	8,20	0,91	0,649	0,053	2,94	68,25	6,26	74,63
10	3,60	0,40	0,658	0,024	1,31	69,56	3,05	77,68
12	2,30	0,25	0,480	0,011	0,61	70,17	1,41	79,09
14	1,10	0,12	0,440	0,005	0,27	70,44	0,62	79,71
16	1,20	0,13	0,438	0,005	0,29	70,73	0,68	80,39
Cola	745,09	82,50	0,071	0,529				
TOTAL	903,09	100,00	0,200	1,808				

Nota: Elaboración propia.

Figura 34*Gráfica de prueba 8 con 300 s. de molienda*

Nota: Elaboración propia, aumenta la recuperación y cinética debido a la liberación a comparación de la prueba 7.

Tabla 26*Prueba 9 con 400 s. de molienda*

Tiempo min	Concentrado				Recuperación		Eficiencia	
	Peso g	Peso %	Cu %	Contenido Metálico g	Cu %		Separación %	
					Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	88,90	9,84	0,729	0,648	39,73	39,73	30,04	30,04
2	29,40	3,26	0,763	0,224	13,75	53,48	17,38	47,42
4	18,20	2,02	1,056	0,192	11,78	65,27	20,05	67,47
6	8,10	0,90	1,029	0,083	5,11	70,37	11,62	79,09
8	4,90	0,54	0,787	0,039	2,36	72,74	6,17	85,26
10	4,50	0,50	0,556	0,025	1,53	74,27	4,20	89,47
12	3,60	0,40	0,402	0,014	0,89	75,16	2,47	91,93
14	3,20	0,35	0,349	0,011	0,68	75,84	1,92	93,86
16	4,00	0,44	0,251	0,010	0,62	76,46	1,65	95,51
Cola	738,42	81,75	0,052	0,384				
TOTAL	903,22	100,00	0,181	1,631				

Nota: Elaboración propia.

Figura 35*Gráfica de prueba 9 con 400 s. de molienda*

Nota: Nótese el aumento de la recuperación y cinética debido a la liberación a comparación de la prueba 8.

Tabla 27

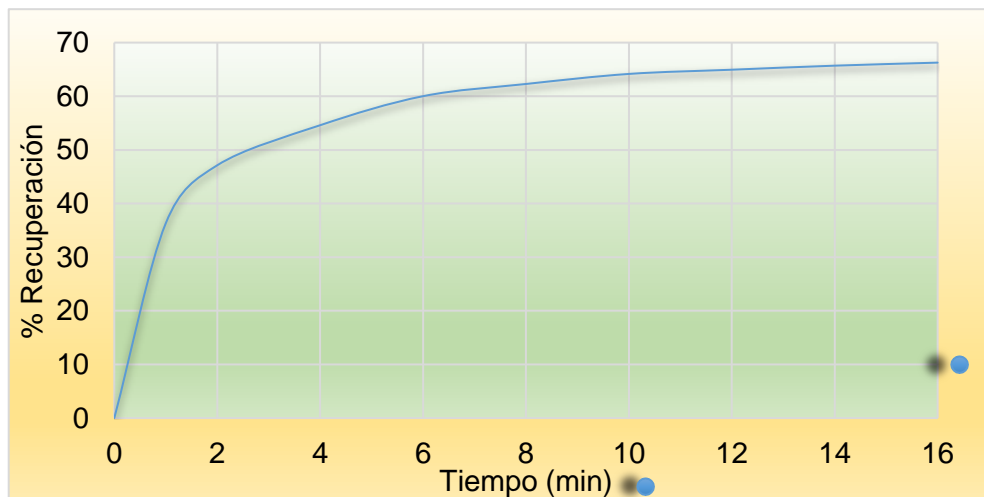
Prueba 10 con 200 s. de molienda

Tiempo min	Concentrado				Recuperación		Eficiencia	
	Peso	Peso	Cu	Contenido	Cu %		Separación %	
	g	%	%	Metálico g	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	68,90	7,63	0,813	0,560	36,30	36,30	28,81	28,81
2	22,10	2,45	0,756	0,167	10,83	47,12	13,30	42,11
4	15,70	1,74	0,734	0,115	7,47	54,59	10,99	53,10
6	10,70	1,18	0,782	0,084	5,42	60,01	9,37	62,47
8	4,60	0,51	0,762	0,035	2,27	62,28	4,44	66,91
10	5,30	0,59	0,546	0,029	1,88	64,16	3,72	70,63
12	3,00	0,33	0,404	0,012	0,79	64,95	1,55	72,19
14	4,00	0,44	0,291	0,012	0,75	65,70	1,40	73,59
16	3,20	0,35	0,273	0,009	0,57	66,27	1,05	74,64
Cola	765,59	84,77	0,068	0,521				
TOTAL	903,09	100,00	0,171	1,543				

Nota: Elaboración propia.

Figura 36

Gráfica de prueba 10 con 200 s. de molienda



Nota: Presenta similar recuperación y cinética como duplicado de la prueba 7.

Tabla 28*Prueba 11 con 200 s. de molienda y pH 10.5.*

Tiempo min	Concentrado				Recuperación		Eficiencia	
	Peso g	Peso %	Cu %	Contenido Metálico g	Parcial Cu %	Acum. Cu %	Parcial Separación %	Acum. Separación %
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	71,30	7,89	0,808	0,576	37,26	37,26	29,51	29,51
2	20,70	2,29	0,897	0,186	12,01	49,27	15,39	44,90
4	13,20	1,46	0,866	0,114	7,39	56,66	11,66	56,57
6	5,90	0,65	0,839	0,050	3,20	59,87	5,89	62,45
8	4,00	0,44	0,659	0,026	1,70	61,57	3,29	65,74
10	3,40	0,38	0,536	0,018	1,18	62,75	2,30	68,05
12	3,20	0,35	0,406	0,013	0,84	63,59	1,61	69,66
14	3,40	0,38	0,345	0,012	0,76	64,35	1,43	71,09
16	3,00	0,33	0,286	0,009	0,55	64,90	1,01	72,10
Cola	775,20	85,82	0,070	0,543				
TOTAL	903,30	100,00	0,171	1,546				

Nota: Elaboración propia.

