



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y
METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE FLOTACIÓN DE COBRE
ARSENICAL EN SOCIEDAD MINERA EL BROCAL

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. WALDIR OSIAS QUISPE YERBA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO – PERÚ

2022



DEDICATORIA

A Dios por haberme permitido con salud lograr mis objetivos, además de su infinita bondad y amor.

A mis padres que han sabido formarme con principios y valores, por la motivación constante lo cual me ha ayudado a seguir adelante en los momentos más difíciles.

A mis hermanas y hermanos por los buenos ejemplos de perseverancia y humildad que los caracterizan y que me han infundido siempre, por el valor mostrado para salir adelante.

Waldir Osias Quispe Yerba



AGRADECIMIENTOS

El principal agradecimiento es a Dios quien con su fortaleza y fe me guía para seguir adelante.

A mi familia por su comprensión y estímulo constante, además de su apoyo incondicional a lo largo de mis estudios.

A todos los docentes de la Universidad Nacional del Altiplano de la carrera profesional de Ingeniería Metalúrgica que me brindaron sus conocimientos y experiencias durante mi permanencia en esta casa superior de estudios, lo que me ha servido para mi preparación y formación profesional, a todos ellos mil gracias.

Waldir Osias Quispe Yerba



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	
RESUMEN	13
ABSTRACT.....	14
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	16
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	17
1.2.1. Problema general.....	17
1.2.2. Problemas específicos	17
1.3. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN	18
1.3.1. Hipótesis general	18
1.3.2. Hipótesis específicas	18
1.4. JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO	18
1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	19
1.5.1. Objetivo general	19
1.5.2. Objetivos específicos	19



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1.	ANTECEDENTES.....	21
2.2.	MARCO TEÓRICO.....	25
2.2.1.	Flotación.....	25
2.2.2.	Mecanismos de flotación.....	27
2.2.3.	Tipos de flotación.....	29
2.2.4.	Fases de la flotación	30
2.2.5.	Reactivos químicos utilizados en la flotación.....	30
2.2.6.	Factores influyentes en el proceso de flotación	38
2.2.7.	Circuitos de flotación y equipos.....	39
2.2.8.	Funciones de las celdas de flotación	40
2.2.9.	Zonas de las celdas de flotación.....	41
2.2.10.	Enargita	42
2.2.11.	Flotación de enargita.....	43
2.3.	MARCO CONTEXTUAL	44
2.3.1.	Ubicación y acceso.....	44
2.3.2.	Mineralización.....	45
2.3.3.	Operaciones unitarias en la planta concentradora.....	49
2.3.4.	Descripción de la sección chancado.....	49
2.3.5.	Descripción de la sección molienda y clasificación.....	52
2.3.6.	Descripción de la sección flotación.....	54
2.3.7.	Descripción de la sección espesamiento y filtrado	56
2.3.8.	Planta de Cal	57
2.3.9.	Disposición de relaves.....	57



2.3.10. Cantidad de agua a utilizar por TM de mineral	58
2.3.11. Consumo de reactivos	59

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO.....	60
3.2. PERIODO DE DURACIÓN DEL ESTUDIO	60
3.3. PROCEDENCIA DEL MATERIAL ESTUDIADO	60
3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA DEL ESTUDIO.....	61
3.4.1. Población.....	61
3.4.2. Muestra.....	61
3.5. DISEÑO ESTADÍSTICO	62
3.6. PROCEDIMIENTO	62
3.6.1. Metodología	62
3.6.2. Desarrollo del procedimiento de investigación.....	64
3.6.3. Técnicas y procedimientos de recolección de datos	64
3.7. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	68
3.8. ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS.....	68

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. MUESTREO DE MINERAL.....	70
4.2. PREPARACIÓN MECÁNICA.....	71
4.3. MOLIENDABILIDAD.....	72
4.4. PRUEBAS DE FLOTACIÓN.....	75



4.5.	DETERMINACIÓN DE LOS COLECTORES ADECUADOS EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN PARA INCREMENTAR EL PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN DE MINERALES DE COBRE Y ELEMENTOS ASOCIADOS	75
4.5.1.	Pruebas de cinéticas de flotación	75
4.5.2.	Pruebas de flotación batch	80
4.6.	ESTABLECIMIENTO DEL pH MÁS ÓPTIMO PARA LA RECUPERACIÓN DE MINERALES DE COBRE Y ELEMENTOS ASOCIADOS	85
4.7.	DETERMINACIÓN DEL ESPUMANTE MÁS ÓPTIMO PARA UN MAYOR PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN DE COBRE Y ELEMENTOS ASOCIADOS	89
4.8.	DISCUSIÓN	91
V.	CONCLUSIONES	94
VI.	RECOMENDACIONES	95
VII.	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	96
	ANEXOS	99

ÁREA: Metalúrgia extractiva

TEMA: Flotación

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 18 de octubre de 2022



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Principales características físicas de la enargita	43
Tabla 2. Principales características químicas de la enargita	43
Tabla 3. Equipos utilizados en el circuito de chancado	50
Tabla 4. Equipos utilizados en el circuito de molienda y clasificación	53
Tabla 5. Equipos utilizados en el circuito de flotación	55
Tabla 6. Equipos utilizados en el circuito de espesamiento y filtrado	56
Tabla 7. Reactivos utilizados en el procesamiento	59
Tabla 8. Resultados de Moliendabilidad	73
Tabla 9. Tiempos de Molienda a diferentes micras	74
Tabla 10. Resultados obtenidos de las pruebas cinéticas	77
Tabla 11. Resultados obtenidos de las pruebas cinéticas	78
Tabla 12. Resultados de pruebas batch	82
Tabla 13. Resultados de Cinética de Flotación Colectores Primarios	83
Tabla 14. Resultados de Flotación Batch Nuevo Esquema	87
Tabla 15. Resultados de Flotación batch evaluación de pH	88
Tabla 16. Resultados de pruebas de Flotación Cíclicas	90



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Adherencia de partículas de Cobre en Aire	26
Figura 2. Factores de interacción de la flotación	27
Figura 3. Esquema de una partícula hidrofóbica e hidrofílica	29
Figura 4. La flotación en una celda mecánica convencional	30
Figura 5. El colector como un compuesto heteropolar	31
Figura 6. Esquema estructural de un colector	32
Figura 7. Clasificación general de los colectores.....	33
Figura 8. Adherencia del colector a la superficie del mineral	35
Figura 9. Esquema de adsorción de espumante en una burbuja de aire.....	36
Figura 10. Representación convencional de circuitos de flotación.....	40
Figura 11. Zonas de una celda de flotación	41
Figura 12. Mapa de operaciones de la sociedad minera el Brocal.....	44
Figura 13. Circuito de chancado actual.....	51
Figura 14. Circuito de molienda y clasificación	53
Figura 15. Circuito de flotación de Cobre.....	55
Figura 16. Plan de trabajo experimental del proceso de flotación del cobre	64
Figura 17. Esquema Secuencial de Pruebas Metalúrgicas	70
Figura 18. Esquema de preparación mecánica.....	72
Figura 19. Especificaciones Molino de bolas – Laboratorio Metalúrgico.....	72
Figura 20. Curvas de moliendabilidad	73
Figura 21. Esquema de cinética de flotación	76
Figura 22. Resultados de colectores Vs. recuperación.....	77



Figura 23.	Curvas Cinética de Flotación de Cu	79
Figura 24.	Resultados de colector Vs. recuperación.....	79
Figura 25.	Esquema de flotación estándar	81
Figura 26.	Recuperaciones de pruebas batch	82
Figura 27.	Recuperaciones de pruebas cinéticas colectores primarios	84
Figura 28.	Curvas cinéticas de flotación versus % de recuperación.....	84
Figura 29.	Esquema de flotación estándar nueva propuesta	86
Figura 30.	Recuperaciones de pruebas batch evaluación de pH.....	88
Figura 31.	Esquema de flotación Prueba Cíclica	89
Figura 32.	Recuperaciones de pruebas Flotación Cíclicas.....	90



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

%	: Porcentaje
-10	: Pasante malla 10
-200	: Pasante malla 200
Ag	: Plata
As	: Arsénico
Au	: Oro
Cc	: Centímetro cúbico
Cu	: Cobre
Fe:	: Hierro
g	: Gramo
g/cm³	: Gramo por centímetro cúbico
g/l	: Gramos por litro
g/t	: Gramos por tonelada
g/TMS	: Gramos por tonelada métrica seca
kg	: Kilogramo
l/s	: Litro por segundo
M	: Metro
m³/h	: Metros cúbicos hora
MIBC	: Metil isobutil carbinol
Mm	: Milímetro
NaCN	: Cianuro de sodio
pH	: Potencial de hidrógeno
TM	: Tonelada métrica
TMH	: Toneladas métricas húmedas



TMS	: Tonelada métrica seca
tpd	: Toneladas por día
Z -11	: Xantato isopropílico de sodio
Z-6	: Xantato amílico de potasio
μL	: Microlitro
μm	: Micra



RESUMEN

Sociedad Minera el Brocal, está ubicada en el distrito de Tinyahuarco, provincia y departamento de Pasco, cuya capacidad de tratamiento es de 7500 toneladas por día de mineral de cobre arsenical, su actividad minera y metalúrgica es procesar minerales obteniéndose concentrado de cobre con una ley promedio de 24 %; es en la unidad de producción Colquijirca, donde se tiene problemas de recuperación de cobre y elementos asociados de oro y plata debido a la variabilidad de los minerales lo cual hace que la cinética metalúrgica sea muy variable y no represente una buena recuperación de cobre, motivo por el cual se ha desarrollado el presente trabajo de investigación que tiene como finalidad optimizar a través de pruebas experimentales las variables que intervienen en el proceso de flotación de cobre tal como la elección de colector, pH y espumante en el tratamiento de un yacimiento tipo cordillerano cuya mineralización consiste en una mena de cobre arsenical con asociaciones de enargita 86 %, sulfosales Bi-Cu 4%, emplectita 4% y enargita-pirita 6%. Las pruebas fueron realizadas en el laboratorio metalúrgico de sociedad minera el Brocal determinándose que los reactivos seleccionados presentan una buena sinergia con las siguientes dosificaciones Z-6 con 65 g/t, A3894 con 10 g/t y MIBC con 35 g/t a un pH de 10.5, lográndose obtener una recuperación de Cu de 91.4 % frente a un 88% que se tenía con los reactivos Z-11, H-325 a un pH de 11.0, optimizándose así en 3.4 % el proceso de flotación, así mismo la calidad del concentrado se incrementó a un 27 %, optimizándose la ley en 3% de cobre. Para la interpretación de los resultados se ha recurrido al tratamiento estadístico utilizando el software excel y minitab.

Palabras clave: Colector, espumante, optimización y pH.



ABSTRACT

Sociedad Minera el Brocal, is located in the district of Tinyahuarco, province and department of Pasco, whose treatment capacity is 7500 tons per day of arsenical copper ore, its mining and metallurgical activity is to process minerals obtaining copper concentrate with a law average 24%; it is in the Colquijirca production unit, where there are problems of recovery of copper and associated elements of gold and silver due to the variability of the minerals, which makes the metallurgical kinetics very variable and does not represent a good recovery of copper, reason for which the present research work has been developed whose purpose is to optimize through experimental tests the variables that intervene in the copper flotation process such as the choice of collector, pH and foaming agent in the treatment of a deposit. Cordilleran type whose mineralization consists of an arsenical copper ore with associations of enargite 86%, Bi-Cu sulfosalts 4%, emplectite 4% and enargite-pyrite 6%. The tests were carried out in the metallurgical laboratory of the El Brocal mining company, determining that the selected reagents present a good synergy with the following dosages Z-6 with 65 g/t, A3894 with 10 g/t and MIBC with 35 g/t at a pH of 10.5, obtaining a Cu recovery of 91.4% compared to 88% with the reagents Z-11, H-325 at a pH of 11.0, thus optimizing the flotation process by 3.4%, likewise the quality of the concentrate increased to a 27%, optimizing the grade at 3% copper. For the interpretation of the results, statistical treatment has been used using excel and minitab software

Keywords: Collector, foaming, optimization and pH.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

La optimización del proceso de flotación consiste en cuantificar el rendimiento de la flotabilidad mediante el empleo de un modelo adecuado que relacione la recuperación y/o ley de la especie mineral valiosa con las variables controlables del proceso.

La mina Marcapunta explota minerales de cobre consistente principalmente de enargita y en cantidades menores calcocita, calcopirita, tennantita, luzonita, colusita y bismutinita; y la ganga incluye principalmente pirita, cuarzo, alunita, caolinita y arcillas. La mena es tratada en la planta concentradora la cual procesa 7500 toneladas por día (tpd) aproximadamente. La planta produce aproximadamente 500 toneladas diarias de concentrado de cobre con una ley promedio de 24%.

Si las reservas minerales de los yacimientos se agotan y la ley es demasiado baja, los ingenieros de procesamiento de minerales se enfrentan a varios tipos de problemas técnicos y económicos. Debido al aumento de impurezas y la reducción de los niveles de valores durante el proceso, se requieren operaciones de mayor tonelaje para aumentar la rentabilidad del proceso. Por lo tanto, las tendencias globales en la industria de procesamiento de minerales y otros sectores se dirigen hacia la optimización de todos los procesos relevantes. El sistema de flotación de minerales consiste básicamente en equipos, reactivos químicos y operaciones. Por lo tanto, se deben realizar optimizaciones en cada uno, utilizando los métodos y técnicas apropiados. La optimización de la flotación consiste en cuantificar el desempeño del proceso de flotación usando modelos apropiados que correlacionen la recuperación y ley de especies de minerales preciosos con variables controlables del proceso (Ayala y Pardo, 1995).



La presencia de minerales de cobre asociados a minerales con contenido de fierro como pirita, calcopirita y bornita que ingresa a flotación, hizo la necesidad de explorar nuevas alternativas de tratamiento, debido a una disminución significativa en la recuperación promedio de 88% de cobre.

El presente trabajo de investigación tiene como finalidad garantizar la recuperación del proceso de flotación de cobre e incrementar la de los elementos valiosos Plata y Oro teniendo en cuenta las diferentes especies mineralógicas presentes en la mena del yacimiento de la unidad de producción Colquijirca de sociedad minera el Brocal para este trabajo experimental se determinó los parámetros y variables para su optimización.

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la extracción de minerales por flotación, la recuperación representa una de las principales variables del proceso, la cual está sujeta a constantes variaciones en las especies mineralógicas presentes en el yacimiento debido a muchos factores que intervienen en el proceso; las cuales deberían ser identificadas y optimizadas en niveles que nos permitan minimizar los costos y/o maximizar los beneficios.

Los problemas que presenta la planta concentradora de Sociedad Minera El Brocal -Unidad Colquijirca. Son bajas recuperaciones de cobre y elementos asociados de plata y oro, ya que durante el último año de producción del 2019 no se ha llegado a superar el 88% y de la misma manera la baja calidad del mismo, por las leyes bajas que se vienen consiguiendo en dicho circuito, por lo tanto, es preocupante seguir trabajando así para la empresa porque no se está cumpliendo con la meta trazada al principio del año, por lo que estoy convencido que revirtiendo esta problemática se lograra incrementar la productividad y por ende mejorar la rentabilidad que es el objetivo de toda empresa minera.



Las bajas recuperaciones del mineral de cobre obtenidas requieren proponer la evaluación de nuevos reactivos como colector y espumantes en el proceso de flotación de minerales en la recuperación de cobre, con la cual se espera mejorar e incrementar la recuperación, producción y obtener un grado aceptable de concentrado para su posterior venta y comercialización.

Si se continúa utilizando los reactivos tradicionales, los problemas metalúrgicos persistirán en bajos rendimientos, aumentando así el suministro, provocando sobresaturación del circuito e inestabilidad en zonas de escape altamente incontrolables. En otras palabras, el comportamiento flotante en este tipo de litología requerirá mayor esfuerzo y desgaste de equipos, etc. Y se presentara velocidad de sedimentación lenta, caudal de bomba ineficiente, sólidos inestables en alimentación, generación de olas en celdas de flotación, reactivos ineficientes, baja recuperación de agua de proceso, etc.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Cómo se optimizará el proceso de flotación de cobre arsenical en Sociedad Minera El Brocal ?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cómo se determinará los colectores adecuados para el proceso de flotación e incrementar el porcentaje de recuperación de minerales de Cobre y elementos asociados de Ag y Au?
- ¿Cómo estableceremos el pH más óptimo para la recuperación de minerales de Cobre y elementos asociados de Ag y Au?



- ¿Cómo se determinará el espumante más óptimo para un mayor porcentaje de recuperación en el proceso de flotación de Cobre y elementos asociados de Ag y Au?

1.3. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Hipótesis general

Mediante la optimización del proceso de flotación se logra una eficiente recuperación de cobre arsenical en sociedad minera el Brocal

1.3.2. Hipótesis específicas

- Influye los colectores para incrementar el porcentaje de recuperación de minerales de cobre y elementos asociados de Ag y Au.
- Influye el pH en la flotación para la recuperación de minerales de cobre y elementos asociados de Ag y Au.
- Influye el espumante para un mayor porcentaje de recuperación en el proceso de flotación de minerales de cobre y elementos asociados de Ag y Au.

1.4. JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO

Actualmente en el Perú, existen numerosos yacimientos de Cobre donde la enargita es la mena principal portadora de Cobre y alto contenido de Arsénico; por lo tanto, estos yacimientos representan un serio reto a la metalurgia, ya que importantes depósitos de mineral asociados a la plata y el oro, cobrarían valor comercial y por consecuente beneficio económico para el país (Riofrio, 2016).

La competitividad y los avances en la industria del sector minero metalúrgico se ha ido incrementando con el pasar de los años por ende las empresas han visto por



conveniente incrementar su eficiencia, a través de evaluaciones en sus procesos de extracción, considerando el desarrollo de nuevas alternativas para la obtención de sus productos, garantizando la calidad de estos generaran mayor rentabilidad a la empresa y este trabajo está orientado a mejorar el proceso con lo cual su realización está debidamente justificado.

La optimización del proceso de flotación en toda planta concentradora se da debido a la constante variación de resultados con respecto a grados y recuperaciones, en tal sentido se debe trabajar en buscar una estrategia adecuada para obtener condiciones óptimas para mejorar los resultados metalúrgicos.

Con la dosificación adecuada de reactivos colectores, espumantes a los minerales de cobre del Brocal y la densidad de la pulpa o porcentaje de solidos óptimos en la flotación de minerales, se logrará obtener concentrados de cobre, que actualmente se tiene problemas por la complejidad mineralógica y bajas recuperaciones.

1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Objetivo general

Optimizar el proceso de flotación de cobre arsenical en sociedad minera el Brocal

1.5.2. Objetivos específicos

- Determinar los colectores adecuados en el proceso de flotación para incrementar el porcentaje de recuperación de minerales de Cobre y elementos asociados de Ag y Au.
- Establecer el pH más óptimo para la recuperación de minerales de Cobre y elementos asociados de Ag y Au.



- Determinar el espumante más óptimo para incrementar un mayor porcentaje de recuperación en el proceso de flotación de Cobre y elementos asociados de Ag y Au.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES

Cárdenas y Huamán (2022) su trabajo fue determinar la influencia del P80, el pH y la dosificación de reactivos Z-6 y F-501, en la recuperación de cobre por flotación en la Cia. Minera Antapaccay S.A., la investigación desarrollada fue de carácter tecnológico y cuantitativo con diseño experimental de regresión y correlación lineal múltiple, realizado con una muestra de 4905 m³/h de caudal de pulpa, como técnica principal se utilizó el conocimiento de cantidades muestrales. En un rango de P80 de (240-255) μm se obtuvieron las recuperaciones más altas (84-87) %, mientras tantos valores de P80 menores a 240 μm les dio una tendencia de recuperación a descender (≤ 83.61 %), por lo demasiado fino que esta la partícula. Y con valores de P80 mayores a 255 μm también obtuvieron recuperaciones bajas (≤ 84.40 %), puesto que el tamaño de partícula fue demasiado grande y no se pudo adherir a la burbuja. A un P80 de 242.80 μm se obtuvo una Recuperación de 86.65%, con condiciones de pH de 8.5 y dosis de reactivos Z-6: 20.13 g/TMS y F-501: 17.58 g/TMS, siendo este el punto más alto obtenido, quedando como una estrategia de control operacional de la planta concentradora.

Magno (2022) en su trabajo determino el impacto de los colectores RC415 y MX945 en la recuperación de cobre. Aquí esbozó conceptos clave relacionados con la importancia de los colectores en la flotación de minerales de cobre. Correcta aplicación y uso de escalas metalúrgicas para determinar si el nuevo colector será un reemplazo de los colectores actualmente utilizados en la industria de flotación de minerales. Concluimos que la mineralización existente del yacimiento Toromocho es muy compleja



debido a la alta proporción de silicatos como serpentina y talco. Este último, por su dureza y baja densidad, adquiere propiedades hidrofóbicas y flotantes y compite con los minerales de cobre. Los colectores RC415 y MX945 utilizados actúan instantáneamente con un tiempo de acondicionamiento de 3 minutos previo a la flotación, con rendimientos superiores al 85% a pH 10. El primero es altamente selectivo, mientras que el segundo no es selectivo para la recuperación de mineral de cobre.

Cañi (2021) en su trabajo fue evaluó, comparo y determino que espumante dará mejores resultados en la recuperación de Cobre en el proceso de flotación colectiva. Actualmente El porcentaje de recuperación del circuito de flotación de Cobre de la planta Concentradora de la Unidad Cuajone se encuentra en un valor promedio de 76%, quedando el resto en los relaves, lo que implica una pérdida económica para la empresa. La metodología que se ha utilizado es experimental, para lo cual se ha realizado pruebas de flotación de arenas y lamas, con diferentes tipos de espumantes como Orefloat F – 410 de la empresa “GP Chems”, ER – 410 de “RENASA” y F – 507 de “CYTEC”. Las variables para el presente estudio son la dosificación de espumante Orefloat F-410 86.1(μl) y el flujo de aire es de 20 a 60 (lt/min), lo que ha conducido a un resultado en la recuperación de cobre en la flotación Rougher de 79.38% observándose un incremento en la recuperación en 3.38 puntos porcentuales en comparación con el espumante estándar, concluyendo que si es viable realizar el cambio de reactivo Aerofroth 68 en planta y realizar su seguimiento.

Velásquez (2018) de acuerdo con los resultados de las pruebas de laboratorio que realizó concluyó en lo siguiente: - Las pruebas realizadas en Laboratorio, en donde se reemplazó el colector principal (Xantato 343) revelan que la mejor recuperación de Cu se obtuvo mediante el colector Hostaflo E-501 en comparación con los demás colectores a prueba, aumentando en 2.5 puntos porcentuales la recuperación con respecto a la prueba



estándar a recuperaciones másicas similares. Si bien la recuperación de Cu aumenta con este colector, la recuperación de Molibdeno no se ve incrementada por ninguno de los reactivos probados.

- De acuerdo con las pruebas realizadas en laboratorio, en donde se varió la dosificación de Hostafлот E-501, se evidencia que a medida que se disminuye el Xantato 343 y aumenta el reactivo a prueba. Estas dos alternativas logran un aumento de dos puntos porcentuales en la recuperación de Cu en comparación con la prueba estándar, sin lograr un efecto significativo en la recuperación de Molibdeno.

