

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

**“PROPUESTA DE PROCESO METALÚRGICO PARA SEPARAR
BISMUTO DE CONCENTRADOS DE COBRE EN SECTOR MINERO
TASNA, BOLIVIA”**

PROYECTO INTEGRADOR

Previo la obtención del Título de:

Ingeniero en Minas

Presentado por:

Andrea Angelyne Cucalon Segovia

Cristian Ilario Peñafiel Flores

GUAYAQUIL - ECUADOR

2020

DEDICATORIA

En primer lugar, a Dios por darme salud, por fortalecerme y hacerme más sabia en todo este camino.

A mi madre, Lucrecia de Cucalon por ser mi mayor motor e inspiración de vida, por haberme enseñado el significado del sacrificio incondicional, este es nuestro logro.

A mi padre, el Ing. Jorge Cucalon Castro, por su apoyo incondicional a lo largo de la carrera, por ser mi guía, por ser ejemplo de valores y por siempre anhelar lo mejor para mi vida.

A mi ñañita, por ser mi ángel guardián y siempre cuidarme desde el cielo.

A las personas que han estado motivándome y brindándome su apoyo para poder desarrollar con éxito la tesis.

Angelyne Cucalon S.

DEDICATORIA

A mi abuela, por siempre estar convencida de mi capacidad para lograr este objetivo a pesar de todos mis tropiezos, por alentarme a continuar luchando independientemente de las adversidades que se presentaran, por estar en mis momentos más difíciles y recordarme el reto que estuve dispuesto a cumplir.

A mi mamá, por su inmenso sacrificio para apoyarme en todas mis necesidades durante estos años de estudio y permitirme, a pesar de las dificultades, cumplir una meta más en mi vida.

A mi amado hijo, por darle sentido y alegría a mi vida, por ser el motivo que me impulsa a superar mis propias metas para convertirme en su mejor ejemplo y mayor inspiración.

Cristian Peñafiel F.

AGRADECIMIENTOS

Un agradecimiento especial al Ing. Jorge Rengel, por habernos dado la oportunidad y las facilidades para desarrollar este proyecto en sus instalaciones a pesar de la situación de pandemia por Covid-19.

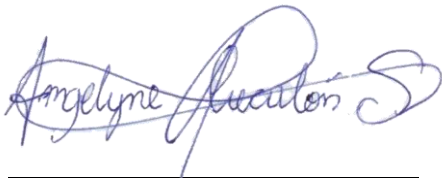
Gracias a nuestra tutora la Dra. Elizabeth Peña, por sus aportes, recomendaciones y apoyo a nivel académico y por haber permitido nuestro crecimiento profesional y personal dentro de la rama metalúrgica.

Un sincero y especial agradecimiento al Ing. Paulo Valdivieso, por su disponibilidad ante cualquier requerimiento, inquietud y por contribuir al desarrollo de este trabajo.

Gracias al Laboratorio Geológico Minero Ambiental (LEGEMESA) por brindar los espacios adecuados para el desarrollo de la investigación.

DECLARACIÓN EXPRESA

“Los derechos de titularidad y explotación, nos corresponde conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; Andrea Cucalon Segovia y Cristian Peñafiel Flores y damos nuestro consentimiento para que la ESPOL realice la comunicación pública de la obra por cualquier medio con el fin de promover la consulta, difusión y uso público de la producción intelectual”



Andrea Cucalon Segovia



Cristian Peñafiel Flores

EVALUADORES

MSc. Samantha Jiménez Oyola
PROFESOR DE LA MATERIA

Dra. Gloria Peña Carpio
PROFESOR TUTOR

RESUMEN

En el proyecto minero “Potosí-Tasna” se procesan materiales que poseen elevado contenido de bismuto en los concentrados de cobre provenientes de la zona “Tasna”. La presente investigación tiene como objetivo disminuir las altas concentraciones de este metal a través de un proceso metalúrgico, para reducir las penalizaciones impuestas al producto e incrementar los ingresos de la empresa.

Se realizaron 29 pruebas de flotación bulk, estudiando las variables de mayor influencia en el proceso; mineralogía, granulometría, pH, reactivos, y tiempo de acondicionamiento; lo que permitió determinar el comportamiento del material en función de los distintos escenarios ensayados, seleccionar el tiempo de molienda más adecuado, y la mejor combinación de reactivos y sus dosificaciones.

Empleando un *blending* del mineral se logró reducir la ley de bismuto hasta 1.18 % con una ley del 9.62 % de cobre; para esto se aplicaron como depresores el silicato de sodio y dicromato de potasio, como colector se usó el AR-G105, y de espumante el MIBC.

El estudio revela que, tanto las recuperaciones como las leyes de cobre y bismuto incrementan o disminuyen en igual proporción independientemente de los reactivos usados y de las condiciones trabajadas; esto lleva a concluir que existe una fuerte asociación mineralógica entre ambos metales.

Palabras clave: *bismuto, flotación bulk, recuperación, ley, blending.*

ABSTRACT

The "Potosi-Tasna" mining project processes materials with high bismuth content in copper concentrates from the "Tasna" area. The present investigation aims to decrease the high concentrations of this metal through a metallurgical process, to reduce the penalties imposed on the product and increase the company's income.

Twenty-nine bulk flotation tests were carried out, studying the variables that have the greatest influence on the process; mineralogy, granulometry, pH, reagents, and conditioning time; which made it possible to determine the behavior of the material according to the different scenarios tested, to select the most appropriate grinding time, and the best combination of reagents and their dosages.

By blending the ore, the bismuth grade was reduced to 1.18% with a 9.62% copper grade. Sodium silicate and potassium dichromate were used as depressants, AR-G105 as collector and MIBC as foamer.

The study reveals that both recoveries and grades of copper and bismuth increase or decrease in the same proportion regardless of the reagents used and the conditions worked; this leads to the conclusion that there is a strong mineralogical association between both metals.

Keywords: *bismuth, bulk flotation, recovery, essay, blending.*

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN.....	I
ABSTRACT	II
ÍNDICE GENERAL	III
SIMBOLOGÍA.....	V
ÍNDICE DE FIGURAS	VI
ÍNDICE DE TABLAS.....	VII
CAPITULO 1.....	1
1 INTRODUCCION	1
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.2 OBJETIVOS	2
1.2.1 Objetivo general.....	2
1.2.2 Objetivos específicos	2
1.3 MARCO TEÓRICO.....	3
1.3.1 Concentración mineral	3
1.3.2 Principios de molienda.....	3
1.3.3 Flotación	6
1.3.4 Productos esperados	10
1.4 ZONA DE ESTUDIO.....	11
1.4.1 Geología local.....	12
1.5 GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO	12

1.5.1	TAS-12 y TAS-15 (Cuadrilla Aramayo- Socavon Dicha y Suerte).....	12
1.5.2	TAS-13 y TAS 14. (Cuadrilla Flotes, socavón Gabriela)	13
1.5.3	TAS-16.- (Cuadrilla Aramayo).....	13
CAPÍTULO 2.....		14
2	METODOLOGÍA	14
2.1	MATERIALES Y EQUIPOS	15
2.2	ANÁLISIS MINERALÓGICO	21
2.3	ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO	26
CAPÍTULO 3.....		28
3	RESULTADOS.....	28
3.1	ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	35
CAPÍTULO 4.....		51
4	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	51
4.1	Conclusiones.....	51
4.2	Recomendaciones.....	53
BIBLIOGRAFÍA.....		54
ANEXOS.....		56
Anexo A. Análisis de liberación y asociaciones para minerales de bismuto.....		57
Anexo B. Análisis granulométrico.....		63
Anexo C. Evidencias fotográficas.....		76

SIMBOLOGÍA

Py: pirita

Cp: calcopirita

GGs: gangas

Bmt: bismutinita

Cv: covelita o covelina

Po: pirrotita

Mc: marcasita

PI: producto intermedio

Dg: digenita

Stn: estannita

Lz: luzonita

Wft: wolframita

Apy: arsenopirita

Ef: esfalerita

Goe: goethita

Cst: saseterita

Elz: estibiolumonita

Sak: sakuraiita

Rt: rutilo

Kob: kobellita

Moz: mozgovaita

Bi: bismuto nativo

Cos: cosalita

Pls: pilsenita

Ull: ullmannita

Wtc: wittichenita

Gn: galena

LR: Luz refleja

ÍNDICE DE FIGURAS

Ilustración 1.1. Ubicación de la zona de estudio.....	11
Ilustración 2.1. Metodología de la investigación.	14
Ilustración 3.1. Recuperación de cobre en cada ensayo.	33
Ilustración 3.2. Comparación de leyes de cobre y bismuto, en la primera etapa de flotación.	34
Ilustración 3.3. Recuperaciones de cobre y bismuto en función de la dosificación de dicromato de potasio.	38
Ilustración 3.4. Recuperación de cobre y bismuto en función de la dosificación de Silicato de Sodio.	40
Ilustración 3.5. Relación entre la recuperación y el ratio Cu/Bi.....	41
Ilustración 3.6. Ley de cobre en los relaves empleando colector AR-3322.	42
Ilustración 3.7. Experimentación con colector ARG-431.	43
Ilustración 3.8. Recuperación de Cu y ratio Cu/Bi empleando blending de minerales...	44
Ilustración 3.9. Porcentaje de pasante acumulado de malla 200.....	46
Ilustración 3.10. Porcentaje de pasante acumulado de malla 100.....	47
Ilustración 3.11. Comparación entre la recuperación de Cu y Bi - Ratio Cu/Bi de ensayos con Blending.....	48
Ilustración 3.12. Comparación entre ley de Cu y Bi de ensayos con mezcla de minerales.	49
Ilustración 3.13. Proceso metalúrgico para separar bismuto de concentrados de cobre.	50

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 Equipos empleados en el proceso.....	15
Tabla 2.2. Reactivos de flotación empleados en la experimentación.	19
Tabla 2.3. Composición mineralógica global.	22
Tabla 3.1. D80 según tiempo de molienda.	28
Tabla 3.2. Ensayos de flotación a diferentes pH	29
Tabla 3.3. Reactivos y número de etapas empleadas en el proceso.	31
Tabla 3.4. Tiempo de acondicionamiento empleando Silicato de sodio.	39
Tabla 3.5. Leyes de cobre y bismuto variando las dosificaciones de silicato de sodio. .	40
Tabla 3.6. Combinación de reactivos por ensayo; comportamiento con AR-G431.....	43
Tabla 3.7. Porcentaje de materiales y tiempo de molienda.	44
Tabla 3.8. Muestra de cabeza del proceso de flotación empleando blending.	45
Tabla 3.9. Porcentaje de pasante acumulado de malla 200.....	46
Tabla 3.10. Porcentaje de pasante acumulado de malla 100.....	46

CAPITULO 1

1 INTRODUCCION

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

El agotamiento de menas secundarias de cobre y el constante crecimiento en la demanda de este metal provoca la necesidad de explotar yacimientos de formación primaria. Estos yacimientos se caracterizan por su complejidad en la extracción de cobre y por un importante contenido de minerales contaminantes que generan una reducción en el valor del producto final, siendo el As, Sb y Bi los de mayor relevancia (Chanda et al., 2014).

En este contexto, el proyecto minero “Potosí-Tasna” tiene un alto contenido de bismuto en los concentrados de cobre de la zona “Tasna”, registrando valores de 3 % a 5 % de Bi, lo que ha ocasionado fuertes penalizaciones y una disminución de las ganancias de la empresa.

Las metodologías convencionales se vuelven inviables en la extracción de Bi a partir de concentrados de cobre. Además, ha sido un tema poco estudiado, por lo tanto, se necesitan nuevos sistemas que permitan oportunidades de mejora en los procesos para ser implementados a escala industrial, pues esto contribuirá con la innovación en el sector (Lane et al., 2016).

1.2 OBJETIVOS

1.2.1 Objetivo general

Minimizar el contenido de bismuto presente en los concentrados de cobre, a través de un proceso metalúrgico, que incremente la calidad del producto final.

1.2.2 Objetivos específicos

Identificar las asociaciones mineralógicas presentes en el material objeto de estudio, para la determinación de la granulometría, que permita la liberación de las especies.

Experimentar la dosificación de los reactivos a diferentes concentraciones mediante ensayos de laboratorio, planteando una alternativa para la separación de impurezas de bismuto en concentrados de cobre.

Proponer un proceso metalúrgico rentable, maximizando las leyes del concentrado de cobre en una primera etapa de concentración y reduciendo el contenido de impurezas minerales presentes.

1.3 MARCO TEÓRICO

1.3.1 Concentración mineral

El procesamiento o la concentración de minerales es la etapa siguiente a la explotación en interior mina y su tarea es preparar el material para la extracción del contenido valioso. Además de homogeneizar el tamaño del mineral, es un proceso de separación que eleva la concentración (en porcentaje) de una mena o mineral determinado con la parte sin valor (ganga), mediante el uso de equipos de separación sólido-sólido produciéndose así la segregación de dos o más especies mineralógicas, generando una corriente enriquecida en un mineral de interés. La concentración o proceso de enriquecimiento disminuye, considerablemente, la cantidad de material que debe ser manipulada en las plantas, reduce así mismo la cantidad de energía y reactivos para producir el metal puro en procesos siguientes (Bustamante Rúa et al., 2008; Leiva Olea, 2017).

Existen algunos métodos para la concentración mineral, y su selección depende de muchos factores: asociación mineralógica, costos operativos, disponibilidad de reactivos, etc.

1.3.2 Principios de molienda

La molienda es el proceso que se encarga de reducir los tamaños relativamente gruesos provenientes de la trituración; una molienda adecuada es fundamental para la liberación de las partículas minerales (Alcalá et al., 2014; Blanco, 2019).

Si el tamaño de la molienda excede al necesario, esto afectará directamente en la liberación, y puede hacer que el mineral de cobre permanezca combinado o escondido dentro de las gangas. Por otro lado, si la partícula es demasiado fina, puede conllevar a la formación de limos conocidos como lamas evitando así la flotación de los minerales de cobre. Por lo general, con una molienda de 100 micras de diámetro, la liberación de la partícula es efectiva, pero en moliendas de tamaños inferiores a 10 micras, este exceso puede generar lamas (Portillo Pillado et al., 2019).

La molienda puede ser vía seca o húmeda. En general, en la preparación para la concentración de minerales se aplica una húmeda. A continuación, se detallan las condiciones óptimas que debe cumplir la molienda en función de la cantidad de material que debe pasar cierta malla de corte.

✓ **Granulometría**

La determinación de la granulometría resulta de mucha importancia en una amplia gama de industrias y constituye un parámetro crítico en la fabricación de diversos productos (Cabello et al., 2014). Por tal motivo, es necesaria la medición del tamaño de partículas en los procesos de molienda de minerales. De acuerdo con Malvern Panalytical, n.d., la misma afecta a los productos y a los procesos y además está relacionada con el consumo energético de los molinos intervinientes en dicha operación, como así también con la calidad del producto que se elabora, entre otros.

Estas impactan directamente en los costos de producción. Si bien existen diferentes métodos y tecnologías para determinar el tamaño de partículas de minerales (a través de técnicas manuales o por medio de dispositivos electrónicos). En este documento se emplean técnicas manuales y de bajo costo. Hay que tomar en cuenta que este método no presenta como resultado el tamaño de partícula de un material, simplemente la distribución de tamaño de grano en estado natural. Es decir, la muestra en estado natural mediante vibración se obliga a pasar a través de las aberturas que presentan las mallas a partículas de menor tamaño (Rodríguez Medina et al., 2017; Lovón, 2017).

De acuerdo con Concha y Wasmund (2016), para que la flotación sea efectiva es necesario que la granulometría del material cumpla con un 90% pasante de la malla 100, y que al menos el 60% sea pasante de la malla 200.

Para determinar el cumplimiento de la condición mencionada, se emplea la siguiente ecuación:

$$D_x = \left[\frac{D_2 - D_1}{\log(\%_2) - \log(\%_1)} * (\log(\%_x) - \log(\%_1)) \right] + D_1 \quad (1.1)$$

Donde:

D_x = *diámetro característico buscado*

D_2 = *diámetro del límite inferior*

D_1 = *diámetro del límite superior*

$\%_x$ = *porcentaje característico buscado*

$\%_2$ = *porcentaje de pasante acumulado inferior*

$\%_1$ = *porcentaje de pasante acumulado superior*

El proceso dominante para la recuperación de concentrados de cobre es la flotación, que se usa ampliamente en muchas aplicaciones de flotación de sulfuros, mientras que para el caso de carbonatos, hidrosilicatos y sulfatos se realiza mediante la hidrometalurgia, aunque este último proceso también puede ser empleado para el beneficio de la calcocita (Portillo Pillado et al., 2019; Zanetell, 2012).

Una vez determinado el tiempo de molienda y la granulometría de alimentación necesaria con la fórmula indicada anteriormente, se procede a analizar las condiciones de flotación.

1.3.3 Flotación

La flotación es una técnica usada principalmente en la metalurgia extractiva. Sirve para la concentración de minerales valiosos, y para la limpieza de algunos concentrados. Consiste en acondicionar la pulpa proveniente de un proceso previo de conminución, usando reactivos que modifican las propiedades superficiales de las partículas minerales, haciendo que su afinidad por el agua cambie de acuerdo con las necesidades. Las partículas se volverán hidrofílicas (tienen afinidad por el agua), o hidrofóbicas (no tienen afinidad por el agua), estas últimas serán arrastradas hacia la superficie por burbujas de aire muy resistentes formadas en una celda de flotación por la adición de espumantes (Bulatovic, 2007).

Entre las variables más relevantes podemos considerar: granulometría, dosificación de los reactivos, velocidad de celda, flujo de aire, pH, entre otros, etc.

✓ **Acondicionamiento**

El proceso de acondicionamiento es el que facilita y aumenta la intensidad de adsorción de los colectores en la superficie mineral mediante variaciones en las condiciones fisicoquímicas de la pulpa, por ejemplo: pH o potencial. Uno de los principales objetivos de la investigación por flotación, es encontrar el pH óptimo para cualquier combinación de reactivos y mineral. Los activadores son reactivos que permiten controlar la acidez o alcalinidad de la pulpa, y tienen como misión dar a la pulpa el pH necesario para una mejor flotación; mediante el cambio de la concentración del ion hidrógeno pueden lograr la diseminación uniforme de los reactivos alterando así la hidrofobicidad natural en la superficie de los minerales de interés (Bravo G, 2004; Santos Medina, 2018; Villacís Vaca, 2009).

Según Bravo G, (2004), cada sulfuro (cobre, plomo, zinc y fierro) tiene su propio pH de flotación donde flota mejor. Esta propiedad también varía según el mineral y la mina de donde procede, es decir, depende de las condiciones fisicoquímicas a las que el material ha estado expuesto.