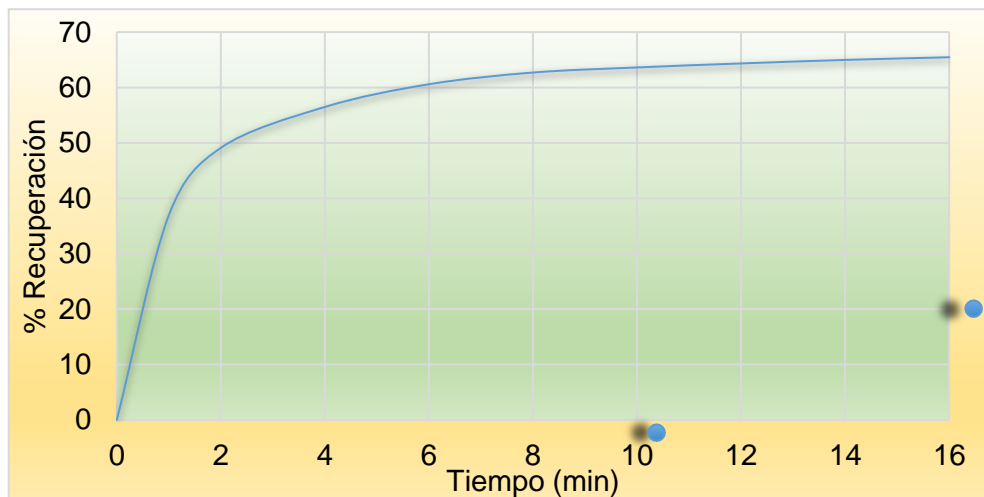
Figura 37*Gráfica de prueba 11 con 200 s. de molienda y pH 10.5*

Nota: Presenta un aumento en la cinética sin embargo menor recuperación que la prueba 7 a pH 9,5.

Tabla 29*Prueba 12 con 200 s. de molienda y pH 10.5*

Tiempo min	Concentrado				Recuperación		Eficiencia	
	Peso	Peso	Cu	Contenido	Cu %		Separación %	
	g	%	%	Metálico g	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	70,49	7,80	0,799	0,563	36,92	36,92	29,26	29,26
2	21,42	2,37	0,868	0,186	12,19	49,10	15,49	44,75
4	13,20	1,46	0,853	0,113	7,38	56,48	11,60	56,34
6	7,50	0,83	0,834	0,063	4,10	60,58	7,51	63,85
8	4,70	0,52	0,686	0,032	2,11	62,70	4,18	68,04
10	2,70	0,30	0,520	0,014	0,92	63,62	1,85	69,89
12	2,80	0,31	0,393	0,011	0,72	64,34	1,41	71,30
14	2,90	0,32	0,334	0,010	0,63	64,97	1,22	72,52
16	2,50	0,28	0,296	0,007	0,49	65,46	0,92	73,44
Cola	774,93	85,80	0,068	0,527				
TOTAL	903,14	100,00	0,169	1,526				

Nota: Elaboración propia.

Figura 38*Gráfica de prueba 12 con 200 s. de molienda y pH 10,5*

Nota: Similitud en cinética y recuperación a la prueba 11, con una menor recuperación que pH 9.5.

Tabla 30*Prueba 13 con 200 s. de molienda y menos 10% de colector primario*

Tiempo min	Concentrado				Recuperación		Eficiencia	
	Peso	Peso	Cu	Contenido	Cu %		Separación %	
	g	%	%	Metálico g	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	68,40	7,57	0,692	0,473	31,36	31,36	23,91	23,91
2	22,30	2,47	0,703	0,157	10,39	41,75	11,56	35,47
4	13,50	1,49	0,710	0,096	6,35	48,10	8,34	43,81
6	5,30	0,59	0,629	0,033	2,21	50,31	3,19	46,99
8	4,50	0,50	0,435	0,020	1,30	51,61	1,80	48,80
10	3,30	0,37	0,388	0,013	0,85	52,46	1,17	49,97
12	3,20	0,35	0,319	0,010	0,68	53,14	0,89	50,85
14	3,20	0,35	0,253	0,008	0,54	53,67	0,64	51,49
16	3,90	0,43	0,230	0,009	0,59	54,27	0,68	52,17
Cola	775,48	85,87	0,089	0,690				
TOTAL	903,08	100,00	0,167	1,509				

Nota: Elaboración propia.

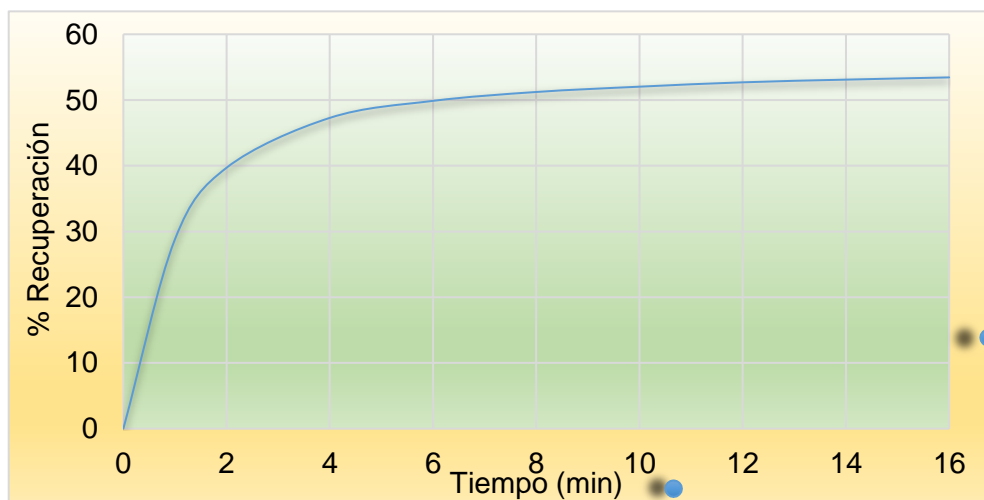
Figura 39*Gráfica de prueba 13 con 200 s. de molienda y menos 10 % de colector primario*

Nota: Notable disminución en la recuperación en 13% y cinética lenta.