Hanco (2018) en su trabajo de investigación llegó a las siguientes conclusiones: La finalidad de las pruebas de Flotación realizadas, fue para comparar con que reactivo y a qué condiciones se tiene que trabajar para alcanzar una mayor recuperación del elemento de interés que en este caso es Cu, y se concluye que el reactivo que mejor se acomoda es el Aero MX 3754 Promoter de la Compañía Solvay Group. Con los reactivos alternativos Solvay, se obtiene una Recuperación de Cu de 77.3% frente a 65.4% (PAX), se obtiene una mejoría en 12%, lo cual es favorable. En función al menor arrastre de Fe, se obtiene que con el reactivo Solvay muestra 4.2% frente a 6.1% (PAX), 2 puntos de diferencia a favor de la alternativa. Mediante este diseño de experimentos, se obtiene que, para lograr una mejor recuperación de Cu, menor arrastre de Fe y disminuir el RCM, se opta por el colector Aero 3473 Promoter de la Compañía Solvay Group, bajo ciertas condiciones. Según su MSDS, estos reactivos no provocan sensibilización a la piel, no provoca sensibilización respiratoria, el producto es considerado como no genotóxico, este producto no se considera carcinógeno.



Salas y Pocco (2018) en su trabajo los autores estudiaron la Recuperación de Cobre de los Minerales Sulfurados, mediante el proceso de flotación, obtenido de las faenas mineras ubicado en el Yacimiento Katanga de la comunidad de Uchuccarcco, Distrito de Chamaca, Provincia de Chumbivilcas, Región Cusco. Manifiestan que el proceso de flotación de minerales sulfurados de cobre, siempre dependen de las variables del proceso, como granulometría de la molienda, dosis del colector y pH durante el proceso de flotación. Los resultados de este estudio se utilizarán para una pequeña planta concentradora que hace uso del proceso de flotación, la cual está ubicada cerca al yacimiento. Mediante el proceso de flotación; las conclusiones a las que llegaron fue que obtuvieron un buen porcentaje de recuperación de 89.82% para una granulometría de 60% pasante malla 200, a una dosis de 60g/TM de colector Z-11 y un pH de 8 donde demostraron que fue óptima la recuperación de cobre.

Nuñez (2018) en su estudio se determinó el cobre determinando la dosis de colector de mercaptobenzotiazol sódico (MBT), estableciendo una distribución granulométrica e identificando el tiempo óptimo de flotación para la recuperación del mineral óxido de cobre. Dirigido a optimizar el proceso de flotación del oro. Como resultado, flota con el sulfuro, aumentando la recuperación y minimizando la ley de cobre-oro que ingresa a la cola. Los datos aplicados son tres variables (algoritmo del yate) para la determinación de las variables que intervienen en la vacancia cobre-oro utilizada para determinar comportamiento y efecto (colector MBT, distribución granulométrica y tiempo de vacancia). El plan factorial (colector MBT) fue (0.22 g/Tn), y el tiempo aproximado para alcanzar el nivel máximo en la granulometría (74% -malla 200) fue de 43 minutos en varias etapas y 94% Cu- en etapas gruesas, cuando se obtuvo a nivel de planta de enriquecimiento, da concentrados de mejor calidad, cuya regla es del 96%. Los resultados concluyen que la relación de recuperación de cobre-oro y el fortalecimiento



económico para los beneficios sociales y la expansión de las plantas de procesamiento de minerales se optimizó y fortaleció al máximo.

2.2. MARCO TEÓRICO

2.2.1. Flotación

Sutulov (1963) afirma que la flotación es un proceso fisicoquímico basado principalmente en la hidrofiliidad e hidrofobicidad de los minerales. Consiste en la separación de materiales de distinto origen realizada a partir de aquellas pulpas acuosas mediante burbujas de aire.

El fenómeno de flotación de un mineral ocurre en el agua donde las partículas sólidas están suspendidas y conduce a la unión de algunos tipos de sólidos a las burbujas generadas por la pulpa. De manera similar, otros tipos de sólidos se adhieren al agua en la que están suspendidos al mismo tiempo. La flotación de los sólidos adheridos a las burbujas permite que estas se eliminen de la pulpa como una espuma con una composición diferente a la de la pulpa (Gaudin, 1922).

La flotación significa separar uno de los componentes del mineral del resto flotando en o sobre la superficie de una pulpa hecha de mineral finamente pulverizado y agua (Taggart, 1921).

En el fenómeno de flotación, la unión de partículas a burbujas está determinada por la hidrofobicidad de la superficie de la partícula. La adsorción selectiva por el colector hace que la superficie de la partícula sea hidrofóbica (Sutulov, 1963).

De manera similar, Sutulov (1963) confirma que la flotación se considera una técnica de enriquecimiento que aprovecha las diferencias en la superficie mineral o propiedades interfaciales. Se basa en la adhesión de unos sólidos a las burbujas

producidas por una solución acuosa llamada pulpa. Las burbujas transportan minerales hidrófobos a la superficie donde se recolectan y se utilizan como concentrados. La parte que no se adhiere a las burbujas se queda en la pulpa y forma el relave.

La flotación de minerales se basa en el principio de Arquímedes. La figura 1 muestra la adhesión de partículas de cobre en el aire según el principio de Arquímedes. "Un objeto que está total o parcialmente sumergido en un fluido estacionario experimenta una presión de abajo hacia arriba que es igual al peso del volumen del fluido al que evacua".

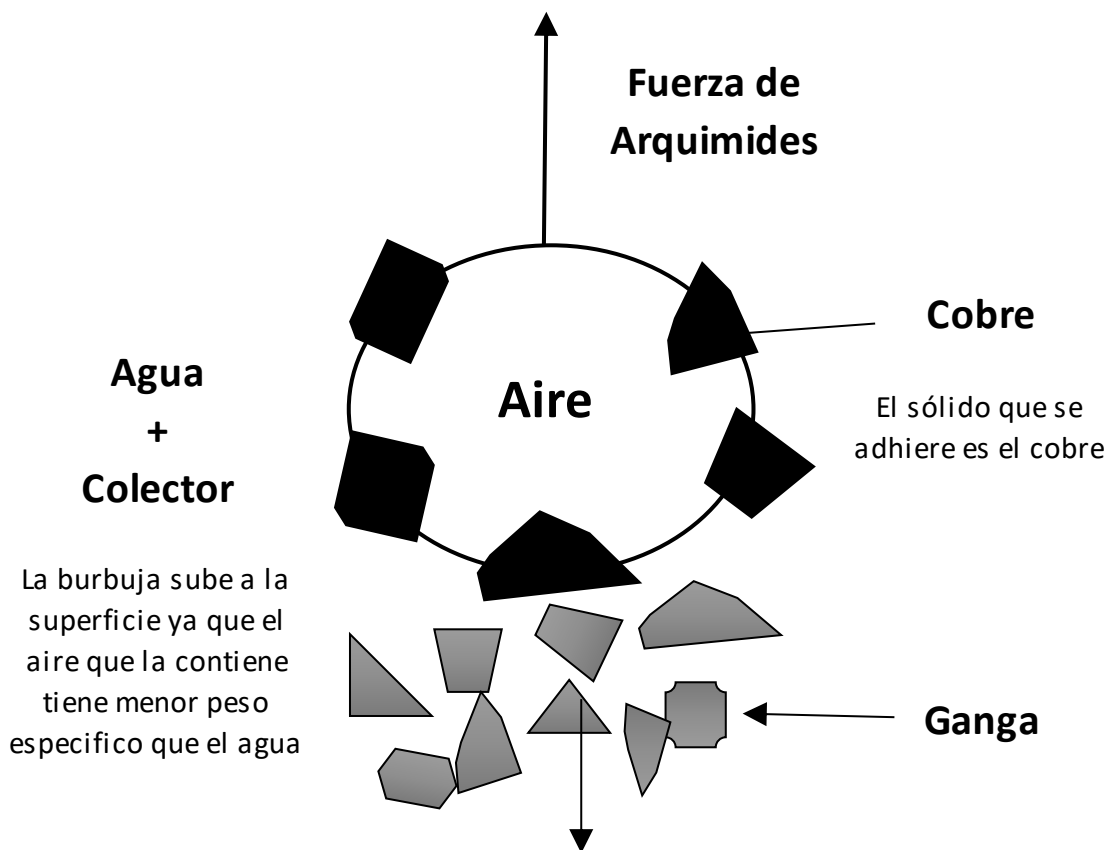


Figura 1. Adherencia de partículas de Cobre en Aire

Fuente: Adaptado de manual de operaciones de Antapaccay (2019).

Como se observa en la Figura 2, la flotación está estrechamente relacionadas con tres factores.

Estos factores interactúan dentro del sistema. Tienen un comportamiento interdependiente, por lo que es importante tratar a cada uno de forma especial. Es recomendable buscar un valor en el sistema que funcione bien dentro del sistema de flotación de minerales.



Figura 2. Factores de interacción de la flotación

Fuente: Adaptado de Mineralurgia II (p.77), por Linares (2014).

2.2.2. Mecanismos de flotación

Para probar y analizar el mecanismo de flotación, es importante saber qué sucede entre las burbujas y las partículas minerales, que forman una conexión estable.



El proceso de flotación se basa en la hidrofobicidad e hidrofilia de las partículas que se procesan y separan. Este es un fenómeno del comportamiento de los sólidos tratados con agua, y la humectabilidad que exhiben es clara. Los metales naturales, los sulfuros como el grafito, la antracita, el talco, etc. no pueden humedecerse con agua y se denominan minerales hidrófobos por naturaleza. Por otro lado, tenemos minerales hidrófilos y parcialmente mojables con agua como óxidos, sulfatos, silicatos y carbonatos. Los minerales hidrofóbicos son aeróbicos y tienen buena afinidad por las burbujas, mientras que los minerales hidrofílicos son aeróbicos y no se adhieren a las burbujas (Linares, 2014).

Por lo tanto, para promover la flotabilidad, es esencial aumentar la hidrofobicidad de las partículas minerales. Esto se hace usando un reactivo químico llamado colector.

Las partículas de minerales preciosos están recubiertas por colectores y se adhieren a su superficie a través de partes polares, que le confieren hidrofobicidad.

El agente espumante sirve para formar burbujas del tamaño y calidad ideal para el proceso. La pulpa debe estar en constante movimiento para el contacto partícula-burbuja. Este contacto requiere lo siguiente:

- Reunirse
- Condiciones preferibles para producir una combinación de partículas y burbujas.

Cuando las partículas y las burbujas se encuentran, llegan a un punto en el que la película de agua que las separa se vuelve muy delgada. La tensión superficial existente debe superarse en este punto para que las partículas se acerquen a las burbujas. En el caso de las partículas hidrofílicas, son muy resistentes en el momento en que se encuentran

con las moléculas de agua, por lo que no superan la tensión superficial y las partículas no flotan.

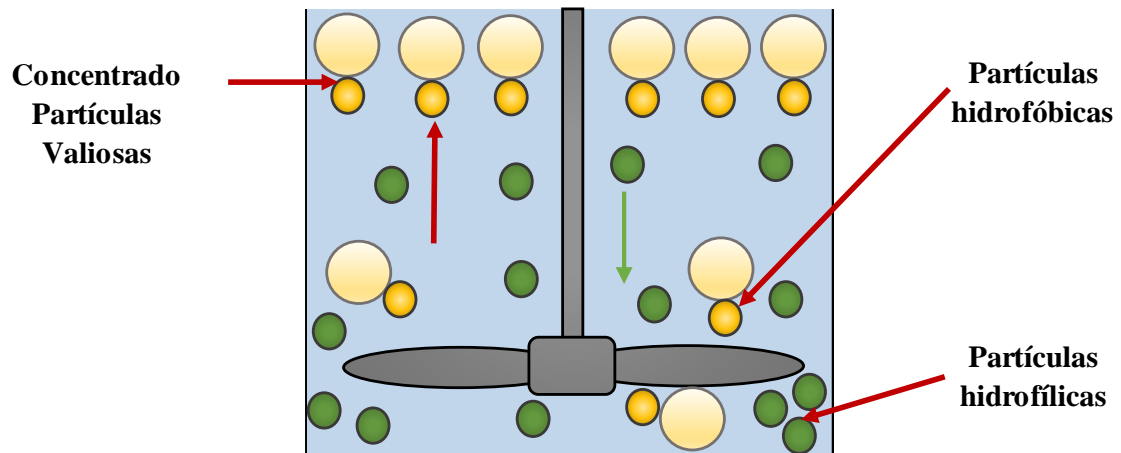


Figura 3. Esquema de una partícula hidrofóbica e hidrofílica

Fuente: Adaptado de Mineralurgia II (p.5), por Linares (2014).

2.2.3. Tipos de flotación

Hay flotación de espuma, película y aceite.

Actualmente, la flotación por burbujas es la más popular en nuestro país.

- **Flotación directa.** Esto es cuando los minerales preciosos están contenidos en la espuma (concentrado) y los minerales no preciosos están contenidos en la pulpa como residuos o adhesivos.
- **Flotación indirecta o inversa.** Esto se da cuando la ganga se encuentra en la espuma concentrada y los minerales valiosos están presentes en la pulpa como un relave que luego será recuperado.
- **Flotación bulk o colectiva.** Esto ocurre cuando todos los minerales preciosos del mineral se extraen con el mismo concentrado y los materiales sin valor o gangas se extraen con los relaves.

- **Flotación selectiva o diferencial.** Este es el caso cuando la acción selectiva del reactivo químico particular agregado da como resultado un solo mineral valioso como concentrado en proporciones y concentraciones más altas. (Linares, 2014).

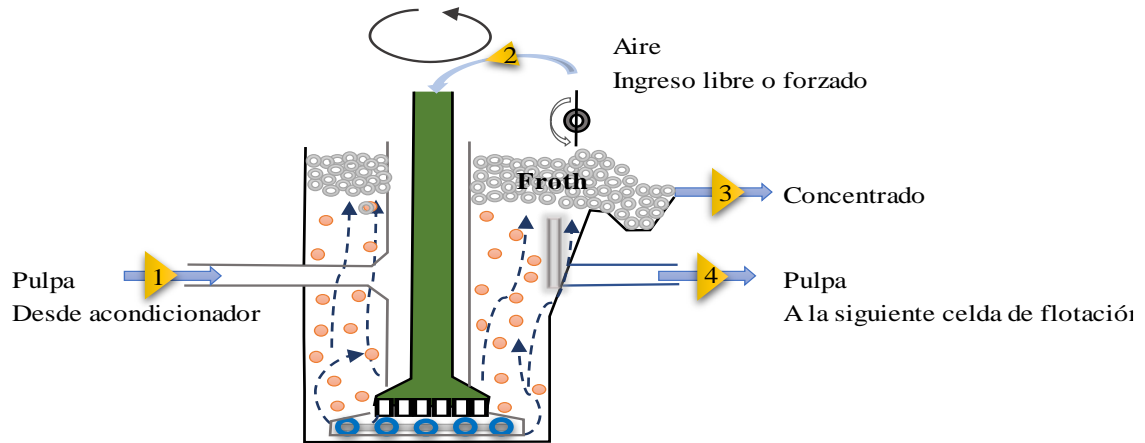


Figura 4. La flotación en una celda mecánica convencional

Fuente: Adaptado de Mineralurgia II (p.7), por Linares (2014).

2.2.4. Fases de la flotación

Son las que se presentan a continuación

- Fase líquida. Consiste en agua.
- fase gaseosa. Consiste en aire proporcionado por un dispositivo como un soplador o aire natural por inducción.
- Fase sólida. Representado por los minerales que se separan (Sutulov, 1963).

2.2.5. Reactivos químicos utilizados en la flotación

Se requiere la presencia y acción de reactivos químicos para lograr una flotación efectiva.

Los reactivos químicos son:

2.2.5.1. Colectores

Son compuestos orgánicos que poseen estructura heteropolar y asimétrica, y su función principal es adsorberse a la superficie de minerales preciosos para proporcionar y aumentar la hidrofobicidad. Se basa en la reducción de la energía libre superficial de los minerales.

Hidrata hasta el punto en que se puede formar el entorno de contacto de fase (mineral-agua-aire), y promueve la adhesión de las partículas minerales a las burbujas (Linares, 2014).

La mayoría de los colectores tienen partes polares y no polares, como se muestra en la Figura 5. Encontrar el pH correcto para el reactivo es importante para así mejorar el rendimiento del colector

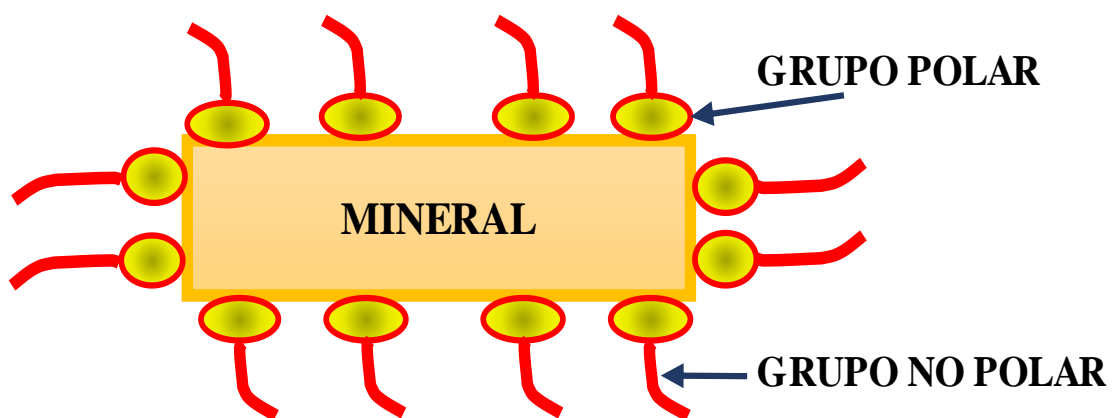


Figura 5. El colector como un compuesto heteropolar

Fuente: Adaptado de Mineralurgia II (p.38), por Linares (2014).

La parte no polar o apolar de una molécula está representada por radicales hidrocarburos que no reaccionan con los dipolos del agua, dando al mineral la hidrofobicidad requerida.

La parte polar o iónica es el resto que se adsorbe en forma selectiva en la superficie del mineral ya sea por quimisorción o atracción electrostática (fisisorción) a la superficie del mineral (Linares, 2014). La figura 6 muestra el esquema de la estructura del colector.

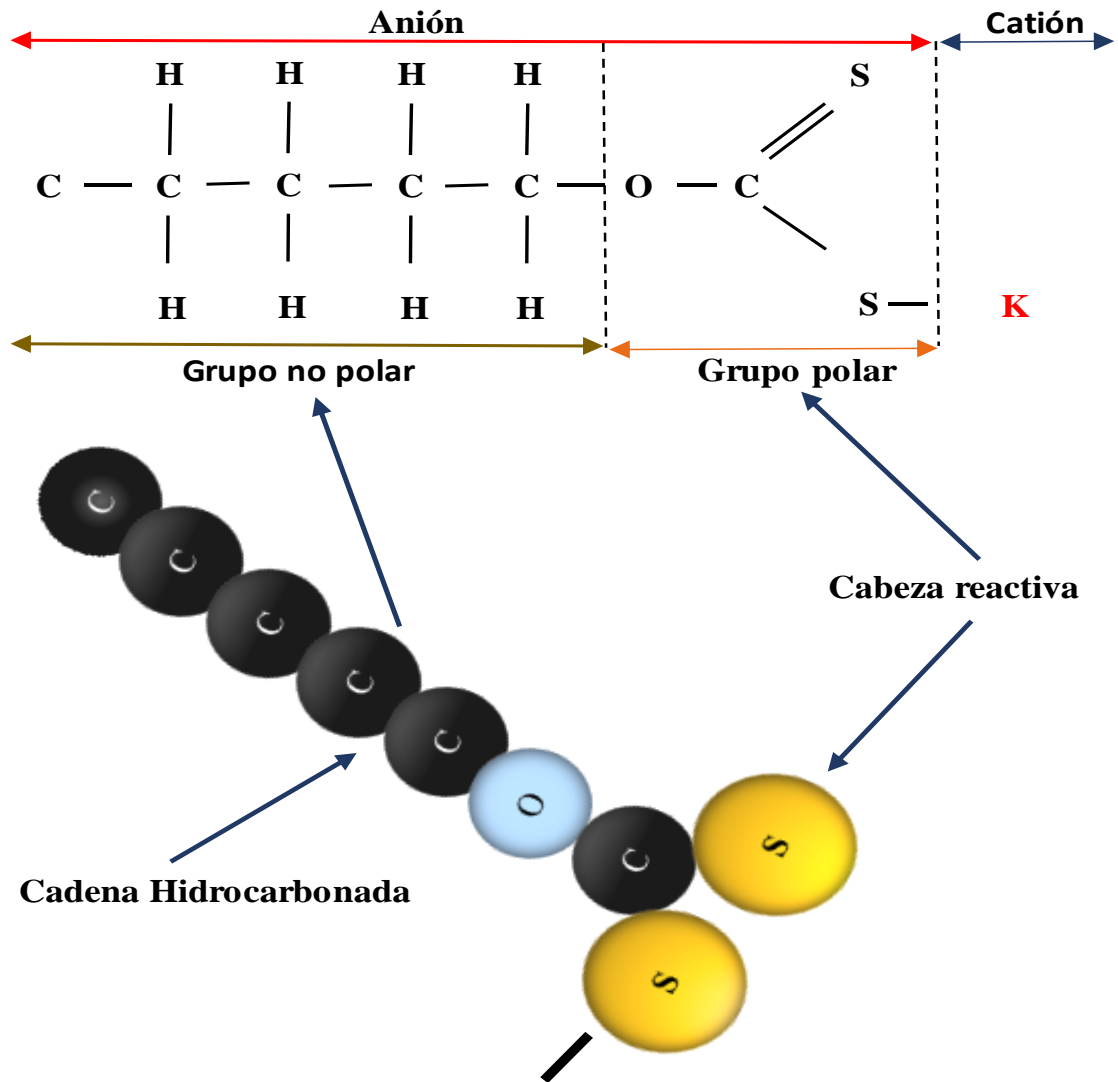


Figura 6. Esquema estructural de un colector

Fuente: Adaptado de Mineralurgia II (p.39), por Linares (2014).

El rendimiento de los colectores depende de la alcalinidad de la pulpa, la aparición de iones OH promueve la adhesión a la superficie del mineral, pero en pulpa ácida estos logran hidrolizarse y romper completamente los enlaces químicos de los componentes.

2.2.5.1.1. Clasificación de los colectores

Se clasifican según su solubilidad o disociación en solución acuosa, teniendo en cuenta el tipo de iones que producen el efecto hidrofóbico.

Se dividen en dos grandes grupos.