Existen muchas variables en el acondicionamiento, y la agitación es probablemente la más importante, pero además de esta se tienen variables de distinta naturaleza con un efecto significativo en la tasa de adsorción durante el acondicionamiento: pH, tiempo, mezclado (potencia y turbulencia), método de agitación, temperatura, fuerza iónica. En la práctica, para alcalinizar generalmente se emplea cal cáustica CaO y cal hidratada Ca(OH)₂, (por ser la más económica), pero a veces tiene el inconveniente de flocular las pulpas, en cambio para producir acidez se utilizan ácidos de bajo costo (Santos Medina, 2018).

De acuerdo con Zanetell, (2012), el SO₂ tiene la capacidad de deprimir la gran mayoría de los minerales de ganga presentes en las muestras, permitiendo que se reactiven/depriman con los reactivos utilizados en el trabajo de prueba. El acondicionamiento con SO₂ también se considerará en la investigación.

✓ **Reactivos de flotación**

La parte más importante en la flotación son los reactivos. Los principales avances se han dado por mejoras en los reactivos de flotación. En las plantas de procesamiento mineral se dedican muchos recursos en la selección de los reactivos necesarios para una separación efectiva y buenos resultados de concentración (Bulatovic, 2007).

La influencia de los reactivos sobre el proceso de flotación va más allá de cuál sea el reactivo usado. Pequeñas variaciones en la dosificación pueden acarrear grandes diferencias, pero la combinación de reactivos, cantidad relativa y absoluta, entre otras variables, modifican enormemente los resultados del proceso (Sutulov, 1963).

✓ **Depresor**

Los depresores se usan para incrementar la selectividad de la flotación, actúan empleando el mismo mecanismo que los colectores. Su objetivo consiste en hacer que la superficie del mineral, a través de un intercambio iónico, se vuelva más hidrofílica. A su vez, evitan la adhesión de los colectores y reducen la flotabilidad de los minerales (Finch, 2005).

Para emplear un depresor y un colector en una misma flotación, es necesario que tengan propiedades iónicas iguales, de esa manera podrán competir en la adsorción

hacia el mineral y darle las propiedades hidrofóbicas o hidrofílicas dependiendo del tiempo que haya tenido cada uno para actuar en el sistema (Sutulov, 1963).

✓ **Colector**

Un colector es una sustancia química que actúa selectivamente sobre las superficies de minerales con la misión de hacerlos hidrofóbicos, de manera que favorezca la adherencia a las burbujas de aire, disminuyendo la humectación, y aumentando el ángulo de contacto con las burbujas para que estos se vuelvan repelentes al agua (Perales, 2015; Dance Juarez, 2017).

De acuerdo con Dance Juarez (2017), los colectores son moléculas complejas que están compuestas de una parte polar y otra apolar, donde la primera actúa hacia la superficie mineral, mientras que la segunda actúa hacia la fase del agua. De esta manera se cambia la propiedad de la superficie mineral, permitiendo que se adhieran a las burbujas de aire.

En el caso de muchos sulfuros, existe muy poca probabilidad de hidroxilación y la tendencia natural será una superficie hidrófoba favorable a la flotación. Con minerales de sulfuros se usan los xantatos, nombre genérico para los aquiléteres de un ácido tio-carboxílico, o los diésteres como los alquil-ditiofosfatos (Chanda et al., 2014).

✓ **Espumante**

Los espumantes permiten estabilizar las burbujas que se forman en la pulpa por acción mecánica, de esa manera se forman espumas muy resistentes capaces de arrastrar hacia la superficie partículas minerales con características hidrófobas.

Al agregar algún compuesto orgánico a la pulpa, como alcoholes, y con la acción del aire que ingresa a la celda de flotación, se forman esferas muy resistentes que arrastrarán las partículas minerales.

El tamaño de las burbujas es un factor muy importante ya que de ello dependerá la probabilidad de colisión y arrastre hacia la superficie. Esto último está en función de la dosificación del reactivo, donde un exceso puede causar que no se formen burbujas (Finch, 2005; Sutulov, 1963).

✓ **Recuperación de Flotación**

Para comprobar la efectividad del proceso, es necesario determinar la cantidad de mineral de interés recuperado en el proceso, haciendo una relación entre el concentrado y la cantidad total de material obtenido. Para este propósito se emplea la siguiente ecuación:

$$\% \text{ recuperacion} = \frac{C_c}{F_f} * 100 \quad (1.2)$$

Donde:

C = peso del concentrado [g]

c = ley de metal a recuperar en el concentrado [%]

F = peso total de la muestra [g]

f = ley ensayada de metal en la muestra [%]

✓ **Blending**

Las variaciones de leyes de cabeza en plantas concentradoras producen alteraciones en la metalurgia, reflejándose en las calidades y recuperaciones de concentrados.

El *blending* es una estrategia muy aplicada en plantas de beneficio, consiste en mezclar materiales con diferentes composiciones mineralógicas, por lo general, se utilizan materiales provenientes de distintas minas con el fin de seleccionar y asegurar una mezcla óptima de mineral para cumplir con las restricciones de ley y recuperación metalúrgica. La mayoría de empresas lo llevan a cabo teniendo en cuenta los planes de producción, haciéndose correcciones y ajustes necesarios. Para un efectivo control y administración, el balance de la calidad y estabilidad de la mezcla debe llevarse a cabo de forma técnica y con ayuda de la mejor tecnología disponible (Obregon, 2016; Izquierdo & Rojas, 2016).

La obtención del máximo valor económico de concentrados de mineral de los diferentes tajos está supeditada al *Blending* de mineral que obtenga las leyes de cabeza que optimicen el rendimiento metalúrgico económico de planta concentradora. Razón por la cual, nos lleva a obtener el mayor rendimiento metalúrgico y beneficio económico. Resulta complejo realizar un *Blending* para alimentar a las plantas concentradoras, debido a las múltiples variaciones mineralógicas que se reflejan en las leyes de cabeza. El mal manejo del *Blending*, llega a producir rentabilidades bajas para la empresa (Obregon, 2016; Izquierdo & Rojas, 2016).

1.3.4 Productos esperados

Se espera obtener un concentrado con una ley de cobre mayor al 20 %, y una ley de Bi menor al 0.05 %, ya que a partir de ese porcentaje es penalizado por los compradores. El proceso aplicado deberá garantizar una recuperación de cobre mayor al 90 %, y ser económicamente rentable. A su vez, optimizar los costos de operación; energía, reactivos y tiempo.

1.4 ZONA DE ESTUDIO

El material por estudiar proviene del yacimiento minero “Tasna”, que geográficamente está ubicado en la provincia Nor Chichas, municipio de Cotagaita del departamento de Potosí, a 625 kilómetros desde la ciudad de La Paz, Bolivia.

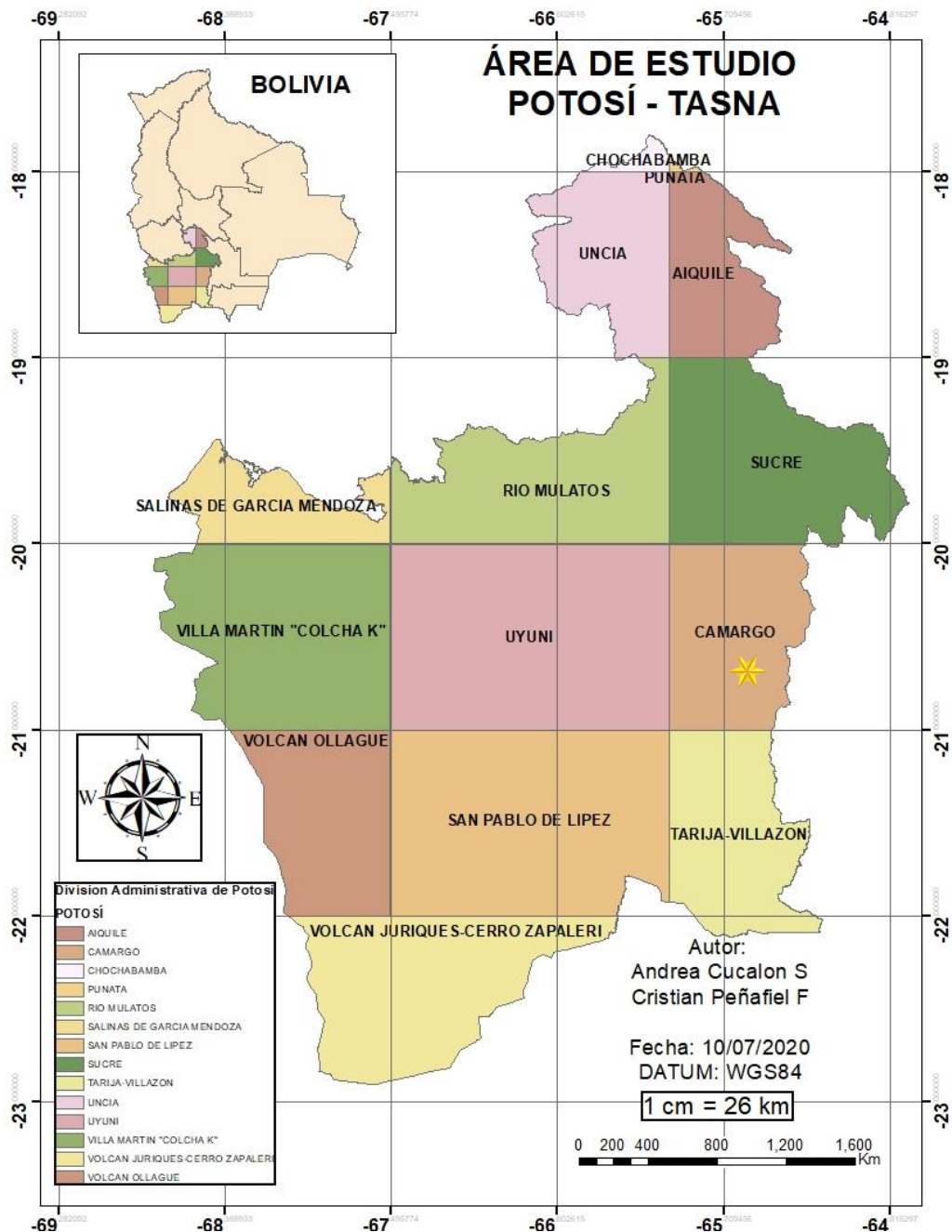


Ilustración 1.1. Ubicación de la zona de estudio.

1.4.1 Geología local

La mineralización está emplazada en rocas ordovícicas (Pizarras, Lutitas, Cuarcitas y Hornfles), mismas que constituyen la estructura del cerro Tasna.

El cerro forma parte de lineamiento que se destaca en el sur de Bolivia y que se extiende en una dirección noroeste-sudeste aproximadamente a lo largo de unos 200 kilómetros, entre los principales cerros del lineamiento se pueden citar al Chorolque y al Ubina entre los cuales se sitúa el Cerro Tasna.

A diferencia de “Tasna” en los otros dos distritos mineros (Chorolque y Ubina) se presentan cuerpos ígneos en forma de Stock de composición dacítica, la cual está relacionada a la mineralización. En cambio, en el cerro Tasna no se conoce ningún cuerpo intrusivo y de existir estaría a mucha profundidad.

En la Parte alta del cerro se presentan diques cuarcíferos silicificados, cuya mena importante es la bismutina.

1.5 GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO

1.5.1 TAS-12 y TAS-15 (Cuadrilla Aramayo- Socavon Dicha y Suerte)

Estas cargas fueron extraídas del socavón Dicha y Suerte, donde se expone la veta Lisi, que tiene una dirección NE-SW con buzamiento SE, es una veta cuyo principal mineral es la bismutina seguido de la wolframita, y se presenta íntimamente ligada a la calcopirita que en sectores sobre pasa en porcentaje a la bismutina, como minerales ganga se observa a la arsenopirita, Pirrotina, Marcasita, hematita y cuarzo todos estos en contenidos variables.

1.5.2 TAS-13 y TAS 14. (Cuadrilla Flotes, socavón Gabriela)

Estas cargas corresponden a la misma veta, de carbonatos de cobre especialmente (malaquita) , veta de dirección NE-SW buzamiento Sub vertical, con espesor de 40 a 60 cm , presenta mineralización de malaquita entremezclada de óxidos de hierro como matrix, y en sectores la aparición de finas vetillas de mineral plateado, no determinada macroscópicamente, mediante análisis químico se pudo observar la presencia de un significativo contenido aurífero, en profundidad la veta muestra presencia de sulfuros de cobre, con menor contenido de oro.

1.5.3 TAS-16.- (Cuadrilla Aramayo)

Esta Carga corresponde a una veta poco trabajada por ser mena principal de cobre, se encuentra situada en la parte baja del nivel Tasna (antiguamente denominada -30) de pertenencia a la cuadrilla Aramayo, tiene un avance de 20 m, y un cuadro de dos metros hace difícil su explotación por que la mineralización se encuentra emplazada en un dique mientras que la roca encajonante es bastante frágil, presentando frecuentes derrumbes, el mineral principal es la calcosina que se presenta masivamente, incrustadas por esporádicas y finas vetillas de bismutina.

CAPÍTULO 2

2 METODOLOGÍA

A continuación, en el diagrama 1 se describen las fases que se emplearon para el desarrollo de esta investigación, a través de las cuales se pretendió cumplir con los objetivos planteados.

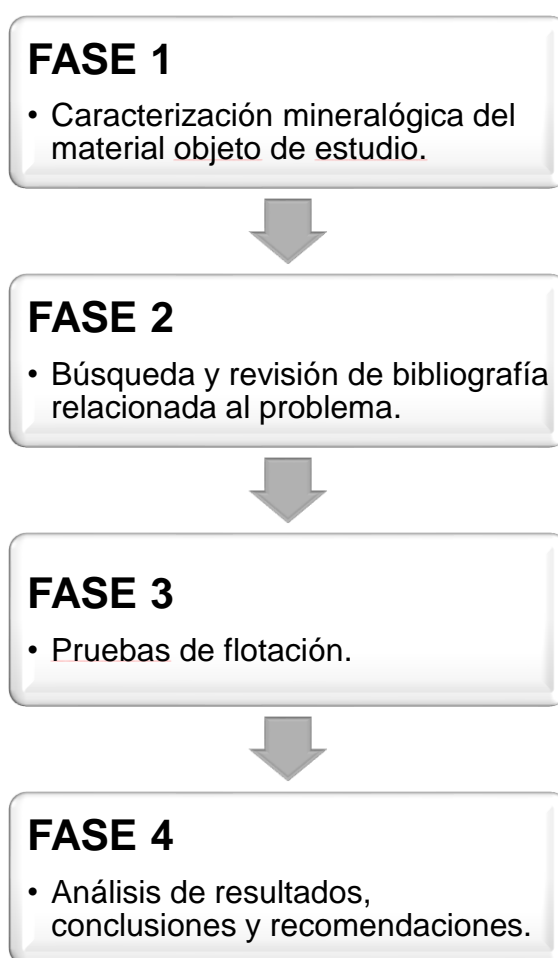





Ilustración 2.1. Metodología de la investigación.

2.1 MATERIALES Y EQUIPOS


Las pruebas metalúrgicas se desarrollaron en las instalaciones del Laboratorio Geológico Minero Ambiental S.A., ubicado en la ciudad de Guayaquil. En la tabla 2.1 se detallan los equipos empleados en el proceso, donde se realizaron ensayos granulométricos, molienda de materiales, ensayos de flotación, filtración y secado de muestras, pulverización de materiales, y lecturas del contenido de metales.

Tabla 2.1 Equipos empleados en el proceso.

EQUIPOS		
Nombre	Marca-Modelo	Fotografía
Molino de bolas	EDEMET	
Tamizador RO TAP	TYLER / RX-29	
Tamices	-	


Flotador DENVER	DENVER / LA-500	
Potenciómetro	HANNA / HI2211	
Filtro prensa	-	
Horno industrial	-	


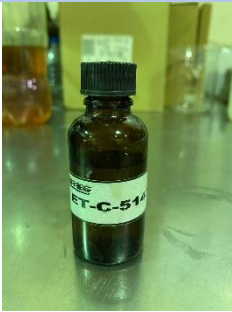



<p>Balanza 200g</p>	<p>AWS / AL-201S</p>	
<p>Balanza 6 kg</p>	<p>T-Scale / QHW-6+-D</p>	
<p>Pulverizador planetario</p>	<p>Firmesa / Pulverisette 5</p>	
<p>Analizador XRF</p>	<p>Rigaku / Supermini 200</p>	

<p>Prensa</p>	<p>MEGA / 21840</p>	 A photograph of a red hydraulic press. The machine has a green label at the top left that reads "PRESION DE TRABAJO DE LA PRESA 5000 PSI". To the right of the label is the "MEGA" logo and a pressure gauge. The press is shown in a workshop setting with a yellow background.
----------------------	---------------------	--

En la tabla 2.2 se indican los diferentes reactivos usados en los ensayos de flotación de acuerdo con la disponibilidad de estos en el laboratorio, y en función de sus características, combinándolos en diferentes pruebas y variando sus dosificaciones.

Tabla 2.2. Reactivos de flotación empleados en la experimentación.

REACTIVOS DE FLOTACIÓN	
Nombre	Fotografía
Hidróxido de Calcio	
Dicromato de potasio	
Silicato de sodio	
Xantato isopropílico de sodio	

<p>Xantato amílico de potasio</p>	
<p>Tiocarbamato</p>	
<p>AR-3322</p>	
<p>MIBC</p>	
<p>Ácido Bórico</p>	

2.2 ANÁLISIS MINERALÓGICO

El análisis mineralógico ha sido realizado por el “Laboratorio de Investigación y Servicios para la Actividad Minera e Industrial Bizalab”, a solicitud de la empresa EXPAUSA. S. A.

El análisis se realizó por microscopía óptica y electrónica de barrido de una muestra. Las muestras se recibieron en polvo granulado, encontrándose en cantidades apropiadas para el análisis a realizar. En los estudios mineralógicos por microscopía óptica se determinan los porcentajes estimados de los granos, tanto libres como intercrecidos. Además, se identifican las especies de minerales presentes y se caracterizan las texturas de sus intercrecimientos.

Como se puede ver en la tabla 2.3, la muestra de cabeza presenta principalmente en su mineralogía metálica pirita, calcopirita y gangas. En proporciones menores, se identifican minerales de bismuto, integrados principalmente por bismutina o bismutinita (Bi_2S_3). Adicionalmente, se identifican covelita o covelina (CuS), pirrotita, marcasita y producto intermedio. El último mineral mencionado es una transición entre la pirrotita y la marcasita, aunque presenta una visualización cercana a la pirita, pero más sucia y porosa.