Tabla 31*Prueba 14 con 200 s. de molienda y menos 20% de colector primario*

Tiempo min	Concentrado				Recuperación		Eficiencia	
	Peso	Peso	Cu	Contenido	Cu %		Separación %	
	g	%	%	Metálico g	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	64,20	7,11	0,687	0,441	28,82	28,82	21,81	21,81
2	20,90	2,31	0,797	0,167	10,88	39,70	11,93	33,75
4	13,90	1,54	0,835	0,116	7,58	47,28	9,88	43,63
6	5,20	0,58	0,761	0,040	2,59	49,87	3,80	47,43
8	3,80	0,42	0,545	0,021	1,35	51,22	1,97	49,40
10	3,10	0,34	0,399	0,012	0,81	52,03	1,12	50,52
12	3,60	0,40	0,281	0,010	0,66	52,69	0,81	51,33
14	2,60	0,29	0,242	0,006	0,41	53,10	0,47	51,80
16	2,70	0,30	0,193	0,005	0,34	53,44	0,33	52,14
Cola	783,13	86,71	0,091	0,713				
TOTAL	903,13	100,00	0,169	1,531				

Nota: Elaboración propia.

Figura 40*Gráfica de prueba 14 con 200s. de molienda y menos 20% de colector primario*

Nota: Similar disminución de recuperación y cinética a la prueba 13.

Tabla 32*Prueba 15 con 200 s. de molienda y aumentando 10% de colector primario*

Tiempo min	Concentrado				Recuperación Cu %		Eficiencia Separación %	
	Peso g	Peso %	Cu %	Contenido Metálico g	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	77,80	8,62	0,852	0,663	41,58	41,58	33,14	33,14
2	24,30	2,69	0,826	0,201	12,59	54,18	17,06	50,20
4	19,30	2,14	0,720	0,139	8,72	62,89	14,78	64,98
6	8,40	0,93	0,526	0,044	2,77	65,67	5,55	70,52
8	5,50	0,61	0,476	0,026	1,64	67,31	3,49	74,02
10	4,00	0,44	0,349	0,014	0,88	68,18	1,84	75,86
12	3,40	0,38	0,283	0,010	0,60	68,79	1,23	77,09
14	3,40	0,38	0,235	0,008	0,50	69,29	0,98	78,07
16	3,60	0,40	0,205	0,007	0,46	69,75	0,87	78,93
Cola	753,37	83,42	0,064	0,482				
TOTAL	903,07	100,00	0,177	1,594				

Nota: Elaboración propia.

Figura 41*Gráfica de prueba 15 con 200 s. de molienda y aumentando 10% de colector primario*

Nota: Aumenta la cinética y recuperación en 3% a comparación de la prueba10, existe una mejor hidrofobización.

Tabla 33*Prueba 16 con 200 s. de molienda y aumentando 20% de colector primario*

Tiempo min	Concentrado				Recuperación Cu %		Eficiencia Separación %	
	Peso g	Peso %	Cu %	Contenido Metálico g	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
0	0,00	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00
1	75,40	8,35	0,821	0,619	35,06	35,06	26,87	26,87
2	23,60	2,61	0,859	0,203	11,48	46,55	13,65	40,52
4	16,20	1,79	0,898	0,145	8,24	54,79	11,97	52,49
6	6,00	0,66	0,862	0,052	2,93	57,71	5,00	57,49
8	4,50	0,50	0,657	0,030	1,67	59,39	2,94	60,43
10	3,90	0,43	0,540	0,021	1,19	60,58	2,10	62,53
12	4,10	0,45	0,407	0,017	0,95	61,53	1,60	64,14
14	3,50	0,39	0,348	0,012	0,69	62,22	1,14	65,28
16	4,20	0,46	0,282	0,012	0,67	62,89	1,04	66,32
Cola	761,87	84,35	0,086	0,655				
TOTAL	903,27	100,00	0,195	1,765				

Nota: Elaboración propia.

Figura 42*Gráfica de prueba 16 con 200 s. de molienda y aumentando 20% de colector primario*

Nota: El exceso de colector primario causa el efecto contrario a la hidrofobización, por ende, es perjudicial.

Tabla 34*Compendio de pruebas y resultados obtenidos*

Prueba	Molienda s	P80 µm	Característica	Recup %	Cu %	%Peso Recup.	Razón Enriquec.	Ratio Concent.	Efic. Separac. %
1	0	290,31	Estándar	45,60	0,54	15,46	3,30	6,47	47,45
2	0	290,31	Estándar	50,36	0,71	11,38	4,42	8,79	50,22
3	0	290,31	Estándar	50,49	0,67	12,10	4,17	8,26	49,46
4	0	290,31	Estándar	50,92	0,66	12,27	4,15	8,15	50,28
5	0	290,31	+10 Col. Primario	52,00	0,68	12,50	4,16	8,00	51,81
6	0	290,31	+20 Col. Primario	46,69	0,78	9,20	5,07	10,87	47,62
7	200	203,71	Estándar	67,50	0,91	12,92	5,22	7,74	80,85
8	300	172,47	Estándar	70,73	0,81	17,50	4,04	5,72	80,39
9	400	148,12	Estándar	76,46	0,76	18,25	4,19	5,48	95,51
10	200	203,71	Estándar	66,27	0,74	15,23	4,35	6,57	74,64
11	200	203,71	pH 10.5	64,90	0,78	14,18	4,58	7,05	72,10
12	200	203,71	pH 10.5	65,46	0,78	14,20	4,61	7,04	73,44
13	200	203,71	-10% Col. Primario	54,27	0,64	14,13	3,84	7,08	52,17
14	200	203,71	-20% Col. Primario	53,44	0,68	13,29	4,02	7,53	52,14
15	200	203,71	+10% Col. Primario	69,75	0,74	16,58	4,45	6,03	78,93
16	200	203,71	+20% Col. Primario	62,89	0,79	15,65	4,70	6,39	66,32