- Colectores de generación de iones, tienen la particularidad de disociarse en iones
- Los colectores no iónicos tienen un efecto más molecular

La clasificación general se muestra en la Figura 7

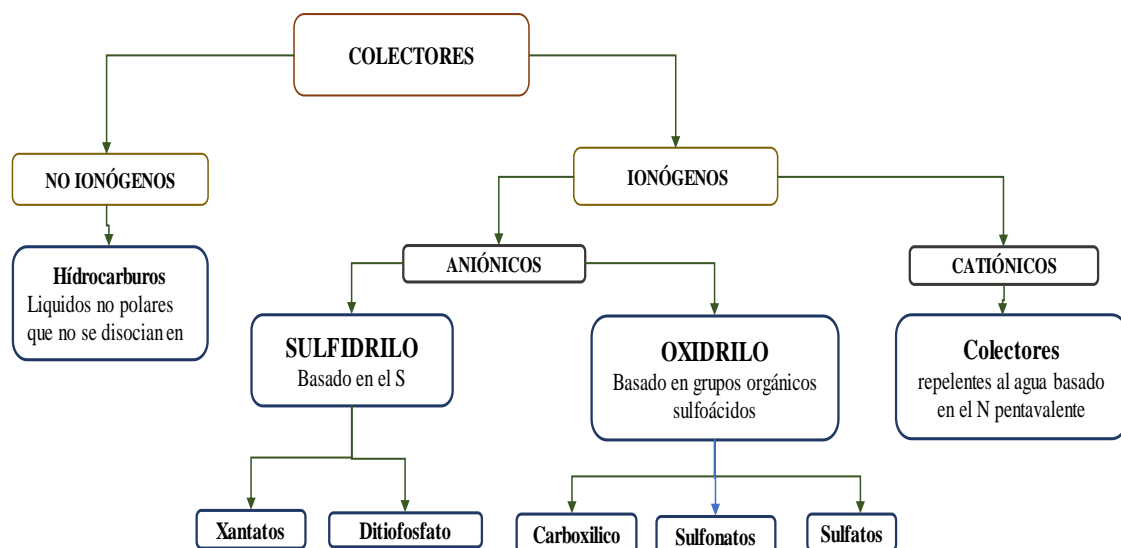


Figura 7. Clasificación general de los colectores

Fuente: Adaptado de Mineralurgia II (p.39), por Linares (2014).

a. Colectores aniónicos

Estos colectores se usan más comúnmente en la flotación de minerales debido a su selectividad asociada y su fuerte adhesión a la superficie de los minerales preciosos.

Estos se clasifican según la estructura de los grupos polares.



- Colector de aniones de sulfhidrico o sulfhidrilo
- Colector de aniones hidroxilo.

Los colectores de aniones son los reactivos más utilizados en la industria minera debido a su efectividad en la flotación de minerales de metales pesados no ferrosos, especialmente sulfuros. Su principal característica es que su grupo lipofílico contiene sulfuros divalentes (Linares, 2014).

Los reactivos colectores de aniones ampliamente utilizados son el xantogenato, conocido técnicamente como xantatos y el ditiofosfato o aerofloat.

b. Los xantatos o xantogenatos

Son sales de xantato y son los primeros colectores orgánicos hidrosolubles.

Se basan en tres elementos.

- Disulfuro de carbono
- Alcalina (sosa cáustica)
- Alcohol (etanol, metanol, etc.)

La selectividad de estos reactivos no trata a cada especie mineral de forma especial, ya que genera la flotación de los sulfuros existentes, ya sea en pequeñas o grandes cantidades, los primeros sulfuros más susceptibles flotan, pero usar pequeñas cantidades es demasiado caro, también flotan partículas no deseadas (insolubles). Los xantogenatos pueden actuar en circuitos ácidos y alcalinos. Para un mejor rendimiento, se recomienda trabajar en circuitos alcalinos por encima de pH 7 (Antapaccay, 2019).

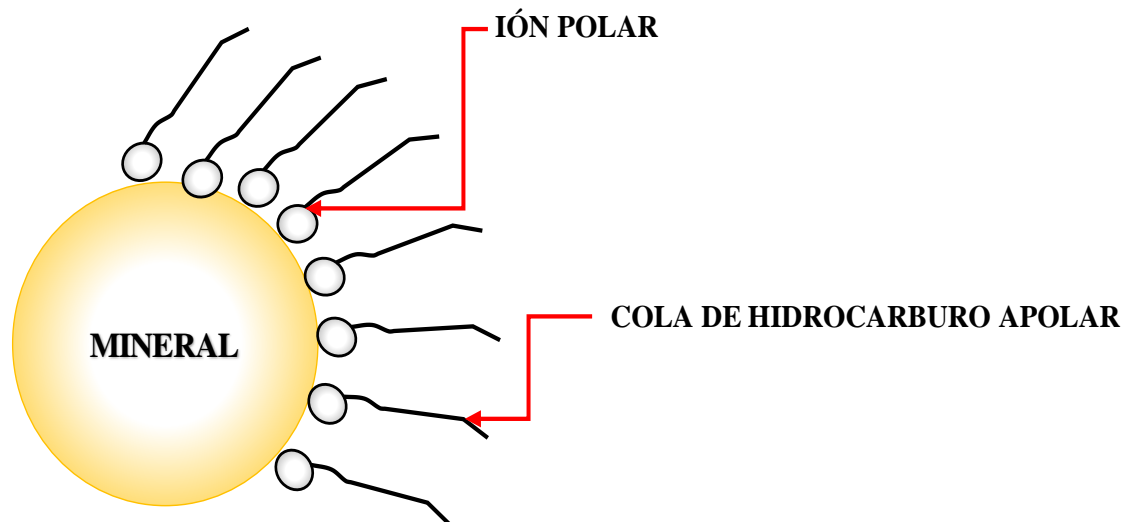


Figura 8. Adherencia del colector a la superficie del mineral

Fuente: Adaptado de Manual de operaciones, de Antapaccay (2019).

c. Xantato amílico de potasio (Z-6)

Su representación química es: $C_5H_{11}OCS_2K$

Este xantogenato tiene el poder colector más alto y se usa con mayor frecuencia en la minería a gran escala.

Es el mejor colector para la flotación de sulfuros de cobre, minerales de plomo entre otros.

También se utiliza en el tratamiento de otros minerales como la pirrotita, la arsenopirita, el sulfuro de níquel y cobalto y algunos sulfuros de hierro que contienen oro.

El poder selectivo del xantato amílico de potasio depende de la dosificación del producto. Por ejemplo, dosis muy altas son muy dañinas ya que la tasa de flotación aumenta demasiado y hay demasiadas impurezas insolubles para obtener concentrados. De lo contrario, dosis muy bajas impiden que todas las partículas preciosas floten, llegando así a los relaves y reduciendo el rendimiento obtenido (Antapaccay, 2019).

2.2.5.2. Espumantes

Son tensioactivos heteropolares que se adsorben fácilmente en la superficie de la interfase agua-aire. El propósito del agente espumante es hacer que las burbujas se vuelvan viscosas y evitar que se unan y que no exploten cuando salgan a la superficie. La estructura polar del propulsor se adsorbe en la superficie de la interfaz agua/aire, y la parte no polar mira hacia el aire (Linares, 2014). La Figura 9 muestra el esquema de adsorción del espumante. La eficiencia del agente espumante depende del pH de la pulpa y su capacidad espumante se maximiza cuando el reactivo está en forma de molécula.

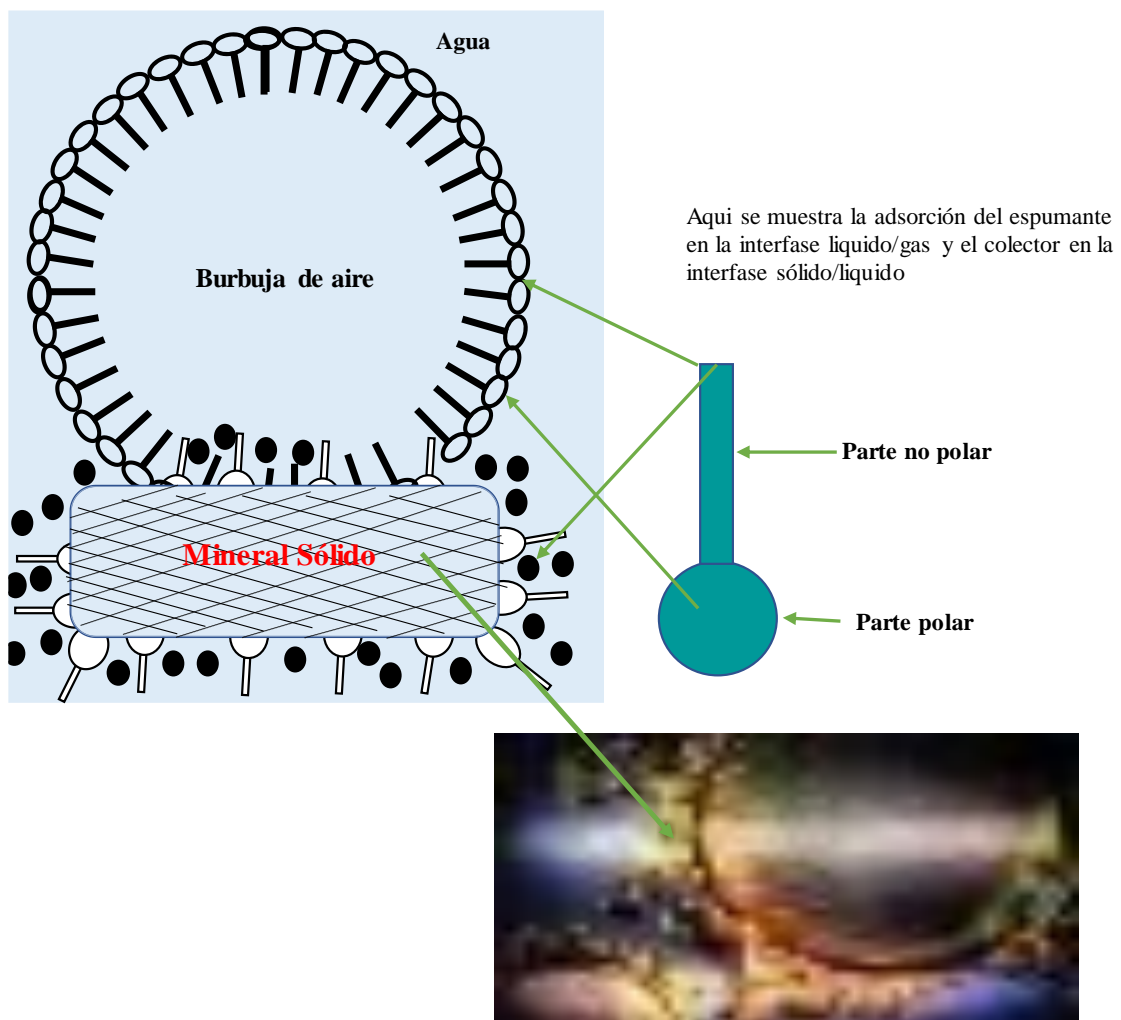


Figura 9. Esquema de adsorción de espumante en una burbuja de aire

Fuente: Adaptado de Mineralurgia II (p.51), por Linares (2014).



En la flotación de sulfuro de cobre, el metil isobutil carbinol (MIBC) es el espumante más utilizado debido a su bajo costo y capacidad para generar burbujas grandes y estables. Hoy en día, es común en las plantas de procesamiento utilizar mezclas tipo espumógeno para mejorar las propiedades individuales.

La fórmula química del MIBC es: $C_6H_{14}O$

2.2.5.3. Modificadores de pH

El rendimiento de los reactivos químicos de flotación está en función a la alcalinidad o acidez de la pulpa. El pH es una de las variables que se pueden medir fácilmente en el proceso de flotación (Linares, 2014).

En la mayoría de los casos, las plantas concentradoras de sulfuro trabajan con pulpa alcalina para lograr resultados metalúrgicos insuperables, y la pulpa alcalina evita la corrosión de los equipos metálicos utilizados en el proceso. Los modificadores de alcalinidad más utilizados en el proceso de flotación son la cal (CaO) y el hidróxido de sodio ($NaOH$). La cal se usa más comúnmente debido a su alto valor económico, pero si los iones de calcio causan problemas, se deben usar hidróxidos (Linares, 2014).

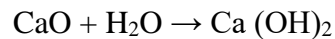
Con el pH correcto, la flotación se desarrolla de manera eficiente y normal. Estos pueden ser reactivos depresores, activadores, dispersantes, etc. (Codelco, 2019).

La cal

Este es el regulador de pH y alcalinidad más utilizado en la actualidad. Su uso en la flotación es en forma de cal apagada, $Ca(OH)_2$. La cantidad de cal requerida depende del pH requerido para la operación, del funcionamiento de la espuma de flotación, la presencia de óxidos, etc. (Antapaccay, 2019).



Cuando se diluye con agua, la cal provoca las siguientes reacciones:



Conocido como lechada de cal cumple dos funciones principales.

- Los minerales que contienen pirita producen una acidez considerable durante la molienda, lo que impide deprimir, reduciendo la posibilidad de flotabilidad.
- Mantener la alcalinidad óptima para la flotación de cobre, sirve para neutralizar la acidez de la pulpa y así precipita las sales presentes en el agua.

2.2.6. Factores influyentes en el proceso de flotación

- Tamaño de la burbuja. El tamaño de las burbujas en la base de la espuma es idéntico al tamaño de las burbujas que ascienden a través de la pulpa. Cuando las burbujas alcanzan la parte de la espuma, se fusionan en una burbuja más grande.
- Probabilidad de colisión entre partículas grandes y burbujas. Las partículas más grandes son menos susceptibles a las líneas de flujo de pulpa y es más probable que choquen con las burbujas de aire.
- Probabilidad de colisión de partículas. -Probabilidad de colisión significa que es una colisión entre partículas, lo que corresponde al número de partículas que chocan realmente con respecto al número de partículas en el camino de la burbuja.
- Tiempo de contacto. Se considera como el tiempo que tardan las partículas en deslizarse alrededor de las burbujas.
- Tiempo de inducción. – El tiempo de inducción representa el tiempo que necesitan las partículas para penetrar la película de agua para adherirse a las burbujas.



- Velocidad de flotación (cinética flotante). La velocidad de flotación depende de varios factores. Por ejemplo: A medida que aumenta la cantidad de espuma, aumenta la velocidad de flotación. Así mismo cuanto más hidrofóbicas son las partículas, mayor es el porcentaje de flotabilidad.
- Separación de burbujas de aire o fuerza de desprendimiento. Las partículas adheridas a las burbujas están expuestas a varias fuerzas que pueden romper esta conexión. Por ejemplo, fenómenos como la turbulencia de la pulpa, la gravedad y la rápida desaceleración pueden causar este desprendimiento y separación.
- Comportamiento de partículas en burbujas. Para que las burbujas se estabilicen, las partículas adheridas a las burbujas deben bloquear el paso de otras partículas. Otra forma de estabilizar la espuma es reducir el drenaje cuando las partículas no adhesivas quedan retenidas por este bloqueo y se juntan (Antapaccay, 2019).

2.2.7. Circuitos de flotación y equipos

Hay tres circuitos de flotación que son: Rougher, Scavenger y Cleaner.

Circuito de flotación Rougher: Por su alta velocidad de flotación, es la primera etapa de flotación donde se recuperan los minerales de cobre más preciados. Se obtiene aproximadamente un 12-15% de concentrado de Cu.

Circuito de flotación Scavenger: Este es un circuito de flotación que sigue al circuito rougher.

En esta etapa, la pulpa en sí se agota o empobrece, eliminando el sulfuro restante y reduciendo el cobre en su espuma. Se obtiene productos que contienen 2-4% Cu en el concentrado.

Circuito de flotación Cleaner: En este circuito se recibe el concentrado del circuito rougher y scavenger y se alimenta el producto a través de una serie de procesos.

Se ajusta con un promedio de 30-35% de Cu en el concentrado, de donde se traslada al espesador del concentrado.

La figura 10 muestra la representación tradicional del circuito de flotabilidad.

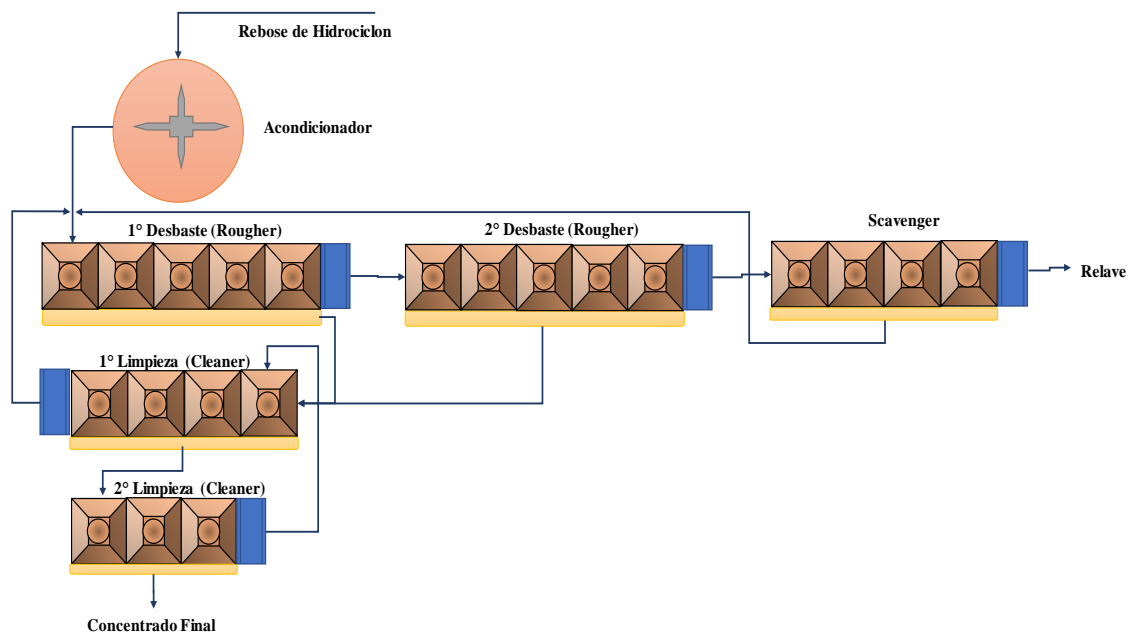


Figura 10. Representación convencional de circuitos de flotación

Fuente: Adaptado de Mineralurgia II (p.10), por Linares (2014).

2.2.8. Funciones de las celdas de flotación

Poseen las siguientes:

- Si las partículas están suspendidas en pulpa, no ocurrirá sedimentación.
- Crear una ventilación óptima.
- Promueve colisiones y adherencias entre burbujas y partículas minerales.
- Favorece la estabilidad a través del descanso sobre la columna de espuma.

- Proporciona un transporte concentrado y eficiente de la pulpa suministrada a la celda de relaves.
- Facilita la regulación de los niveles de pulpa, aireación y grado de agitación en las celdas (Bravo, 2010).

2.2.9. Zonas de las celdas de flotación

Las principales zonas de la celda de flotación son:

- Zona de mezcla. Aquí es donde las partículas minerales entran en contacto con las burbujas.
- Zona de separación. A medida que las burbujas disminuyen unas de otras, se eliminan las partículas no valiosas.
- Zona de espumas. La espuma mineralizada es estable y debe descargarse de la celda como un concentrado (Bravo, 2010).

La zona de la celda de flotación se muestra en la Figura 11.

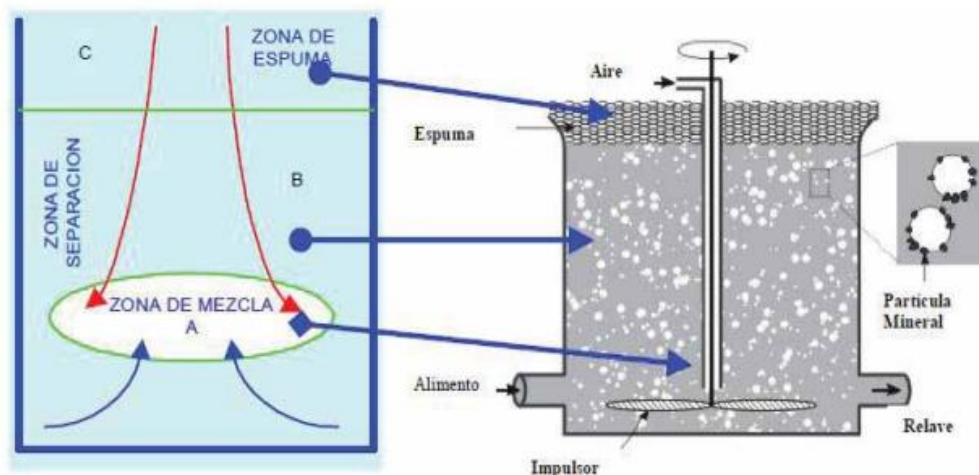


Figura 11. Zonas de una celda de flotación

Fuente: Adaptado de Mineralurgia II (p.105), por Linares (2014).



2.2.10. Enargita

El arsénico se presenta naturalmente en su estado elemental o en más de 200 formas en varios minerales como arseniuro, sulfuros, óxidos, arsénato y arsénitos (Smedley y Kinniburgh, 2002). Se vende en cantidades mayores que la arsenopirita, FeAsS y los minerales de sulfuro de hierro y arsénico (34% y 46% en peso, respectivamente) y tiene poco valor comercial.

El arsénico se genera en depósitos de cobre en combinación con hierro, azufre y cobre para formar polimorfos de enargita, tennantita, minerales de sulfosales, $\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$ o minerales polimorfos principales. Debido a su alto contenido de Cu (alrededor del 50%), es muy importante metalúrgicamente y, por lo tanto, son económicamente interesantes.

La forma en que se colocan los átomos de Cu, As y S en la red cristalina de estos minerales define la forma en que representan las sales de azufre. Incluso reemplazando el átomo de arsénico (As) con antimonio (Sb) se forma el producto comercialmente disponible de mineral de cobre, como la famatinita Cu_3SbS_4 o tetraedrita $\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$ (Long *et al.*, 2012).

Las características distintivas de la enargita en comparación con otros sulfuros de cobre en flotación se han establecido en función de las propiedades físicas y químicas del mineral, así como de sus propiedades semiconductoras (Lotter *et al.*, 2016).

Las tablas 1 y 2 muestran un resumen de las propiedades de la enargita teniendo en consideración sus propiedades físicas y químicas.

Tabla 1. Principales características físicas de la enargita

Característica	Descripción / valor
Raya	Negra grisácea
Color	Gris plata, gris oscuro a negra con eventuales reflejos violáceos
Transparencia	Opaca
Brillo	Metálico
Dureza	3
Densidad, g/cm ³	4.4
Masa molecular, g/mol	393.8
Hábito	Cristales alargados, tubulares con rayado vertical, granular y masivo
Punto de fusión °C	670

Fuente: Brodtkorb y Crosta (2011).

Tabla 2. Principales características químicas de la enargita

Propiedad	Descripción / valor
Fórmula	Cu ₃ As S ₄
Composición % peso	Cu: 48.5; S: 32.5; As: 19.0
Asociaciones comunes	Esfalerita, calcopirita, luzonita, tetraedrita, bornita, pirita, etc.
Impurezas	Trazas de zinc, antimonio y hierro pueden ser sustituciones del arsénico
Similares	Luzonita y tennantita

Fuente: Brodtkorb y Crosta (2011).

2.2.11. Flotación de enargita

En los últimos años se ha estudiado la separación selectiva de la enargita frente a los sulfuros de cobre similares por flotación. En algunos de los resultados reportados se

observa la selectividad dada bajo control de potencial de la pulpa, reactivos colectores, depresores y agentes oxidantes.

2.3. MARCO CONTEXTUAL

2.3.1. Ubicación y acceso

Sociedad Minera El Brocal realiza sus operaciones en la unidad de producción Colquijirca y la Planta Concentradora de Huaraucaca, localizadas en el distrito de Tinyahuarco, provincia y departamento de Pasco, ubicada geográficamente en los andes centrales del Perú a 4250 m.s.n.m.

El acceso está facilitado por la carretera asfaltada Lima - La Oroya - Cerro de Pasco en un recorrido aproximado de 290 Km, a partir de la cual bifurcan carreteras afirmadas a los yacimientos de Colquijirca, Marcapunta y planta concentradora de Huaraucaca



Figura 12. Mapa de operaciones de la sociedad minera el Brocal

Fuente: Página oficial sociedad minera el Brocal.



