

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA
METALÚRGICA**



TESIS

**Evaluación del comportamiento metalúrgico a minerales de Cu y Mo
para la determinación del proceso de flotación en el Proyecto Minero
Magistral en Pallasca – Ancash - 2019**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero Metalurgista

Autor: Bach. Walter Maycol APARI VÁSQUEZ

Asesor: Mg. José Elí CASTILLO MONTALVÁN

Cerro de Pasco – Perú – 2019

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA
METALÚRGICA**



TESIS

**Evaluación del comportamiento metalúrgico a minerales de Cu y Mo
para la determinación del proceso de flotación en el Proyecto Minero
Magistral en Pallasca – Ancash - 2019**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Eusebio ROQUE HUAMAN

PRESIDENTE

Mg. Marco Antonio SURICHAQUI HIDALGO

MIEMBRO

Mg. Ramiro SIUCE BONIFACIO

MIEMBRO

DEDICATORIA

A mis padres por estar en todo el apoyo durante mi formación profesional, por sus consejos, enseñanzas de respeto y responsabilidad, y sobre todo por ser el soporte en mi vida.

RECONOCIMIENTO

Por medio de la presente investigación hago llegar mis sinceros agradecimientos a mis docentes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería Metalúrgica, quienes aportaron en mi formación profesional.

A los trabajadores de la Compañía Minera Milpo S.A. en especial aquellos que laboran en el área de ingeniería y proyectos por sus aportes académicos, sociales y amistad. Al enterarse del desarrollo de la investigación aportaron opiniones valideras para hacer realidad la presente investigación.

A mis familiares, quienes veían con preocupación mi titulación, al enterarse que ya estaba elaborando mi tesis llenaron de alegría nuestro hogar.

RESUMEN

El desarrollo de “Pruebas Metalúrgicas de Flotación a nivel laboratorio para un mineral de Cobre - Molibdeno” procedente del Proyecto Magistral.

A la fecha el Laboratorio Químico – Metalúrgico, ha culminado las pruebas metalúrgicas a nivel laboratorio, programadas con 18 compósitos y 108 muestras de mineral denominadas compósito Master 01, procedente del proyecto “**RUTAS DE COBRE**”.

Los resultados del análisis químico de la muestra compósito Master, se presentan en la siguiente tabla:

Tabla - Leyes ensayadas de cabeza

Compósito	Leyes ensayadas							
	Cu (%)	CuSolH ⁺ (%)	CuCN ⁻ (%)	Cu Res (%)	Fe (%)	Mo (ppm)	Ag (g/t)	Au (g/t)
Master 01	0,26	0,01	0,02	0,23	3,87	155	1,00	0,01

**Fuente: Laboratorio químico-metalúrgico
Elaboración propia**

Las muestras Master 01, ensayan 0,26 %, de Cu y 155 ppm de Mo, respectivamente. Los contenidos de Au y Ag de los compósitos Master tienen valores relativamente bajos. El contenido de Fe en el compósito Máster es de 3,87 %.

Según el análisis de cobre secuencial la muestra de cabeza denominado Master 01, contiene alrededor de 3,85%, 7,89% y 17,09% de cobre como óxidos, el contenido de mineral de cobre como sulfuros secundarios alrededor de 7,69%, y con el mayor contenido de sulfuros primarios en el orden de 88,46%.

El resumen de los resultados de las pruebas de flotación batch abiertas, realizadas con el compósito Master 01 se presentan en la Tabla siguiente, en términos de porcentaje en peso, grado y recuperación obtenidos en las etapas Cleaner I y Rougher:

Tabla - Resumen Pruebas Batch Abiertas

Compósito	Pruebas	Etapas	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
				(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
				Cu	Fe	Mo			
Master 01	P33	Cleaner I	1,13	21,50	24,68	10841	86,99	7,35	74,90
		Rougher	2,47	10,53	17,78	5740	92,93	11,54	86,46

**Fuente: Laboratorio químico-metalúrgico
Elaboración propia**

Las leyes de Cu y Mo en el concentrado final para la muestra compósito Master 01 fueron de 21,50 % y 10841 ppm, con recuperaciones de 86,99 % y 74,90 % respectivamente, Se realizaron pruebas de flotación de ciclo cerrado (cíclicas) para compósito Master aplicando dos esquemas de flotación, con una y dos etapas de limpieza.

Palabras clave: comportamiento metalúrgico, determinación del proceso de flotación.

ABSTRACT

The development of “Metallurgical Flotation Tests at the laboratory level for a Copper–Molybdenum ore” from the Master Project.