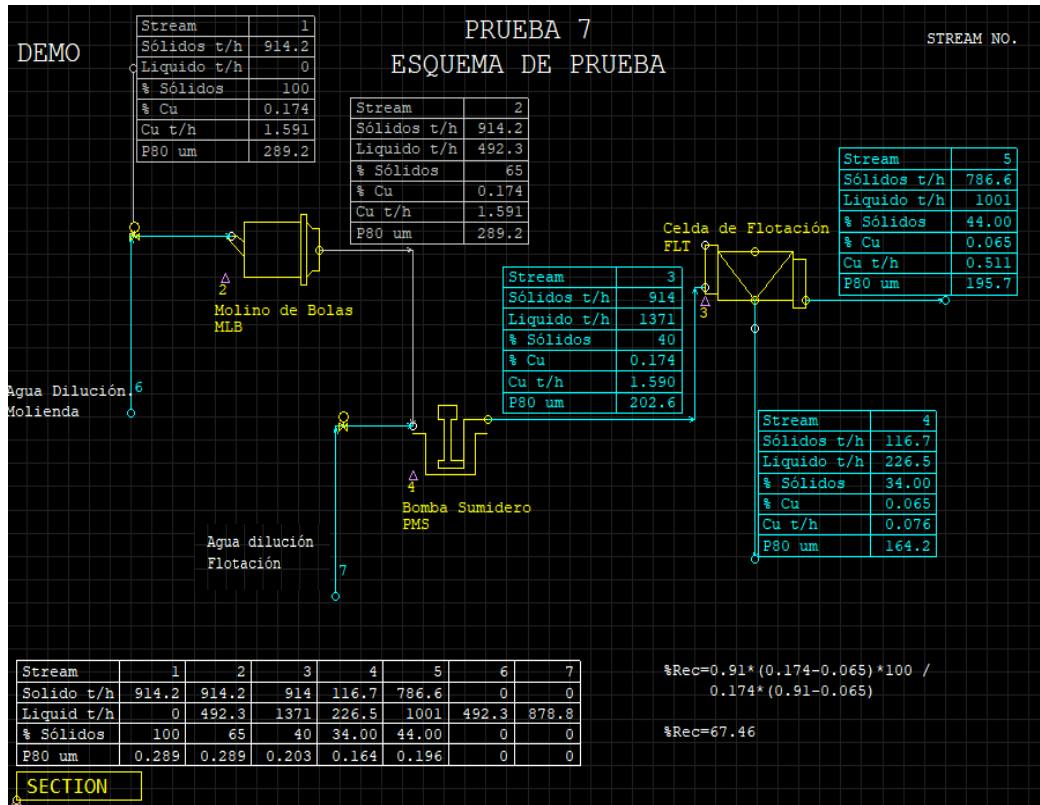
Nota: Define todos los resultados obtenidos por cada prueba característica.

Todas las pruebas de cinética de flotación por espumas realizadas se descubrió comportamientos únicos y tangibles a la teórica de procesamiento de metalurgia extractiva, para lo cual se definió prueba por prueba a fin de aumentar la recuperación y porcentaje de Cu final en el concentrado rougher.

Por consiguiente, se obtuvo el siguiente balance metalúrgico bajo la consideración de la prueba 7 estándar con 200 s. de molienda, el ajuste se realizó con el software metalúrgico Metsim aplicado para la mejor precisión y sustento técnico.

Figura 43

Balance metalúrgico de prueba 7 en Metsim



Nota: Elaboración propia, nos muestra la mínima desviación estándar entre los datos experimentales y balance realizado por el software Metsim.

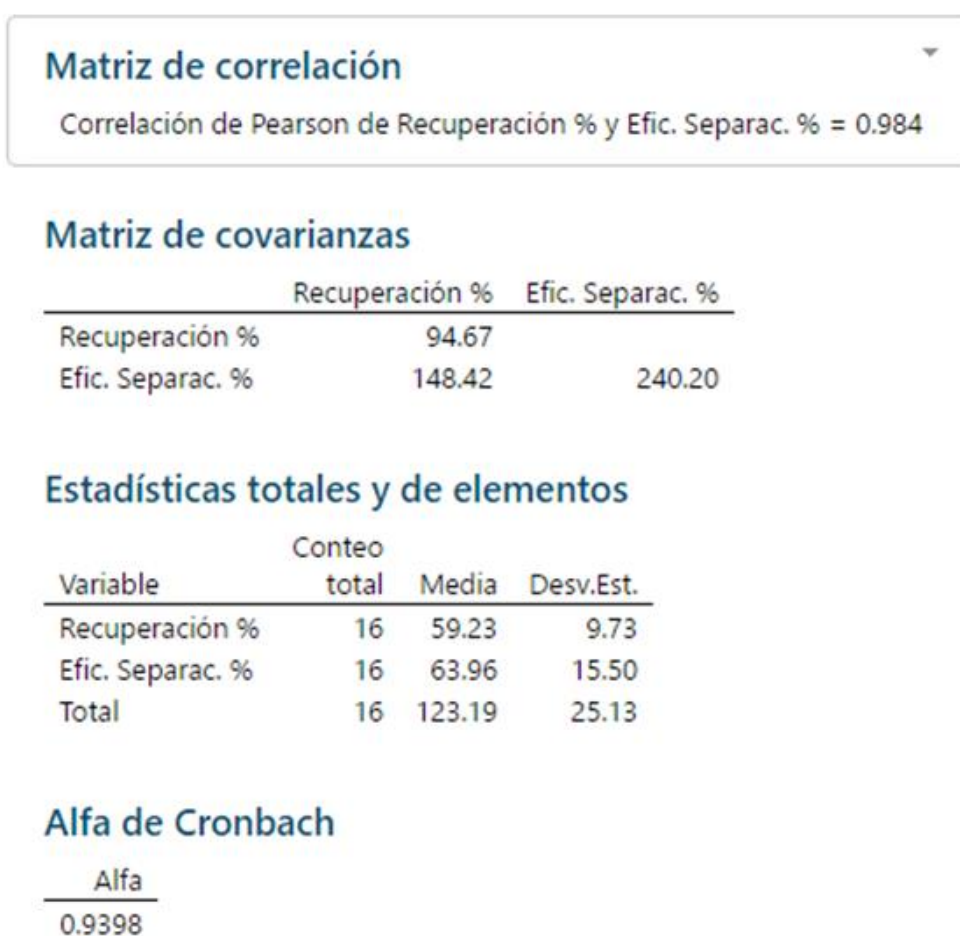
4.6. MATLAB ANÁLISIS ESTADÍSTICO

El análisis estadístico de los resultados obtenidos en las 16 pruebas de cinética de flotación por espumas, contrastando la recuperación contra la eficiencia de separación, resultante en la Figura 44, brinda una excelente

correlación de Pearson y Alfa de Cronbach cercanos a 1 como el análisis de datos siendo el ideal.