2.3.2. Mineralización

Marcapunta Norte

Con los laboreos mineros y varios sondajes diamantinos en el área de Marcapunta Norte, se ha logrado reconocer 02 estructuras mineralizadas tipo manto, ubicadas una encima de la otra: el “manto mineralizado” es la estructura superior ubicada a unos 80 m debajo de la superficie y las “Brechas mineralizadas”, estas últimas, a aproximadamente 20 y 30 m por debajo del “manto mineralizado, es decir a 100 y 150 m debajo de la Superficie”.

En el manto mineralizado, predomina la silicificación intensa, argilización moderada y poca caolinización por zonas. En la brecha, la silicificación es menor, mientras que la caolinización y sericitización es pronunciada por zonas. La alteración más favorable en relación a la mineralización económica es la silicificación asociada con pirita masiva y cristalizada.

La mineralización en los mantos consiste principalmente en pirita y enargita. La mineralización en la brecha consiste principalmente de pirita, enargita y ocasionales ocurrencias, de calcopirita. La pirita ocurre en casi toda el área mineralizada, posterior a la silicificación, esto es posterior a la cristalización del cuarzo y constituye la primera fase de precipitación de sulfuros. La enargita, es el principal mineral económico del proyecto ocurre estrechamente relacionada con la pirita. La enargita ocurre paragenéticamente posterior a la silicificación (cuarzo) y a casi la totalidad de la pirita.

El oro se presenta a escala microscópica, ya que es uno de los minerales de granulometría más fina. Solo muestras con un contenido mayor a 5 ppm de Au han revelado granos de oro lo suficientemente grandes para su reconocimiento y estudio bajo el microscopio. Sobre la base del estudio de secciones pulidas, la dimensión de la mayoría



de granos de oro visible microscópicamente fluctúan entre $0.5 \mu\text{m}$ y $4\mu\text{m}$, no obstante, en algunas muestras ha sido posible observar granos de hasta $8 \mu\text{m}$ – $10 \mu\text{m}$ por $3\text{-}5 \mu\text{m}$ de ancho. El oro ha sido reconocido en granos aislados asociados fundamentalmente a enargita, también se ha observado oro asociado directamente a tennantita, en tallas de hasta $5 \mu\text{m}$ de largo.

Los mantos mineralizados están emplazados mayormente en calizas, dolomías y margas de la Formación Calera. La brecha mineralizada está emplazada esencialmente en conglomerados, brechas, y vulcanoclástos, probablemente pertenecientes al Conglomerado Shuco en estructuras intercaladas. Hacia el Sur, la brecha mineralizada se extiende persistentemente, se hace más potente y profundiza más.

También se ha podido determinar la presencia en un pequeño stock intrusivo de probable composición dacítica, en la parte central de Marcapunta Norte, que corta parte de la secuencia sedimentaria y se extiende por debajo de la brecha mineralizada y probablemente haya levantado a parte de los sedimentos, formando una estructura cómica cerca de la zona explotada de Marcapunta Norte, estando en la actualidad erosionado toda la cobertura sedimentaria y a expuesto el afloramiento del intrusivo. Dicho stock presenta una alteración argílica generalizada.

Mediante los laboreos mineros también se ha determinado la presencia de tobas y brechas volcánicas, que demuestran la actividad magmática en el área. Parte de estas tobas y brechas, parecen haberse depositado cuando los sedimentos calcáreos y arcillosos estaban en pleno proceso de depositación, en un ambiente probablemente lacustre, que permitió la re-depositación de horizontes tobáceos. Este último puede corresponder a la denominada brecha mineralizada.



Existen tobas y brechas volcánicas posteriores a la depositación de las primeras, y se hallan emplazadas en la parte alta e intermedia del Cerro Marcapunta; estos posiblemente representan la etapa volcánica precedente al emplazamiento del intrusivo porfirítico cuarcífero.

Marcapunta SurOeste

Ubicado en la parte Sur Oeste del Cerro Marcapunta, la mineralización se ha reconocido mediante sondajes diamantinos y labores de exploración.

La mineralización de Marcapunta Sur Oeste está alojada principalmente en el denominado Horizonte Prospectivo, de geometría estratiforme a manera de lente con su eje mayor en dirección Norte - Sur, a unos 300 m de profundidad. Este horizonte prospectivo está alojado en brechas silicificadas. Se distinguen 02 tipos principales de mineralización: óxidos en la parte superior y sulfuros en la parte inferior.

- **Óxidos (Au ± Ag):** La zona de óxidos contiene algo de mineralización aurífera en cuerpos de geometría tabular y potencias que pueden llegar hasta 40.00 m. Corresponde principalmente a sedimentos vulcanclásticos y/o brechas hidrotermales y dacitas, fuertemente oxidadas con presencia de hematita + goethita + escorodita.

- **Sulfuros de Cu:** Presenta 03 sub tipos:

Cobre Arsenical (Cu ± Au): Mineralización constituida principalmente por enargita, alojados en las Brechas silicificadas con matriz de pirita masiva + enargita, englobando clastos silíceos y acompañados por alunita blanca/rosácea como mineral de alteración. Los sedimentos vulcanclásticos y los niveles conglomerádicos también



presentan enargita, sea como disseminaciones y venillas y como reemplazamientos, respectivamente.

Otra manifestación de la mineralización de Cobre Arsenical se da como vetas de enargita + pirita \pm alunita blanca, en anchos centimétricos, alcanzando hasta de 3 m, en dacitas y en brechas hidrotermales y preferentemente cercanas a zonas de falla.

En ambos casos, sea en las Brechas o en vetas, la pirita constituye el mineral predominante (40% - 90% del total de sulfuros).

Cobre No Arsenical (Cu): Mineralización constituida por presencia de calcosita, rellenando fracturas, dentro de mineralización semimasiva de pirita con muy poca enargita, alojado principalmente en dacitas, brechas y areniscas del Grupo Mitu, sea como disseminaciones, rellenando moldes o como venillas milimétricas (< 1 cm de ancho) que por tramos configuran incipientes a moderados Stock Works; esto como ocurrencia primaria y acompañados de alunita blanca y pirita como minerales de alteración, este último puede constituir hasta un máximo de 10 % del total de sulfuros.

Cobre Mixto (Cu \pm Au): Mineralización constituida por enargita + calcosita secundaria (aspecto terroso), ocurre en zonas cercanas a los cuerpos de óxidos, generalmente en venillas en los cuerpos de Brechas, y en las que también se puede observar covelita como pátinas. Otra ocurrencia de mineralización de Cobre Mixto, en menor volumen comparado con las brechas se da en las Brechas Polimicticas post mineral, cuyos componentes son areniscas con calcosita disseminada, dacitas con calcosita en moldes, y clastos de pirita + enargita.



2.3.3. Operaciones unitarias en la planta concentradora

2.3.4. Descripción de la sección chancado

El mineral proveniente de mina ingresa al circuito con un tamaño de partícula (F80) de 6 pulgadas en promedio. Es importante mencionar que se tienen partículas hasta de nueve pulgadas (P100).

Todo el material es clasificado con un grizzly vibratorio, y el oversize ingresa a la chancadora de quijada la cual tiene un radio de reducción de 3.6. Esta reduce el material hasta 2.4 pulgadas.

El undersize del grizzly y el producto de chancado se juntan para ir a la zaranda, el oversize de esta zaranda ingresa como alimento a una chancadora cónica y el undersize va como producto final del circuito. La abertura de la zaranda es de once milímetros aproximadamente. La chancadora cónica reduce el material 1.6 pulgadas, el equipo tiene un radio de reducción de 2.1.

El producto del chancado secundario ingresa a una zaranda vibratoria con tres decks. El oversize del deck superior ingresa como alimento a la otra chancadora cónica (chancado terciario), el oversize del deck intermedio retorna al chancado secundario y undersize del deck inferior va como producto final.

El producto de la chancadora terciaria va como producto final del circuito, el equipo tiene un radio de reducción de 3.1 aproximadamente.

En su conjunto el producto final tiene tamaño (P80) promedio de 15 mm.

El flujo de alimentación es de 450 toneladas por hora aproximadamente y la disponibilidad mecánica en promedio es de 75 %, el uso de esa disponibilidad es en

promedio del 80% por lo tanto la utilización de circuito es del 60%. La humedad del mineral es en promedio de 4.3 %, valor que no perjudica el mecanismo de conminución. La granulometría de producto tiene valores que oscilan entre 12 y 17 milímetros. No se tiene un producto constante por diversas razones entre las cuales la más influyente es el desgaste de chancadoras cónicas.

A continuación, se enumeran los equipos utilizados en todo el circuito de chancado:

Tabla 3. Equipos utilizados en el circuito de chancado

Ítem	Equipo	Descripción y/o Marca	Dimensión
1	Apron feeder	Comesa	60"x10"
2	Grizzly vibratorio	Sandvick	150"x60"
3	Chancadora de quijada	Sandvick	47"x33"
4	Faja transportadora	Denominada N°2	60m x36"
5	Faja transportadora	Denominada N°2a	10m x30"
6	Faja transportadora	Denominada N°3	72m x30"
7	Faja transportadora	Denominada N°4	32m x30"
8	Faja transportadora	Denominada N°5	46m x36"
9	Faja transportadora	Denominada N°6	120m x 36"
10	Faja transportadora	Denominada N°7	62m x36"
11	Faja transportadora	Denominada N°8	82m x42"
12	Faja transportadora	Denominada N°9	22m x36"
13	Faja transportadora	Denominada N°10	38m x36"
14	Faja transportadora	Denominada N°15	20m x36"
15	Zaranda vibratoria	Sandvick	8'x22'
16	Zaranda vibratoria	Simplicity	8'x24'
17	Chancadora cónica	Sandvick	Ø2900 mm
18	Chancadora cónica	Sandvick	Ø2104 mm

Fuente: Sociedad minera el Brocal.

Por otro lado, todo el material producido es apilado en un solo stock el cual mediante una pala mecánica es trasladado a otro stock, conformando dos stocks de cobre. Debido a este apilamiento no hay una buena repartición del producto en etapas posteriores.

El esquema del circuito de chancado se presenta a continuación.

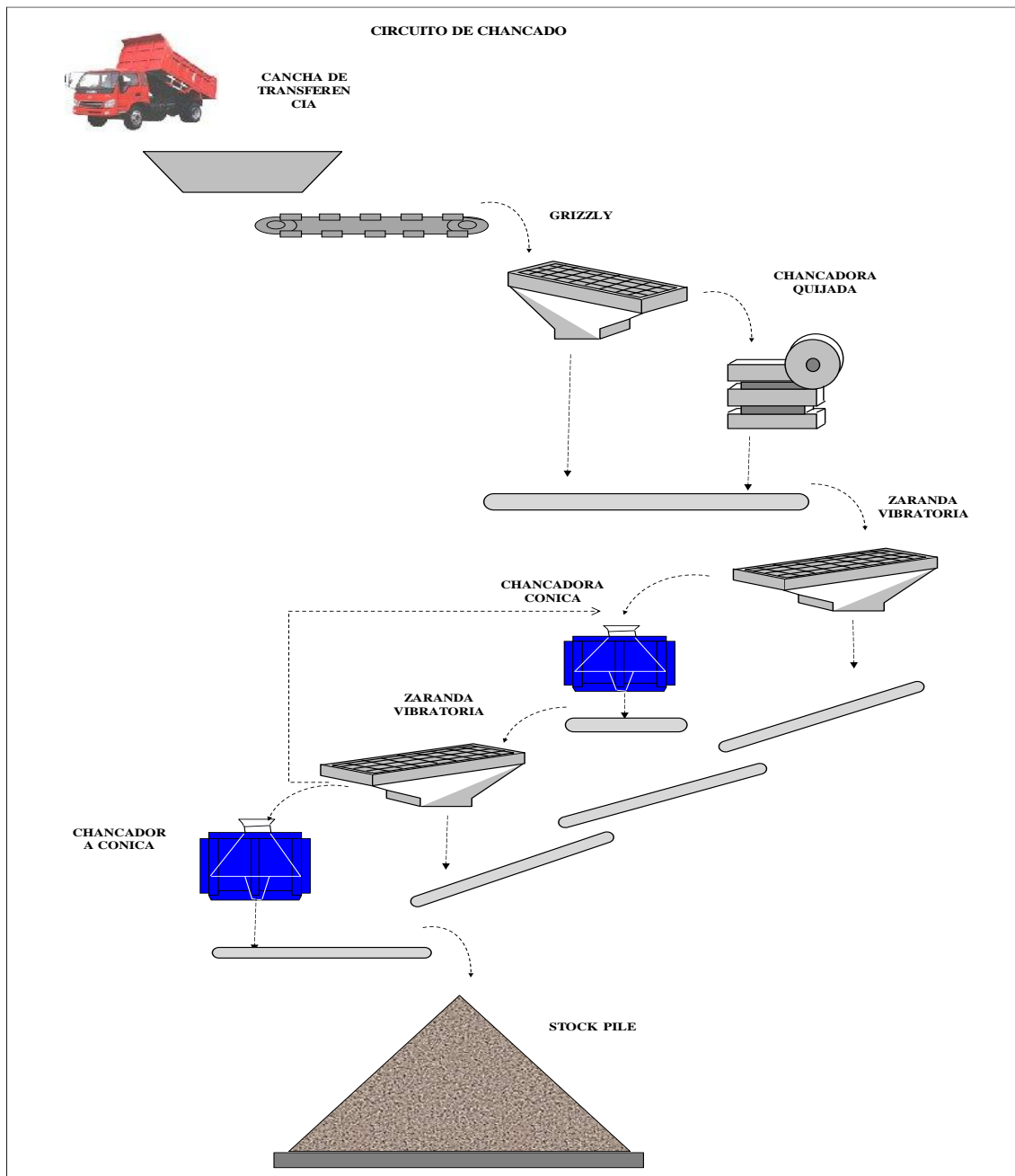


Figura 13. Circuito de chancado actual

Fuente: Sociedad minera el Brocal.



2.3.5. Descripción de la sección molienda y clasificación

El mineral almacenado en los stocks pile se alimenta a cuatro molinos primarios de barras de 7 x 12 pies, mediante los Apron feeder y fajas transportadoras N°8, N° 9, N°10 y N°11 respectivamente. El control del tonelaje a los molinos primarios se realiza mediante Weightómetros, ubicados en las fajas transportadoras, estos reciben una alimentación fresca de 300 a 340 tmh con una granulometría que oscila entre 12 a 17 mm.

La descarga del molino N°4 es enviada al molino de 8x8 pies esto con la finalidad de incrementar tonelaje y reducir la granulometría de descarga ya que el stock pile que alimenta este molino tiene una granulometría más elevada debido a la segregación.

La descarga de los cuatro molinos es enviada a una bomba Warman, 10 x 8 pulgadas, la cual alimenta al ciclones Cavex 650, el overflow es alimentado a 6 zarandas de alta frecuencia DERRICK tipo 5000 B4Z, el underflow y oversize es alimentado al molino secundario de bolas KOOPER de 16.5 x 23 pies, la descarga de éste molino va al cajón de la bomba Warman 10 x 8 pies, el undersize (60% malla -200) es alimentado a la flotación Rougher 1 Cu, el relave de este circuito se alimenta al cajón de la bomba Warman, 12 x 10 pulgadas, y ésta alimenta una batería de 16 ciclones CAVEX 250, el overflow (80% malla -200) es alimentado al circuito Rougher 2 Cu, el underflow es alimentado al molino terciario de bolas DOMINION 13.5 x 26 pies, la descarga de este molino va al cajón de la bomba Warman 12 x 8 pies.

A continuación, se enumeran los equipos utilizados en esta sección:

Tabla 4. Equipos utilizados en el circuito de molienda y clasificación

Ítem	Equipo	Descripción	Dimensión
1	Molino de Barras (4 unidades)	Comesa	7' x 12'
2	Hidrociclones	Cavex	ø 12"
3	Zaranda de alta frecuencia (6 unidades)	Derrick	150"x60"
4	Bomba hidráulica horizontal	Warman	10' x 8'
5	Bomba hidráulica horizontal	Warman	8' x 6'
6	Bomba hidráulica horizontal	Warman	12' x 10'
7	Molino de bolas	Kooper	16.5' x 23'
8	Molino de bolas	Dominion	13.5' x 22.6'
9	Hidrociclones	Cavex	ø 10"

Fuente: Sociedad minera el Brocal.

La configuración del circuito de molienda y remolienda se muestra a continuación.

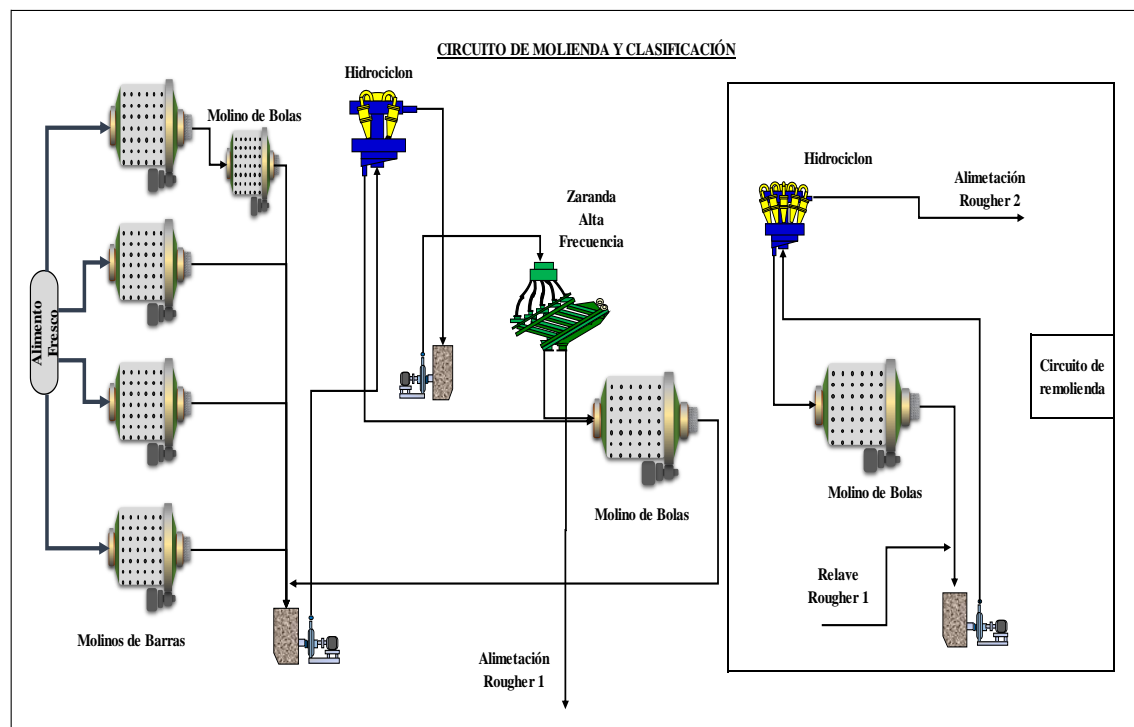


Figura 14. Circuito de molienda y clasificación

Fuente: Sociedad minera el Brocal.



2.3.6. Descripción de la sección flotación

Rougher Cu

La pulpa proveniente del undersize, ZAF, (60% - malla 200) es alimentado al circuito Rougher 1 Cu, formado por un acondicionador 20 x 20 pies y un banco de tres celdas RCS 50, el relave de este circuito se alimenta al cajón de la bomba Warman 12 x 10 pies y éste a un nido de 16 de ciclones Cavex 250, el overflow (80% malla -200) es alimentado al circuito Rougher 2 Cu, formado por un banco de dos celdas RCS 50 y circuito Rougher 3 Cu, formado por un banco de dos celdas RCS 50.

Scavenger Cu

El relave de la flotación Rougher se alimenta a un banco de cinco celdas RCS- 50, donde se realiza la flotación Scavenger.

El concentrado Scavenger es enviado al cajon de descarga del molino kooper 16.5' x 23' y este flujo es enviado a los ciclones cavex 250 mediante una bomba Warman 8 x 6 pulgadas para su clasificación, el overflow retorna a la flotación Rougher 2 Cu, y el relave del banco constituye el relave final de cobre.

Cleaner Cu

El concentrado del circuito Rougher 1, 2 y 3 Cu, se alimenta al circuito de limpieza que consta de tres bancos de limpieza, la primera etapa de limpieza está formado por un banco de celdas OK-8 y un banco de celdas DR-300, la segunda etapa de limpieza está formado por un banco de celdas DR-300 y la tercera etapa de limpieza un banco de celdas DR-300, donde se obtiene un concentrado final, el relave de la primera limpieza se junta con el concentrado Scavenger y retorna al circuito Rogher 2 Cu previa remolienda (Molino Kooper) y clasificación (ciclones cavex 250), el relave de la segunda limpieza

retorna a la primera limpieza mediante una bomba Warman 6 x 4 pulgadas y el relave de la tercera limpieza se alimenta a la segunda limpieza.

A continuación, se enumeran los equipos utilizados en esta sección:

Tabla 5. Equipos utilizados en el circuito de flotación

Ítem	Equipo	Marca	Dimensión
1	Tanque acondicionador	Fima	20'x20'
2	Celda de flotación (10 unidades)	Metso	50 m ³
3	Celda de flotación (2 unidades)	Metso	70 m ³
4	Bomba hidráulica horizontal	Warman	6' x 4'
5	Bomba hidráulica horizontal	Warman	8' x 6'
6	Celda de flotación (8 unidades)	Denver	300 pies ³
7	Celda de flotación (4 unidades)	Denver	180 pies ³
8	Celda de flotación (4 unidades)	Outokumpu	180 pies ³

Fuente: Sociedad minera el Brocal.

La configuración del circuito de flotación se muestra a continuación:

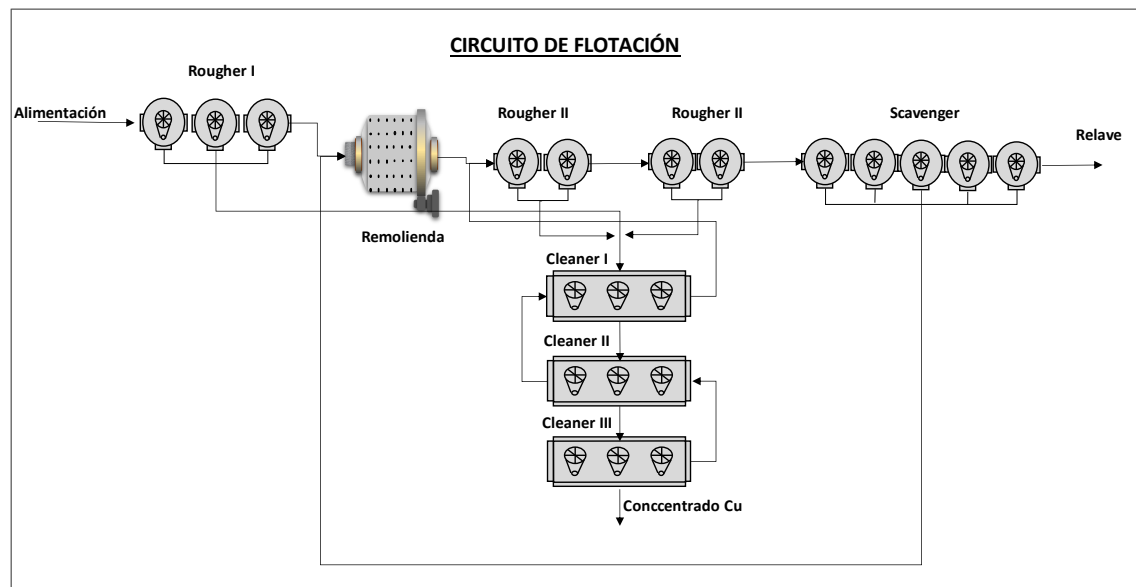


Figura 15. Circuito de flotación de Cobre

Fuente: Sociedad minera el Brocal.