To date, the chemical – Metallurgical laboratory has completed the metallurgical tests at the laboratory level, scheduled with 18 composites and 108 mineral samples called master 01, from the “COPPER ROUTES” project. The results of the chemical analysis of the Master composite sample are presented in the following table:

Table – Tests Head Laws

Composite	Laws tested							
	Cu (%)	CuSolH ⁺ (%)	CuCN ⁻ (%)	Cu Res (%)	Fe (%)	Mo (ppm)	Ag (g/t)	Au (g/t)
Master 01	0,26	0,01	0,02	0,23	3,87	155	1,00	0,01

**Source: Chemical-Metallurgical Laboratory
Own elaboration**

Master 01 samples test 0,26% of Cu and 155 ppm of Mo, respectively. The Au and Ag contents pf the Master composites have relatively low values.

The content of Faith in the Master compound is 3,87%. According to the sequetial copper analysis the head sample called Master 01, contains about 3,85%, 7,89% and 17,09% copper as oxides, the content of cooper ore as secondary sulphides around 7,69%, and with the highest content of primary sulphides in the order of 88,46%.

The summary of the results of the open batch flotation tests, persormed with the Master 01 compound are presented in the following Table, in terms of percentage by weight, grade and recovery obtained in the Cleaner I and Rougher stages:

Table – Summary Open Batch Tests

Composite	Tests	Stages	Weight (%)	Laws			Recovery (%)		
				(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
				Cu	Fe	Mo			
Master 01	P33	Cleaner I	1,13	21,50	24,68	10841	86,99	7,35	74,90
		Rougher	2,47	10,53	17,78	5740	92,93	11,54	86,46

Source: Chemical-Metallurgical Laboratory Own elaboration

The Cu and Mo laws in the final concentrate for the Master 01 composite sample were 21,50% and 10841 ppm, with recoveries of 86,99% and 74,90% respectively. Closed-cycle (cyclic) flotation tests were performed for Master compound applying two flotation schemes, with one two cleaning stages.

Keywords: metallurgical behavior, determination of the flotation process.

INTRODUCCIÓN

La Compañía Minera Milpo por intermedio del Ingeniero Jack Cáceres, ha iniciado las exploraciones y tratamiento metalúrgico del Proyecto Magistral ubicado en Pallasca – Ancash con miras de iniciar su explotación minera, en ello se ha desarrollado el “Programa de Pruebas Metalúrgicas Integral para un pórfido de Cu-Mo”, a partir 1 135 muestras de Cores. Haciendo un muestreo de aleatorio 108 con un compósito de seis muestras teniendo 18 compósitos.

Con dichas muestras y de acuerdo a su Litología, Mineralización y Alteración se formaron los 18 compósitos individuales conformados por 06 muestras.

Los compósitos de los dos primeros bloques fueron subdivididos en 08 compósitos tramos considerando profundidades que van desde cero hasta 1 250 metros aproximadamente. Con los 08 tramos de cada bloque se firmaron los compósitos representativos finales denominados Master 01, está conformado por los 18 compósitos individuales.

Las condiciones de trabajo se dio inicio al desarrollo del programa metalúrgico. Que se da a conocer en el presente proyecto de investigación.

El presente proyecto de investigación presentada como tesis se sostiene en los siguientes capítulos:

En el capítulo I se trata de dar a conocer el problema de investigación, con la determinación y formulación de problema de investigación planteándose al problema general, problemas específicos, así como también los objetivos entre ellos el general y específicos, la justificación de la investigación, la limitación de la investigación.

En el capítulo II damos a conocer los antecedentes, bases teóricas, definición de términos básicos, el planteamiento de la hipótesis general como las hipótesis específicas, identificación de las variables dependiente e independiente.

En el capítulo III se considera la metodología y técnicas de investigación considerando el método, diseño y tipo de investigación, la población, muestra y la forma cómo se ha recolectado los datos.

El capítulo IV, refiere al análisis de resultados, tratamiento estadístico, interpretación de resultados y la prueba de hipótesis.

ÍNDICE

DEDICATORIA	
RECONOCIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA	1
1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	2
1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.3.1. PROBLEMA PRINCIPAL	3
1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS	3
1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS	4
1.4.1. OBJETIVO GENERAL	4
1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	4
1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	5

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO	7
2.2. BASES TEÓRICAS – CIENTÍFICAS	10
2.2.1. FLOTACIÓN DE MINERALES	10
2.2.2. CIRCUITOS DE FLOTACIÓN	14
2.2.3. TIPO DE CELDA DE FLOTACIÓN	15
2.2.4. REACTIVOS DE FLOTACIÓN	16
2.2.5. CINÉTICA DE FLOTACIÓN	19
2.2.6. CONTROLES DE LOS PARÁMETROS DE FLOTACIÓN	20

2.2.7. IMPACTO DE LA CALIDAD DEL AGUA EN LA MOLIENDA PARA FLOTACIÓN	24
2.2.8. COLECTOR XANTATO Y ALCALINIDAD EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN..	25
2.2.9. BOTADERO DE DESMONTE	27
2.2.10. PLANTA DE PROCESOS.....	28
2.2.11. DEPÓSITO DE RELAVES COLPARACRA	29
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.....	31
2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.....	33
2.4.1. HIPÓTESIS GENERAL	33
2.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS.....	33
2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES.....	33
2.5.1. VARIABLE DEPENDIENTE.....	33
2.5.2. VARIABLE INDEPENDIENTE.....	33
2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES.....	34