Figura 44

Análisis de elementos por Matlab 18

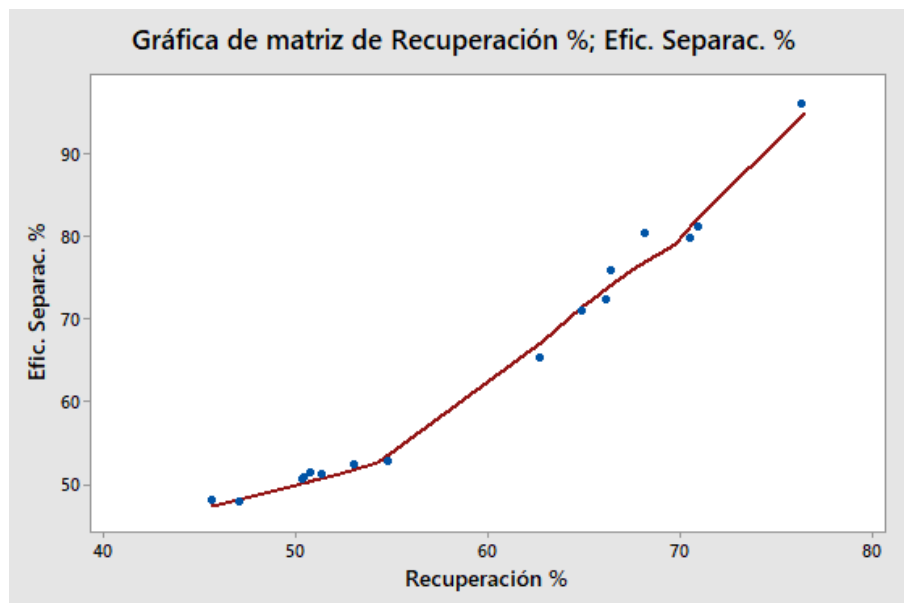


Nota: Elaboración propia, los resultados mostrados son de la aplicación Matlab 18.

La figura 45, muestra la gráfica de matriz de los datos analizados, obteniendo los puntos cercanos a la línea proyectada del ideal.

Figura 45

Gráfica de matriz de % Recup. Vs % Efic. Separ. por Matlab 18



Nota: Detalle del análisis estadístico.

4.7. DISCUSIÓN

Teniendo en cuenta el tipo de investigación exploratoria, el planteamiento para las pruebas con las condiciones operativas aplicadas según la teoría y experiencia en pruebas metalúrgicas de flotación por espumas nos brinda un soporte técnico y de resultados que pueden ser verificados por la mínima desviación estándar aplicada a los datos obtenidos en el software metalúrgico Metsim.

Los estudios precedentes recopilados demuestran la cercanía en recuperación y grado obtenido en diferentes estudios en el mundo, indicando la continuidad de este tipo de estudio de reaprovechamiento en el relave dado el caso del cobre en Tacna-Perú.

Se descubrió la buena respuesta físico-químico frente a los reactivos para hidrofobizar y brindar la tensión superficial para la adecuada recuperación del contenido metálico de cobre remanente, las cuales pueden optimizarse con la base de estas pruebas realizadas, el estudio de la recuperación de cobre con un procesamiento extractivo de relaves con su particularidad de la muestra con poco precedente de atención a la capacidad de investigación y resultados obtenidos con el estudio realizado para ser tomados y concluir con el producto final de concentrado de cobre grado comercial.

4.8. CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS

Por la naturaleza del estudio se opta por una hipótesis descriptiva, debido a la investigación explicativa.

H₀: La recuperación de los sulfu-óxidos de cobre remanente en relaves es significativa mediante flotación de espumas en Tacna.

H₁: La recuperación de los sulfu-óxidos de cobre remanente en relaves no es significativa mediante flotación de espumas en Tacna.

Por los resultados obtenidos en el estudio de investigación explicativa de recuperación de cobre remanente de relaves de Tacna por flotación de espumas se opta por la hipótesis H_0 y se descarta la hipótesis H_1 , por lo tanto, queda contrastado.

Liberar el contenido metálico de las granulometrías gruesas aumenta la cinética de recuperación de cobre, al realizar molienda aumenta la zona expuesta con cobre para poder ser hidrofobizadas y no arrastar las gangas, reduce el tiempo y aumenta la recuperación y calidad del concentrado obtenido.

4.9. PROPUESTA DE APLICACIÓN A NIVEL INDUSTRIAL

Dada la particularidad de comportamiento en flotación de relave de cobre en Tacna, la cual presenta un mayor contenido metálico en las mallas gruesas mayores a $150\ \mu\text{m}$ con un porcentaje en peso acumulado de 58,14 %, es conveniente clasificar con un clasificador hidrociclón o una zaranda de alta frecuencia con un corte a esa granulometría en su underflow y reaprovechar el mayor contenido metálico en flotación previa molienda en VertiMill dada las condiciones granulométricas. Por las pruebas de cinética de desbaste (rougher) realizadas no es necesario un scavenger, sin embargo, la ley de alimento a la etapa de limpieza indica la necesidad de tener 3 etapas de limpieza como mínimo para obtener un grado o ley de

cobre comercial en concordancia con el mercado mundial. Por otro lado, bajo la premisa de la filosofía de la geometalurgia, en este estudio se evidencia que el caudal de aire que llega a la celda de flotación es una variable medida de importancia extrema, debido a que el caudal de aire dividido por el área de la celda proporciona una estimación de la velocidad del aire en la celda, lo cual permite dimensionar las celdas de flotación. Del mismo modo, la medición de la potencia dividida por el volumen de la pulpa es la intensidad de la energía que será necesaria considerar, puesto que, este número está relacionado con la adhesión de burbujas y partículas en la celda (Bascur, 2013, 2019). Por lo tanto, la retención de aire puede ser controlada utilizando el flujo de aire a la celda de flotación. En ese sentido, se propone el posible diseño del circuito de flotación que se muestra en la Figura 45. La dosis de espumante es otro factor importante en la retención de aire que se ha observado en este estudio.