2.3.7. Descripción de la sección espesamiento y filtrado

El concentrado final ingresa a un espesador 40' Ø x 10' con un porcentaje en sólido de 23% en promedio a razón de 42 toneladas secas por hora.

La granulometría del concentrado está en 60 micrones en promedio lo cual favorece el espesamiento y filtrado. Debido a la alta velocidad de sedimentación del concentrado, se requiere una baja dosificación de floculante, un promedio de 5 g/tn es lo que se utiliza para el cobre. El floculante utilizado es el Magnafloc 338 y se preparara a una concentración promedio de 0.25% en promedio.

En la descarga del espesador, la pulpa sale con un porcentaje de solidos del 75% el cual deriva en un holding tank (repulpador) que lo dirige a los filtros prensa.

Con los procesos de espesado convencional y la utilización de filtros prensa, se procede a eliminar el máximo posible de agua contenida en los concentrados, logrando humedades medias de 8%.

El agua que sale del rebose del espesador como la que sale del filtro prensa son recirculadas para ser tratadas y reutilizadas en la operación.

A continuación, se enumeran los equipos utilizados en esta sección:

Tabla 6. Equipos utilizados en el circuito de espesamiento y filtrado

Ítem	Equipo	Marca	Dimensión
1	Espesador de pulpa	Fima	40' Ø X 10'
2	Tanque repulpador (agitador)	Fima	11' x 8'
3	Bomba hidráulica horizontal	Warman	6' x 4'
4	Bomba hidráulica vertical	Galigher	5.1 x 1.8 m
5	Placas de prensador	Outotec	-

Fuente: Sociedad minera el Brocal.



2.3.8. Planta de Cal

La planta de cal está formada por dos acondicionadores: El primero de ellos de dimensiones 8 x 8 pies, que sirve para la preparación de la lechada de cal, el segundo de ellos de dimensiones 15 x 15 pies que sirve para la distribución de la lechada de cal mediante tres bombas Warman 6 x 4 pulgadas a diferentes puntos de la sección de molienda y flotación, de la planta concentradora. El control de pH se realiza mediante potenciómetros automáticos.

2.3.9. Disposición de relaves

Los relaves son los residuos minerales no económicos del proceso de concentración y deben ser almacenados en condiciones seguras y ambientalmente aceptables. Por ello, se cuenta con un depósito construido con los mayores estándares de ingeniería, diseñado para atender los requerimientos de explotación de todos los yacimientos actualmente conocidos en la unidad minera.

Espesado

El relave proveniente de planta es conducido a un sistema de espesamiento con capacidad de 2500 m³/h, en un espesador de 40 m x 7 m. El agua recuperada es reutilizada en el proceso. La pulpa espesada alcanza un porcentaje de 65 % de sólidos, que luego es enviada al depósito de relaves para su disposición final.

Depósito de Relaves Huachuacaja

Este depósito está constituido por un dique de represamiento de 18.4 m, un área de almacenamiento de 4.79 km² y 6.241 km de canal de coronación en el lado este y 2.431 km en el lado oeste. Está diseñado para almacenar hasta 130 millones de toneladas de relaves. El relave espesado es dispuesto adecuadamente a fin de cuidar y proteger el



medio ambiente. El agua excedente de este depósito de relaves es reciclada al proceso metalúrgico.

Relleno Hidráulico

Como parte de la estrategia para minimizar los impactos ambientales, parte del material grueso de los relaves son utilizados en la mina subterránea, para rellenar las cavidades y espacios vacíos, producto de las labores de explotación, y con ello disminuir la cantidad de relave que se expone en superficie, se eleva el nivel de seguridad en la operación minera y se eleva el porcentaje de recuperación de mineral en la mina subterránea. Para ello, el relave espesado con 60 % a 63 % de sólidos es bombeado 4.385 km, hasta el interior de la mina.

2.3.10. Cantidad de agua a utilizar por TM de mineral

El agua que se utiliza en el beneficio del mineral y en el servicio doméstico se capta de la laguna de Punrún, derivándose a la hidroeléctrica de río Blanco, luego a la hidroeléctrica de Jupayragra. El agua turbinada es bombeada a un canal situado al otro lado del río San Juan, mediante dos bombas: una bomba Ingersoll Dresser 8 x 6 pulgadas y otra Hidrostral 8 x 6 pulgadas con motores de 90 HP cada uno.

La distancia de bombeo es de 150 m en forma horizontal. Las dos tuberías de 8'' Ø vierten el agua a un canal abierto de 1 m de profundidad por 1.5 m de ancho. Para llegar a la planta concentradora hace un recorrido de 2 km. El caudal que lleva es de 0.3 m³/seg, sin embargo, se pierde por filtración aproximadamente el 35 % a través del recorrido del canal. El canal desemboca a un pequeño reservorio de 24 m³ donde se encuentran instalados una bomba Ingersoll Dresser 8 x 6 pulgadas y otra bomba hidrostral 8 x 6 pulgadas con motores de 90 HP cada uno, éstas bombas descargan el agua a un reservorio de 2500 m³, a través de una tubería de 12'' Ø.



El agua de la relavera (espejo de agua) que es tratada antes de su recirculación a la planta concentradora así como también el agua de contacto de las desmonteras y stock piles, aguas de contacto de pasivos ambientales y las aguas de mina provenientes del Socavón Smelter es recepcionada en un reservorio y de la misma forma se almacena el over del espesador para su posterior alimentación a planta concentradora. La cantidad de agua consumida aproximadamente es de 995 m³/h, el porcentaje de agua recirculada entre agua fresca es del 95 % (14 l/s de agua fresca y 262 l/s de agua recirculada)

2.3.11. Consumo de reactivos

Para el procesamiento del mineral de cobre se utilizaban diversos reactivos para su concentración.

A continuación, en la tabla N° 7, se presentan cuáles fueron y cuanto era consumo promedio por tonelada métrica tratada en planta; cabe mencionar que antes de desarrollar el presente estudio de investigación el porcentaje de recuperación era de 88 %.

Tabla 7. Reactivos utilizados en el procesamiento

Reactivos	Tipo	Consumo g/t
Xantato isopropilico de Sodio (Z-11)	Colector	90
Cianuro de Sodio (NaCN)	Depresor	250
MCFROTH H-325	Espumante	45
Cal hidratada	Depresor	1200

Fuente: Sociedad minera el Brocal.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO

Sociedad Minera El Brocal S.A.A. es el titular de las actividades mineras y metalúrgicas que se vienen desarrollando en la Unidad Minera Colquijirca, ubicada en el Distrito de Tinyahuarco Provincia de Pasco, Región de Pasco, a 296 km de la ciudad de Lima y a 4300 msnm , realiza sus operaciones de explotación bajo el método de tajo abierto en la mina denominada Tajo Norte en donde explota minerales de plata, plomo y zinc y subterránea en la mina Marcapunta Norte donde explota minerales de cobre.

3.2. PERIODO DE DURACIÓN DEL ESTUDIO

- El presente estudio se desarrolló durante los meses de junio a setiembre del año 2019.

3.3. PROCEDENCIA DEL MATERIAL ESTUDIADO

El material estudiado proviene de la mina Marcapunta donde se explota minerales de cobre consistente principalmente de enargita y en cantidades menores calcocita, calcopirita, tennantita, luzonita, colusita y bismutinita; y la ganga incluye principalmente pirita, cuarzo, alunita, caolinita y arcillas.

La mena es tratada en la planta concentradora la cual procesa 7500 toneladas por día (tpd) aproximadamente. La planta produce aproximadamente 500 toneladas diarias de concentrado de cobre con una ley promedio de 24%.



3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA DEL ESTUDIO

3.4.1. Población

La población del presente trabajo de investigación, está conformado por los minerales sulfurado de cobre enargítico existente en el Yacimiento de Colquijirca -Cerro de Pasco.

La población del mineral de cobre enargítico depositado en la cancha es de alrededor de 400 TMH.

3.4.2. Muestra

Para garantizar la representatividad de una muestra se utilizó 200 kg. de mineral de cobre cuyas características incluyen, especies minerales, asociaciones y leyes.

Para obtener una muestra representativa de la mena se hicieron muestreos en diferentes puntos del Stock para tener una muestra suficiente para realizar las pruebas de flotación y se realizó de la siguiente manera:

- Se trazo en forma cuadrada la superficie del mineral
- Se extrajo de manera aleatoria muestras de mineral alrededor de la superficie.
- Una vez extraído la muestra necesaria, se etiqueto y embolso en sacos de polietileno

El tipo de muestreo se realizó al azar del tiempo y lugar, se pudo notar que este tipo de muestreo, aunque muy rudimentario, me permitió obtener resultados satisfactorios.



3.5. DISEÑO ESTADÍSTICO

El tratamiento estadístico se realizó utilizando el software Excel y el minitab, con la alimentación de datos producto las pruebas de flotación del cobre en diferentes etapas, organizándose los datos obtenidos en tablas y gráficos luego de realizar pruebas de flotación a condiciones estándar para determinar su comportamiento metalúrgico.

3.6. PROCEDIMIENTO

3.6.1. Metodología

En este trabajo desarrollado a nivel de laboratorio usando un control mínimo con la finalidad de encontrar las condiciones óptimas del estudio, se realizó una investigación experimental y aplicada.

Tipo de investigación

El tipo de investigación que se ha utilizado es de tipo experimental debido a que el investigador manipula las variables objeto del estudio que son precisamente conocer los efectos de los actos producidos por el investigador.

- Por su naturaleza: experimental.
- Por el objeto de estudio: aplicado

Métodos de investigación

El método científico, que se aplicó fue la inductiva - deductiva, siendo este método más efectivo para generar conocimiento, considerando el nivel descriptivo, explicativo y experimental.

- Descriptivo: Se efectuó la descripción de los fenómenos y comportamientos de los procesos que ocurren durante las pruebas experimentales.



- Explicativo. Se comprobó la causa y efecto de cada etapa de las pruebas, esto al realizarse las pruebas experimentales
- Experimental. Se manejo las dimensiones de las variables dependiente e independiente, para obtener respuestas al fenómeno que se genera.

Diseño de investigación

Se utilizó el diseño factorial debido a que se manipulan la variable independiente que tiene efecto sobre la variable dependiente.

Causa → Efecto

$X \rightarrow Y$

Las pruebas se procesaron en el laboratorio metalúrgico de la empresa minera el Brocal, donde además considero que el diseño de investigación es experimental cíclico y siguen un proceso sistémico.

3.6.2. Desarrollo del procedimiento de investigación

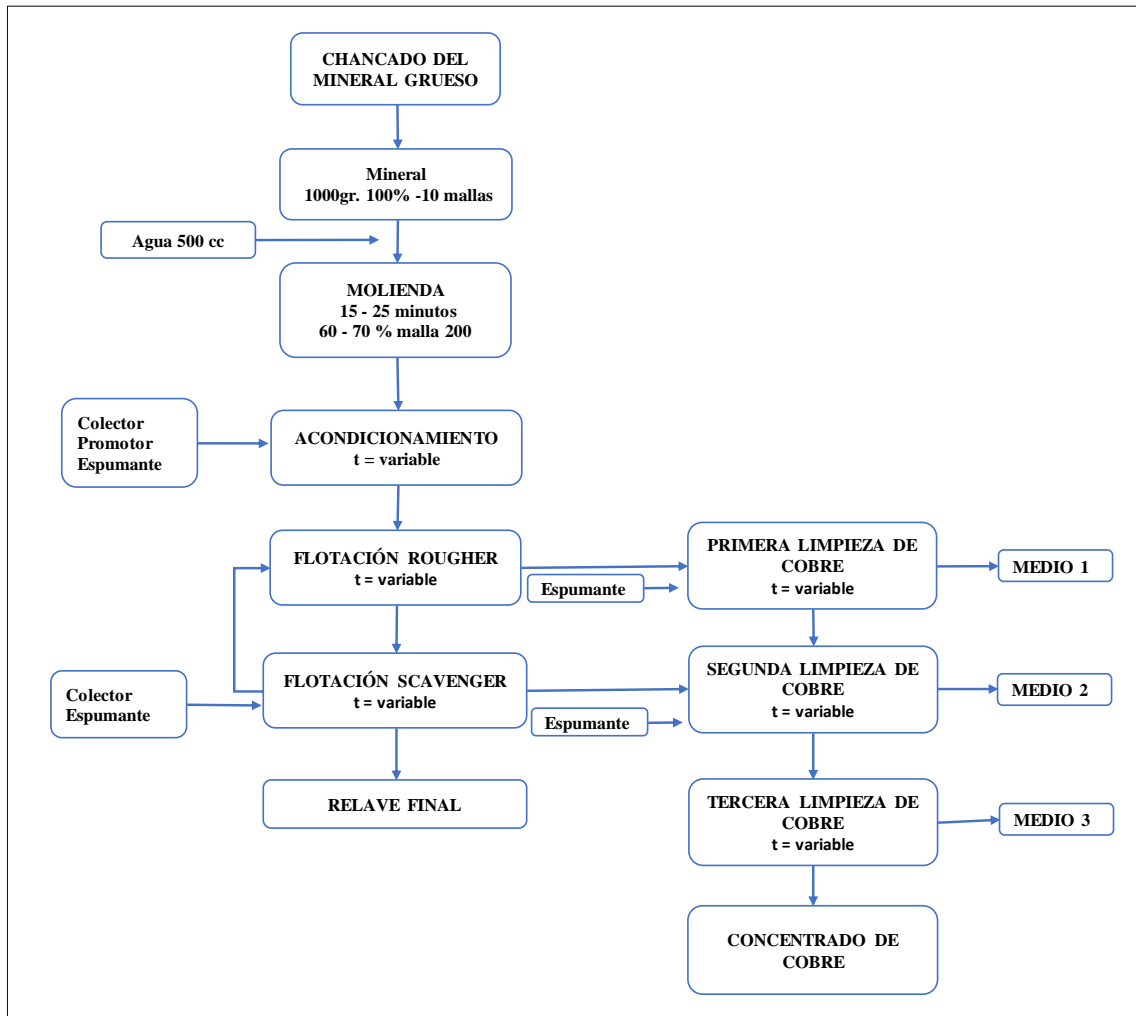


Figura 16. Plan de trabajo experimental del proceso de flotación del cobre

Según el diagrama anterior se ha corrido pruebas de flotación con la finalidad de controlar inicialmente la dosificación de los reactivos para luego hacer un balance metalúrgico y poder analizar cuál fue la ley de cabeza y cuanto tenemos en la calidad y su recuperación respectiva.

3.6.3. Técnicas y procedimientos de recolección de datos

Como técnica e instrumento de recolección de datos; se usó el registro de la observación y la recolección de la muestra de mineral sulfurado de cobre enargítico que fue evaluado en el laboratorio en cada uno de sus variables.



Los resultados de la evaluación de los comportamientos metalúrgicos se reportaron en cuadros y/o gráficos para mayor comprensión del trabajo realizado.

Materiales de laboratorio

- Pala Metálica
- Sacos de polietileno
- Lona de cuarteo
- Bolsas de plástico
- Baldes de plástico
- Plumones indelebles y lapiceros
- Probeta de 500 ml
- Pizeta de 500 ml
- Vasos precipitados de 20, 250 y 500 ml
- Jeringa de 1, 3, 5, 10 y 15 ml
- Brocha
- Papel Kraft
- Micropipetas de 10 μ L
- Rodillo
- Bandejas
- Espatulas



- Magnetos
- Luna de Reloj
- Palanas

Equipos de laboratorio

- Balanzas de 12 Kg
- Balanza de 600 g
- Potenciómetro
- Horno
- Chancadoras de Quijadas
- Cuarteador Giratorio
- Mallas Tyler
- Molino de Bolas
- Celda de flotación Denver
- Deslamador en húmedo
- Ro-Tap
- Cronómetro
- Filtro de Pedestal
- Agitador Magnético



Reactivos de laboratorio

- CaO
- Xantato Z-11 al 1%
- Xantato Z-6 al 1%
- NaCN al 1%
- H-325
- H-325C
- MIBC
- A – 3894
- Floculante Magnafloc 338

Equipos de protección

- Overol Drill
- Tapón de oídos
- Guantes de Nitrilo
- Guantes Anticorte
- Guantes Aluminizados
- Lentes de Seguridad
- Zapatos de Seguridad
- Respirador de Media Cara



- Filtros Mixtos

3.7. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Variable Independiente

Proceso de flotación de cobre arsenical

Variable Dependiente

Optimización.

Indicadores de la Variable Independiente

- Colector de cobre g/t
- El pH de la pulpa
- El reactivo espumante de cobre g/t

Indicadores de la Variable Dependiente

- Porcentaje de recuperación de cobre
- Ley de los concentrados de cobre en porcentaje.

3.8. ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

Para iniciar las pruebas fue conveniente establecer una prueba de referencia o patrón que sirva como medida de comparación, frente a las pruebas que se corrieron y con los parámetros que se evaluaron, esta prueba de referencia es conocida como PRUEBA STANDARD definida a nivel de laboratorio, es la que representa las condiciones de operación de una planta concentradora que está operando en condiciones normales.



Esta prueba fue trabajada en condiciones similares a la planta concentradora y nos sirvió para comparar el rendimiento metalúrgico del reactivo u otra variable en estudio.

La finalidad de la realización de estas pruebas experimentales, fue encontrar las condiciones óptimas de las variables controlables de nuestro proceso en estudio, las cuales fueron evaluadas en las pruebas experimentales preliminares y de confirmación resultando significativas; los reactivos Z-6, 3894 y MIBC a un pH de 10.5 en donde se logró obtener una recuperación de Cu de 91.4 % frente a un 88% que se tenía con los reactivos Z-11, H-325 a un pH de 11.0, optimizándose en 3.4 % el proceso de flotación de sociedad minera el Brocal.. Siendo estos factores importantes que afectan el proceso de flotación del Cobre en su recuperación en la unidad minera Colquijirca Sociedad minera el Brocal.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Las pruebas de flotación a nivel de laboratorio se llevaron a cabo empleando muestras de mineral representativas con características similares a tratarse en planta concentradora: para ello se siguió los procedimientos metodológicos adecuados para obtener los resultados semejantes al comportamiento metalúrgico de planta, lo cual se detalla a continuación.



Figura 17. Esquema Secuencial de Pruebas Metalúrgicas

4.1. MUESTREO DE MINERAL

Para desarrollar el presente trabajo de investigación se utilizó 200 Kg. de muestra de diferentes puntos de la cancha de transferencia, bajo el siguiente procedimiento:



- Se trazo en forma cuadrada la superficie del mineral
- Se extrajo de manera aleatoria muestras de mineral alrededor de la superficie.
- Una vez extraído la muestra necesaria, se etiqueto y embolso en sacos de polietileno

4.2. PREPARACIÓN MECÁNICA

El mineral muestreado fue sometido inicialmente a una etapa de secado para determinar el porcentaje de humedad y posterior a ello fue sometido a etapas de chancado y tamizado usando una malla Tyler N°10 hasta reducir la muestra a 100% -malla 10.

Se realizó la reducción de tamaño de mineral (3” aproximadamente) mediante etapas sucesivas de chancado y tamizado.

Se empleo una chancadora de quijadas (Chancado primario) con abertura de descarga “set” de ½”, luego el producto de la chancadora fue sometido a tamizaje con una malla Tyler N°10 de 12”, los finos forman parte del producto final; mientras que los gruesos son alimentados a una chancadora de quijadas (Chancado secundario) con una abertura de descarga “set” de 2000 μm (Malla 10).

La muestra a 100% - malla 10 se homogenizo mediante el método de coneo (7 veces) empleando un cucharon y en forma cruzada (8 puntos) luego se realizó el cuarteo hasta obtener muestras de 6 kg para seguidamente realizar el cuarteo en muestras de 1 kg empleando el cuarteador giratorio.

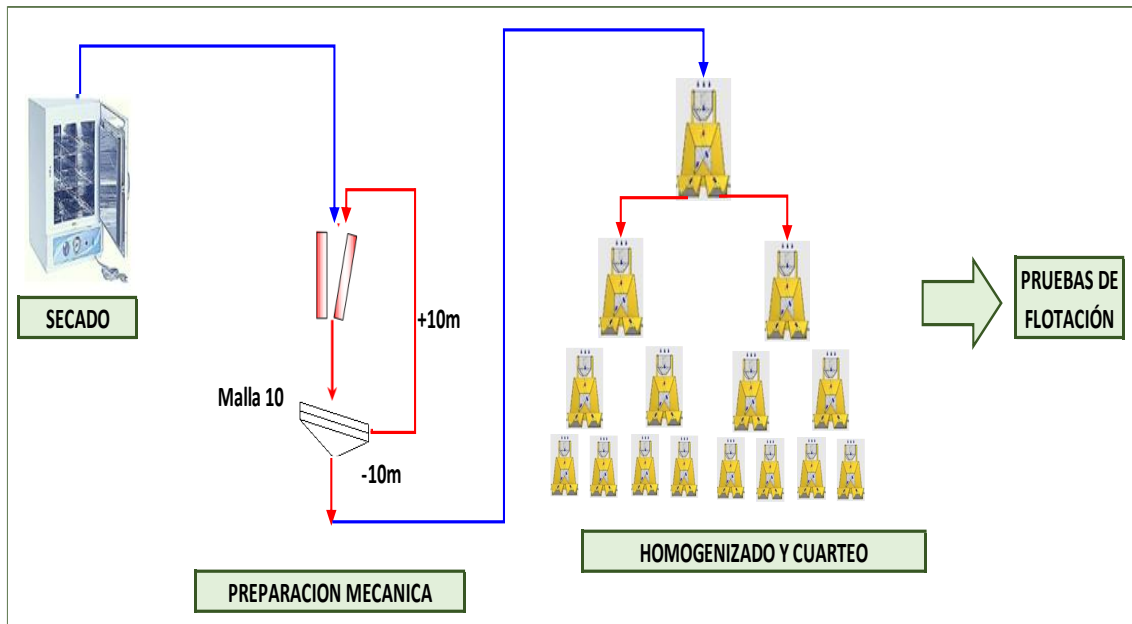


Figura 18. Esquema de preparación mecánica

Fuente: Sociedad minera el Brocal.

4.3. MOLIENDABILIDAD

Para la etapa de molienda se realizó pruebas de moliendabilidad, la prueba se desarrolló con el molino de bolas experimental del laboratorio metalúrgico, cuyas especificaciones se muestran en la figura 19.