Tabla 2.3. Composición mineralógica global.

Simbología	Fórmula química	Composición mineralógica global	Porcentajes (%)
Py	FeS ₂	pirita	23
Cp	CuFeS ₂	calcopirita	19
GGs	Composición variada	gangas	18
Bmt	Bi ₂ S ₃	bismutinita	8
Cv	CuS	covelita o covelina	7
Po	Fe(1-x)S	pirrotita	7
Mc	FeS ₂	marcasita	5
PI	Fe(1-x)S + FeS ₂	producto intermedio	4
Dg	Cu ₉ S ₅	digenita	2
Stn	Cu ₂ FeSnS ₄	estannita	1
Lz	Cu ₃ AsS ₄	luzonita	1
Wft	(Fe, Mn)WO ₄	wolframita	1
Apy	FeAsS	arsenopirita	traza
Ef	ZnS	Esfalerita	traza
Goe	Composición variada	Goethita	traza
Cst	SnO ₂	Caseterita	traza
Elz	Cu ₃ SbS ₄	estibiolumonita	traza
Sak	(Cu,Zn,Fe,In,Sn) ₄ S ₄	Sakuraiita	traza
Rt	TiO ₂	Rutilo	traza
Kob	Pb ₂₂ Cu ₄ (Bi,Sb) ₃₀ S ₆₉	Kobellita	traza
Moz	PbBi ₄ S ₇	mozgovaita	traza
Bi	Bi	bismuto nativo	traza
Cos	Pb ₂ Bi ₂ S ₅	Cosalita	traza
Pls	Bi ₄ Te ₃	Pilsenita	traza
Ull	NiSbS	ullmannita	traza
Wtc	Cu ₃ BiS ₃	wittichenita	traza
Gn	PbS	Galena	traza
		TOTAL	100

El análisis de grado de liberación y asociaciones con énfasis en minerales de bismuto se muestra en la tabla 1 del anexo 1. El 31.4 % de los minerales de bismuto se encuentran liberados, estando el resto asociados principalmente a gangas y minerales de cobre (M_Cu). Los minerales de cobre principales que se asocian a los minerales de bismuto son calcopirita, covelita, digenita y estannita (Cu₂FeSnS₄).

Las partículas evaluadas son gruesas, de manera que todas presentan tamaños superiores a 106 micrones. El máximo tamaño detectado en la muestra es de 6000 micrones, aproximadamente. Los arreglos texturales de los intercrecimientos en donde se encuentran los minerales de bismuto, son principalmente laterales y presentan un 77 % en la sección evaluada, como se puede ver en la tabla 7 del anexo 1.

La muestra Cola presenta principalmente en su mineralogía metálica pirita y calcopirita. En proporciones menores, se identifican minerales de bismuto, integrados fundamentalmente por bismutinita. Además, se identifican covelita, pirrotita, marcasita, producto intermedio y estannita. El análisis de grado de liberación y asociaciones con énfasis en minerales de bismuto muestra que el 51.4 % de los minerales de bismuto se encuentran liberados, estando el resto asociados especialmente a gangas y minerales de cobre (M_Cu). Los minerales de cobre principales que se asocian a los minerales de bismuto son calcopirita, covelita, digenita y estannita. Las partículas evaluadas son más finas respecto a la muestra de cabeza.

Lo anterior aplica para los minerales libres de bismuto, en donde el 84 % se encuentra por debajo de los 106 micrones (malla 140 ASTM). Los tipos de intercrecimientos en donde se encuentran los minerales de bismuto son principalmente laterales y presentan un 69 % en la sección evaluada.

❖ **Análisis por microscopía electrónica de barrido: Muestra Cabeza**

La técnica por microscopía electrónica de barrido indica que hay una variedad de tipos de minerales de bismuto, en donde la bismutinita es la más abundante y presenta contenidos de antimonio. De manera adicional y en proporciones de trazas, se identifica: bismuto nativo, cosalita, ullmanita, kobellita, mozgovaíta, petitjeanita, pilsenita y wittichenita. Los minerales mencionados se encuentran en la tabla 6 de la sección de anexos, en donde figuran sus composiciones químicas.

Para los otros minerales, se verifica que la estannita presenta zinc en su composición, alcanzando valores que no superan el 2 %. Se ha identificado casiterita. Las esfaleritas analizadas pueden dividirse en tres tipos: una con alto contenido en hierro, alcanzando casi un 11 %, una esfalerita sin contenidos de hierro ni manganeso, y puntualmente una esfalerita con contenidos de cobre, hierro e indio, en donde el último elemento químico mencionado alcanza casi un 7 %. Adicionalmente, se ha detectado sakuraiita, presentando contenidos de indio de un 9 %, aproximadamente. Las wolframitas analizadas presentan en su composición manganeso que no supera el 2 %.

Respecto a los minerales no metálicos, la muestra está integrada principalmente por cuarzo y aluminosilicatos. De manera puntual se han identificado fosfatos, cuyos contenidos presentan elementos de tierras raras (La, Ce, Dy, Gd). Lo anterior puede observarse en la tabla 7 en anexos.

❖ **Análisis por microscopía electrónica de barrido: Muestra Cola**

La técnica por microscopía electrónica de barrido indica que hay una variedad de tipos de minerales de bismuto, en donde la bismutinita es la más abundante y presenta antimonio. De manera adicional y en proporciones de trazas, se identifican: bismuto nativo, cosalita, y wittichenita. Respecto a los minerales no metálicos, la muestra está integrada principalmente por cuarzo y aluminosilicatos. De manera puntual se han reconocido fosfatos, cuyos contenidos presentan elementos de tierras raras (La, Ce).

Para los otros minerales, se observa que la estannita presenta zinc en su composición, alcanzando valores que no superan el 1 %, se ha identificado casiterita. Las esfaleritas analizadas no presentan contenido de hierro en su composición. Las wolframitas analizadas presentan en su composición manganeso que no supera el 2 %.

De acuerdo con las características mineralógicas del material de interés, se decidió realizar un proceso de flotación, ya que cuenta con las mejores técnicas para separar el bismuto, a través del estudio de las variables claves involucradas: reactivos, volumen y recuperación.

2.3 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

De acuerdo con el análisis realizado por “Laboratorio de Investigación y Servicios para la Actividad Minera e Industrial, BIZALab”, el material tiene un 77 % de asociaciones tipo lateral entre minerales de bismuto y cobre (ver tabla 3 en anexo 1), dicho análisis indica que la totalidad de estas asociaciones se da por encima de tamaños de 106 micrones (ver tabla 4 en anexo 1).

A base de ello y de acuerdo con Concha y Wasmund (2016), para que la flotación sea efectiva es necesario que la granulometría del material cumpla con un 90% pasante de la malla 100, y que al menos el 60% sea pasante de la malla 200, con el objetivo de reducir las asociaciones laterales y, a su vez, evitar que partículas minerales no puedan ser suspendidas por las burbujas debido a que son muy pesadas, o por el contrario, que partículas muy finas indeseadas sean arrastradas en las espumas evitando que la flotación sea efectiva.

Para el análisis granulométrico se utilizó una torre de 6 tamices configurados a partir de la malla 100 hasta la malla 400. Una vez determinado el tiempo óptimo de molienda se realizó la etapa de flotación.

2.3. Flotación

Primero se llevó a cabo una etapa de flotación, la cual permitió obtener un concentrado con los minerales valiosos de mena: calcopirita, covelita, digenita, estannita, luzonita, estibioluzonita, sakuraiita, kovellita, wittichenita, y un relave con los materiales de ganga, incluido el bismuto.

- ❖ Se realizaron algunos ensayos acondicionando con cal para modificar el pH natural del material hasta alcanzar un pH = 10 durante aproximadamente 6 minutos, utilizando la granulometría que cumplió con las condiciones indicadas en el apartado anterior; se empleó el MIBC como espumante y se variaron los demás reactivos de flotación con sus dosificaciones.

- ❖ Generalmente los ensayos de laboratorio se realizaron con una velocidad de agitación de 500 rev/min.
- ❖ Una vez obtenido el concentrado y el relave, se procedió a remover el exceso de agua empleando un filtro a presión. El tiempo aproximado de filtración fue de 2 a 3 minutos, con una presión de 30 psi.
- ❖ Posteriormente el material filtrado fue puesto en un horno durante 24 horas a una temperatura de 60 °C.
- ❖ Luego de tener las muestras secas, se procedió a realizar la reducción de tamaño en un pulverizador planetario, para determinar las leyes de cobre y bismuto a través del análisis de cuatro ácidos y mediante el equipo XRF.
- ❖ En función de los resultados se seleccionaron los reactivos que sirvieron para obtener la mayor ley de cobre y menor contenido de bismuto. A partir de esta condición se empezaron a realizar variaciones en las principales variables que influían en el proceso, entre estas el pH, luego se varió la dosificación de los reactivos hasta obtener una mejora en las concentraciones de los minerales de interés. Finalmente, a base de los mejores resultados en cuanto a reactivos, pH y dosificaciones, se realizaron ensayos con 2 tiempos de molienda: 18 y 12 minutos para ver si las recuperaciones variaban considerablemente y hasta qué tanto se podría optimizar el tiempo de molienda manteniendo los resultados.

CAPÍTULO 3

3 RESULTADOS

En la tabla 3.1 se pueden observar los resultados del D_{80} con base de la molienda del material empleando distintos tiempos.

Tabla 3.1. D_{80} según tiempo de molienda.

Muestra	Tiempo de molienda (min)	D_{80} (mm)
A-022	5	-
A-021	8	-
A-018	16	0.112
A-004	18	0.106

En la tabla 3.2 se muestra el pH natural del material, tiempo de acondicionamiento, pH luego del acondicionamiento, pH al final de la flotación, y las recuperaciones en función de las variaciones del pH. Además, el consumo correspondiente de cal y agua para cada caso.

Tabla 3.2. Ensayos de flotación a diferentes pH

# ENSAYO	pH natural	Tiempo de acondicionamiento [min]	Consumo de cal [g]	Consumo de agua [L]	pH _o	pH _f	RECUPERACIÓN Cu %	RECUPEACIÓN Bi %
1	4,01	6	39,9	0	10,17	10,00	13,80	7,64
2	3,92	6	31,0	0	10,64	9,15	37,65	18,72
3	3,60	6	36,3	0	10,06	10,50	76,87	64,00
4	3,63	6	36,8	0	10,15	10,11	74,99	58,99
5	3,59	6	39,0	0	11,20	12,00	86,67	75,93
6	4,05	6	35,8	0	10,00	10,54	91,28	82,78
7	4,60	6	8,5	16	10,00	9,41	92,48	81,27
8	4,56	6	15,0	8	10,00	9,91	98,44	92,92
9	4,53	12	0	8	4,53	4,53	96,54	82,11
10	4,60	12	0	8	4,60	4,50	97,14	80,31
11	4,53	12	0	8	4,53	4,58	95,76	80,51
12	4,62	12	0	8	4,62	4,73	97,42	83,66
13	4,62	12	0	8	4,62	4,69	96,30	81,25
14	4,42	12	0	8	4,42	4,62	98,21	87,27
15	4,40	12	0	8	4,40	4,50	97,77	87,75
16	4,45	12	0	8	4,45	4,68	98,89	91,11
17	4,39	12	0	8	4,39	4,55	97,98	88,30
18	4,42	12	0	8	4,42	4,63	98,72	90,60

A continuación, en la tabla 3.3 se pueden apreciar en detalle las recuperaciones de cobre y bismuto de todos los ensayos realizados variando los reactivos: depresores, colector primario y secundario. Además, el número de celdas de flotación en cada ensayo.

Tabla 3.3. Reactivos y número de etapas empleadas en el proceso.

# ENSAYO	DEPRESOR	COLECTOR PRIMARIO	COLECTOR SECUNDARIO	# CELDAS DE FLOTACION	RECUPERACIÓN Cu %	RECUPEACIÓN Bi %
1	-	Xantato isopropílico de sodio	-	2	13,80	7,64
2	Dicromato de potasio	Xantato isopropílico de sodio	-	2	37,65	18,72
3	-	Tiocarbamato	AR-3322	3	76,87	64,00
4	-	Xantato isopropílico de sodio	AR-3322	3	74,99	58,99
5	-	Tiocarbamato	-	3	86,67	75,93
6	-	Xantato isopropílico de sodio	-	3	91,28	82,78
7	Dicromato de potasio	AR-3322	-	3	92,48	81,27
8	Dicromato de potasio	Xantato isopropílico de sodio	AR-3322	3	98,44	92,92
9	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR-3322	-	3	96,54	82,11
10	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	Xantato amílico de potasio	AR-3322	3	97,14	80,31

11	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR-3322	-	3	95,76	80,51
12	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR-3322	-	3	97,42	83,66
13	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR-3322	-	3	96,30	81,25
# ENSAYO	DEPRESOR	COLECTOR PRIMARIO	COLECTOR SECUNDARIO	# CELDAS DE FLOTACION	RECUPERACIÓN Cu %	RECUPEACIÓN Bi %
14	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR-3322	-	3	98,21	87,27
15	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR-3322	-	3	97,77	87,75
16	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR-3322	-	3	98,89	91,11
17	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR-3322	-	3	97,98	88,30
18	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR-3322	-	3	98,72	90,60

En la ilustración 3.1 se puede observar que, a pesar de haber realizado diversos ensayos de flotación con una misma granulometría, al variar el pH, reactivos y sus dosificaciones se alcanzaron distintos valores en recuperación de cobre y bismuto. Las recuperaciones de cobre varían entre 13.80 % y 98.89 %, mientras que las recuperaciones de bismuto varían entre 7.64 % y 92.92 %.

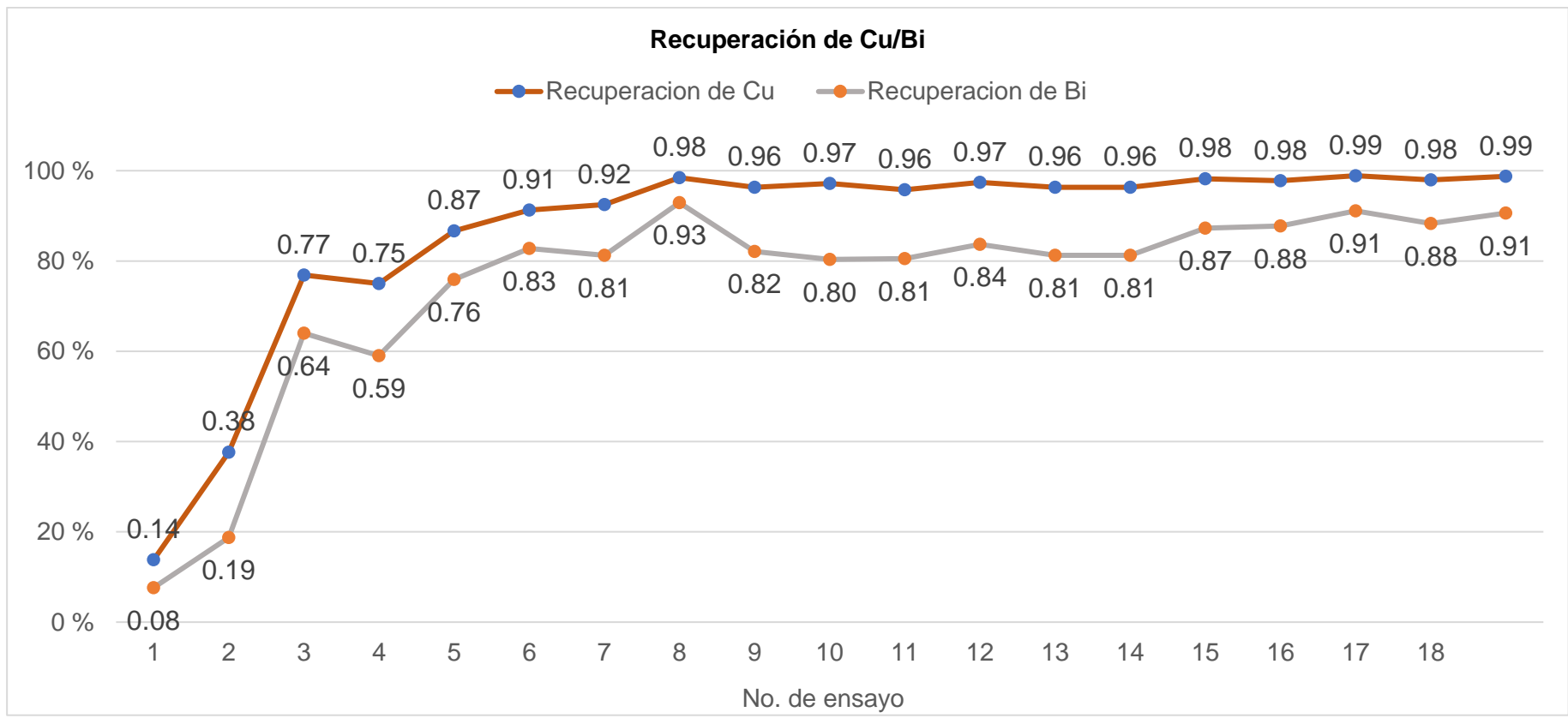


Ilustración 3.1. Recuperación de cobre en cada ensayo.

En la gráfica 3.2 se puede apreciar una comparación entre las leyes de Cu y Bi del concentrado en la primera etapa de “Flotación Bulk”. Las leyes de bismuto van desde 1.78 % - 5.09 %, mientras que las leyes de cobre varían desde 11.73 % - 23.40 %.