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	36
3.2. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN	36
3.2.1. MATERIALES E INSUMOS	37
3.3. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN.....	40
3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA	40
3.4.1. POBLACIÓN.....	40
3.4.2. MUESTRA.....	41
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	43
3.5.1. ANALISIS QUÍMICO DE LAS MUESTRAS	43
3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	44
3.6.1. PREPARACIÓN MECÁNICA DE MUESTRAS	44
3.6.2. CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA DE CABEZA	45
3.6.3. CARACTERIZ ACIÓN QUÍMICA	46
3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO	47
3.8. SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN	47

3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA	48
-------------------------------------	-----------

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO	49
4.1.1. UBICACIÓN DEL PROYECTO MAGISTRAL	49
4.1.2. ACCESIBILIDAD	50
4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	51
4.2.1. MOLIENDABILIDAD	51
4.2.2. REMOLIENDA DEL CONCENTRADO ROUGHER BULK-ACUMULADO.....	52
4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS.....	53
4.3.1. FLOTACIÓN	53
4.3.2. EVALUACIÓN DEL GRADO DE MOLIENDA	56
4.3.3. EVALUACIÓN DEL PORCENTAJE DE SÓLIDOS.....	58
4.3.4. EVALUACIÓN DE COLECTORES (ADICIONALES)	60
4.3.5. EVALUACIÓN DEL GRADO DE MOLIENDA Y Ph (ADICIONALES).....	62
4.3.6. CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER.....	64
4.3.7. ROUGHER DE CONFIRMACIÓN.....	67
4.3.8. BATCH CON 2 ETAPAS CLEANER	68
4.3.9. FLOTACIÓN BATCH (REMOLIENDA DEL CONCENTRADO ROUGHER) ...	72
4.3.10. BATCH CON 01 ETAPA CLEANER	74
4.3.11. CÍCLICA (CICLO CERRADO).....	76
4.3.12. CÍCLICA CON 02 ETAPAS CLEANER.....	79
4.3.13. ACUMULADA	81
4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS	83
4.4.1. EVALUACIÓN A NIVEL ROUGHER/SCAVENGER	83
4.4.2. EVALUACIÓN A NIVEL CLEANER.....	86
4.4.3. CARACTERIZACIÓN DE PRODUCTOS FINALES.....	89
4.4.4. VARIABILIDAD	90

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

El tamaño de partícula del mineral es un parámetro muy importante en el proceso de flotación. Se pueden encontrar diversos trabajos que reportan el efecto del tamaño de partícula en la recuperación del mineral valioso. Éstos van a depender muchas veces de la forma de los cristales y de la composición química, que indican que la eficiencia del proceso de flotación es así que se ve impactada negativamente cuando se opera en los extremos, es decir, con partículas finas (menores a 250 μm). La recuperación de cobre también es menor al 50%. Lo que indica que la recuperación de partículas mayores a 150 μm es deficiente cuando se utiliza celdas convencionales, a pesar que dichas partículas pudiesen estar adecuadamente liberadas para ser flotadas. Es decir, se debe de tener mucho cuidado en controlar las densidades en las descargas de la molienda. El otro factor que afecta es la presencia del Molibdeno ya que este tipo de mineral tiene elementos perjudiciales a la flotación convencional.

1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación se va desarrollar en el proyecto Magistral en el actual diseño del proyecto se basa en una evaluación detallada de alternativas y ha tomado en consideración las observaciones planteadas al proyecto que en su momento realizó la comunidad campesina de Conchucos, las cuales generaron la revocatoria del Estudio de Impacto Ambiental (EIM) preparado por Ancash Cobre, por lo que las ubicaciones de las instalaciones principales responden a un criterio técnico, ambiental y social. Entre otros la comunidad campesina de Conchucos objetó la presencia del depósito de relaves en la quebrada Magistral, por lo que esta instalación ha sido reubicada en la quebrada Colparacra.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