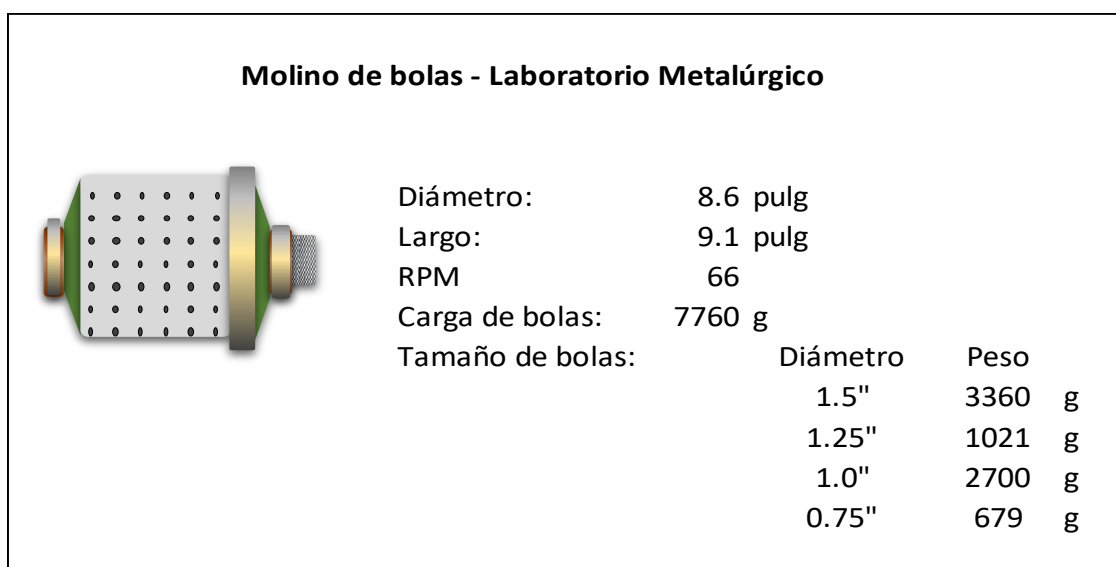


Figura 19. Especificaciones Molino de bolas – Laboratorio Metalúrgico

Fuente: Sociedad minera el Brocal.

Para las pruebas de moliendabilidad se usó muestras de mineral de 1 kilogramo con 500 ml de agua, para un porcentaje de sólidos de: 66.67%.

Para la muestra mineral se desarrollaron 5 tiempos de molienda: 0, 5, 10, 15 y 20 min. Obteniéndose los siguientes resultados, que se muestran en la Tabla 8.

Tabla 8. Resultados de Moliendabilidad

Datos experimentales			
Tiempo minutos	P70 μm	P80 μm	P90 μm
0	446.2	813.1	1163.3
5	160.2	253.8	459.4
10	94.8	140.8	218.1
15	81.5	108.2	152.3
20	68.0	95.8	143.4

En la tabla 8 se observa los valores de P80 obtenidos a diferentes tiempos de molienda lo cual me permitirá evaluar a la granulometría estándar de planta concentradora con la finalidad de obtener las curvas de moliendabilidad para el mineral que se muestra en el siguiente gráfico

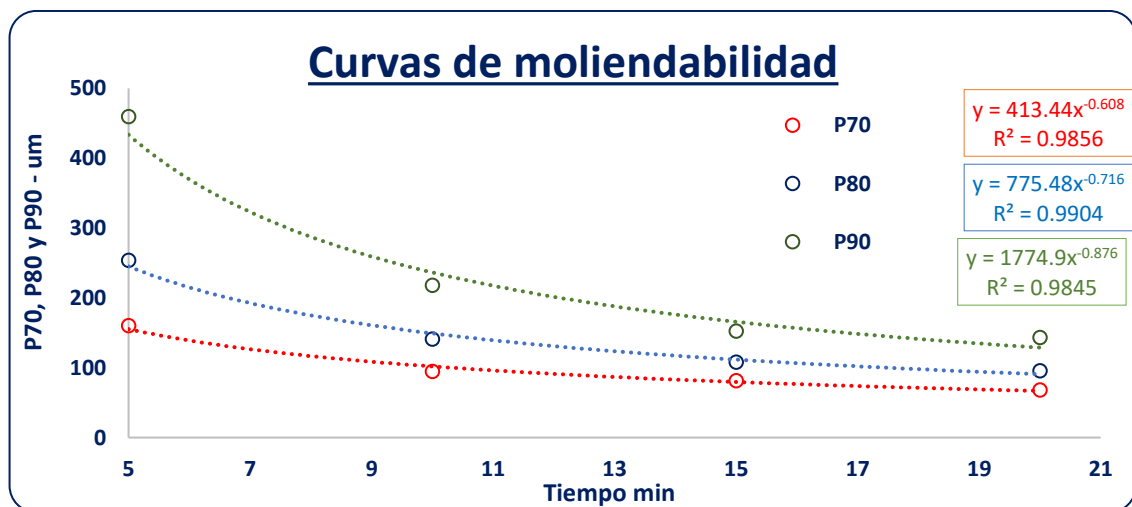


Figura 20. Curvas de moliendabilidad

Del gráfico 20 se observa que con las ecuaciones planteadas se realizó el cálculo de tiempos óptimos de molienda a diferentes tamaños de partículas (micrones) lo cual se muestra en la tabla 9.

Tabla 9. Tiempos de Molienda a diferentes micras

Datos estimados				
Malla	Tamaño	Tiempo	Tiempo	Tiempo
#	µm	P70	P80	P90
50	300	1.7	3.8	7.6
70	212	3.0	6.1	11.3
-	180	3.9	7.7	13.6
100	150	5.3	9.9	16.8
-	120	7.6	13.5	21.7
140	105	9.5	16.3	25.2
-	90	12.3	20.2	30.1
200	75	16.6	26.1	37.0
270	53	29.3	42.4	55.0
325	45	38.4	53.3	66.4
400	38	50.7	67.5	80.5

En la tabla 9, se observa que los tiempos de molienda requeridos para las pruebas de flotación fueron:

- En las pruebas de cinética se empleó una molienda a 120 µm en donde el tiempo estimado fue de 13.5 minutos, lo cual me permitirá determinar la cinética de reacción del reactivo que se utilizará en el proceso de flotación del cobre.
- En las pruebas batch y cíclicas se empleó una molienda a 150 µm con un tiempo de 9.9 minutos y una remolienda a 90 µm con un tiempo de 20.2 minutos, lo cual



me permitirá evaluar los reactivos en el proceso de flotación bajo las condiciones del tamaño de partícula empleado en planta concentradora.

4.4. PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Las pruebas de flotación a nivel laboratorio se realizaron en celdas de flotación de capacidad de 1kg, con un porcentaje de sólidos alrededor de 35% de sólidos.

Se realizaron pruebas de cinética de flotación, pruebas batch (Etapas Rougher – Scavenger) y pruebas cíclicas.

4.5. DETERMINACIÓN DE LOS COLECTORES ADECUADOS EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN PARA INCREMENTAR EL PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN DE MINERALES DE COBRE Y ELEMENTOS ASOCIADOS

4.5.1. Pruebas de cinéticas de flotación

Las pruebas de cinética de flotación se realizaron para determinar el tiempo óptimo de flotación a nivel de laboratorio y evaluar el mejor rendimiento para estar seguros de la bondad del reactivo.

Las pruebas iniciales se realizaron evaluando colectores secundarios bajo las siguientes condiciones:

- K80 : 120 μ m
- pH : Natural
- Colector : 40 g/t
- Espumante H-325 : 40 hasta 80 g/t

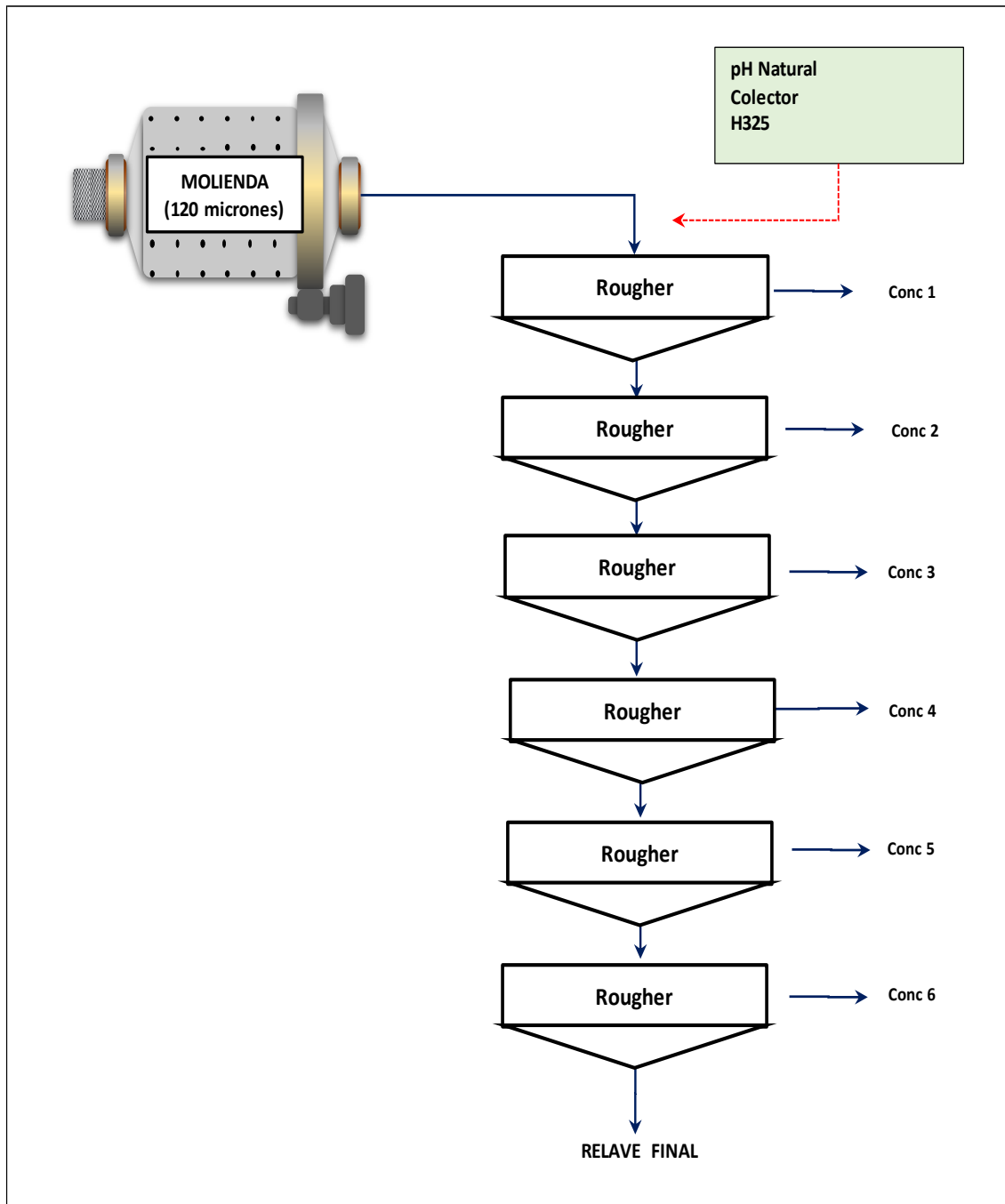


Figura 21. Esquema de cinética de flotación

Fuente: Sociedad minera el Brocal.

A continuación, se muestra una tabla resumen de los resultados obtenidos de la evaluación de colectores de diferentes proveedores.

Tabla 10. Resultados obtenidos de las pruebas cinéticas

Colector	Producto	Peso %	Leyes					Recuperación %				
			Ag Oz/tn	Cu %	Fe %	As %	Au Gr/TM	Ag	Cu	Fe	As	Au
MT 3682	Conc. Ro	57.09	1.57	2.70	33.6	0.89	0.67	90.1	94.5	87.5	93.7	84.1
TC 100	Conc. Ro	57.25	1.58	2.65	34.5	0.88	0.68	89.5	94.2	88.1	94.4	82.7
A 3894	Conc. Ro	55.70	1.62	2.68	34.9	0.89	0.76	88.7	93.9	87.3	94.1	83.3
C 105	Conc. Ro	49.90	1.66	2.89	34.1	0.95	0.68	81.7	91.1	76.2	91.3	73.1
C 111	Conc. Ro	52.44	1.54	2.80	32.2	0.92	0.67	80.9	90.1	75.7	91.0	74.7
M 642	Conc. Ro	34.05	1.57	3.30	28.7	1.10	0.71	53.6	71.2	43.5	71.1	54.1
C130	Conc. Ro	39.01	1.66	3.05	27.2	1.00	0.64	64.7	75.6	53.7	76.2	56.1
RC409	Conc. Ro	20.35	1.21	2.49	14.7	0.82	0.42	26.0	29.9	15.5	29.4	19.2
A3418	Conc. Ro	23.48	1.44	3.04	19.2	1.02	0.59	33.2	44.4	21.8	45.2	31.0
DSP007	Conc. Ro	21.16	2.42	5.57	24.8	1.84	0.82	56.5	67.5	24.6	68.2	36.7
DSP314	Conc. Ro	25.80	1.89	4.31	28.87	1.25	0.75	49.5	67.5	34.4	69.5	44.1
MC80	Conc. Ro	42.87	1.70	3.23	34.99	0.94	0.69	78.4	85.8	68.8	83.4	67.6

En la tabla 10, se puede observar los datos de la recuperación de Cu, Au y Ag Vs los colectores: Las pruebas se realizaron a pH natural ya que esto nos permitió predecir el comportamiento del mineral frente al colector.

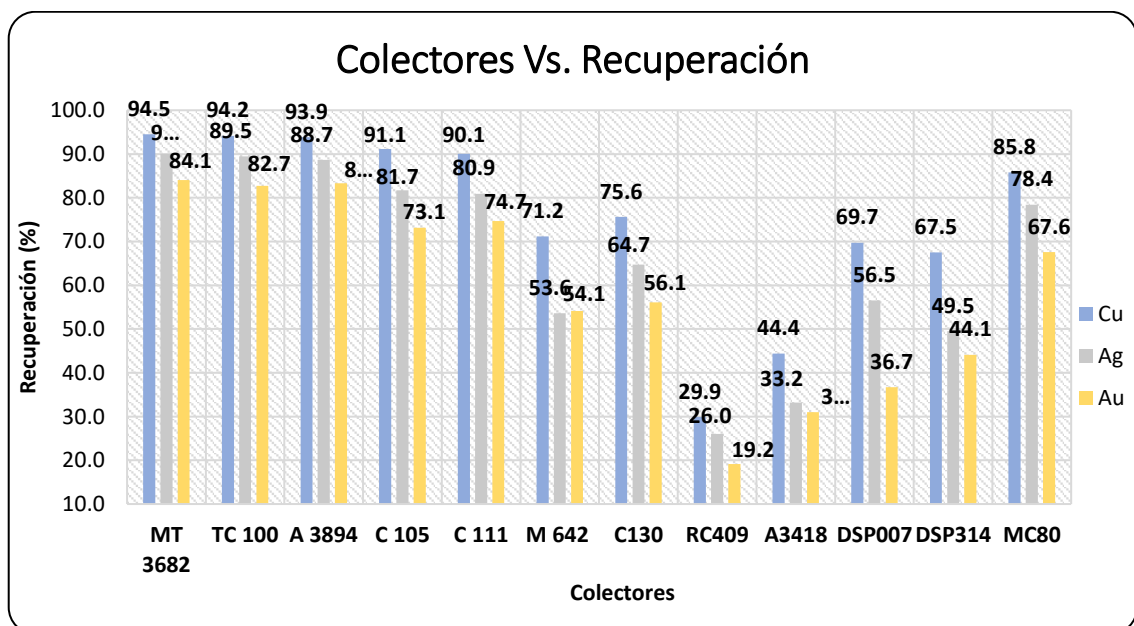


Figura 22. Resultados de colectores Vs. recuperación



De los resultados obtenidos en el grafico 22, se observa que los colectores MT3682, TC100, A3894 y C105 presentan las mejores recuperaciones de Cu, Ag y Au. Así mismo con la finalidad de evaluar el performance de estos reactivos se realizó una nueva etapa de pruebas.

Para esta segunda etapa de evaluación de colectores secundarios se empleó adicionalmente el colector primario Z-11, las condiciones de las pruebas fueron las siguientes:

- K80: 120u μ m
- pH: Natural
- Colector Primario Z-11: 30 g/t
- Colector Secundario: 25 g/t
- Espumante H-325: 25 g/t

De las pruebas realizadas los resultados obtenidos se presentan a continuación en la tabla

Tabla 11. Resultados obtenidos de las pruebas cinéticas

Colector	Producto	Peso %	Leyes					Recuperación %				
			Ag Oz/tn	Cu %	Fe %	As %	Au Gr/TM	Ag	Cu	Fe	As	Au
MT 3682	Conc. Ro	57.3	1.57	2.65	34.37	0.77	0.65	92.5	93.2	91.5	91.2	85.3
A 3894	Conc. Ro	55.7	1.63	2.79	34.32	0.85	0.65	91.5	92.8	90.8	92.3	85.3
TC 100	Conc. Ro	54.1	1.6	2.7	34.2	0.9	0.7	89.5	91.8	88.8	90.8	84.7
C 105	Conc. Ro	40.4	1.75	3.30	35.21	1.12	0.70	72.0	79.4	68.0	83.5	70.3

En la tabla podemos observar los resultados obtenidos utilizando diferentes colectores, que nos permitirá seleccionar el colector más adecuado a utilizarse en la flotación del cobre.

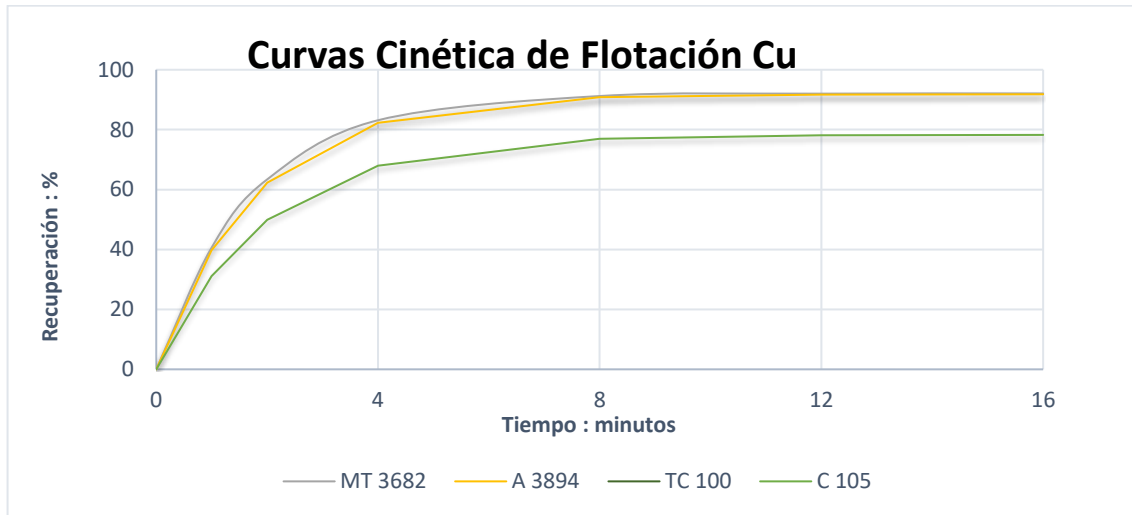


Figura 23. Curvas Cinética de Flotación de Cu

En el gráfico 23, se observa que los reactivos más influyentes en el proceso de flotación del Cu, son los colectores MT3682 y A3894, quienes presentan mejor velocidad de reacción y selectividad hacia los sulfuros.

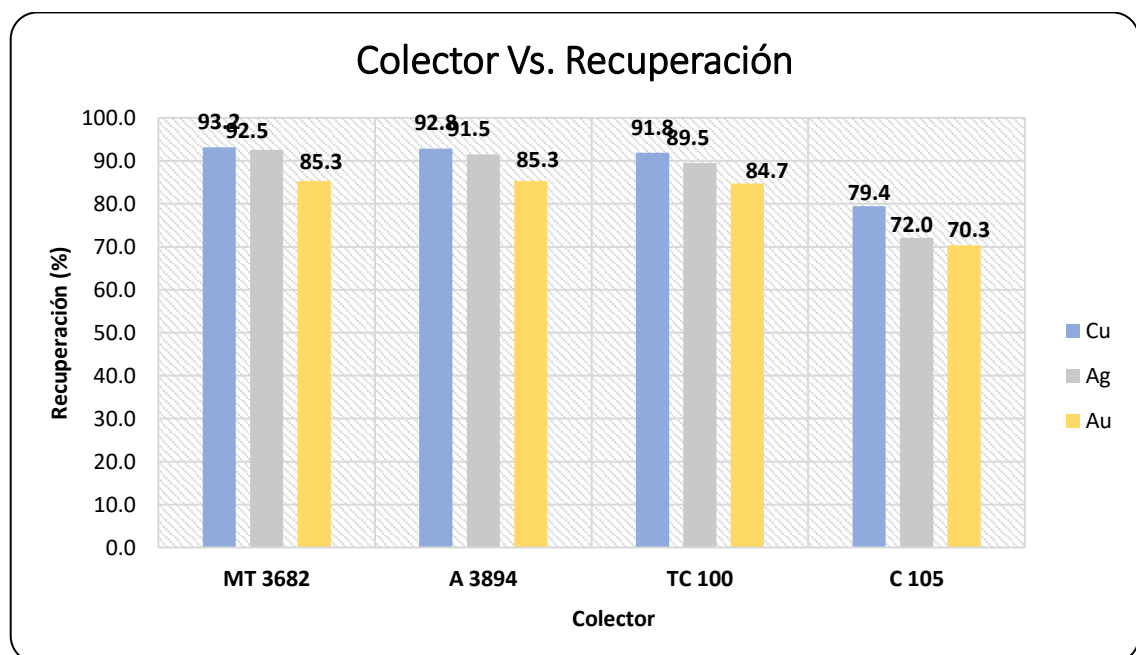


Figura 24. Resultados de colector Vs. recuperación



Del grafico 24, se observa la recuperación de Cu, Ag y Au, teniendo en consideración los colectores evaluados.

De las pruebas realizadas se concluye que los colectores que presentan mejor performance son los tionocarbonatos MT3682 que muestra valores de 93 % de Cu, 92.5 % de Ag y 85.3 % de Au y el colector A3894 que muestra valores de 92.8 % de Cu, 91.5% de Ag y 85.3 % de Au, determinándose que los dos colectores evidencian mejor recuperación de Cu, Ag y Au.

Con estos resultados obtenidos seguidamente se plantea realizar pruebas batch en circuito abierto para evaluar el efecto de dichos colectores en la flotación a condiciones estándar de planta.