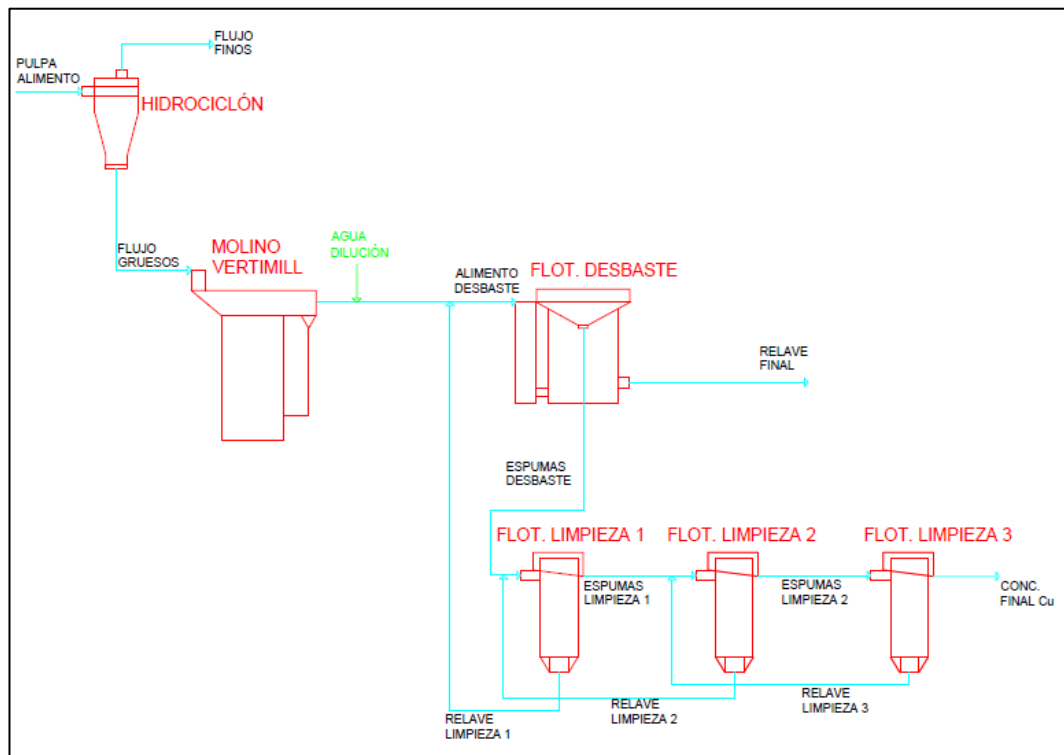
Bajo el mismo concepto, en este estudio se ha puesto especial énfasis en el grado de molienda y el grado de liberación, notándose que la disminución del tamaño de la liberación y el aumento de la cantidad de pirita reactiva en el mineral de relave de cobre afectan el rendimiento metalúrgico, debido a que hay influencias en la molienda con bolas de acero, fue otra consideración que se ha tomado en la propuesta de este estudio que incluían la remolienda a tamaños ultrafinos para aumentar la

liberación, utilizando tecnologías de molienda no convencionales, debido a que las convencionales tienen un consumo de energía muy alto para lograr el tamaño requerido y el rendimiento de la flotación no sea peor de lo esperado debido a la contaminación de los medios de hierro utilizados.

En esa situación tecnológica, es que se plantea dos configuraciones de posibles circuitos de molienda fina-flotación de espumas del relave con contenido remanente de sulfuros y óxidos de cobre. Estos circuitos se muestran en las Figura 46 y 47.

Figura 46

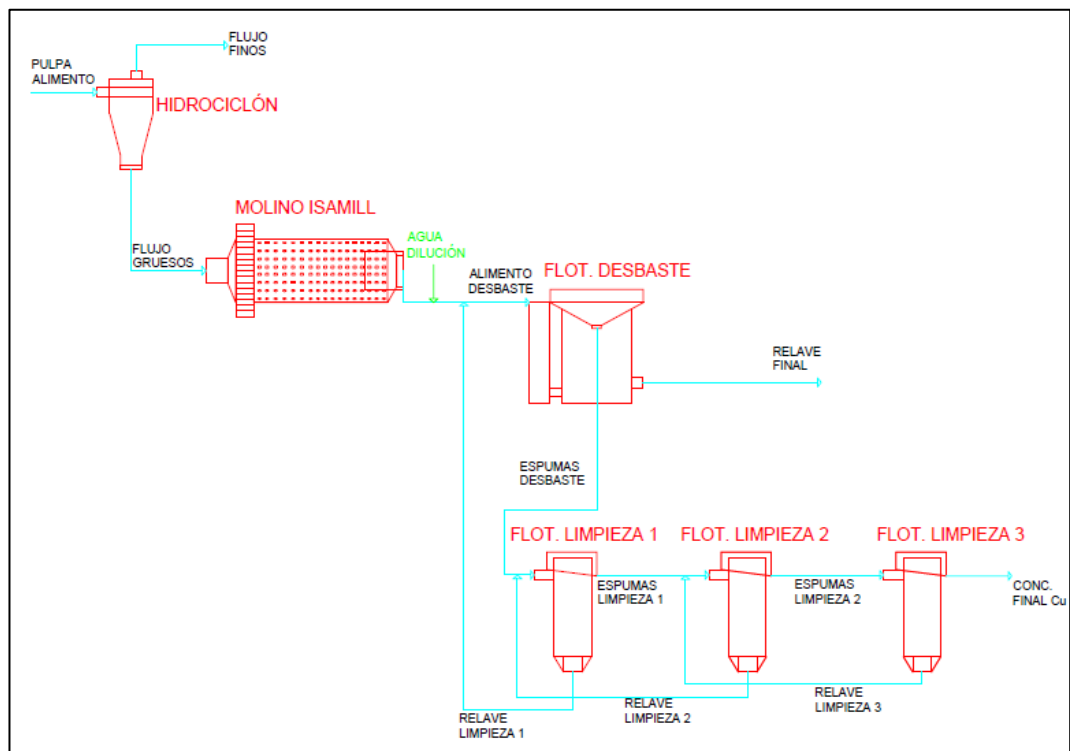
Flowsheet propuesta 1 de proceso industria



Nota: Propuesta con molino vertical – flotación de espumas.

Figura 47

Flowsheet propuesta 2 de proceso industrial



Nota: Propuesta de molino Isamill – flotación de espumas.

CONCLUSIONES

1. El contenido metálico remanente de los relaves en las antiguas y actuales operaciones extractivas de cobre en Tacna y en el Perú, genera una oportunidad de reaprovechamiento y desarrollo completo para obtener concentrado grado comercial, el cual inicia con la etapa de flotación rougher investigada en este estudio exploratorio.
2. Experimentalmente, procesar la muestra con su granulometría original F_{80} de 290,31 μm tiene una cinética lenta y recuperación en 50,36 %, evaluando dicho inicio, la recuperación aumenta en función a la reducción de tamaño y liberar el contenido metálico con mayor presencia en las granulometrías superiores a 210 μm , sin embargo, el grado disminuye y aumenta los insolubles. Con molienda húmeda a 200 s. disminuyendo el P_{80} a 203,71 μm con una recuperación de 67,50 % y ley de cobre en 0,91 %; siendo la base para el estudio de optimizar la recuperación en función de reducir el tiempo de molienda el cual genera un alto costo por la energía consumida, sin embargo, al modificar los parámetros de pH, reducir o aumentar el

colector primario no genera un aumento significativo en la recuperación y grado, concluyendo con las bases operativas a pH 9,5, agitación de impulsor a 2500 RPM, flujo de aire a 10 L/min, tiempo de flotación a 16 min., 40 % sólidos en flotación, P_{80} en 203,71 μm , colector primario S-11575 a 14 g/t, colector secundario Z-6 a 9.5 g/t y espumante AERO68 a 10 g/t se obtiene la recuperación mencionada.