El objetivo del proyecto es la explotación a tajo abierto de un yacimiento cobre – molibdeno durante el periodo de 14,6 años. El proyecto cuenta con considerables trabajos y estudios de campo desde el año 2006 para determinar la cantidad de cobre y molibdeno que existe en el área. Los estudios efectuados por Milpo han concluido que estos minerales pueden ser extraídos desde el yacimiento mineralizado y procesados de manera rentable y segura con el medio ambiente y la comunidad. Las instalaciones principales del proyecto son una mina a tajo abierto, dos botaderos de desmonte, un botadero de suelo superficial (top soil), una planta de procesos, un depósito de relaves y una poza de regulación. El proyecto también incluye instalaciones para el manejo de efluentes y residuos sólidos, así como una cantera de enrocado para la construcción de la presa del depósito de relaves. Adicionalmente a las instalaciones mineras se contará con instalaciones auxiliares como campamento para el alojamiento de los trabajadores, oficinas administrativas

e instalaciones para el mantenimiento de los equipos y maquinarias. Asimismo, se ha implementado una mejor tecnología para la deposición de relaves, empleando relaves espesados que minimizan la presencia de agua y los riesgos ambientales. El criterio de diseño del proyecto ha sido reusar y reutilizar el agua al máximo, por lo que propone una poza de regulación para almacenar agua en épocas de lluvia, la misma que será protegida por el botadero Valle y contará con un dique. Los minerales extraídos desde el tajo abierto serán chancados y enviados hacia la planta de procesos, la cual irá incrementando su capacidad progresivamente. La tasa de procesamiento de mineral será de 10 000 toneladas por día durante los primeros 3 años, de 20 000 toneladas por día durante los siguientes 4 años, y alcanzará la capacidad de diseño de 30 000 toneladas por día a partir del año 8, los estudios han determinado como límite potencial económico del yacimiento aproximadamente 121,5 Mt de mineral, con ley media de 0,54 % de cobre y 413,1 Mt de desmonte, con una ley de corte de 0,3 % de cobre.

1.3.1. PROBLEMA PRINCIPAL

¿Cómo realizar la evaluación del comportamiento metalúrgico a minerales de Cu y Mo para la determinación del proceso de flotación en el Proyecto Minero Magistral?

1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

1. ¿Cómo determinar la granulometría del cobre y molibdeno para la determinación del proceso de flotación en el proyecto Magistral?
2. ¿Cuál es el pH óptimo para la determinación del proceso de flotación en el proyecto Magistral?

3. ¿Cómo hacer la clasificación los reactivos se va a emplear para la determinación del proceso de flotación en el proyecto Magistral?

1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS

1.4.1. OBJETIVO GENERAL

Evaluar el comportamiento metalúrgico a minerales de Cu y Mo para determinar el proceso de flotación en el Proyecto Minero Magistral.

1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

1. Determinar la granulometría del cobre y molibdeno para determinar el proceso de flotación en el proyecto Magistral.
2. Determinar el pH óptimo para determinar el proceso de flotación en el proyecto Magistral.
3. Clasificar los reactivos se va a emplear para determinar el proceso de flotación en el proyecto Magistral.

1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

En trabajos relacionados al cobre - molibdeno es importante justificar la realización de los mismos:

- a) Los sulfuros como los minerales principales de las menas de cobre y molibdeno, es la principal fuente de obtención de este metal en nuestro país; en tal sentido es justificable realizar estudios alternativos para su extracción.
- b) La existencia del azufre como parte constituyente de los sulfuros, es uno de los retos tecnológicos planteados a los metalurgistas, en- la búsqueda de una mejor disposición de este elemento considerado como uno de los principales agentes de la contaminación ambiental.

c) Es importante el implementar y mejorar las nuevas tecnologías dentro de los procesos de extracción de metales, de tal forma que se permita brindar y generar nuevos conocimientos a través de la investigación experimental.

1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

La presente investigación está relacionado a la evaluación del comportamiento del cobre y molibdeno para poder determinar el proceso de flotación en el proyecto Magistral, desde el tamaño de los granos que se encuentran liberados para una eficiente flotación por espumas en celdas de alto tonelaje.

En el desarrollo de la investigación hemos tenido como limitaciones la falta de algunos equipos de laboratorio como es Microscopio, falta de reactivos en el laboratorio químico – metalúrgico, pero gracias al pedido enérgico de jefe de laboratorio nos proporcionaron haciendo con ello factible la presente investigación, y otros equipos faltantes no fueron impedimento para el desarrollo de la investigación.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

El segundo capítulo es referido al marco teórico, el cual está dedicado al planteamiento del análisis del problema, el mismo que consiste en la realización del estudio teórico previo en el que desarrollamos los aspectos más fundamentales de los avances tecnológicos y científicos, materia de estudio vinculado a la propuesta de esta tesis.

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO

A. "RECUPERACIÓN HIDROMETALÚRGICA DE COBRE Y MOLIBDENO DE LAS MENAS DE LA UNIDAD MINERA TOROMOCHO" Presentado por: Ricardo Almonacid Gómez y Jonás Enoc Ricse Chamorro.

La necesidad de industrializar nuestros recursos naturales como es en este caso los minerales sulfurados de cobre y molibdeno del yacimiento de Toromocho (Morococha- Junín) hace que realicemos este trabajo de investigación, con la finalidad de determinar la factibilidad técnica de poder procesar metalúrgicamente este material y lograr de esta manera beneficios económicos, a través de esta propuesta técnica.