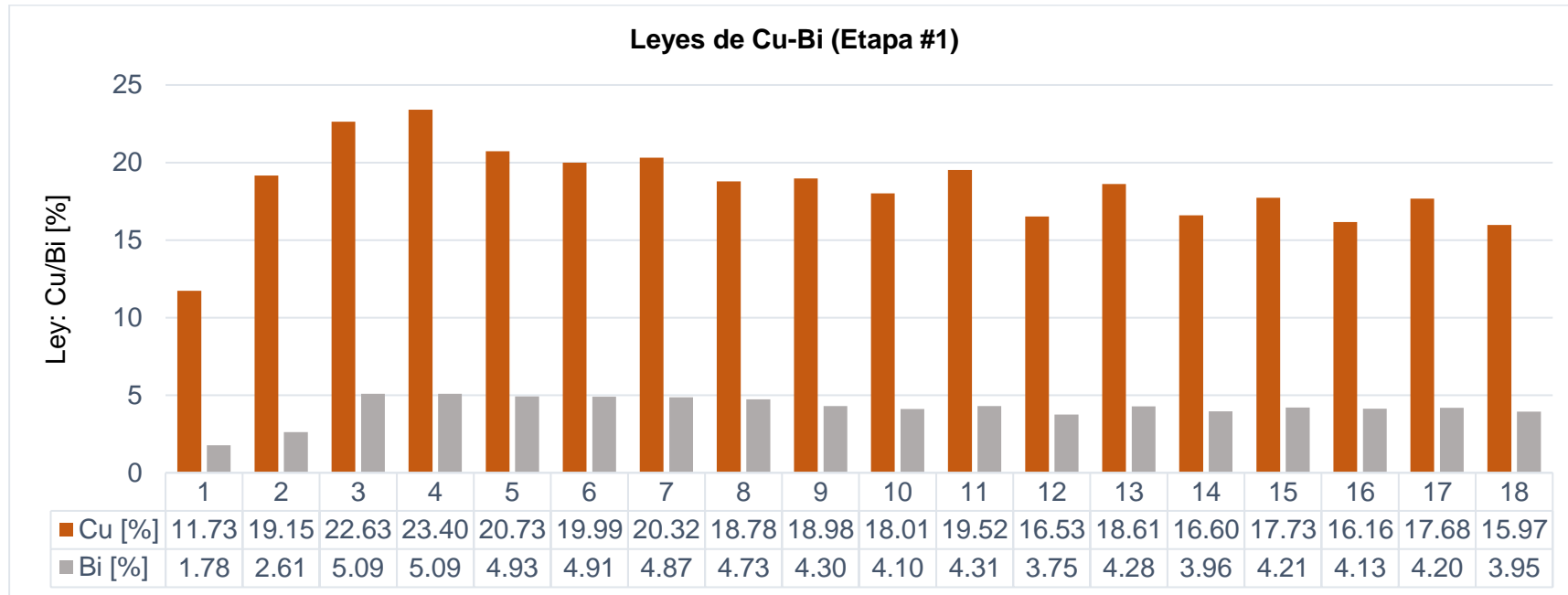


Ilustración 3.2. Comparación de leyes de cobre y bismuto, en la primera etapa de flotación.

La relación entre el contenido de cobre y bismuto también presenta una amplia variación, obteniendo valores entre 3.91 y 7.79; esto se puede ver en la tabla 10 en anexos. Este análisis fue de gran utilidad para escoger el concentrado que contenía mayor cantidad de cobre y menor porcentaje de bismuto, lo que permitió cumplir con el objetivo planteado inicialmente.

3.1 ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

✓ **Granulometría**

El D_{80} que cumplió con las condiciones planteadas fue el que tuvo un tiempo de molienda de 16 minutos, esto sirvió para separar la mayor cantidad de partículas Cu-Bi asociadas (ver gráfica 3 en anexos).

Al evaluar la granulometría se realizó un análisis XRF al material retenido en cada malla de corte. Inicialmente, dado que tanto las leyes de cobre como de bismuto aumentaban o disminuían en igual proporcionalidad se pensó que faltaba mayor grado de liberación en las partículas. Sin embargo, si se continuaba reduciendo el tamaño de las partículas se hubieran generado lamas y el proceso de flotación no hubiese sido eficiente. Además, esto aumentaría el consumo de reactivos debido al incremento de la superficie expuesta de las partículas, y a nivel industrial, el consumo eléctrico sería muy elevado.

En un principio se pensó que solo al moler la porción con tamaño superior a la malla 200 se reducirían las asociaciones laterales cumpliendo con una buena liberación de partículas; a escala industrial esta función la ejecutan los hidrociclones. Al solo moler la parte mencionada, el pasante de la malla 200 fue adicionado a la celda de flotación junto al material que pasó por una reducción de tamaño. Esto se realizó únicamente en cuatro ensayos puesto que los relaves tenían leyes elevadas de cobre, por lo que se decidió hacer la molienda sin una separación previa, y bajo estas condiciones se evidenció que los minerales tuvieron una mejor liberación y pudieron flotar adecuadamente.

✓ **Acondicionamiento**

Dado que el material presentó alta acidez ($\text{pH}=3$), en un inicio se tuvo un elevado consumo de cal (30-40g/kilo), por lo cual, se decidió realizar un lavado del material procedente de la molienda con 8L de agua durante aproximadamente 12 minutos, sin embargo, el consumo de cal aún seguía siendo considerablemente elevado. A partir del noveno ensayo se decidió trabajar en pH ácido, y manteniendo el lavado planteado anteriormente, se pudo aumentar la gama de depresores a utilizar en el proceso y las recuperaciones de cobre mejoraron.

✓ **Reactivos**

Como se puede ver en la tabla 10 en anexos, de acuerdo al ratio Cu/Bi, el mejor resultado obtenido en cuanto a depresión de Bi fue el segundo ensayo, con un ratio de 7,33. Esta prueba se realizó en dos celdas de flotación, en la primera celda se usó una combinación de 0,2 gramos de dicromato de potasio como depresor actuando durante 2 minutos y 30 segundos, 200 g/t de xantato isopropílico de sodio (Z-11) como colector durante 2 minutos; la presencia de bismuto en el concentrado de la primera celda fue de 0,78 %, lo que significó el mejor resultado en cuanto a la reducción de este elemento. Sin embargo, la ley de cobre también fue muy baja, 9,99 %. Un detalle que generó discusión entre los autores de este documento fue que la acción entre dicromato de potasio y Z-11 funciona muy bien deprimiendo el bismuto, pero se evidencia que también deprime al cobre, demostrando que con esta combinación el Z-11 no tuvo un fuerte poder colector con los sulfuros de cobre lo que hace que no sea un proceso eficiente. El ensayo fue trabajado bajo pH básico debido a que el Z-11 no actúa de manera óptima en condiciones de pH ácido (se descompone).

En función de la recuperación de cobre, el mejor resultado se obtuvo al usar en una primera celda 0.152 g de dicromato de potasio como depresor durante 1 minuto, 115 g/t de Silicato de sodio también como depresor por 3 minutos y 300 g/t de AR-3322 como colector secundario a un tiempo 2 minutos, obteniendo una ley de 19,882 % de cobre. En la segunda celda se usó el AR-3322, la ley de cobre se redujo hasta 9,064 %; una de las causas que podría desencadenar en la disminución sería que en la primera celda se flotó la mayor cantidad de cobre. En la tercera celda se empleó AR-3322, y se obtuvo una ley del 4,215 % de cobre, nuevamente porque el cobre se sigue flotando de manera efectiva. Este proceso dejó un buen resultado en cuanto a contenido de cobre en los relaves; su concentración fue de 0,714 %, indicando una excelente recuperación del 98,89 %. No obstante, la ley de bismuto y su recuperación también son muy altas, es posible que el tiempo que actuó el depresor no haya sido suficiente, impidiendo su completa acción sobre la superficie de bismuto.

En la gráfica 3.1, se puede apreciar que existe un comportamiento directamente proporcional entre las recuperaciones de cobre y bismuto; es decir, mientras mayor es el contenido de cobre, la recuperación de bismuto aumenta. Se realizaron varios ensayos empleando diferentes reactivos con el fin de mantener la recuperación de cobre sobre el 95 % y tratando de llevar valores inferiores al 50 % en recuperación de bismuto.

La combinación de reactivos: dicromato de potasio, silicato de sodio y AR-3322 logró distanciar las recuperaciones y, por ende, el comportamiento de las curvas. Por ello, la novena flotación sirvió como base para hacer réplicas modificando cada variable: dosificación, tiempo de acondicionamiento y granulometría, hasta obtener el mejor resultado.

❖ **Depresor: Dicromato de potasio**

Se realizó una flotación variando el tiempo de acondicionamiento del depresor dicromato de potasio, en la novena flotación se emplearon 152 g/ton, mientras que en la flotación número quince se usaron 200 g/ton. En cuanto a leyes, los resultados fueron muy similares, en el primer escenario se obtuvo una ley de 12.80 % Cu y 2.90 % Bi, en tanto que en el segundo escenario se evidenció una ley de 13.00 % Cu y 3.09 % Bi. Sin embargo, no hubo una variación notable en las recuperaciones, como se puede ver en la siguiente gráfica:

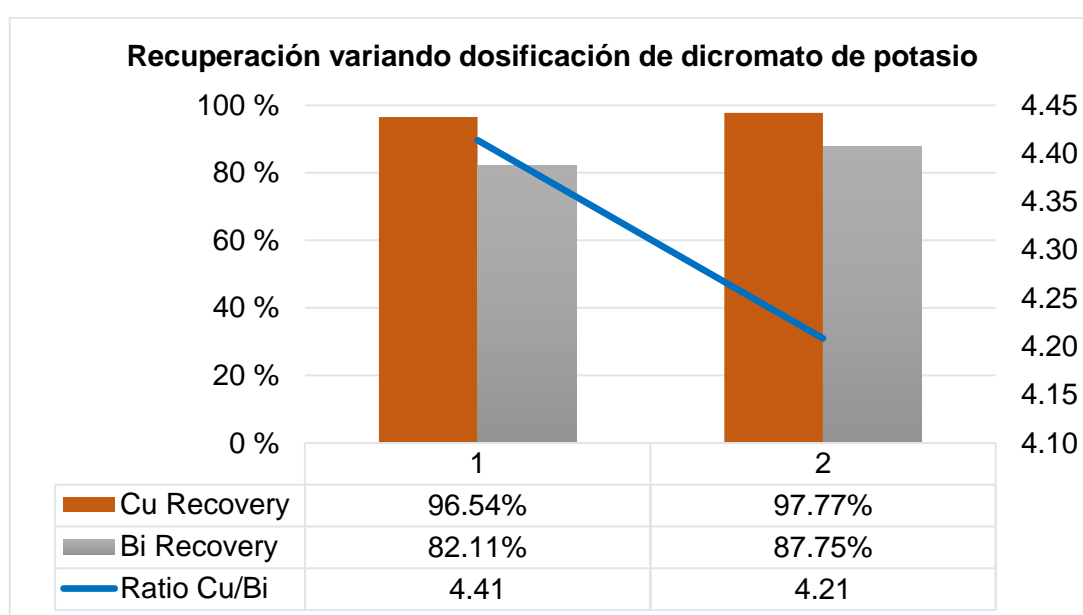


Ilustración 3.3. Recuperaciones de cobre y bismuto en función de la dosificación de dicromato de potasio.

En cuanto al ratio cobre-bismuto, se evidenció una diferencia significativa entre ambos ensayos siendo mayor en el primer escenario; la recuperación de bismuto es menor para el primer ensayo, lo cual indicó que era más viable trabajar con la dosificación de 152 g/ton.

❖ Depresor: Silicato de sodio

Se realizó una flotación variando el tiempo de acondicionamiento del depresor silicato de sodio, en la novena flotación se empleó un tiempo de 3 minutos, mientras que en la flotación número diecisiete el depresor actuó por 5 minutos. En cuanto a leyes, los resultados fueron muy similares, en el primer escenario se obtuvo una ley de 18.98 % Cu y 4.30 % Bi, en tanto que en el segundo escenario se evidenció una ley de 17.68 % Cu y 4.20 % Bi. Sin embargo, hubo una variación notable en las recuperaciones, como se puede ver en la siguiente tabla:

Tabla 3.4. Tiempo de acondicionamiento empleando Silicato de sodio.

No. Ensayo	Acondicionamiento [min]	Recuperación Cu [%]	Recuperación Bi [%]	Ratio Cu/Bi
	Silicato de Sodio			
9	3	96.54	82.11	4.41
17	5	97.98	88.30	4.21

En cuanto al ratio cobre-bismuto, se evidenció una ligera diferencia entre ambos tiempos de acondicionamiento siendo mayor a los 3 minutos; la recuperación de bismuto es menor para el primer ensayo, lo cual indicó que era más viable trabajar de acuerdo con el noveno ensayo.

Se ejecutaron 4 ensayos variando la dosificación de silicato de sodio; la ley de cobre más alta se obtuvo en el ensayo 9, y la ley de bismuto más baja fue en el ensayo 12. Esto se puede ver en la tabla 3.5.

Tabla 3.5. Leyes de cobre y bismuto variando las dosificaciones de silicato de sodio.

Dosificaciones de Silicato de Sodio			
No. Ensayo	Dosificación	Ley	
	[g/ton]	Cu [%]	Bi [%]
9	115	18.98	4.30
11	335	19.52	4.31
12	450	16.53	3.75
13	560	18.61	4.28

Al observar la gráfica 3.4 se nota que las recuperaciones fueron similares en todos los ensayos, por otro lado, el ratio cobre-bismuto tuvo un valor más alto empleando 335 g/ton de silicato de sodio. Esto una vez más demostró que hay una fuerte asociación entre el cobre y bismuto.

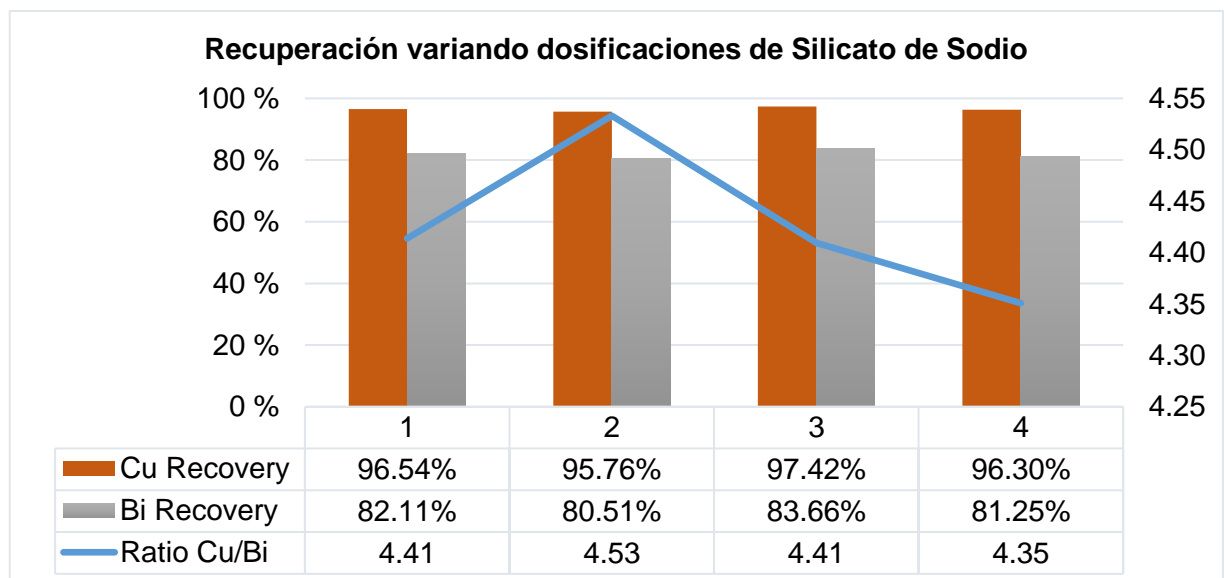


Ilustración 3.4. Recuperación de cobre y bismuto en función de la dosificación de Silicato de Sodio.

❖ **Colector: AR-3322**

En la siguiente gráfica se puede apreciar la variación de las recuperaciones y así mismo, su ratio Cu/Bi:

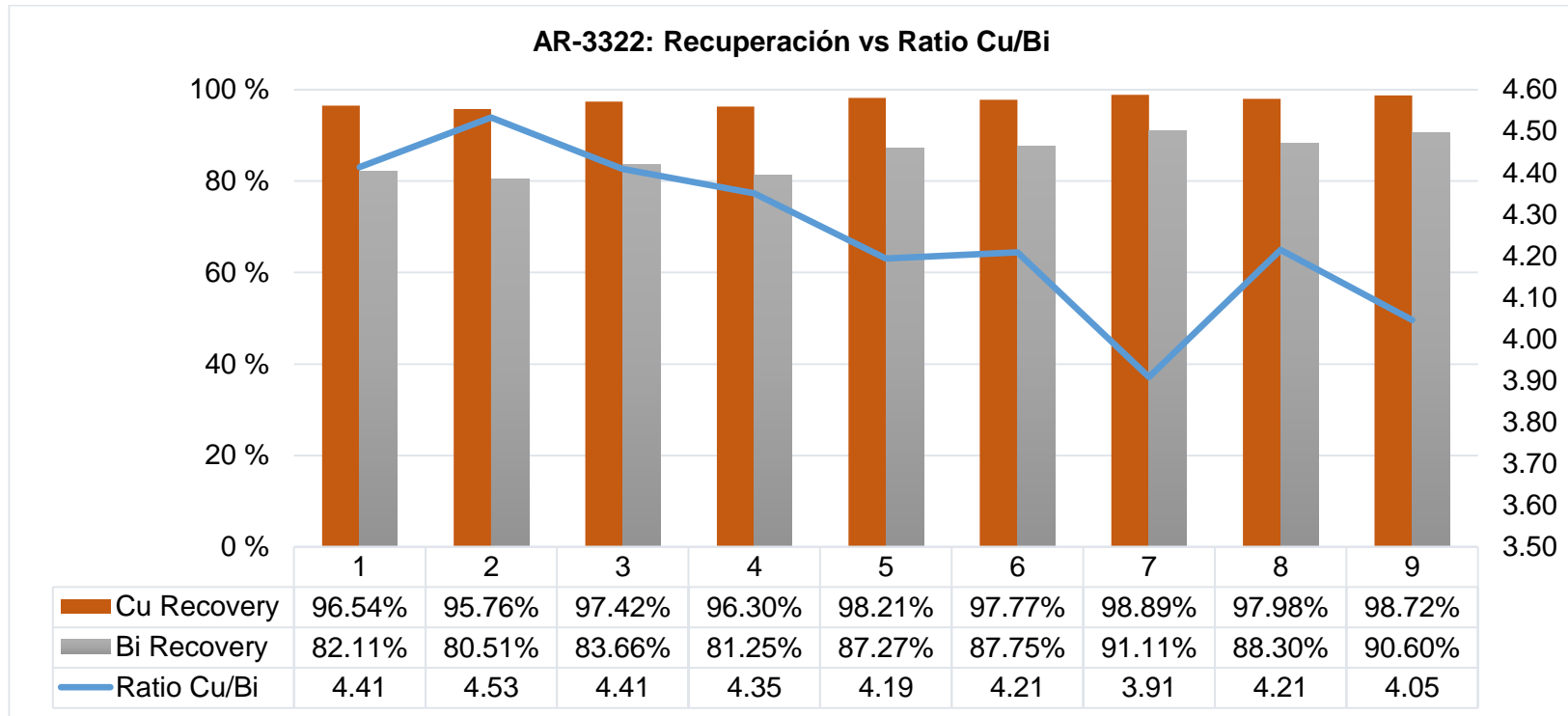


Ilustración 3.5. Relación entre la recuperación y el ratio Cu/Bi.