4.5.2. Pruebas de flotación batch

Las condiciones de las pruebas batch se presentan a continuación:

- K80: Molienda Ro I: 150 μ m
Remolienda Ro II: 90 μ m
- pH: 10
- NaCN: 250 g/t
- Colector Primario Z-11: 50 g/t
- Colector Secundario: 20 g/t
- Espumante H-325: 30 g/t

El diagrama de flujo de las pruebas batch en circuito abierto se presenta en la figura

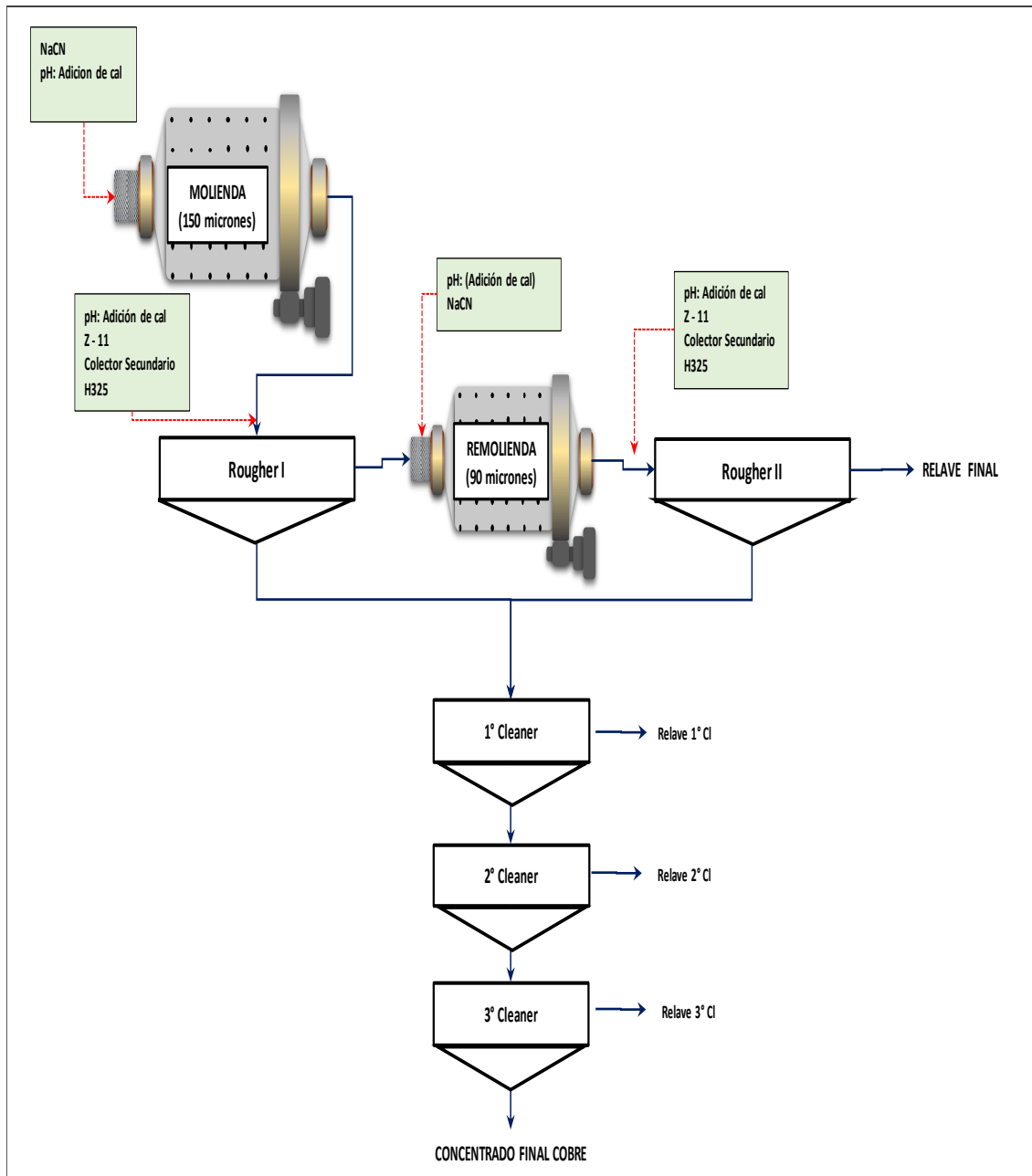


Figura 25. Esquema de flotación estándar

Fuente: Sociedad minera el Brocal.

De las pruebas realizadas se muestra una tabla resumen de los resultados obtenidos

Tabla 12. Resultados de pruebas batch

Reactivo	Producto	Peso %	Ag oz/tn	Cu %	Fe %	As %	Au gr/tn	% Distribución					RC
								Ag	Cu	Fe	As	Au	
Z-11	Conc.Cu	8.3	6.29	17.98	30.55	5.47	1.57	59.2	90.2	13.0	90.3	37.2	12.0
	Relave	91.7	0.39	0.18	18.54	0.05	0.24	40.8	9.8	87.0	9.7	62.8	
	Cabeza (calc)	100.0	0.89	1.66	19.54	0.50	0.35	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Z-11 + MT 3682	Conc.Cu	8.2	6.96	18.64	28.08	5.77	1.87	60.2	90.3	12.0	89.4	41.7	12.3
	Relave	91.8	0.41	0.18	18.21	0.06	0.23	39.8	9.7	88.0	10.6	58.3	
	Cabeza (calc)	100.0	0.94	1.68	19.01	0.53	0.37	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Z-11 + A 3894	Conc.Cu	9.2	6.95	16.54	30.21	5.11	1.96	68.6	90.4	14.5	89.5	47.5	10.8
	Relave	90.8	0.32	0.18	18.17	0.06	0.22	31.4	9.6	85.5	10.5	52.5	
	Cabeza (calc)	100.0	0.94	1.69	19.28	0.53	0.38	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	

En la siguiente grafica 26, se muestra las recuperaciones de cobre, plata y oro a condiciones estándar y usando colector secundario

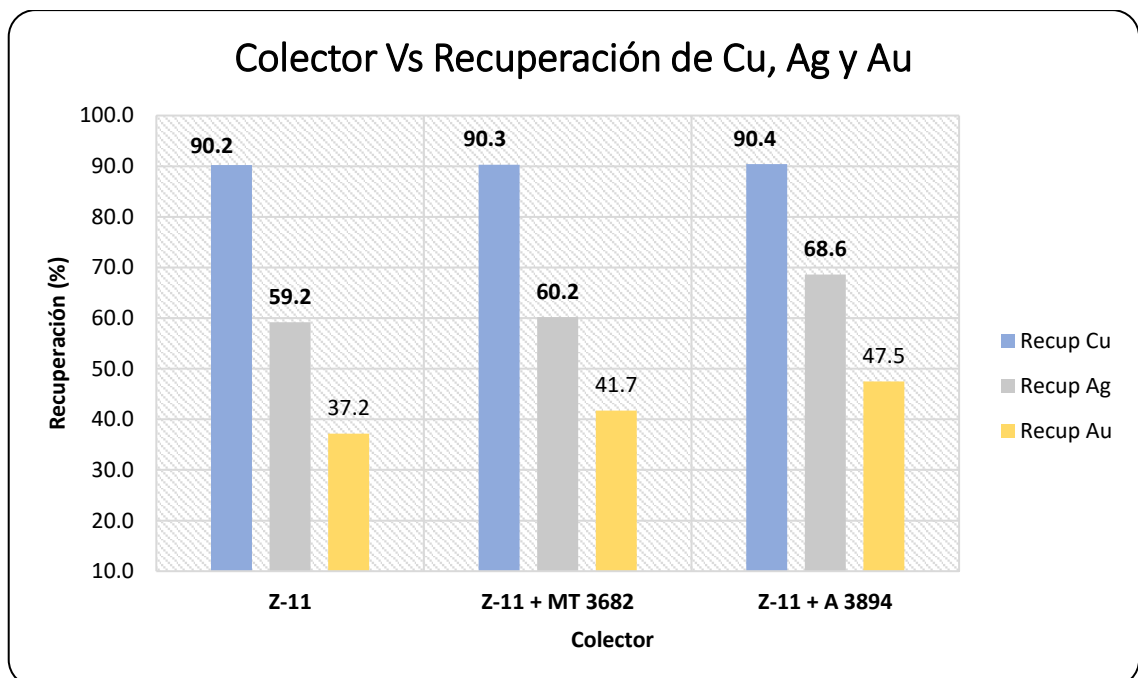


Figura 26. Recuperaciones de pruebas batch



De los resultados obtenidos se concluye que las recuperaciones de cobre a condiciones estándar y usando colector secundario se encuentran en 90% y calidades de concentrado que oscilan entre 16 y 19%.

En cuanto a recuperaciones de plata y oro se obtuvieron mejores resultados empleando el colector A3894.

La presencia de cobre (enargita, calcopirita, cobres grises, etc.) están asociadas a la masa de pirita, por esa razón es que se observa en la prueba empleando el colector A3894 hay mayor contenido de masa y por ende la recuperación se incrementa, por lo cual se plantea el cambio de colector primario de xantato isopropílico de sodio Z-11 por el xantato amílico de potasio Z-6, que es más selectivo con los sulfuros de hierro.

De lo mencionado se realizaron pruebas cinéticas para validar dicho efecto del colector primario en el mineral, cuyos resultados se muestran a continuación:

Tabla 13. Resultados de Cinética de Flotación Colectores Primarios

Reactivo	Producto	% Peso	Leyes					Recuperación %				
			Au gr/Tn	Cu %	Fe %	As %	Ag Oz/Tn	Au	Cu	Fe	As	Ag
Z-11	Conc Cu	33.0	2.25	4.39	28.65	1.37	0.65	72.0	85.7	47.5	85.9	55.3
Z-6	Conc Cu	38.7	1.93	3.69	31.36	1.14	0.64	75.3	88.9	60.9	88.9	64.9

En la gráfica 27, se muestra las recuperaciones de cobre, plata y oro obtenidas por ambos colectores:

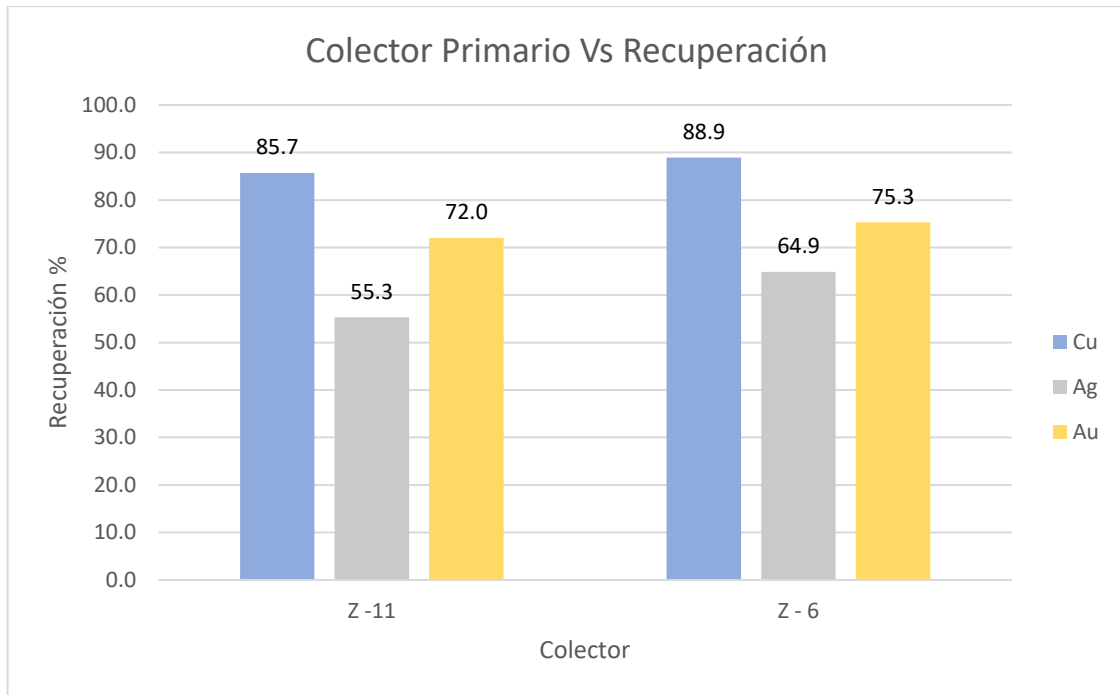


Figura 27. Recuperaciones de pruebas cinéticas colectores primarios

En el grafico se muestran las curvas de cinética de flotación de ambos colectores

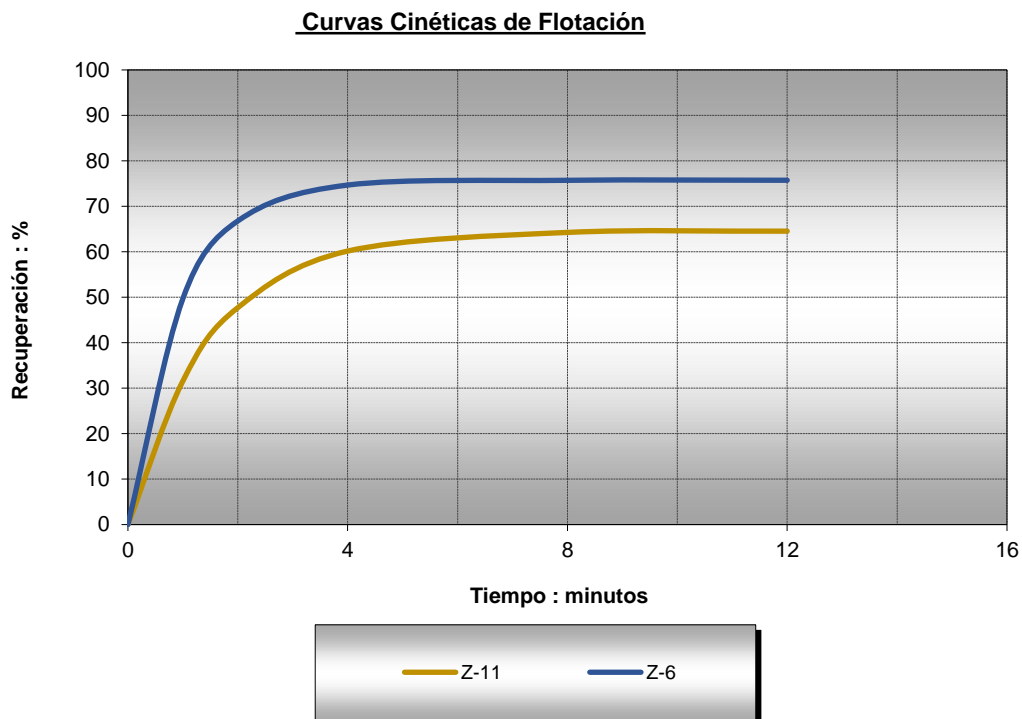


Figura 28. Curvas cinéticas de flotación versus % de recuperación



De las pruebas realizadas se concluye que el colector primario Xantato amílico de potasio Z-6 presenta mejores resultados de recuperación, tal es así que en el Cobre se observa 88.9%, en la Plata 64.9 % y en el oro 75.3 % de recuperación respectivamente; con lo cual se reafirma la mayor selectividad hacia los sulfuros.

4.6. ESTABLECIMIENTO DEL pH MÁS ÓPTIMO PARA LA RECUPERACIÓN DE MINERALES DE COBRE Y ELEMENTOS ASOCIADOS

Para esta evaluación previamente se realizó una modificación en el esquema de flotación adicionando una etapa Scavenger y cleaner con la finalidad de incrementar recuperación y la calidad del concentrado de Cu, tal como se puede observar en la figura 29; en donde adicionalmente bajo esta condición se realizó pruebas preliminares empleando el espumante H-325 y MIBC para validar el mejor escenario.

A continuación, se muestra el esquema propuesto y las condiciones de las pruebas:

- pH: 10.5
- NaCN: 160g/t
- Colector Primario Z-6: 75 g/t

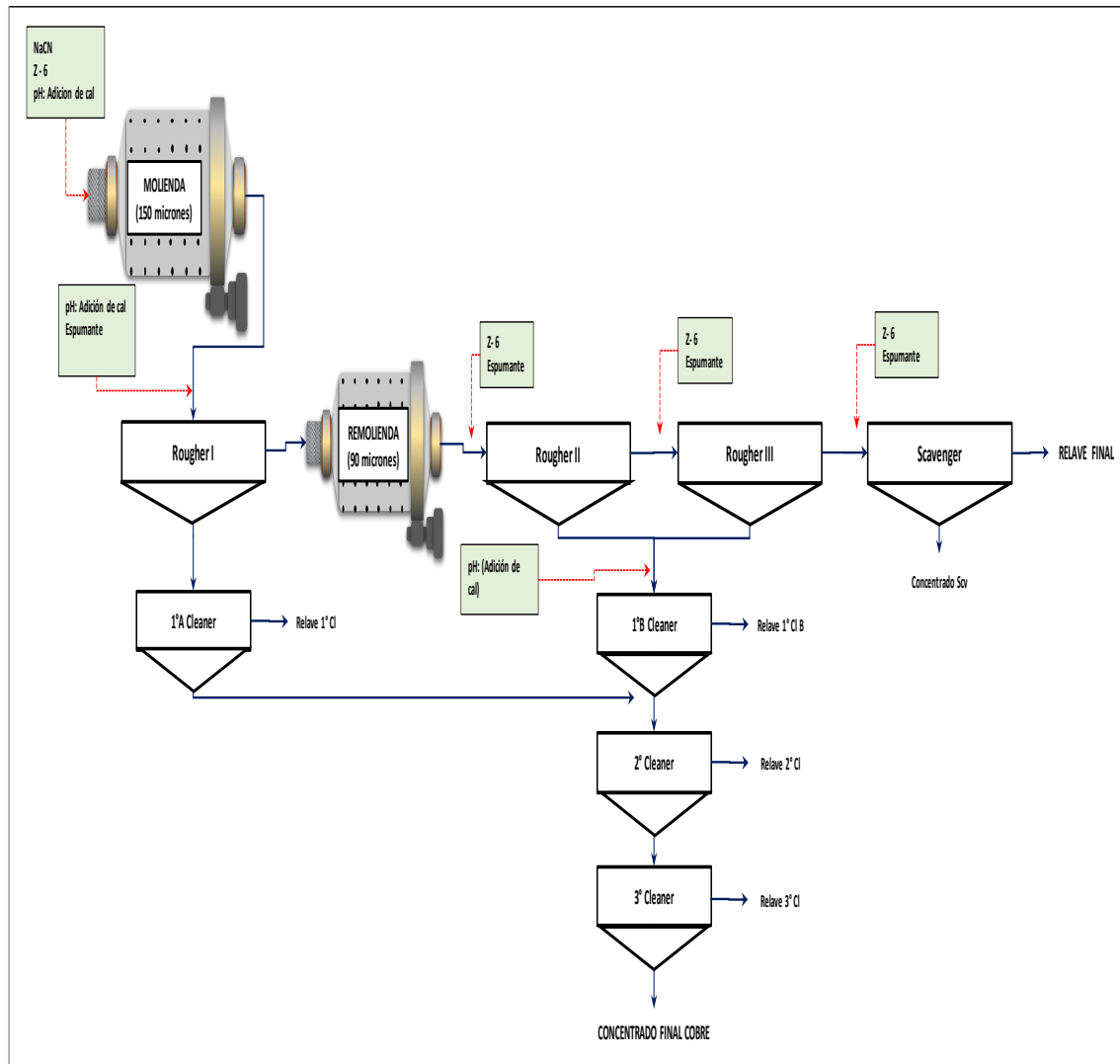


Figura 29. Esquema de flotación estándar nueva propuesta

Fuente: Sociedad minera el Brocal.

En la figura que antecede se puede observar, el esquema del proceso de flotación con el incremento de una etapa Scavenger y una Cleaner propuesto en la presente investigación para garantizar la recuperación y calidad de concentrado de Cu.

A continuación, se muestran los resultados obtenidos

Tabla 14. Resultados de Flotación Batch Nuevo Esquema

<i>Condición</i>	<i>Leyes</i>					<i>Recuperación</i>				
	<i>Au</i> <i>gr/t</i>	<i>Ag</i> <i>Oz/t</i>	<i>Cu</i> <i>%</i>	<i>Fe</i> <i>%</i>	<i>As</i> <i>%</i>	<i>Au</i> <i>%</i>	<i>Ag</i> <i>%</i>	<i>Cu</i> <i>%</i>	<i>Fe</i> <i>%</i>	<i>As</i> <i>%</i>
<i>pH: 10.5</i> <i>Esp: H325</i>	3.19	5.22	24.15	22.24	8.01	55.46	74.69	93.11	49.05	93.12
<i>pH: 10.5</i> <i>Esp: MIBC</i>	2.99	5.72	26.04	20.52	8.62	49.66	71.71	93.02	37.69	92.88

De las pruebas preliminares para evaluar el nuevo esquema los resultados obtenidos en la tabla 14, muestra que el MIBC presenta mejor calidad de concentrado de Cu con un 26% y 93 % de recuperación demostrándose que este espumante presenta mejor estabilidad durante el proceso de flotación; en tal razón la evaluación de pH se realizara empleando el espumante MIBC.

Para la evaluación del pH se realizaron pruebas batch empleando el nuevo esquema de flotación propuesto en la presente investigación.

Las condiciones y dosificación utilizada fueron las siguientes:

- pH: 10.5
- NaCN: 160g/t
- Colector Primario Z-6: 75 g/t
- Colector Secundario A3894: 20 g/t
- Espumante MIBC: 45 g/t

Tabla 15. Resultados de Flotación batch evaluación de pH

Condición	Leyes					Recuperación				
	Au gr/t	Ag Oz/t	Cu %	Fe %	As %	Au %	Ag %	Cu %	Fe %	As %
pH: 8	2.47	3.34	15.01	30.87	4.68	83.68	90.03	95.73	89.60	96.66
pH: 9	2.94	3.98	19.97	25.42	6.24	82.90	90.30	96.51	90.32	96.26
pH: 10.5	2.94	4.89	21.76	24.72	7.15	65.14	82.58	94.82	65.92	94.54

En la tabla 15, se observa los resultados obtenidos de las pruebas de flotación variando el pH con valores de 8, 9 y 10.5 versus recuperaciones de cobre, plata y oro obtenidos fundamentalmente para ver la tendencia que muestra la calidad de concentrado.

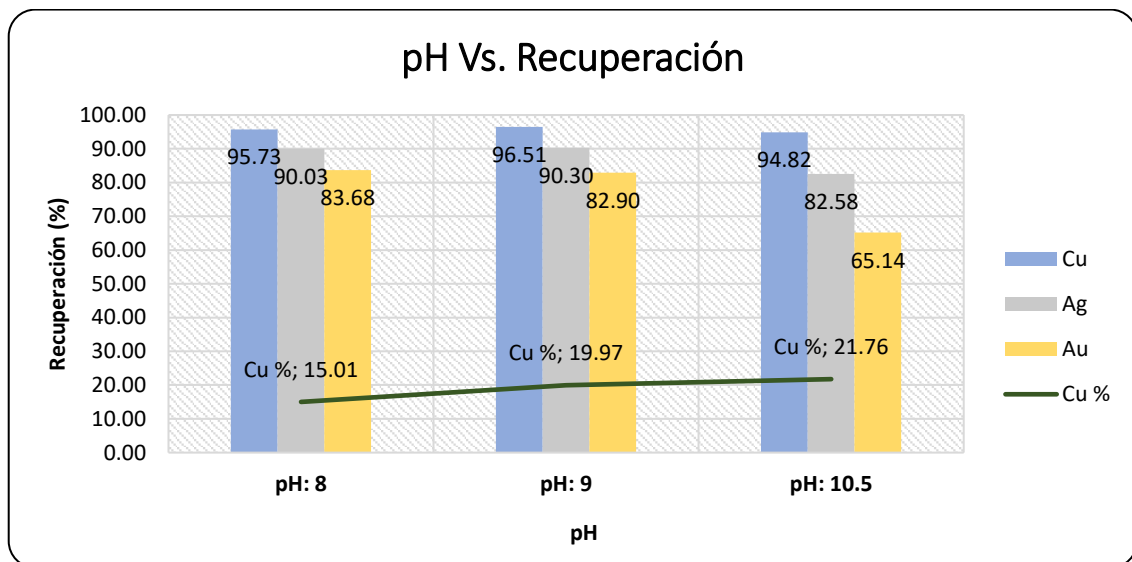


Figura 30. Recuperaciones de pruebas batch evaluación de pH

En el gráfico 30, se observa los resultados de las pruebas de flotación con variaciones del pH; en donde se demuestra que bajando el pH la calidad del concentrado de Cu disminuye.

Debido a las asociaciones mineralógicas y la presencia de pirita, se puede ver que el Au y Fe tienen una relación directa en contenido.

Finalmente, los mejores resultados se obtuvieron a un de pH 10.5, donde se obtuvo 21.7% de calidad de concentrado de Cu con una recuperación del 94.82 %, Ag 82.58 % y el Au 65.14 % de recuperación respectivamente; demostrándose que el pH más adecuado para llevar a cabo el proceso de flotación es 10.5.