A la fecha, las exploraciones geológicas y el planeamiento de mina han determinado que el depósito Toromocho contiene una reserva de 1 526 millones de toneladas de mineral con una ley promedio de cobre de 0,48%, una ley promedio de molibdeno de 0,019% y una ley promedio de plata de 6,88 gramos por tonelada, basado en una ley de corte de aproximadamente 0,37% de cobre.

Para efectos de esta propuesta se ha obtenido un concentrado de bajo grado de molibdenita con aproximadamente 30% de Mo y 0,6% de Cu, el cual es materia prima de este trabajo.

La lixiviación de un concentrado de baja calidad de molibdenita por hipoclorito, generado in situ por un enfoque modificado ha sido investigada. La electrólisis de la pulpa es realizada en la presencia de cloruro de calcio, para que la precipitación cuantitativa del sulfato de calcio y el molibdato de calcio sea facilitada, a medida que la disolución progresa. Por tal razón, siempre durante la electro-oxidación, la composición de la salmuera se queda sin alterar. La solución de la salmuera no sale del circuito electrolítico y es recirculado sin ninguna purificación. Los sólidos, después de la filtración, conteniendo molibdato de calcio, sulfato de calcio y ganga sin reaccionar son lixiviados con solución reciclada de Mo en temperatura ambiente para elevar la concentración de molibdeno, dejando el sulfato de calcio y la ganga.

B. MINERALES DE COBRE-MOLIBDENO POR DANAFLOAT

La molibdenita (MoS_2) es el predominantemente rentable mineral de molibdeno. Mientras que es muy hidrofóbico naturalmente y puede flotarse eficazmente sólo con espumantes, la adición de una extensión de hidrocarburo de petróleo facilita su recuperación. Es necesario hacer un concentrado de molibdeno de muy alta pureza para aplicaciones de lubricantes y aditivos de aceite por lo que el reto es ante todo

esencialmente el remover efectivamente toda la ganga y la pirita, lo que es un reto, ya que las concentraciones de mineral de molibdeno son muy bajas.

El concentrado más duro de molibdeno se limpia y se vuelve a limpiar con rectificaciones entre etapas para asegurar la máxima liberación. La flotación se lleva a cabo a niveles altos de pH muchas veces mayor que 11 usando cal para asegurar una buena depresión de minerales sulfurosos, principalmente sulfuros de hierro y cobre. Otros depresores usados incluyen cianuro y reactivo Nokes (componentes tiofosforoso o tioarsénico).

Si bien hay una importante producción minera de molibdeno, se recupera una cantidad significativa de molibdeno como subproducto en minas de cobre. El diagrama de flujo estándar consiste en flotación a granel de sulfuros de cobre y molibdenita durante la depresión de ganga y minerales de hierro en los circuitos más duros y más limpios.

La recuperación de cobre es por reactivos de flotación estándar identificados en la descripción de flotación de minerales de cobre. El molibdeno flotará naturalmente con el cobre, pero puede estar congestionado en la espuma por la mineralización del cobre y el uso de colectores de molibdeno (tales como aceite diésel, querosene, aceites refinados, aceite de pino o éster xantato) mejora su flotabilidad. Adicionalmente, ya que el pH óptimo de flotación del molibdeno es de 7 a 8 mientras que la óptima selectividad del cobre está típicamente en un rango de pH de 9-11, el uso de un colector de molibdeno en flotación a granel puede mejorar la flotabilidad. Algunas minas encuentran que los colectores de molibdeno pueden tener un impacto negativo en la flotación del cobre por tanto se deben llevar a cabo pruebas y evaluaciones para encontrar el hidrocarburo colector de molibdeno óptimo y productos espumantes. La separación y mejora de la molibdenita del

concentrado a granel de cobre-molibdenita generalmente se lleva a cabo por flotación selectiva de molibdenita seguida por depresión de sulfuros de cobre y hierro. Esquemas de depresores estándar incluyen alto pH por adición de cal, hidrosulfuro de sodio, reactivos Nokes, etc. Durante el proceso de mejora del molibdeno, frecuentemente el concentrado más limpio es calcinado para dirigir reactivos residuales de todos los minerales en el concentrado a granel de Cu-Mo para hacer más fácil la separación selectiva.

2.2. BASES TEÓRICAS – CIENTÍFICAS

2.2.1. FLOTACIÓN DE MINERALES

La flotación es uno de los procesos más selectivos para la separación de especies sulfurosas, y de plomo- zinc y cobre – zinc, cobre - molibdeno.