Si hacemos un análisis de los relaves en función de los reactivos utilizados, se puede notar que el reactivo AR-3322 tiene mayor poder colector sobre el cobre trabajando en un medio ácido, ya que las leyes presentes en el relave son muy bajas (1 % – 2 %) en comparación con los resultados en medio básico (6 %) y con otros reactivos empleados. Ver gráfica 3.6.

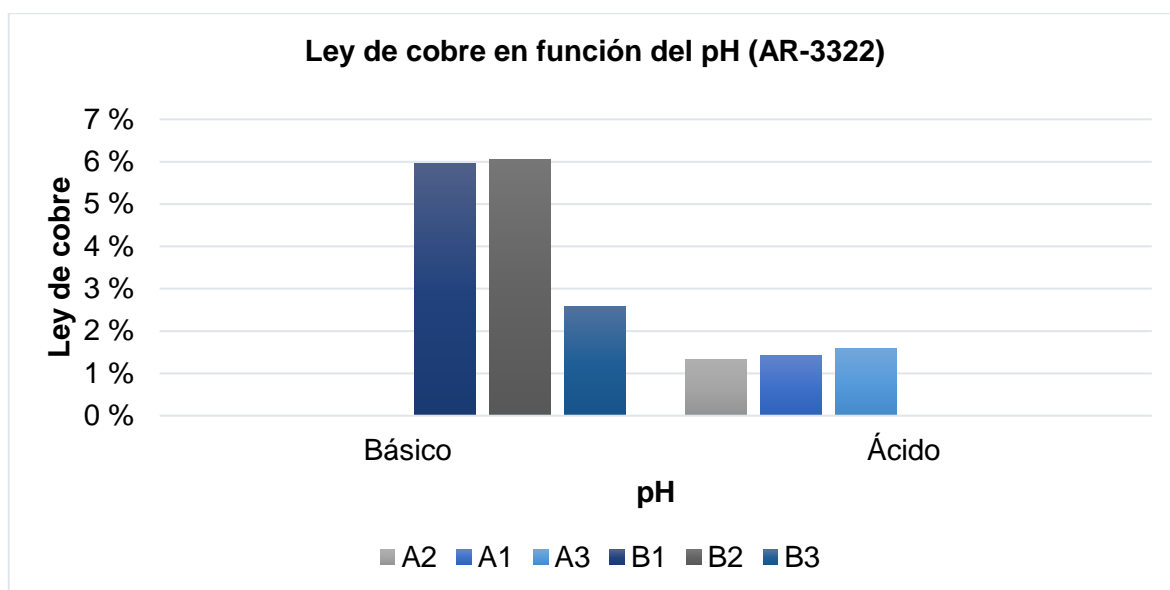


Ilustración 3.6. Ley de cobre en los relaves empleando colector AR-3322.

Es importante precisar que días previos a concluir con esta investigación se terminó el reactivo AR-3322, el cual se empleó desde el inicio del estudio; dada esta dificultad se empezó a trabajar con el reactivo AR-G431. Como se observa en la siguiente gráfica, también se obtuvieron resultados aceptables en cuanto a recuperación de Cu, sin embargo, no es un reactivo tan selectivo con el Cu, y los resultados no fueron tan eficientes en comparación con el AR-3322. Lastimosamente, dado el poco tiempo y considerando la limitada disponibilidad de reactivos en la situación de pandemia por el COVID-19, fue imposible conseguir dicho reactivo proveniente de Perú, así que se substituyó inmediatamente por el AR-G431.

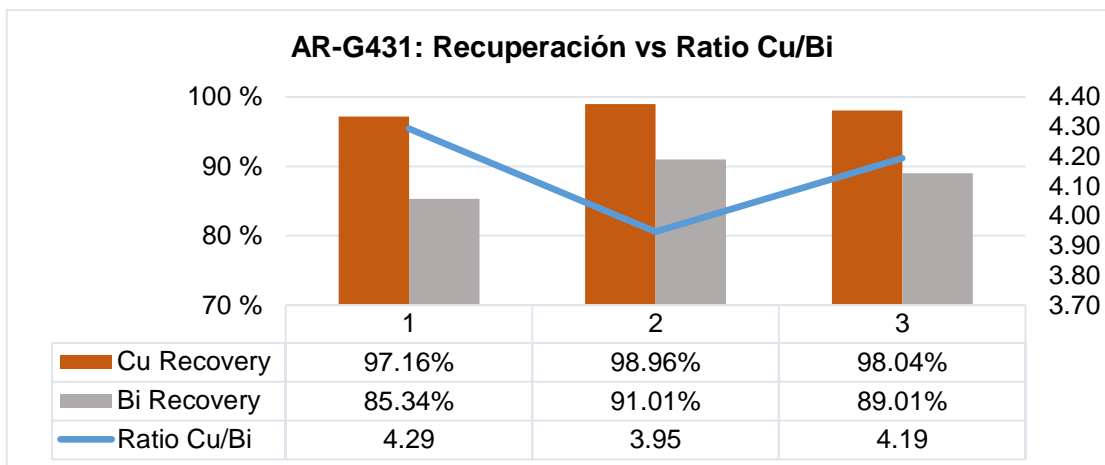


Ilustración 3.7. Experimentación con colector ARG-431.

En la tabla 3.6 se muestra la combinación de reactivos usados en los ensayos probando el AR-G431; como se observa en la ilustración 3.7 el mejor resultado fue el primero, en el que se empleó una combinación de dicromato de potasio y silicato de sodio como depresores para el bismuto, por lo que se decidió seguir trabajando de acuerdo con este ensayo.

Tabla 3.6. Combinación de reactivos por ensayo; comportamiento con AR-G431.

No. Ensayo	REACTIVOS		
	Depresor	Colector	Espumante
1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR-G431	MIBC
2	Silicato de sodio	AR-G431	MIBC
3	Dicromato de potasio	AR-G431	MIBC

❖ BLENDING DE MINERALES

En vista de las fuertes asociaciones mineralógicas (Cu-Bi) que presentó el material de estudio, y puesto que la empresa no se dedica a explotar el material de una mina, sino que adquiere esta clase de materiales con alto contenido de impurezas o considerados marginales para procesarlo en su planta, fue factible realizar un *blending de minerales*, ya que justamente se dispuso de un material marginal de 2.5 % Cu y ningún contenido de Bi. El análisis de cuatro ácidos realizado a la muestra de cabeza del material “marginal” traído de Potosí (Bolivia), se encuentra en anexos.

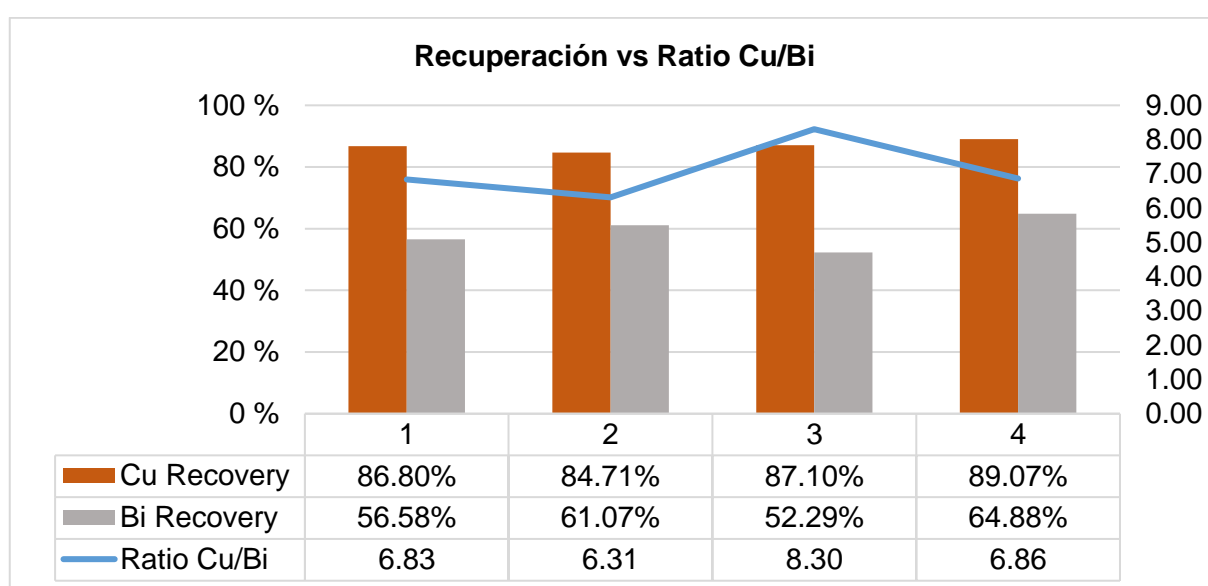


Ilustración 3.8. Recuperación de Cu y ratio Cu/Bi empleando blending de minerales.

En la ilustración 3.8 se pueden observar los ensayos realizados con sus respectivas recuperaciones y ratio Cu/Bi; cada uno fue realizado empleando variaciones entre el tiempo de molienda y el porcentaje de materiales mezclados, en la siguiente tabla se indican las cantidades.

Tabla 3.7. Porcentaje de materiales y tiempo de molienda.

No. Ensayo	Blending de minerales		Molienda [min]
	Tasna	Potosí	
1	40 %	60 %	12
2	40 %	60 %	16
3	30 %	70 %	12
4	30 %	70 %	16

El mejor resultado se obtuvo haciendo una evaluación del *blending* de los minerales entre el 30 % de material con alto contenido de bismuto y 70 % de material marginal de cobre y sin bismuto, a una molienda de 12 minutos.

Producto de esta mezcla, el material que ingresa al circuito varió el contenido de metales en contraste a lo que se estaba alimentando previo al *blending*; por ello, la ley de cabeza cambió de acuerdo con lo que se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 3.8. Muestra de cabeza del proceso de flotación empleando blending.

Análisis XRF - Blending 30/70							
Ag	Cu	Pb	Zn	As	Sb	Co	Bi
%	%	%	%	%	%	%	%
0	5.499	0.093	0.618	0.115	0	0.004	0.982

Para determinar el tiempo de óptimo de molienda se estudió el índice de moliendabilidad tomando como referencia los criterios de 10, 15 y 20 minutos; a través de este análisis se estableció que el tiempo óptimo de molienda con base a la teoría se cumpliría entre los 15 y 16 minutos. A continuación, se muestran los porcentajes acumulados en las mallas 100 y 200 para cada molienda.

Tabla 3.9. Porcentaje de pasante acumulado de malla 200.

Tiempo [min]	200 [%]
0	19.70
10	50.36
15	58.99
20	67.19
Tiempo óptimo	15.69

Tabla 3.10. Porcentaje de pasante acumulado de malla 100.

Tiempo [min]	100 [%]
0	27.07
10	75.35
15	87.95
20	93.82
Tiempo óptimo	16.42

El tiempo óptimo de molienda se calculó con la ecuación de la recta obtenida de las gráficas elaboradas a partir del análisis granulométrico realizado, como se indica a continuación.

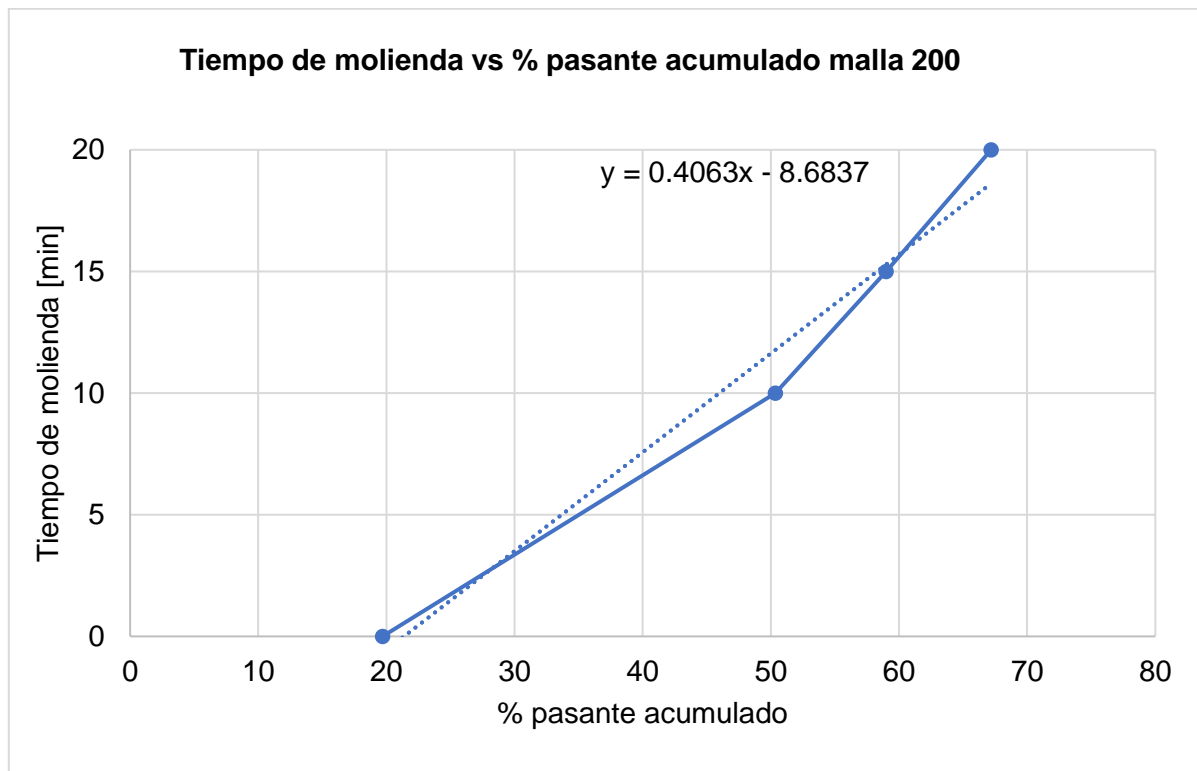


Ilustración 3.9. Porcentaje de pasante acumulado de malla 200.

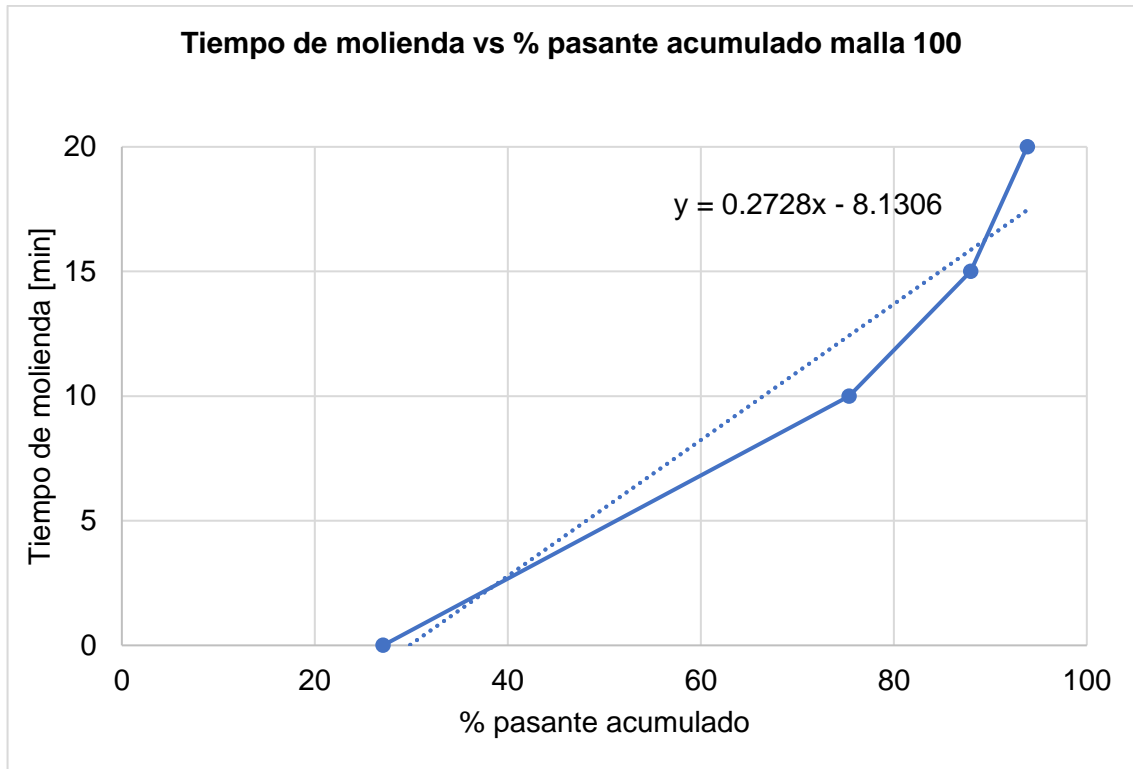


Ilustración 3.10. Porcentaje de pasante acumulado de malla 100.

Sin embargo, manteniendo las condiciones y variando únicamente el tiempo de molienda de 12 a 16 minutos, se evidenciaron mejores resultados en la flotación del *blending* a los 12 minutos.

El análisis granulométrico de la molienda del *blending* durante 12 minutos lo pueden encontrar en la gráfica 8 de la sección anexos.

Se logró conseguir el colector AR-G105, este fue empleado a partir de la sexta flotación de acuerdo con la gráfica 3.11; la mejor recuperación de cobre se dio en la quinta flotación, donde se empleó el colector AR-G431. Así mismo, el ratio se mantuvo casi invariable entre la quinta y la séptima flotación, sin embargo el valor más alto fue el de la tercera flotación con 8.30.