4.7. DETERMINACIÓN DEL ESPUMANTE MÁS ÓPTIMO PARA UN MAYOR PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN DE COBRE Y ELEMENTOS ASOCIADOS

Para la evaluación de espumantes se realizaron pruebas en circuito cerrado (cíclica), durante el desarrollo de estas pruebas se consideraron los reactivos y parámetros que ya fueron evaluados anteriormente tales como los colectores Z-6, A3894 a un pH de 10.5, el esquema y condiciones para evaluar el espumante más óptimo para la flotación se muestran a continuación:

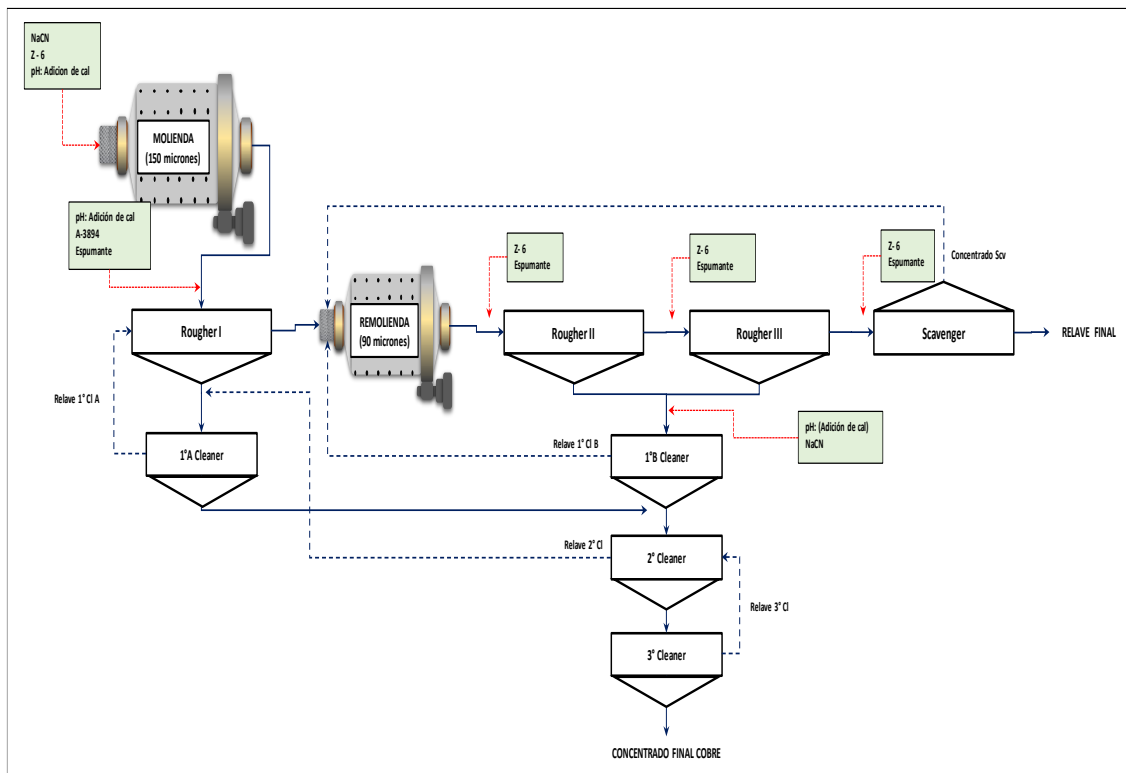


Figura 31. Esquema de flotación Prueba Cíclica

Fuente: Sociedad minera el Brocal.

La dosificación de reactivos se muestra a continuación:

- pH: 10.5
- NaCN: 160 g/t
- Colector Primario: Z-6: 65 g/t
- Colector Secundario: A3894: 10 g/t
- Espumante: 35 g/t

Tabla 16. Resultados de pruebas de Flotación Cíclicas

Espumante	Leyes					Recuperación				
	Au gr/t	Ag Oz/t	Cu %	Fe %	As %	Au %	Ag %	Cu %	Fe %	As %
H325	3.11	5.18	21.53	25.33	7.01	48.44	63.68	92.96	11.95	94.50
H325 C	3.20	5.28	23.13	22.97	7.15	42.07	57.44	91.05	8.42	92.63
MIBC	3.48	6.31	27.27	19.16	8.63	41.89	55.78	91.47	6.07	92.71

En la tabla 16, se muestra los resultados obtenidos de las pruebas de flotación cíclicas que permitió seleccionar el espumante que presenta mejor sinergia con los colectores Z-6 y A 3894 a un pH de 10.5 y demostrar la mejora en la calidad del concentrado de Cu.

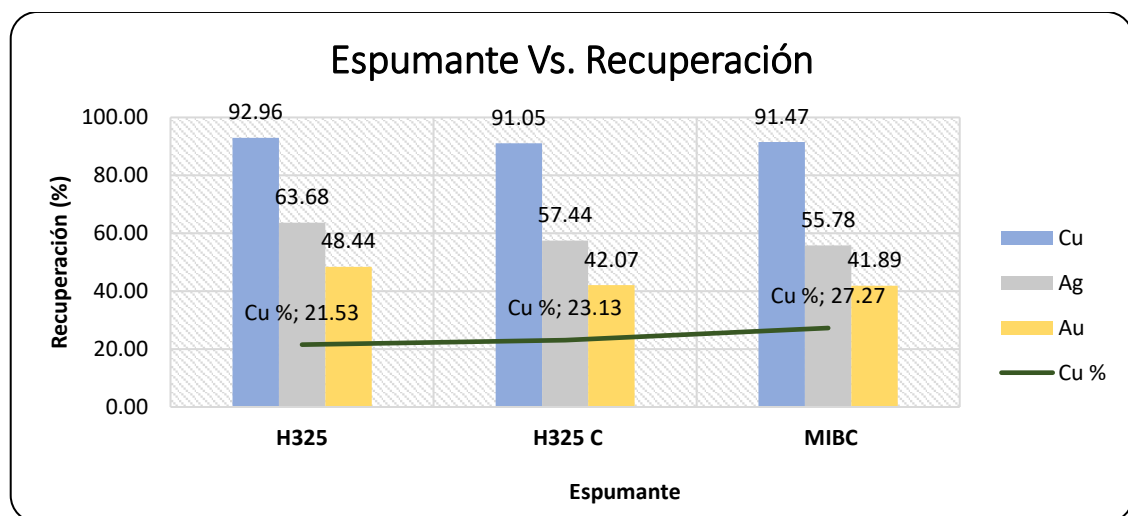


Figura 32. Recuperaciones de pruebas Flotación Cíclicas



En el grafico 32, se observa que el espumante H-325 tiene mayor % de recuperación logrando un 92.96 % de Cu, 63.68 % de Ag y 48.44% de Au de recuperación respectivamente; sin embargo, se debe resaltar que no se logra obtener una calidad comercial de concentrado de Cu con un valor de 21.5 % debido a un mayor arrastre de sulfuros de fe en comparación con el MIBC.

Así mismo se observa que el espumante H-325C nos muestra la menor recuperación de Cu con 91.0 % y una calidad de 23.1% lo cual nos evidencia que hay arrastre de sulfuros de Fe y no se logra obtener una calidad comercial de concentrado en comparación con el MIBC.

Finalmente se concluye que con el espumante MIBC se obtiene mejor calidad comercial de concentrado con un 27.7 % de Cu y una recuperación del 91.4% de Cu, 55.78 % de Ag y 41.89 % de Au, con lo cual se reafirma la mayor selectividad de flotación de superficies sulfuradas.

4.8. DISCUSIÓN

Mi investigación realizada tiene como finalidad optimizar el proceso de flotación de minerales de cobre de la unidad de producción Colquijirca de sociedad minera el Brocal ubicada en el distrito de Tinyahuarco, provincia de Pasco, Departamento de Pasco

En donde se evaluaron las variables de operación que repercuten directamente en la recuperación de cobre como colectores, pH y espumantes llegándose a la conclusión de que con los reactivos seleccionados Z-6, A 3894 y MIBC a un pH de 10.5 se logró obtener una recuperación de Cu de 91.4 % frente a un 88% que se tenía con los reactivos Z-11, H-325 a un pH de 11.0, optimizándose en 3.4 % el proceso de flotación de sociedad minera el Brocal, en la discusión con Salas y Pocco (2018) cuyos autores estudiaron la Recuperación de Cobre de los Minerales Sulfurados, mediante el proceso de flotación,



obtenido de las faenas mineras ubicado en el Yacimiento Katanga de la comunidad de Uchucarcco, Distrito de Chamaca, Provincia de Chumbivilcas, Región Cusco, manifiestan que el proceso de flotación de minerales sulfurados de cobre, siempre dependen de las siguientes variables de proceso, como la granulometría de la molienda; la dosis del colector y el pH, durante el proceso de flotación y que los resultados de este estudio, servirán para una pequeña planta concentradora que utiliza el método de flotación, lograron un buen porcentaje de recuperación de 89.82%, evidenciándose que mi trabajo de investigación coincide con lo propuesto por Salas y Pocco, validándose mi trabajo de investigación debido a que ambos trabajos sus resultados serán aplicados a nivel de planta concentradora.

En contraste con la investigación de Magno (2022) su trabajo tuvo como finalidad determinar la influencia de los colectores RC415 y MX 945 en la recuperación de cobre y establecer si un nuevo colector podría ser la alternativa de reemplazo a los colectores que se utilizan actualmente en la flotación industrial en Mineral Chinalco, quien determina que los colectores utilizados RC 415 y MX 945 son instantáneos con un tiempo de acondicionamiento de 3 minutos antes de la flotación, a pH 10, se obtienen recuperaciones superiores al 85%, el primero es muy selectivo, mientras que éste último es menos selectivo en la recuperación de minerales de cobre. El autor coincide con mi investigación puesto que reemplazando nuevos colectores en mi caso colector primario Xantato amílico de potasio Z-6 presenta mejores resultados de recuperación, tal es así que en el Cobre se observa 88.9%, en la Plata 64.9 % y en el oro 75.3 % de recuperación respectivamente y el colector secundario A3894 muestra valores de recuperación de 92.8 % de Cu, 91.5% de Ag y 85.3 % de Au, con lo cual se reafirma la mayor selectividad hacia los sulfuros y se valida mi trabajo de investigación.



En la contrastación con Cañi (2021) en donde su trabajo fue evaluar, comparar y determinar que espumante dará mejores resultados en la recuperación de Cobre en el proceso de flotación colectiva, se observa un incremento en la recuperación en 3.38 puntos porcentuales en comparación con el espumante estándar, concluyendo que si es viable realizar el cambio de reactivo Aerofroth 68 en planta y realizar su seguimiento. De la misma manera en mi trabajo de investigación uno de los objetivos específicos propuestos fue determinar el espumante más óptimo para incrementar un mayor porcentaje de recuperación en el proceso de flotación de Cobre y elementos valiosos, determinándose que con el uso del espumante MIBC se obtiene mejor calidad comercial de concentrado con un 27.27 % de Cu y una recuperación del 91.4% de Cu, 55.78 % de Ag y 41.89 % de Au, con lo cual se reafirma que el MIBC presenta mejor performance y estabilidad en la flotación. y se demostró que reemplazando los espumantes se incrementa el porcentaje de recuperación situación que coincide con el estudio realizado por Cañi, validándose el presente trabajo de investigación.



V. CONCLUSIONES

PRIMERA: Con los reactivos seleccionados Z-6, A 3894 y MIBC cuyas dosificaciones fueron 65 g/t, 10 g/t y 35 g/t respectivamente a un pH de 10.5 se logró obtener una recuperación de Cu de 91.4 % frente a un 88% que se tenía con los reactivos Z-11, H-325 a un pH de 11.0, optimizándose en 3.4 % el proceso de flotación y en 3% la ley de Cu en el concentrado.

SEGUNDA: El colector primario Xantato amílico de potasio Z-6 presenta mejores resultados de recuperación, tal es así que en el Cobre se observa 88.9%, en la Plata 64.9 % y en el oro 75.3 % de recuperación respectivamente y el colector secundario A3894 muestra valores de recuperación de 92.8 % de Cu, 91.5% de Ag y 85.3 % de Au, con lo cual se reafirma la mayor selectividad hacia los sulfuros.

TERCERA: Los mejores resultados se obtuvieron a un de pH 10.5, donde se obtuvo 21.7% de calidad de concentrado de Cu con una recuperación del 94.82 %, Ag 82.58 % y el Au 65.14 % de recuperación respectivamente; demostrándose que el pH más adecuado para llevar a cabo el proceso de flotación es 10.5.

CUARTA: Con el uso del espumante MIBC se obtiene mejor calidad comercial de concentrado con un 27.27 % de Cu y una recuperación del 91.4% de Cu, 55.78 % de Ag y 41.89 % de Au, con lo cual se reafirma que el MIBC presenta mejor performance y estabilidad en la flotación.



VI. RECOMENDACIONES

PRIMERA: Realizar más pruebas utilizando los minerales de los diferentes niveles y zonas de mina que aún existen para obtener el mejor performance metalúrgico en la flotación, esto permitiría tener alternativas y condiciones para tratar los diferentes tipos de mineral.

SEGUNDA: Evaluar colectores de mayor significancia para ver la selectividad frente a otros elementos y continuar realizando mayores pruebas para determinar los parámetros ideales para el proceso de flotación en la planta concentradora.

TERCERA: Como parte de la investigación metalúrgica se debe realizar estudios mineralógicos de las muestras de mineral antes de la realización de pruebas metalúrgicas con el objetivo de determinar las especies mineralógicas y asociaciones presentes en el mineral.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Antapaccay (2019). *Manual de operación de planta concentradora*. Perú.

Bravo, A. (2010). *Manual de flotación*.

Brodtkorb, M. y Sabrina, C. (2011). *Sulfuros y sulfosales*. (en línea).135pp., Santiago.

Disponible en: <https://docplayer.es/44345651-Clase-ii-sulfuros-y-sulfosales.html>

Cañi, C. (2021). *Evaluación de espumantes en la flotación de minerales sulfurados para la recuperación de cobre en la planta concentradora de Southern Perú Copper Corporation - Unidad Cuajone* (tesis). Universidad Nacional del Altiplano. Facultad de ingeniería Geológica y Metalúrgica. Escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica. Puno, Perú.

Cárdenas, M. y Huamán, E. (2022). *Optimizar la recuperación de cobre por la influencia de P80, el pH y la dosificación de reactivos de flotación en la Cia. Minera Antapaccay*. S.A. (tesis). Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, Facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalúrgica, Escuela profesional de ingeniería Metalúrgica. Cusco, Perú.

CODELCO (Corporación Nacional del Cobre, Chile) (2018). *Memoria anual de recursos y reservas*. Santiago, Chile. 110–116pp.

Gaudin, A. M. (1922) *Flotation*. Estados Unidos: JaiGyan.

Hanco, O. (2018) *Reemplazo de los colectores convencionales (xantatos) por colectores innovadores en el proceso de flotación de minerales cupríferos* (tesis). Universidad Nacional de San Agustín. Facultad de Ingeniería de Procesos. Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica. Arequipa, Perú.



- Linares, N. (2014). *Procesamiento de minerales - Mineralurgia II*. Perú.
- Long, G., Yongjun, P. y Dee, B. (2012). A Review of Copper-Arsenic Mineral Removal from Copper Concentrates. *Minerals Engineering*. Vol (36– 38):179–186pp.
- Lotter, N., Bradshaw, D. y Barnes, A. (2016). Classification of the Major Copper Sulphides into Semiconductor Types and Associated Flotation Characteristics. Science Elsevier. *Minerals Engineering*.:01-08pp. South Africa.
- Magno, O. (2022). *Evaluación de colectores RC 415 Y MX 945 en la recuperación de cobre - Minera Chinalco Perú S. A. – Morococha – 2021* (tesis). Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. Facultad de Ingeniería. Escuela de formación Profesional de Ingeniería Metalúrgica. Cerro de Pasco, Perú.
- Núñez, C. (2018). *Optimización de la flotación del cobre - oro utilizando el colector MBT en la planta de tratamiento de minerales Corporación Agrominero San Hilarión SAC. – Nazca* (tesis). Universidad Nacional del Altiplano. Facultad de ingeniería Geológica y Metalúrgica. Escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica. Puno, Perú.
- Salas, R. y Pocco, J. (2018). *Recuperación de cobre por el proceso de flotación de los minerales sulfurados del yacimiento Katanga* (tesis). Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Facultad de Ingeniería de Procesos. Escuela Profesional de Ingeniería Química.
- Smedley, P. y Kinniburgh, D. (2002). A Review of the Source, Behaviour and Distribution of Arsenic in Natural Waters. *Science Elsevier. Applied Geochemistry*. Vol 17 (5):517–568pp.
- Sociedad Minera el Brocal S.A.A. (2021). *Memoria annual*.



Sutulov, A. (1963). *Flotación de minerales*. Chile

Taggart, A. (1921). *Manual of flotation processes*. Estados Unidos: JaiGyan.





Velásquez, V. (2018). *Optimización de la recuperación de cobre en el circuito de flotación de Codelco-el Salvador en base a la evaluación de nuevas formulaciones de reactivos de flotación* (tesis). Universidad de Concepción. Facultad de Ingeniería. Departamento de Ingeniería Metalúrgica. Chile.




ANEXOS







Anexo 1. Reactivos utilizados en la investigación


PRODUCTO: XANTATO AMILICO DE POTASIO PROVEEDOR: Reactivos Nacionales S.A.

PELIGROS:	
	<input type="checkbox"/>
	<input type="checkbox"/>
	<input checked="" type="checkbox"/>
	<input type="checkbox"/>

INCOMPATIBILIDADES:	
<input checked="" type="checkbox"/> Ácidos	<input type="checkbox"/> Agua
<input type="checkbox"/> Bases	<input type="checkbox"/> Calor
<input type="checkbox"/> Oxidantes	<input type="checkbox"/> Golpes / Fricción

PRIMEROS AUXILIOS BÁSICOS:	
	Usar lavajos/ducha SI <input checked="" type="checkbox"/> NO <input type="checkbox"/>
	Inducir al vómito SI <input type="checkbox"/> NO <input checked="" type="checkbox"/>
	Retirar a lugar ventilado SI <input checked="" type="checkbox"/> NO <input type="checkbox"/>





EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL:	
Protección Respiratoria 	<input checked="" type="checkbox"/>
Protección Ojos 	<input checked="" type="checkbox"/>
Protección Manos 	<input checked="" type="checkbox"/>
Protección Cuerpo 	<input checked="" type="checkbox"/>
Protección Pies 	<input checked="" type="checkbox"/>
Protección Facial 	<input checked="" type="checkbox"/>

	Nº HDSM
	967-777-070 0335


ANTES DE USAR EL PRODUCTO REVISE LA HOJA DE DATOS DE SEGURIDAD DEL PRODUCTO (HDSM)







PRODUCTO: Cianuro de Sodio


PROVEEDOR: HEBEI CHENGXIN Co., LTD

PELIGROS:	
 <input checked="" type="checkbox"/>	 <input checked="" type="checkbox"/>
 <input type="checkbox"/>	 <input type="checkbox"/>

INCOMPATIBILIDADES:	
<input checked="" type="checkbox"/> Ácidos	<input checked="" type="checkbox"/> Agua
<input type="checkbox"/> Bases	<input checked="" type="checkbox"/> Calor
<input checked="" type="checkbox"/> Oxidantes	<input type="checkbox"/> Golpes / Fricción

PRIMEROS AUXILIOS BÁSICOS:	
	Usar lavajojos/ducha <input checked="" type="checkbox"/> SI <input type="checkbox"/> NO
	Inducir al vómito <input type="checkbox"/> SI <input checked="" type="checkbox"/> NO
	Retirar a lugar ventilado <input checked="" type="checkbox"/> SI <input type="checkbox"/> NO





EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL:	
 Protección Respiratoria <input checked="" type="checkbox"/>	 Protección Ojos <input checked="" type="checkbox"/>
 Protección Manos <input checked="" type="checkbox"/>	 Protección Cuerpo <input checked="" type="checkbox"/>
 Protección Pies <input checked="" type="checkbox"/>	 Protección Facial <input checked="" type="checkbox"/>

	N° HDSM	
	967-777-070	0123


ANTES DE USAR EL PRODUCTO REVISE LA HOJA DE DATOS DE SEGURIDAD DEL PRODUCTO (HDSM)







PRODUCTO: METILISOBUTILCARBINOL


PROVEEDOR: Arkema France

PELIGROS:	
	<input type="checkbox"/>
	<input type="checkbox"/>
	<input checked="" type="checkbox"/>
	<input checked="" type="checkbox"/>

INCOMPATIBILIDADES:	
<input checked="" type="checkbox"/> Ácidos	<input type="checkbox"/> Agua
<input type="checkbox"/> Bases	<input type="checkbox"/> Calor
<input checked="" type="checkbox"/> Oxidantes	<input type="checkbox"/> Golpes / Fricción

PRIMEROS AUXILIOS BÁSICOS:	
	Usar lavajos/ducha SI <input checked="" type="checkbox"/> NO <input type="checkbox"/>
	Inducir al vómito SI <input type="checkbox"/> NO <input checked="" type="checkbox"/>
	Retirar a lugar ventilado SI <input checked="" type="checkbox"/> NO <input type="checkbox"/>





EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL:	
 Protección Respiratoria	<input checked="" type="checkbox"/>
 Protección Ojos	<input checked="" type="checkbox"/>
 Protección Manos	<input checked="" type="checkbox"/>
 Protección Cuerpo	<input checked="" type="checkbox"/>
 Protección Pies	<input checked="" type="checkbox"/>
 Protección Facial	<input checked="" type="checkbox"/>

	N° HDSM	
	967-777-070	0895 - A


ANTES DE USAR EL PRODUCTO REVISE LA HOJA DE DATOS DE SEGURIDAD DEL PRODUCTO (HDSM)







PRODUCTO: AERO@3894 Promoter


PROVEEDOR: SOLVAY

PELIGROS:			
	<input type="checkbox"/>		<input type="checkbox"/>
	<input type="checkbox"/>		<input type="checkbox"/>

INCOMPATIBILIDADES:	
<input checked="" type="checkbox"/> Ácidos	<input type="checkbox"/> Agua
<input checked="" type="checkbox"/> Bases	<input type="checkbox"/> Calor
<input checked="" type="checkbox"/> Oxidantes	<input type="checkbox"/> Golpes / Fricción

PRIMEROS AUXILIOS BÁSICOS:		
	Usar lavajos/ducha	SI <input checked="" type="checkbox"/> NO <input type="checkbox"/>
	Inducir al vómito	SI <input type="checkbox"/> NO <input checked="" type="checkbox"/>
	Retirar a lugar ventilado	SI <input checked="" type="checkbox"/> NO <input type="checkbox"/>

EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL:					
	Protección Respiratoria	<input checked="" type="checkbox"/>		Protección Ojos	<input checked="" type="checkbox"/>
	Protección Manos	<input checked="" type="checkbox"/>		Protección Cuerpo	<input checked="" type="checkbox"/>
	Protección Pies	<input checked="" type="checkbox"/>		Protección Facial	<input checked="" type="checkbox"/>

	N° HDSM
	967-777-070 0049

ANTES DE USAR EL PRODUCTO REVISE LA HOJA DE DATOS DE SEGURIDAD DEL PRODUCTO (HDSM)

Anexo 2. Fotografías del proceso de flotación