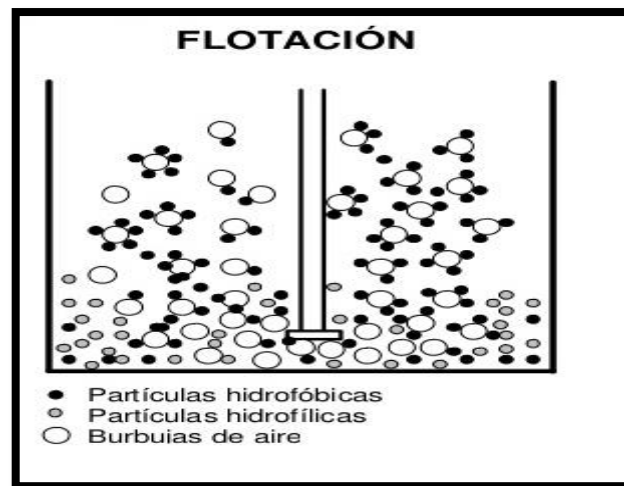
La separación de las especies a través del proceso de flotación, se produce gracias a la diferencia en las propiedades fisicoquímicas de la superficie de cada una de ellas. La flotación surgió a partir del proceso de separación en medios densos, ya que la dificultad para la obtención de fluido con algunas densidades particulares obligó a la utilización de modificadores de superficie, con el fin de mejorar la selectividad del proceso. Estos modificadores permiten convertir selectivamente en hidrofóbica la especie a separar, de tal forma que ante la presencia de un medio constituido por agua y aire (burbujas), la especie hidrofóbica rechace el agua y se adhiera a las burbujas de aire que ascienden hacia la superficie del líquido¹.

Las fases que intervienen en este proceso son: sólido (partículas finamente molidas), líquido (agua y reactivos) en la que están inmersas las partículas, y

¹ Wills, 1997

gas (aire) que se introduce dentro de la pulpa formando pequeñas burbujas. Para que ocurra la flotación, las partículas deben ser capaces de adherirse a las burbujas, sólo si logran desplazar el agua de la superficie del mineral, por lo que es necesario que la especie de interés sea, en alguna medida, repelente al agua o hidrófoba. Siempre y cuando el agregado de partículas - burbujas tenga una densidad global inferior a la del medio de separación, éstas podrán viajar hacia la superficie.

Figura N° 2.3: Proceso de flotación por espumas



Fuente: Wills, 1997

No obstante, se requiere que la burbuja tenga la resistencia suficiente para llegar a la superficie sin romperse. Una vez que las burbujas alcanzan la superficie, es necesaria la formación de una espuma que mantenga retenida a las partículas, porque de lo contrario las burbujas se reventarán y las partículas flotadas viajarán de nuevo hacia el fondo de la celda de flotación. La agitación favorece la separación y suspensión de las partículas, mientras que la inclusión de aire promueve la formación de burbujas.

La recuperación de la especie valiosa depende de la cantidad de partículas transportadas a la superficie (flotadas), por lo tanto, la estabilidad y el tamaño

de las burbujas de aire que las transporta influyen directamente en la recuperación.

En un proceso en el que se produzcan muchas burbujas pequeñas se obtendrá una mayor recuperación que, si se producen burbujas más grandes y en menor cantidad, ya que la recuperación depende del área superficial de las burbujas disponibles para que las partículas se adhieran a ellas.

La actividad de la superficie de una partícula respecto a los reactivos de flotación en el agua, depende de las fuerzas que actúan en su superficie. Las fuerzas de tensión generan un ángulo entre la superficie de la partícula y la superficie de la burbuja, de tal forma que:

$$f_{s/a} = f_{s/w} + f_{w/a} \cdot \cos \theta$$

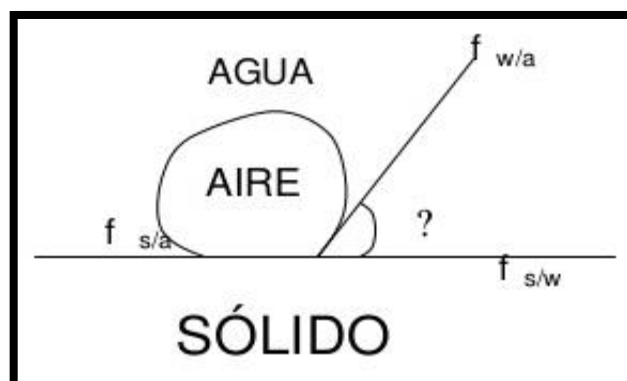
De donde:

$f_{s/a}$, es la energía superficial entre las fases sólido – aire.

$f_{s/w}$, es la energía superficial entre las fases sólido – agua.

$f_{w/a}$, es la energía superficial entre las fases agua – aire.