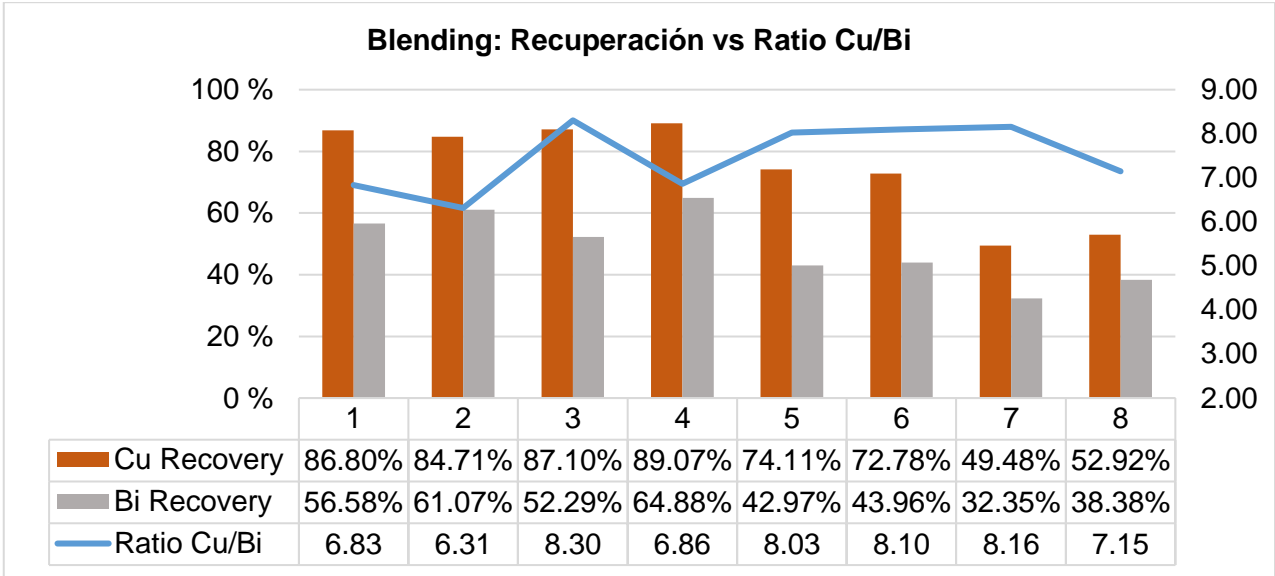


Ilustración 3.11. Comparación entre la recuperación de Cu y Bi - Ratio Cu/Bi de ensayos con Blending.

En la gráfica 3.12 se observa que la mayor ley de cobre se obtiene al emplear el colector AR-G431 alcanzando un valor de 12.42 %, pero la ley de bismuto se mantiene elevada con un 1.50 %. Sin embargo, al usar AR-G105 la ley de bismuto se logra reducir hasta 1.18 % y la ley de cobre varía entre 10.65 y 9.47 %.

Cabe recalcar que para los ensayos en los que se empleó la mezcla de minerales se usó una configuración de dos celdas de flotación. A diferencia de las flotaciones iniciales en las que únicamente se utilizó el material “Tasna” con alto contenido de bismuto, donde se aplicaron tres celdas.

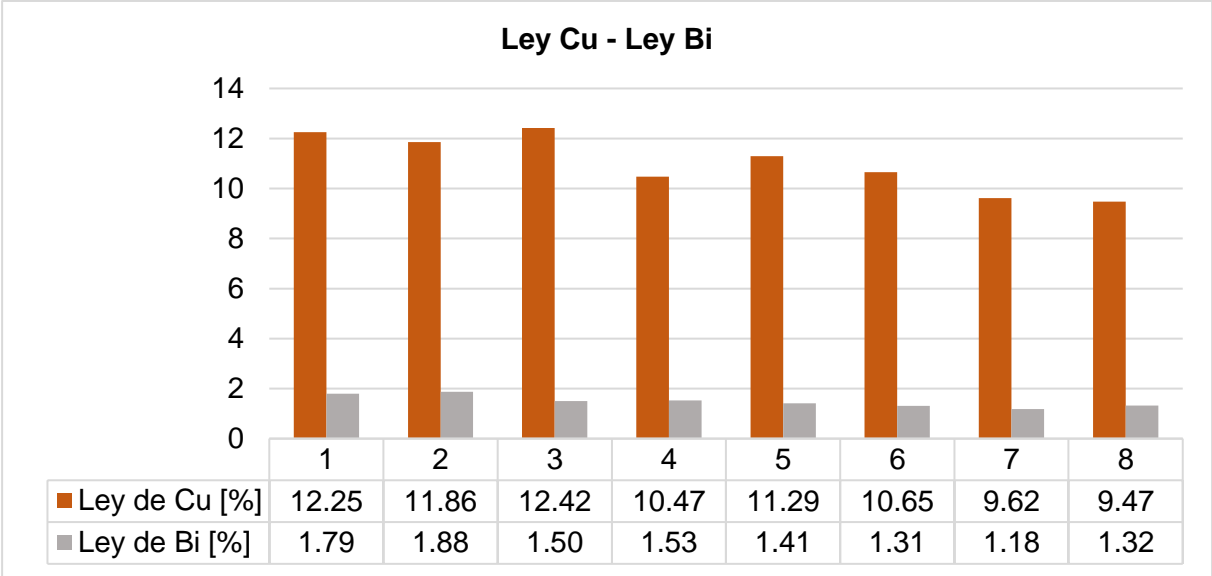


Ilustración 3.12. Comparación entre ley de Cu y Bi de ensayos con mezcla de minerales.

La propuesta final del proceso, la puede observar a continuación:

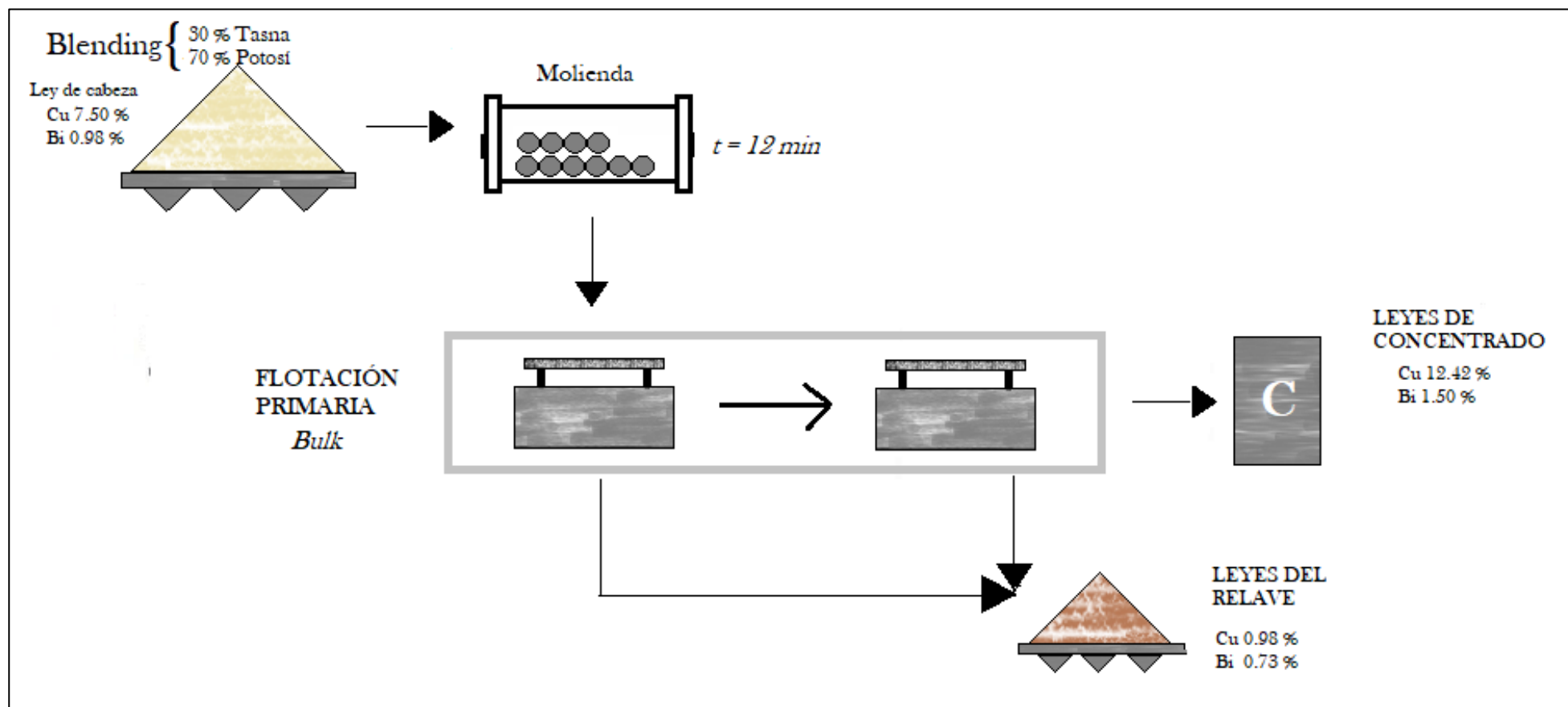


Ilustración 3.13. Proceso metalúrgico para separar bismuto de concentrados de cobre.

CAPÍTULO 4

4 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 Conclusiones

- Los depresores actúan mejor sobre la superficie mineral en condiciones de pH ácido, esto es fundamental, ya que evita emplear grandes cantidades innecesarias de cal que encarecerían el proceso y dificultarían la función de los depresores.
- Al separar finos de gruesos y moliendo únicamente los gruesos, se evidenció que los relaves de flotación contenían mucho cobre (5 % - 10 %), mientras que sin la separación las leyes de cobre fueron entre el 1 % y 3 %. Se concluye que una eficiente liberación entre minerales de cobre y bismuto ocurre al moler todo el material sin separar los finos de los gruesos.
- La bismutinita está ampliamente asociada a minerales de cobre, cuyos tamaños son superiores a 106 micras por lo que el tiempo de molienda debe ser mayor a 16 minutos, de acuerdo con el análisis granulométrico el 20 % del material aún está sobre estos tamaños.
- Al exponer el material a 16 minutos de molienda, trabajando con pH ácido, empleando dicromato de potasio, Z-11, AR-3322 y MIBC dejó un buen resultado en cuanto a contenido de cobre en los relaves, su concentración fue de 0,78 %, indicando una excelente recuperación del 98,44 %. Sin embargo, a pesar de las elevadas recuperaciones de cobre, el concentrado no sería vendible por las altas sanciones que se impondrían, debido a que la ley de bismuto y su recuperación también son muy altas.
- En cuanto al tiempo de acondicionamiento, se precisó que el silicato de sodio consigue menores recuperaciones de bismuto bajo un tiempo de 3 minutos. A partir de un tiempo mayor, este reduce su poder depresor y empieza a flotar mayor cantidad de bismuto.

- El proceso *blending* resulta muy ventajoso dado que se aprovecha la cantidad de Cu presente en el material de estudio y a la vez, ayuda a maximizar el beneficio económico del material que es considerado marginal debido a su baja ley de cobre, para producir un concentrado con buen contenido de cobre y bajas penalizaciones por bismuto.
- De acuerdo con el índice de moliendabilidad del *blending*, se determinó que el tiempo óptimo de molienda para que la flotación sea efectiva fue entre 15 y 16 minutos, tiempo en el que se cumplió con las condiciones teóricas mencionadas. Sin embargo, se ha comprobado que, para este caso de estudio, no se evidenciaron los mejores resultados cumpliendo con estas condiciones.
- En reemplazo del reactivo AR-3322, se tuvo que aplicar el reactivo AR-G105 el cual no es tan selectivo con el Cu. Lastimosamente dado el poco tiempo y considerando la limitada disponibilidad de reactivos en la situación de pandemia por el COVID-19, fue imposible conseguir el AR-3322 proveniente de Perú.
- Con el proceso propuesto y al incluir el *blending* se logró disminuir el contenido de bismuto en los concentrados; a pesar de que estos aún siguen siendo penalizados ($\% \text{ Bi} > 1.18$), se han disminuido significativamente las penalizaciones, maximizando el contenido de cobre, manteniendo buenas recuperaciones y ratio Cu/Bi.

4.2 Recomendaciones

- Si se utilizan reactivos depresores, se recomienda trabajar con un pH ácido ya que este permite que los depresores trabajen mejor sobre la superficie mineral, dando mejores recuperaciones.
- De acuerdo con los resultados obtenidos en la primera etapa de flotación, sería pertinente incluir una fase de limpieza del concentrado para disminuir aún más el contenido de bismuto. Sin embargo, por tiempo y disponibilidad de reactivos, no fue posible realizar esta etapa.
- Hay que darle suficiente tiempo de acondicionamiento al depresor para que trabaje completamente sobre la superficie del material, de lo contrario el material de ganga flotará junto con la mena.
- Se necesita un mayor tiempo de molienda, pero se debe tener en cuenta que esto incrementará el consumo energético, además, aumentará la superficie expuesta de los minerales y se consumirá mayor cantidad de reactivos.
- Sería interesante realizar la flotación del *blending* usando el reactivo AR-3322 ya que este presenta un fuerte poder colector con el cobre, y al reducirse el contenido de bismuto es posible que se tenga concentrados con mayores leyes de cobre.
- Se recomienda realizar duplicados de los ensayos para verificar que los resultados obtenidos tengan mayor credibilidad.

BIBLIOGRAFÍA

- Alcalá, E., Flores, A., & Beltrán, A. (2014), Sección II, Conminución, *Manual de Entrenamiento En Concentración de Minerales*, 26,
- Blanco, E, A, (2019), Bloque II-Capítulo 8, Molienda, *Universidad De Cantabria*, 55,
- Bravo G, A, (2004), Casapalca - 2004, In *Manual de Espesamiento y Filtrado, Casapalca*,
- Bulatovic, S, M, (2007), Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice Flotation of Sulfide Ores, In *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice Flotation of Sulfide Ores* (Issue April), <https://doi.org/10.1016/B978-0-444-53029-5,X5009-6>
- Bustamante Rúa, M, O., Gaviria Cartagena, A, C., & Restrepo Baena, J, O, (2008), *Concentracion De Minerales*,
- Cabello, E., Nieto, J., Berrocal, J., Sánchez, A., Carlos, J., Castro, G., & Delgado, J, (2014), Sistema de visión artificial para detectar y estimar el tamaño de rocas, *ResearchGate*, 1(May), 7,
- Chanda, P., Sc, M., Study, A, C., Dipayal, O, F., Muncipilaty, S., Hue, F., Dqg, S., Ri, S., Derxu, Q., Karikari, I., Does, H., Force, S, F., Of, M., To, C., On, R., Studies, C., Doftori, M, R., H, R, G, M, B., Akorsu, A, D., ... Owusu-Amankwah, R, O, , (2014), ve rs ity of e To w n ve rs ity e To w, *Journal of Chemical Information and Modeling*, 53(July), 1–82, <https://doi.org/10.1007/s10008-007-0419-9>
- Concha, J., & Wasmund, E, (2016), *Flotación de Finos y Gruesos Aplicada a la Recuperación de Minerales de Cobre*, 1–18, <https://www.eriezflotation.com/pdfs/Flotación de Finos y Gruesos Aplicada a Sulfuros de Cobre.pdf>
- Dance Juarez, G, D, J, (2017), “ *Evaluación Del Proceso De Hidrólisis Enzimática En La*, 54–55,
- Finch, B, A, W, J, (2005), Preface to 7th Edition, In *Wills’ Mineral Processing Technology* (8th ed., Issue October), Butterworth-Heinemann, <https://doi.org/10.1016/b978-075064450-1/50000-x>
- Lane, D, J., Cook, N, J., Grano, S, R., & Ehrig, K, (2016), Selective leaching of penalty elements from copper concentrates: A review, *Minerals Engineering*, 98, 110–121, <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.08.006>
- Leiva Olea, L, A, (2017), *CONCENTRACIÓN DE MINERALES*: 13/Octubre,

- Lovón, R, (2017), *Estudio del laboratorio metalúrgico Chapi S,A,C, para el control de calidad y procesos de minerales,*
- Malvern Panalytical | Tecnología para Caracterización de Materiales y Biofísica | Malvern Panalytical, (n,d,), Retrieved July 6, 2020, from <https://www,malvernpanalytical,com/es/>
- Perales, A, (2015), *Separación por flotación – Reactivos pag 1 de 15, 3,*
- Portillo Pillado, A, O,, Burrola Salcido, J, F,, Piria Enríquez, L, Á,, Contreras Villeda, J, M,, Avena Hernández, G, L,, DadDug Soto, G,, & Lozano, O, (2019), *Universidad Autónoma de Chihuahua Facultad de Ingeniería Diseño de una Planta Metalúrgica Circuitos Trituración y Molienda Guadalupe Lizbeth Avena Hernández 226183, November, 8,*
- Rodriguez Medina, C, G,, Chuk, O, D,, Bertero, R,, & Trigo, P, (2017), *Medición del Tamaño de Partículas de Minerales Mediante Procesamiento Digital de Imágenes, ResearchGate, December, 408–413,*
- Santos Medina, M, A, (2018), *“EVALUACIÓN DEL ACONDICIONAMIENTO POR SEPARADO DE PARTÍCULAS GRUESAS Y FINAS EN LA FLOTACIÓN ROUGHER DE TRES MINERALES SULFURADOS DE COBRE”*, UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN,
- Sutulov, A, (1963), *Flotacion de Minerales,*
- Villacís Vaca, J, P, (2009), *DISEÑO DE PLANTA PARA BENEFICIAR EL MINERAL DE PACHIJAL POR EL MÉTODO DE FLOTACIÓN*, ESCUELA POLTÉCNICA NACIONAL,
- Zanetell, Z, (2012), *Penalty element separation from copper concentrates utilizing froth flotation* (pp, 1–93),

ANEXOS

Anexo A. Análisis de liberación y asociaciones para minerales de bismuto

Tabla 1. Distribución global de minerales de bismuto.

DISTRIBUCIÓN GLOBAL MINERALES DE BISMUTO	
ASOCIACIÓN	%
M_Bi libres	31,4
M_Bi - Py	3,9
M_Bi - Gg	17,6
M_Bi - M_Cu	3,9
M_Bi-py-GGs	2,0
M_Bi-py-M_Cu	2,0
M_Bi-GGs-py-M_Cu	7,8
M_Bi-GGs-M_Cu	11,8
M_Bi_otros minerales	19,6
TOTAL	100

Tabla 2. Asociaciones a mineral de bismuto.

ASOCIACIONES A MINERAL DE BISMUTO (M_BI)	
ESPECIE	%
Mineral de bismuto py	6
Mineral de bismuto GGs	26
Mineral de bismuto Mineral de cobre (M_Cu)	6
Mineral de bismuto Py-GGs	3
Mineral de bismuto Py-M_Cu	3
Mineral de bismuto GGs-py-M_Cu	11
Mineral de bismuto GGs-M_Cu	17
Mineral de bismuto Otros minerales	29

Tabla 3. Tipos de asociaciones de minerales de bismuto.

TIPO DE ASOCIACIONES DE M_Bi	
ASOCIACIÓN	%
Ocluida	6
Lateral	77
Diseminada	17
Corona	0
Vetillas	0
TOTAL	100

Tabla 4. Distribución de minerales de bismuto en asociaciones.