3. Pre-clasificar para aprovechar los mayores contenidos metálicos presentes en las granulometrías altas y aumentar la capacidad de procesamiento con un mejor aprovechamiento metalúrgico, así mismo, la molienda fina con IsaMill respecto a Vertimill por el consumo menor de energía en un proceso de flujo continuo.
4. En los análisis estadísticos y balance metalúrgico realizado con el software Matlab 18 y Metsim respectivamente, se verifica la mínima desviación con los resultados experimentales obteniendo un excelente respaldo de las pruebas realizadas en el estudio.

RECOMENDACIONES

1. Evaluar y realizar pruebas con adición de dispersantes de insolubles para mejorar la calidad de cobre y evitar el arrastre, debe evitar la depresión del cobre.
2. En base a los resultados presentados, y concluir que los mayores contenidos metálicos se encuentran en las granulometrías altas, se debe hacer pruebas a nivel planta piloto con celdas de flotación ideales para flotación de granulometrías altas.
3. Se debe evitar la contaminación de muestras cabeza, concentrado y relaves de las pruebas obtenidas debido a la baja ley presente pueden distorsionar completamente los resultados.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Agar, G. E. y Kipkie, W.B. (1978). *Predicting Locked Cycle Flotation Test Results from Batch Data*, CIM Bulletin, Vol 71, No. 824, 140-147
- Alex Jancovic. (2016). *A review of regrinding and fine grinding technology - the facts and myths*. por Metso Minerals Process Technology Asia-Pacific.
- Alicja Bakalarz, Magdalena Duchnowska, y Andrzej Luszczkiewicz. (2017). *Influence of liberation of sulphide minerals on flotation of sedimentary copper ore*.
- Alonso, R. Martínez, H. (2019). *Efecto del pH en la estructura de la doble capa eléctrica y su influencia en reactividad electroquímica*. Universidad de Alicante.
- Alonso Serrano, Atenea; García Sanz, Lorena; León Rodrigo, Irene; García Gordo, Elisa; Gil Álvaro, Belén y Ríos Brea, Lea. (2011). *Métodos De Investigación De Enfoque Experimental por asignatura Métodos de investigación en Educación Especial*.

Amelunxen, Peter y LaDouceurr, Richard. (2019). *Applied Flotation Modeling* Chapter 7.9, SME Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. Handbook.

Ardila Montero, Rafael G. (2009). *METSIM El simulador de procesos de metalurgia extractiva*. Universidad Industrial de Santander UIS Bucaramanga, Santander, Colombia. Primera edición.

Asociación de Ingenieros Químicos de Serbia, AChE, (2018). *Reprocesamiento de la antigua flotación colas depositadas en el portal RTB estanque de colas. un estudio de caso* <https://doi.org/10.2298/CICEQ170817005S>.

Azañero Ortiz, Angel (1999). *Evaluación de reactivos de flotación*, Revista del Instituto de Investigación de la F.G.M.M.C.G. –U.N.M.S.M. Vol II N° 4, p 77-93. Diciembre. Lima Perú.

Bascur, O.A. (2013). *A dynamic flotation framework for performance management*. In: Young C, Luttrell G (eds) *Separation technologies for minerals, coal and earth resources*, SME, Englewood, CO.

- Bascur, O.A. y Soudek, A. (2019). Grinding and Flotation Optimization Using Operational Intelligence. Society for Mining, Metallurgy & Exploration Inc. <https://doi.org/10.1007/s42461-018-0036-4>
- Bill Jhonson. (2019). *Entrainment in Flotation* Chapter 7.6, SME Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. Handbook.
- Bustamante, M. Gaviria, A. y Restrepo, O. (2008). *Concentración de Minerales*, Universidad Nacional de Colombia – Sede Medellín.
- Buys, Stephan, Rules, Chris y Curry, Dan. (2003), *The application of large scale stirred milling to the retreatment of merensky platinum tailings*.
- Casado Fernández, Cristina. (28 de abril de 2006). *Manual básico de Matlab*. Servicios Informáticos U.C.M. <http://webs.ucm.es/centros/cont/descargas/documento11541.pdf>
- Chamba Enriquez, Omar Manuel. (2018). *Obtención De Minerales Sulfurados De Zinc A Partir De Relaves Minerales Sulfurados* de la Facultad de Ingeniería Química, Universidad Nacional del Callao. R.A. N°958-2017-R.

Droguett, S. (1983). *Elementos de catálisis heterogénea. monografía N° 26.*

Washington D.C. Secretaría General de la O.E.A. Programa Regional de Desarrollo Científico y Tecnológico, et al Mespilus germanica Lepidium meyenii, Walpers Mespilus germanica). Mespilus communi 42 [http://hdl.handle.net/10045/429/páginas similares](http://hdl.handle.net/10045/429/páginas_similares).

D.R. Nagaraj, Raymond S. Farinato, y Esau Arinaitwe (2019), *Flotation Chemicals and Chemistry* Chapter 7.5, SME Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. Handbook.

D.V. Subba Rao. (2016). *Minerals and Coal Process Calculations*. grupo editorial CRC Press/Balkema is an imprint of the Taylor & Francis Group.

Eriez División Flotation. (2012). *Recovery of values from a porphory copper tailings stream*. impcPaper457.pdf (eriezflotation.com)

Figueroa, A. Vega, V. Dionisio, E. Caballero, M. Villacorta H. y Moreno, L. (2008). *Construcción de un prototipo de celda de flotación a escala piloto*, *Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG – UNMSM*, ISSN: 1561-0888 (impreso) / 1628-8097 (electrónico).

Finch, J. A. y Barry A. (2016). *Will's Mineral Processing Technology*, 8va edición.

Franks, G. y Meagher, L. (2003). *The isoelectric points of sapphire crystals and alpha-alumina powder. colloids and surfaces A: Physicochem. Eng. Aspects*. 214 (1-3): 99/110.