Figura N° 2.4: Ángulo de contacto



Fuente: Elaboración propia

Para romper la interfaz partícula - burbuja es necesario aplicar una fuerza, conocida como trabajo de adhesión ($W_{s/a}$), el cual es igual al trabajo

necesario para separar la interfaz sólido aire y producir las interfaces separadas aire – agua y sólido agua, es decir:

$$W_{s/a} = f_{w/a} + f_{s/w} - f_{s/a}$$

Por lo tanto,

$$W_{s/a} = f_{w/a} (1 - \cos\theta)$$

El tamaño de las partículas es otro de los parámetros fundamentales en el control de la recuperación: Entre más pequeñas sean las partículas, mayor cantidad de partículas. Mientras mayor sea el ángulo de contacto mayor será el trabajo de adhesión entre la partícula y la burbuja y mayor será la elasticidad del sistema ante las fuerzas de rompimiento, por lo tanto, la flotabilidad del sistema aumenta con el ángulo de contacto. Un mineral con un ángulo de contacto grande tiene un comportamiento aerofílico (mayor afinidad con el aire que con el agua), a pesar de que la mayor parte de los minerales son aerofílicos, es necesario agregar un colector para mejorar su hidrofobicidad (haciéndolos aún más aerofílicos), para que el proceso de separación sea más efectivo.

IMPORTANTE: La flotación difícilmente será reemplazada en los próximos años, su relevancia en el procesamiento de los minerales aún no ha sido medida en su verdadera magnitud. Este proceso tiene gran influencia en la metalurgia extractiva ya que sin él difícilmente hubiera podido desarrollarse sistemas posteriores, como los de tostación, conversión, fusión y refinación para obtener metales de consumo; y, en general, la minería no mostraría los niveles actuales de desarrollo, que permiten elevar el volumen

de reservas minerales abriendo la posibilidad de flotar minerales de contenido químico valioso más bajo.

2.2.2. CIRCUITOS DE FLOTACIÓN

Los parámetros principales para evaluar los procesos de concentración son los siguientes:

- El concepto de “ley” de un material se refiere al porcentaje en peso del componente valioso referido al total de la muestra.
- El concepto de “recuperación” de un cierto componente valioso (Cu, Mo, etc.) en un proceso de concentración determinado, se refiere al porcentaje de “contenido de fino” (peso de Cu, Mo, etc. en la muestra) recuperado en dicho proceso (o etapa) en cuestión.

En general, las leyes de los productos y la recuperación metalúrgica son los parámetros más utilizados. En ambos casos se trata de maximizar estos valores, pero en la práctica se debe optar por valores que maximicen el “óptimo económico” del proceso. Lo anterior se debe a que estos parámetros se relacionan de manera inversa.

Este aspecto conduce a especializar diferentes etapas del proceso, destinadas a maximizar uno de los dos factores, con el fin de alcanzar un objetivo global técnico-económico de recuperación y ley de concentrado. Es así como se definen etapas de flotación según su objetivo, de la siguiente manera:

- Flotación primaria o rougher: destinada a maximizar la recuperación o más estrictamente a producir un relave lo más desprovisto posible de las especies de interés.

- Flotación de limpieza o cleaner: destinada a maximizar las leyes de concentrado con el fin último de alcanzar la pureza requerida en el producto final de la planta. Puede tenerse más de una de estas etapas, nominadas como 1ª limpieza, 2ª limpieza, etc.
- Flotación de barrido o de agotamiento o de repaso o scavenger: destinada también a maximizar la recuperación. Suele ir a continuación de alguna de las etapas anteriores retratando sus relaves. Se habla entonces de: scavenger-cleaner o scavenger-rougher, según sea el caso. Su objetivo es extremar al máximo la recuperación de cualquier partícula residual que quede en los relaves que trata.

Dependiendo de la especie de la que se trate y del tipo de máquinas de flotación involucradas, se tendrán diversas configuraciones de circuitos posibles, los que involucrarán bancos de celdas mecánicas en serie, varios de ellos en paralelos (para dar la capacidad de tratamiento requerida), columnas de flotación e incluso etapas intermedias de remolienda de concentrado.

2.2.3. TIPO DE CELDA DE FLOTACIÓN

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

para romper el aire en burbujas, rangos de variación de la velocidad de agitación y flujo de aire. En consecuencia, un cambio en alguno de estos factores provoca diferencias en las condiciones hidrodinámicas al interior de la celda.

- a) Celdas mecánicas. Se caracterizan por tener un impeler movido en forma mecánica, el cual agita la pulpa y dispersa y distribuye el aire en la pulpa. Son generalmente utilizados para etapas de flotación primaria y de repaso, puesto que entregan una mayor recuperación de concentrado, con la consecuente disminución en ley. Estos equipos pueden ser autoaereados, donde el aire es inducido a través de la depresión creada por el impeler, o con aire a presión, donde el aire es introducido por un soplador externo.
- b) Celdas neumáticas. Este tipo de equipos no tiene impeler y utiliza aire comprimido para agitar y airear la pulpa. Las más usadas son las celdas de columna, en los cuales existe un flujo contracorriente de burbujas y pulpa. Son generalmente usados en etapas de limpieza, porque entregan mejores leyes de concentrado.