DISTRIBUCIÓN (%) POR TAMAÑO DE MINERAL DE BISMUTO EN ASOCIACIONES	
µm	%
<13	0
13-15	0
16-23	0
24-32	0
33-75	0
76-106	0
>106	100
TOTAL	100

Tabla 5. Distribución por tamaño de bismuto libre.

DISTRIBUCIÓN (%) POR TAMAÑO DE M_Bi LIBRE	
µm	%
<13	0
13-15	0
16-23	0
24-32	0
33-75	0
76-106	0
>106	100
TOTAL	100

Otros minerales: se ha detectado asociado a marcasita (mc), producto intermedio (PI), esfalerita (ef) y pirrotita (po). Los anteriores también asociados junto con gangas, piritas o minerales de cobre.

Observaciones:

*El porcentaje de Mineral de bismuto en asociaciones menor a 15 micrones es de 0,0%.

*El porcentaje de Mineral de bismuto libre menor a 15 micrones es de 0,0%.

Tabla 6. Distribución elemental de los minerales de bismuto identificados en la muestra de cabeza.

Minerales	COMPOSICIÓN QUÍMICA (% PESO)										TOTAL
	O	Cu	As	Ni	Sb	Bi	Pb	Te	P	S	
Bismutinita					2,42	78,62				18,99	100
Kobelita?		3,11			9,31	36,99	32,73			17,87	100
Mozgovaita?						67,78	15,25			16,98	100
Bismuto nativo						100,00					100
Petitjeanita?	18,19					76,23			5,58		100
Cosalita 1		0,32			11,66	25,06	46,12			16,85	100
Cosalita 2						42,46	42,82			14,72	100
Pilseanita						69,09		30,91			100
Ullmannita 1			2,52	25,23	37,78	20,15				13,83	100
Ullmannita 2				28,19	55,54					16,27	100
Wittichenita		35,22				47,22				17,36	100

Tabla 7. Distribución elemental de los minerales no metálica identificados en la muestra de cabeza.

Minerales	COMPOSICIÓN QUÍMICA (% PESO)															TOTAL
	O	Fe	Ag	Y	Gs	Dy	La	Ce	P	C	Si	Al	Na	Ca	Mg	
Cuarzo	54,69										45,31					100
Siderita	45,45	41,38								11,68				0,78	0,72	100
Aluminosilicato	50,98	5,81									15,90	20,63	3,66		2,85	100
Fosfato 1	36,21		0,74	36,64	4,65	6,34			15,43							100
Fosfato 2	30,72						19,11	34,99	15,17							100

Tabla 8. Distribución elemental de los minerales metálicos identificados en la muestra cabeza.

Minerales	COMPOSICIÓN QUÍMICA (% PESO)													TOTAL
	Fe	Mn	Ti	O	Cu	Sn	Zn	As	Ln	Sb	Pb	W	S	
Estannita	13,38				29,87	25,65	1,34						29,76	100
Pirita	47,47												52,53	100
Pirrotita	61,37												38,63	100
Casiterita			23,58			76,42								100
Galena											86,07		13,93	100
Covelita					66,46								33,54	100
Digenita					78,10								21,90	100
Calcopirita	30,60				34,55								34,86	100
Luzonita					48,21			18,97		0,36			32,47	100
Esfalerita (Fe)	10,80						54,85						34,36	100
Esfalerita							66,30						33,70	100
Esfalerita (Fe,Cu,Ln)	13,79				4,21		44,06		6,75				31,18	100
Sakuraiite	16,09				19,86	11,95	12,93		9,04				30,14	100
Estibiolumonita	0,47				48,87			1,99		23,16			25,52	100
Wolframita	15,68	0,48		23,31								60,03		100
Arsenopirita	32,27							47,36					20,37	100
Rutilo	0,87		53,81	45,33										100

Anexo B. Análisis granulométrico

Reporte análisis granulométrico

Realizado por:

Paulo Valdivieso Bermeo

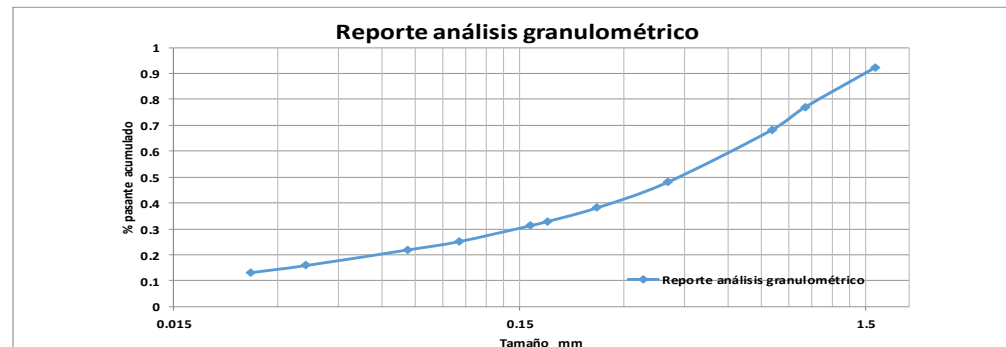
Fecha:

lunes, 30 de septiembre de 2019

Peso inicial g		d80 (mm)	
1021.70		1.130	

Codificación muestra	Abertura tamiz (mm)	Peso (g)	% retenido	% retenido acum.	% pasante acum.	Bi %	Finos Bi g	Distribución Bi	
Muestra Tasna 6273	1.600	74.150	7.64%	7.64%	92.36%	4.530	3.36	8.94%	
	1.000	150.070	15.46%	23.10%	76.90%	3.120	4.68	12.46%	
	0.800	85.670	8.83%	31.93%	68.07%	3.500	3.00	7.98%	
	0.400	195.400	20.13%	52.06%	47.94%	4.020	7.86	20.90%	
	0.250	95.440	9.83%	61.90%	38.10%	4.290	4.09	10.89%	
	0.180	50.740	5.23%	67.12%	32.88%	4.050	2.05	5.47%	
	0.160	16.270	1.68%	68.80%	31.20%	3.930	0.64	1.70%	
	0.100	58.910	6.07%	74.87%	25.13%	4.230	2.49	6.63%	
	0.071	31.130	3.21%	78.08%	21.92%	4.680	1.46	3.88%	
	0.036	58.580	6.04%	84.11%	15.89%	3.580	2.10	5.58%	
	0.025	26.490	2.73%	86.84%	13.16%	3.290	0.87	2.32%	
	Fondo	127.700	13.16%	100.00%	0.00%	3.900	4.98	13.25%	
	Total	970.55					Total	37.58	
	Error %	5.006%							

D1	1.600
D2	1.000
1%	92.36%
2%	76.90%



Gráfica 1. Reporte de análisis granulométrico de muestra de cabeza.

Reporte análisis granulométrico

Realizado por:

Tesistas

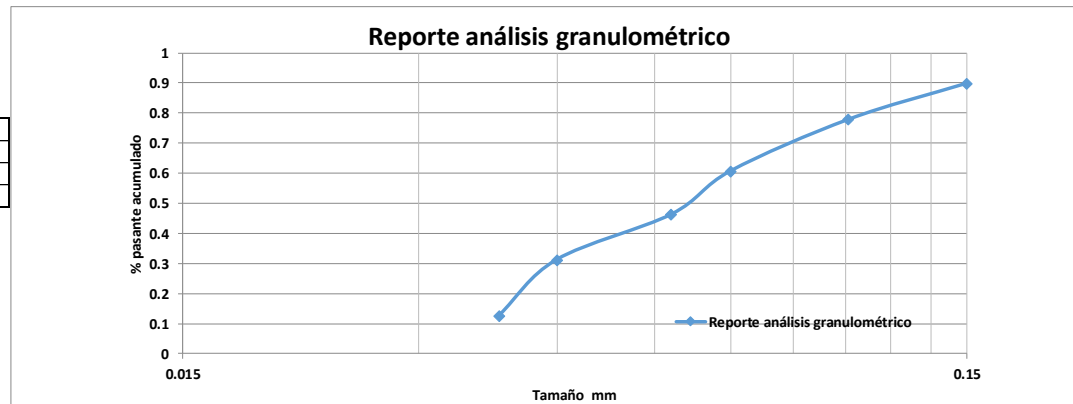
Fecha:

Saturday, June 13, 2020

Peso inicial g	1199.00	d80 (mm)	0.114	Tiempo (min)	12
-----------------------	---------	-----------------	-------	---------------------	----

Codificación muestra	Abertura tamiz (mm)	Peso (g)	% retenido	% retenido acum.	% pasante acum.	Bi %	Finos Bi g	Distribución Bi
A023	0.150	120.100	10.13%	10.13%	89.87%	0.000	1.98	7.80%
	0.106	142.400	12.01%	22.13%	77.87%	0.000	3.05	12.01%
	0.075	203.200	17.13%	39.27%	60.73%	0.000	4.10	16.15%
	0.063	171.300	14.44%	53.71%	46.29%	0.000	4.56	17.97%
	0.045	179.000	15.09%	68.80%	31.20%	0.000	4.70	18.52%
	0.038	220.200	18.57%	87.37%	12.63%	0.000	3.35	13.18%
	FONDO	149.800	12.63%	100.00%	0.00%	0.000	3.65	14.37%
	Total		1186.00				Total	25.39
	Error %	1.084%						

D1	0.150
D2	0.106
1%	89.87%
2%	77.87%



Gráfica 2. Reporte de análisis granulométrico de molienda de 12 minutos.

Reporte análisis granulométrico

Realizado por:

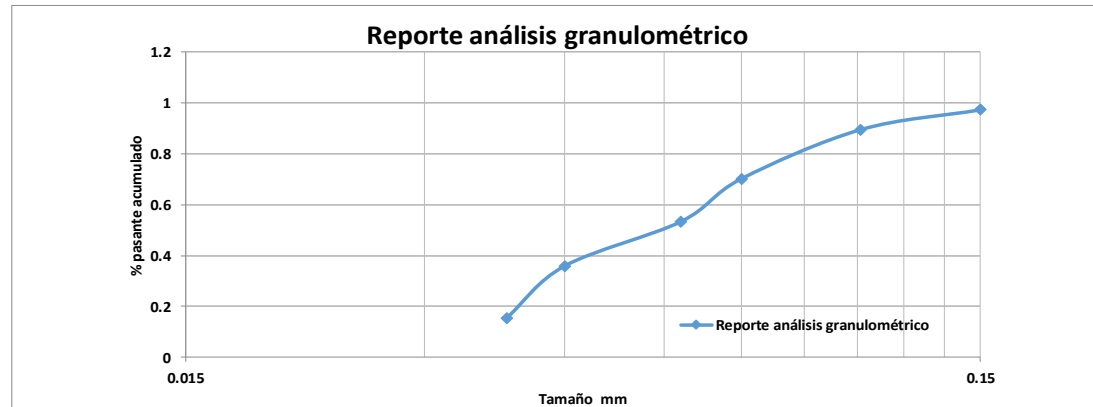
Tesistas

Fecha:

Saturday, June 13, 2020

Peso inicial g	999.80	d80 (mm)	0.092	Tiempo (min)	16			
Codificación muestra	Abertura tamiz (mm)	Peso (g)	% retenido	% retenido acum.	% pasante acum.	Bi %	Finos Bi g	Distribución Bi
A017	0.150	26.100	2.62%	2.62%	97.38%	0.000	1.81	7.67%
	0.106	77.600	7.80%	10.42%	89.58%	0.000	1.97	8.37%
	0.075	192.700	19.36%	29.78%	70.22%	0.000	3.29	13.96%
	0.063	167.100	16.79%	46.57%	53.43%	0.000	4.69	19.92%
	0.045	173.500	17.43%	64.01%	35.99%	0.000	4.59	19.49%
	0.038	205.500	20.65%	84.66%	15.34%	0.000	3.54	15.03%
	FONDO	152.700	15.34%	100.00%	0.00%	0.000	3.67	15.56%
	Total	995.20					Total	23.55
Error %	0.460%							

D1	0.106
D2	0.075
1%	89.58%
2%	70.22%



Gráfica 3. Reporte de análisis granulométrico de molienda de 16 minutos.

Reporte análisis granulométrico

Realizado por:

Tesistas

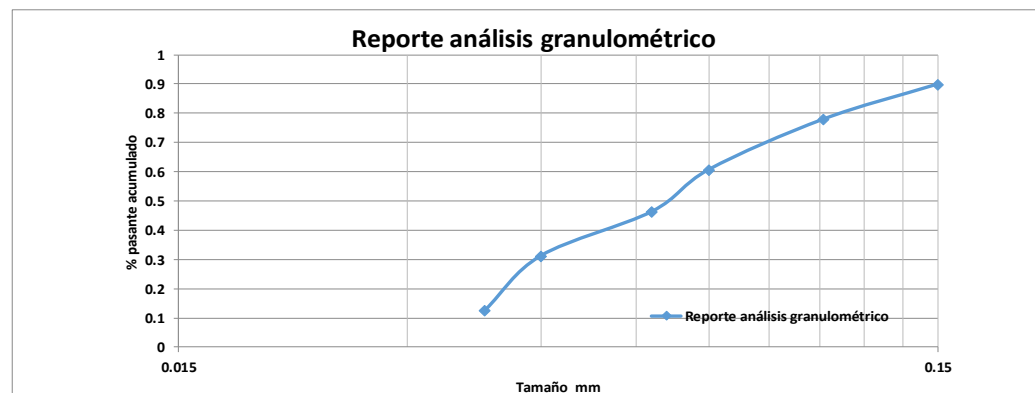
Fecha:

Saturday, June 13, 2020

Peso inicial g	1000.00	d80 (mm)	0.344	Tiempo (min)	0
-----------------------	---------	-----------------	-------	---------------------	---

	Codificación muestra	Abertura tamiz (mm)	Peso (g)	% retenido	% retenido acum.	% pasante acum.	
20	A023	0.850	334.300	34.42%	34.42%	65.58%	
40		0.400	219.400	22.59%	57.01%	42.99%	
50		0.300	56.000	5.77%	62.77%	37.23%	
90%		100	0.150	98.700	10.16%	72.93%	27.07%
140		0.106	38.100	3.92%	76.86%	23.14%	
60%		200	0.075	33.500	3.45%	80.30%	19.70%
230		0.063	16.300	1.68%	81.98%	18.02%	
325		0.045	24.600	2.53%	84.52%	15.48%	
400		0.038	13.200	1.36%	85.87%	14.13%	
		FONDO	137.200	14.13%	100.00%	0.00%	
	Total	971.30					
	Error %	2.870%					

D1	0.106
D2	0.075
1%	23.14%
2%	19.70%



Gráfica 4. Análisis granulométrico - Índice de moliendabilidad t: 0 min.

Reporte análisis granulométrico

Realizado por:

Tesistas

Fecha:

Saturday, June 13, 2020

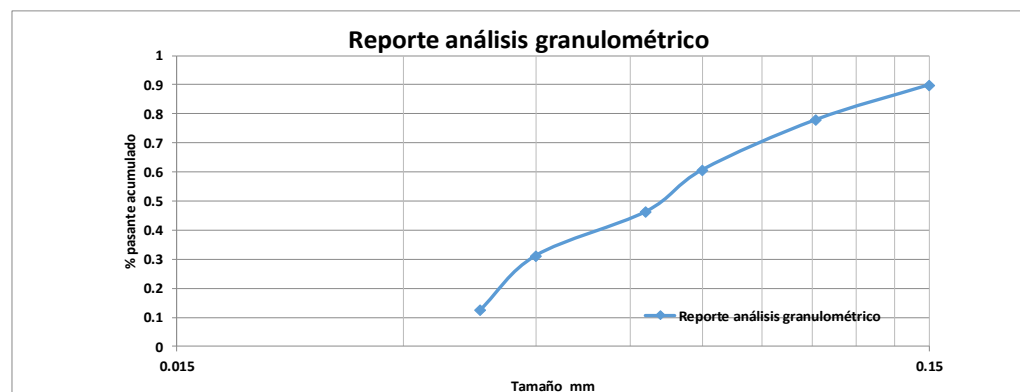
Peso inicial g	1000.00
----------------	---------

d80 (mm)	0.163
----------	-------

Tiempo (min)	10
--------------	----

Codificación muestra	Abertura tamiz (mm)	Peso (g)	% retenido	% retenido acum.	% pasante acum.	Bi %	Finos Bi g	Distribución BI
A023	0.150	234.400	24.65%	24.65%	75.35%	0.000	1.98	7.80%
	0.106	133.100	13.99%	38.64%	61.36%	0.000	3.05	12.01%
	0.075	104.600	11.00%	49.64%	50.36%	0.000	4.10	16.15%
	0.063	41.800	4.39%	54.03%	45.97%	0.000	4.56	17.97%
	0.045	66.000	6.94%	60.97%	39.03%	0.000	4.70	18.52%
	0.038	32.200	3.39%	64.36%	35.64%	0.000	3.35	13.18%
	FONDO	339.000	35.64%	100.00%	0.00%	0.000	3.65	14.37%
	Total	951.10					Total	25.39
Error %	4.890%							

<u>D1</u>	0.150
<u>D2</u>	0.106
<u>1%</u>	75.35%
<u>2%</u>	61.36%



Gráfica 5. Análisis granulométrico - índice de molindabilidad t: 10 min.