Guerrero Pérez, J. S. (2012). *Cinética de flotación de los lodos finos de carbón de la mina Cerrejón (Guajira) utilizando celda de flotación*, [Tesis de Maestría, Universidad del Valle Cali-Colombia] <https://bibliotecadigital.univalle.edu.co/bitstream/handle/10893/8094/CB-0487256.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Gutierrez Merma, A. y Sánchez Valdivia, Ch. (2020). *Re-procesamiento de relaves de la concentración de minerales sulfurados polimetálicos: un abordaje de la economía circular para el manejo de relaves de la industria mineral*. [Tesis pregrado]. Escuela de Ingeniería Química, Facultad de Ingeniería Procesos. Universidad Nacional San Agustín de Arequipa.

Herbst J. A. y Sepúlveda J. L. (1978), *Fundamentals of fine and ultrafine grinding in a stirred ball mill, international powder and bulk solids*

handling and processing proceedings held rosemount Illinois Vol. 16-18, p. 452-470.

Huamaní Navarrete, Pedro F. (2016). *La Investigación Tecnológica*. Repositorio institucional Universidad Ricardo Palma. Lima-Perú.

Martín, J. (1990). *Adsorción física de gases y vapores por carbones*. En Secretariado de Publicaciones de la Universidad de Alicante (Ed.). España: Espagrafic.

Menéndez, J., Illán-Gómez, C. y Radovic, R. (1995), *On the difference between the isoelectric point and the point of zero charge of carbons*. Carbon. 33 (11): 1655-1659.

Metso. (2005). *Fina y ultrafine molienda húmeda*. Brochure No. 1727-04-05-MPR/York – English, Printed in Sweden.

Nagaraj, D.R. (2005). *Reagent selection and optimization. The case for a holistic approach*. Miner. Eng. 18(2): p.151–158.

Nelson, Michael G. y Lelinski, Dariusz. (2019). *Mechanical Flotation* Chapter 7.1, SME Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. Handbook.

Larios Durán, Erika Roxana. (2007). *Electrocinética de la adsorción de iones en electrodos líquidos y sólidos mediante técnicas de impedancia y modulación de la capacitancia*. CONACYT – CIDETEQ

Kasongo K. Brest; Mwanat M. Henock; Ngamba Guellord; Merveille Kimpiab; K. Fabrice Kapiamba. (2021). *Statistical investigation of flotation parameters for copper recovery from sulfide flotation tailings*. Results in Engineering. Volume 9, March 2021, 100207.

Shi, F., Morrison, R., Cervellin, A., Burns, F., Musa, F. (2009). *Comparison of energy efficiency between ball mills and stirred mills in coarse grinding*, *Minerals Engineering* Vol. 22, p. 673-680.

Thompson, Philip, Runge, Kym y Dunne, Robert C. (2019), *Sulfide Flotation Testing* Chapter 7.7, SME Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. Handbook.

Referencias de internet

Blanco, E. (19 de junio de 2014). *Capítulo 8. Molienda [PDF]*, Recuperado de <http://www.guiaminera.cl/minera-valle-central-s-a-mvc/>

CYTEC. (25 de junio de 2014). *Nuevas químicas y sus aplicaciones*. Recuperado de

http://www.academia.edu/28687803/Nuevas_Qu%C3%ADmicas_y_sus_Aplicaciones

Danafloat. (s.f.) Químicos de Flotación. Recuperado de <http://www.danafloat.com/es>

FLSmidth. (17 de agosto de 2016). Advanced flotation performance in fine and cleaning applications. Recuperado de <https://www.flsmidth.com/en-gb/products/flotation-and-attribution/column-flotation-cell>

Guía Minera de Chile. (s.f.). Minera Valle Central S.A. (MVC). Recuperado el 10 de marzo de 2018, de <http://www.guiaminera.cl/minera-valle-central-s-a-mvc/>

911metallurgist. (22 de setiembre de 2014). Proceso de flotación por espuma. Recuperado de <https://www.911metallurgist.com/blog/froth-flotation-process>

Metso Outotec, (s.f.). Recuperado el 15 de mayo de 2021, de: <https://www.mogroup.com/portfolio/vertimill/>

Procesaminerales.blogspot. (4 de abril de 2014). Procesamiento de minerales. Recuperado de <https://procesaminerales.blogspot.com/2012/09/flotacion-minerales.html>

Rosales, G., Andrade, J., Macias, G., Serrano, E. y Gómez, D. (2019). *Investigación experimental en el consumo de energía específica y reducción de tamaño en la molienda de bolas usando diferentes tipos de levitador*. Ingeniería Investigación y Tecnología. Volumen XXI. (número 2) abril-junio 2020 1-8. Recuperado de <https://www.revistaingenieria.unam.mx/numeros/2020/v21n2-10.pdf>

Sabaj, O. (2012). *Descripción de las formas de justificación y los objetivos en artículos de investigación en español de seis áreas científicas*. Onomazéin. Nro. 25, 2012, pp. 315-344. Pontificia Universidad Católica de Chile. Recuperado de <https://www.redalyc.org/pdf/1345/134524361015.pdf>

Solvay.pe. (s.f.) Recuperado el 17 de octubre de 2020, de <https://www.solvay.pe/es/index.html>

ANEXOS

ANEXO 1

Figuras complementarias a la Figura 12



Momento de la toma de muestra del canal de relaves



Transporte de muestra de relave a Laboratorio Metalúrgico



Análisis granulométrico de la muestra



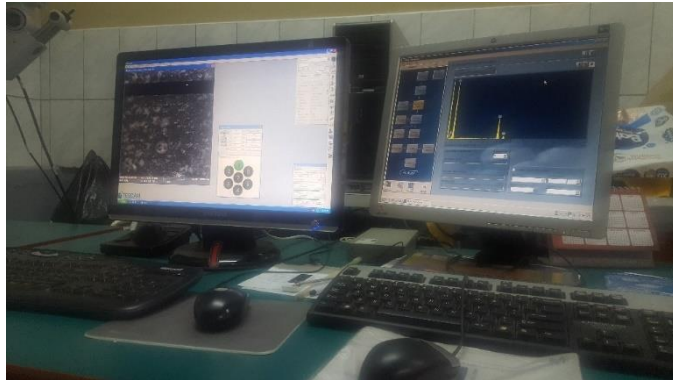
Muestreo por coneo y cuarteo



Toma de muestra para el estudio



Microscopio electrónico de barrido de la ESME



Pantallas del MEB de ESME



Espumas de flotación de relaves



Muestras de concentrados de cinética de flotación de relav