Reporte análisis granulométrico

Realizado por:

Tesistas

Fecha:

Saturday, June 13, 2020

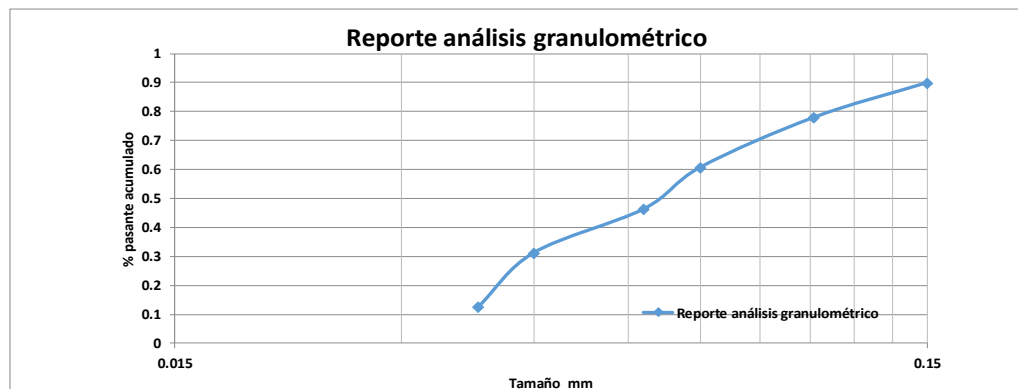
Peso inicial g	1000.00
----------------	---------

d80 (mm)	0.126
----------	-------

Tiempo (min)	15
--------------	----

Codificación muestra	Abertura tamiz (mm)	Peso (g)	% retenido	% retenido acum.	% pasante acum.	Bi %	Finos Bi g	Distribución BI
A023	0.150	114.800	12.05%	12.05%	87.95%	0.000	1.98	7.80%
	0.106	132.100	13.86%	25.91%	74.09%	0.000	3.05	12.01%
	0.075	143.900	15.10%	41.01%	58.99%	0.000	4.10	16.15%
	0.063	57.500	6.03%	47.05%	52.95%	0.000	4.56	17.97%
	0.045	68.800	7.22%	54.27%	45.73%	0.000	4.70	18.52%
	0.038	49.700	5.22%	59.48%	40.52%	0.000	3.35	13.18%
	FONDO	386.100	40.52%	100.00%	0.00%	0.000	3.65	14.37%
	Total	952.90					Total	25.39
Error %	4.710%							

<u>D1</u>	0.150
<u>D2</u>	0.106
<u>1%</u>	87.95%
<u>2%</u>	74.09%



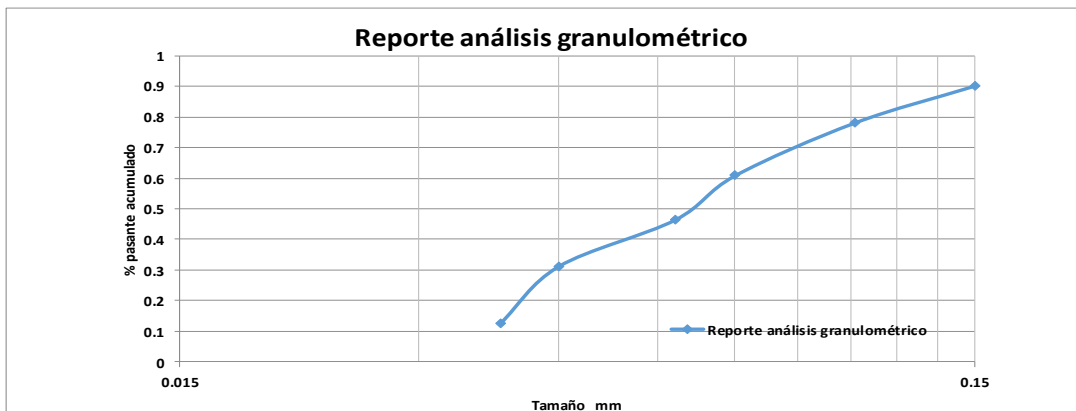
Gráfica 6. Análisis granulométrico - Índice de moliendabilidad t: 15 min.

Reporte análisis granulométrico

Realizado por: Tesistas Fecha: sábado, 13 de junio de 2020

Peso Inicial g	1000.00	d80 (mm)	0.104	Tiempo (min)	20			
Codificación muestra	Abertura tamiz (mm)	Peso (g)	% retenido	% retenido acum.	% pasante acum.	Bi %	Finos Bi g	Distribución Bi
A023	0.150	57.800	6.18%	6.18%	93.82%	0.000	1.98	7.80%
	0.106	120.800	12.92%	19.10%	80.90%	0.000	3.05	12.01%
	0.075	128.200	13.71%	32.81%	67.19%	0.000	4.10	16.15%
	0.063	85.300	9.12%	41.93%	58.07%	0.000	4.56	17.97%
	0.045	93.600	10.01%	51.94%	48.06%	0.000	4.70	18.52%
	0.038	35.900	3.84%	55.77%	44.23%	0.000	3.35	13.18%
	FONDO	413.600	44.23%	100.00%	0.00%	0.000	3.65	14.37%
	Total	935.20					Total	25.39
Error %	6.480%							

<u>D1</u>	0.106
<u>D2</u>	0.075
<u>1%</u>	80.90%
<u>2%</u>	67.19%



Gráfica 7. Análisis granulométrico - Índice de molindabilidad t: 20 min.

Reporte análisis granulométrico

Realizado por:

Tesistas

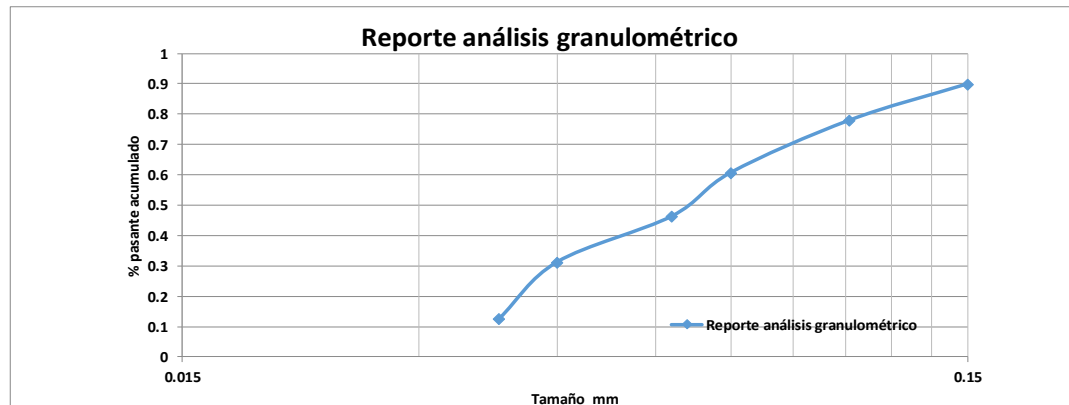
Fecha:

Saturday, June 13, 2020

Peso inicial g	974.70	d80 (mm)	0.130	Tiempo (min)	12
-----------------------	--------	-----------------	-------	---------------------	----

Codificación muestra	Abertura tamiz (mm)	Peso (g)	% retenido	% retenido acum.	% pasante acum.	Bi %	Finos Bi g	Distribución Bi
Blending	0.150	259.100	26.65%	26.65%	73.35%	0.000	1.98	7.80%
	0.106	163.000	16.76%	43.41%	56.59%	0.000	3.05	12.01%
	0.075	200.800	20.65%	64.06%	35.94%	0.000	4.10	16.15%
	0.063	108.600	11.17%	75.23%	24.77%	0.000	4.56	17.97%
	0.045	124.000	12.75%	87.99%	12.01%	0.000	4.70	18.52%
	0.038	72.400	7.45%	95.43%	4.57%	0.000	3.35	13.18%
	FONDO	44.400	4.57%	100.00%	0.00%	0.000	3.65	14.37%
	Total	972.30					Total	25.39
Error %	0.246%							

D1	0.106
D2	0.075
1%	56.59%
2%	35.94%



Gráfica 8. Análisis granulométrico del blending de cabeza 30/70 - Molienda de 12 minutos.

Tabla 9. Penalizaciones en concentrados de cobre.

ELEMENTOS PENALIZADOS EN CONCENTRADOS DE COBRE EN REFINERÍAS JAPONESAS			
Especies	Cargo (US\$t)	Por cada (%)	Excediendo (%)
Bi	2,5	0,01	0,05
	5,0	0,01	0,15

Tabla 10. Leyes y recuperaciones obtenidas en los ensayos.

PRUEBA	REACTIVOS				LEYES			Cu Recovery	Bi Recovery	Ratio Cu/Bi	
	Depresor	Colector	Espumante	W [g]	Cu	Bi	por concentrado			total	
1	Concentrado 1		Xantato isopropílico de sodio	MIBC	67.900	11.132%	0.815%	13.80%	7.64%	13.67	6.591
	Concentrado 2		Xantato isopropílico de sodio	MIBC	95.800	12.159%	2.465%			4.93	
	Concentrado 3				0.000	0.000	0.000				
	Relave				922.700	12.998%	3.817%				
2	Concentrado 1	Dicromato de potasio	Xantato isopropílico de sodio	MIBC	101.400	9.992%	0.776%	37.65%	18.72%	12.88	7.328
	Concentrado 2		Xantato isopropílico de sodio	MIBC	154.400	25.172%	3.821%			6.59	
	Concentrado 3				0.000	0.000	0.000				
	Relave				772.000	10.509%	3.761%				
3	Concentrado 1		Tiocarbamato + AR3322	MIBC	242.200	21.554%	2.969%	76.87%	64.00%	7.26	4.450
	Concentrado 2		Tiocarbamato + AR3322	MIBC	125.300	24.541%	7.197%			3.41	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	102.300	22.844%	7.515%			3.04	
	Relave				537.100	5.957%	2.503%				
4	Concentrado 1		Xantato isopropílico de sodio + AR3322	MIBC	178.100	19.672%	2.249%	74.99%	58.99%	8.75	4.598
	Concentrado 2		AR3322	MIBC	157.000	28.046%	6.343%			4.42	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	111.800	22.811%	7.853%			2.90	
	Relave				576.100	6.053%	2.745%				
5	Concentrado 1		Tiocarbamato	MIBC	265.400	23.126%	4.287%	86.67%	75.93%	5.39	4.208
	Concentrado 2		Tiocarbamato	MIBC	146.500	21.215%	6.051%			3.51	
	Concentrado 3		Tiocarbamato	MIBC	124.400	15.037%	4.965%			3.03	
	Relave				364.200	4.694%	2.300%				
6	Concentrado 1		Xantato isopropílico de sodio	MIBC	259.000	23.254%	3.131%	91.28%	82.78%	7.43	4.068
	Concentrado 2		Xantato isopropílico de sodio	MIBC	226.100	20.574%	6.733%			3.06	
	Concentrado 3		Xantato isopropílico de sodio	MIBC	139.900	12.990%	5.272%			2.46	
	Relave				412.000	2.896%	1.551%				
7	Concentrado 1	Dicromato de potasio	AR3322	MIBC	350.200	25.196%	3.615%	92.48%	81.27%	6.97	4.176
	Concentrado 2		AR3322	MIBC	173.700	13.892%	7.197%			1.93	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	59.000	10.261%	5.418%			1.89	
	Relave				373.100	2.582%	1.752%				
8	Concentrado 1	Dicromato de potasio	Xantato isopropílico de sodio + AR3322	MIBC	455.300	22.499%	4.140%	98.44%	92.92%	5.43	3.972
	Concentrado 2		Xantato isopropílico de sodio + AR3322	MIBC	205.300	14.265%	6.238%			2.29	
	Concentrado 3		Xantato isopropílico de sodio	MIBC	63.600	6.765%	4.068%			1.66	
	Relave				278.300	0.776%	0.938%				
9	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR3322	MIBC	287.800	22.307%	2.913%	96.34%	79.63%	7.66	4.899
	Concentrado 2		AR3322	MIBC	278.600	19.410%	5.657%			3.43	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	92.900					#DIV/0!	
	Relave				318.100	1.411%	1.942%				
10	Concentrado 1	Dicromato de potasio	Xantato amilico de potasio	MIBC	87.000	17.494%	3.466%	97.14%	80.31%	5.05	4.388
	Concentrado 2		AR3322	MIBC	504.600	20.133%	4.183%			4.81	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	102.100	7.936%	4.259%			1.86	
	Relave				276.300	1.330%	2.526%				

PRUEBA	REACTIVOS				LEYES			Cu Recovery	Bi Recovery	Ratio Cu/Bi	
	Depresor	Colector	Espumante	W [g]	Cu	Bi	por concentrado			total	
11	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR3322	MIBC	410.300	23.67%	3.80%	95.76%	80.51%	6.23	4.533
	Concentrado 2		AR3322	MIBC	161.000	13.59%	4.97%			2.74	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	77.000	9.78%	5.62%			1.74	
	Relave				355.300	1.58%	1.90%			0.83	
12	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR3322	MIBC	462.800	19.26%	3.18%	97.42%	83.66%	6.05	4.409
	Concentrado 2		AR3322	MIBC	233.800	13.36%	4.77%			2.80	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	54.800	7.01%	4.15%			1.69	
	Relave				243.300	1.35%	2.26%			0.60	
13	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR3322	MIBC	362.900	21.81%	3.39%	96.30%	81.25%	6.43	4.351
	Concentrado 2		AR3322	MIBC	210.500	17.10%	5.55%			3.08	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	83.300	8.48%	4.91%			1.73	
	Relave				293.300	1.60%	2.21%			0.72	
14	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR3322	MIBC	500.800	20.389%	3.705%	98.21%	87.27%	5.50	4.194
	Concentrado 2		AR3322	MIBC	202.700	10.382%	4.378%			2.37	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	58.700	5.760%	4.674%			1.23	
	Relave				219.900	1.049%	2.001%			0.52	
15	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR3322	MIBC	455.600	22.020%	3.760%	97.77%	87.75%	5.86	4.208
	Concentrado 2		AR3322	MIBC	183.800	12.701%	5.152%			2.47	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	87.700	5.979%	4.596%			1.30	
	Relave				264.700	1.110%	1.616%			0.69	
16	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR3322	MIBC	542.000	19.882%	3.850%	98.89%	91.11%	5.16	3.909
	Concentrado 2		AR3322	MIBC	180.800	9.064%	4.860%			1.87	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	61.800	4.215%	4.493%			0.94	
	Relave				199.100	0.714%	1.589%			0.45	
17	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR3322	MIBC	444.100	22.423%	3.801%	97.98%	88.30%	5.90	4.215
	Concentrado 2		AR3322	MIBC	205.500	12.231%	5.159%			2.37	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	79.000	5.206%	3.904%			1.33	
	Relave				265.200	1.003%	1.528%			0.66	
18	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	AR3322	MIBC	534.300	19.171%	3.641%	98.72%	90.60%	5.27	4.046
	Concentrado 2		AR3322	MIBC	192.000	10.055%	4.418%			2.28	
	Concentrado 3		AR3322	MIBC	55.500	5.680%	5.286%			1.07	
	Relave				202.800	0.799%	1.580%			0.51	
19	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	ARG431	MIBC	455.700	21.597%	3.726%	97.16%	85.34%	5.80	4.293
	Concentrado 2		ARG431	MIBC	179.200	12.981%	4.924%			2.64	
	Concentrado 3		ARG431	MIBC	91.100	6.477%	4.296%			1.51	
	Relave				276.700	1.349%	1.845%			0.73	
20	Concentrado 1	Silicato	ARG431	MIBC	554.000	19.491%	3.661%	98.96%	91.01%	5.32	3.947
	Concentrado 2		ARG431	MIBC	197.600	10.312%	5.084%			2.03	
	Concentrado 3		ARG431	MIBC	67.700	3.759%	4.189%			0.90	
	Relave				203.500	0.676%	1.610%			0.42	

21	Concentrado 1	Dicromato de potasio	ARG431	MIBC	464.600	21.715%	3.604%	98.04%	89.01%	6.03	4.194
	Concentrado 2		ARG431	MIBC	208.900	12.743%	5.759%			2.21	
	Concentrado 3		ARG431	MIBC	58.200	4.580%	3.898%			1.17	
	Relave				258.400	1.005%	1.484%			0.68	
22	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	ARG431	MIBC	240.000	11.856%	1.553%	94.37%	70.70%	7.64	5.947
	Concentrado 2		ARG431	MIBC	155.200	12.866%	2.164%			5.94	
	Concentrado 3		ARG431	MIBC	74.400	5.683%	2.377%			2.39	
	Relave				497.300	0.631%	0.738%			0.86	
23	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	ARG431	MIBC	217.400	13.466%	1.647%	93.08%	74.47%	8.18	5.689
	Concentrado 2		ARG431	MIBC	153.600	9.577%	2.205%			4.34	
	Concentrado 3		ARG431	MIBC	78.400	5.544%	1.950%			2.84	
	Relave				460.400	0.780%	0.633%			1.23	
24	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	ARG431	MIBC	228.500	13.664%	1.317%	93.58%	65.15%	10.37	7.160
	Concentrado 2		ARG431	MIBC	107.100	9.766%	1.877%			5.20	
	Concentrado 3		ARG431	MIBC	63.600	4.875%	1.942%			2.51	
	Relave				563.700	0.545%	0.593%			0.92	
25	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	ARG431	MIBC	281.200	11.057%	1.332%	94.16%	73.71%	8.30	6.387
	Concentrado 2		ARG431	MIBC	130.000	9.211%	1.946%			4.73	
	Concentrado 3		ARG431	MIBC	54.400	4.526%	1.570%			2.88	
	Relave				489.200	0.577%	0.520%			1.11	
26	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	ARG431	MIBC	246.900	10.921%	1.172%	95.22%	74.85%	9.32	5.922
	Concentrado 2		ARG431	MIBC	122.000	12.035%	1.881%			6.40	
	Concentrado 3		ARG431	MIBC	69.500	17.072%	5.537%			3.08	
	Relave				549.100	0.489%	0.553%			0.88	
27	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	ARG105	MIBC	191.500	10.383%	1.153%	87.08%	55.82%	9.00	7.631
	Concentrado 2		ARG105	MIBC	141.900	11.012%	1.533%			7.18	
	Concentrado 3		ARG105	MIBC	76.200	9.154%	1.553%			5.90	
	Relave				560.100	1.126%	0.787%			1.43	
28	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	ARG105	MIBC	102.000	8.979%	0.946%	75.23%	51.50%	9.49	7.792
	Concentrado 2		ARG105	MIBC	120.000	10.163%	1.377%			7.38	
	Concentrado 3		ARG105	MIBC	98.200	11.317%	1.578%			7.17	
	Relave				630.700	1.695%	0.622%			2.73	
29	Concentrado 1	Dicromato de potasio + Silicato de sodio	ARG105	MIBC	160.400	8.825%	1.146%	76.97%	54.52%	7.70	7.317
	Concentrado 2		ARG105	MIBC	114.100	10.375%	1.577%			6.58	
	Concentrado 3		ARG105	MIBC	102.900	11.477%	1.487%			7.72	
	Relave				589.700	1.918%	0.731%			2.63	

Tabla 11. Metales presentes en el material usado para ensayos de blending.

item	COD	Datos Referencia Muestra		Tipo	Ag	Cu	Pb	Zn	As	Sb	Co	Bi
		Cod.Interno			Oz/ton	%	%	%	%	%	%	%
1	10986	6272 - POTOSI COMP - A		Arena	0.26	2.518	0.021	0.634	0.027	0,001<	0.004	0.007
2	10987	6272 - POTOSI COMP - B		Arena	0.20	2.384	0.016	0.603	0.025	0,001<	0.004	0.007
3	10988	6272 - POTOSI COMP - C		Arena	0.22	2.447	0.018	0.586	0.023	0,001<	0.004	0.009

Anexo C. Evidencias fotográficas



Gráfica 9. Flotación por espumas.



Gráfica 10. Pellets para análisis XRF.