2.2.4. REACTIVOS DE FLOTACIÓN

Los reactivos usados en la flotación de minerales pueden ser clasificados principalmente en tres tipos: colectores, espumantes y modificadores.

a) Colectores

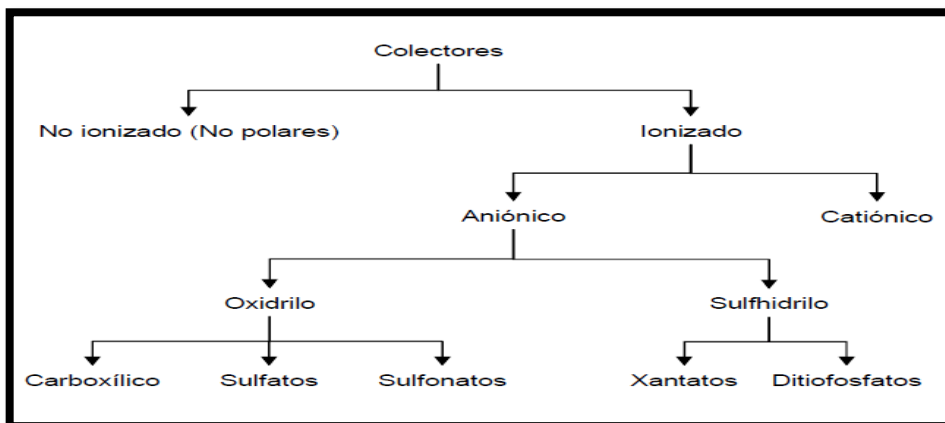
Los colectores son compuestos orgánicos usualmente heteropolares solubles en agua. En general, el grupo polar es la parte del colector que se adsorbe en la superficie del mineral mientras que la cadena de hidrocarburos, siendo no-iónica por naturaleza, provee hidrofobicidad a la

superficie del mineral después de la adsorción del colector. Los colectores se clasifican según el grupo funcional o en el tipo de mineral colectados. En la Figura N° 3.6, se presenta un esquema con los subgrupos de colectores.

Los colectores no polares o no ionizados son reactivos que no poseen grupos polares.

Son fuertemente hidrófobos y se utilizan en la flotación de minerales con características pronunciadas de hidrofobicidad, como carbón, grafito, azufre y molibdenita.

Figura N° 2.6: Clasificación de colectores



Fuente: Elaboración propia

En tanto, los colectores iónicos contienen un grupo funcional polar hidrófilo (ion colector que se orienta y adsorbe en la superficie del mineral) unido a una cadena de hidrocarburos (parte no polar hidrófoba que se orienta hacia la fase gaseosa). Al disociarse en agua, el ion puede ser un anión o catión, distinguiéndose entonces dos tipos de colectores iónicos: catiónicos y aniónicos.

Los colectores catiónicos más usados en la industria son las aminas. En solución, estos reactivos se disocian de modo que sus radicales con nitrógeno forman el catión, mientras el anión es un hidroxilo.

Los colectores aniónicos se disocian de modo que sus radicales junto con el grupo polar constituyen un anión, dejando en solución un catión. Estos se dividen en oxidrilos, tales como carboxilos (ácidos grasos), sulfatos y sulfonatos, y en sulfhídricos, como xantatos, tiofosfatos y tiocarbamatos.

b) Espumantes

Son compuestos orgánicos heteropolares, con gran afinidad con el agua. Son tensoactivos, es decir, son reactivos que se adsorben selectivamente en la interfase gas-líquido, reduciendo la tensión superficial. Permiten la formación de una espuma estable y la generación de burbujas pequeñas. Los más usados son los alcoholes, ácidos, poliglicoles y aminas.

c) Modificadores

Son reactivos que generan condiciones que mejoran la colección o selectividad del proceso. Se pueden dividir en tres tipos: activadores, depresantes y modificadores de pH. Los activadores son reactivos que permiten aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales o fortalecer el enlace entre la superficie y el colector. Ejemplos de ellos son el sulfato de cobre y el sulfuro o sulfhidrato de sodio. Los depresantes son reactivos que sirven para disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrófila o impidiendo la adsorción de colectores. Entre estos están el cianuro de sodio o calcio, cromatos y bicromatos y sulfuro de sodio. Dentro de los modificadores de pH

utilizados en flotación industrial se encuentran la cal viva (CaO) o cal apagada [Ca(OH)₂], la soda ash (Na₂CO₃), la soda caustica (NaOH) y el ácido sulfúrico (H₂SO₄).

2.2.5. CINÉTICA DE FLOTACIÓN

La ecuación cinética de flotación batch, desarrollada originalmente por García – Zúñiga (1935) se presenta a continuación.

Tabla N° 3.1.: Algoritmo matemático

Algoritmo matemático	Nombre del modelo
$R_t = R_\infty (1 - e^{-kt})$ $\ln\left(\frac{R_\infty - R_t}{R_\infty}\right) = -kt$	García – Zúñiga

Fuente: Elaboración propia

Donde:

R: recuperación acumulada para el tiempo t de flotación [%].

k: constante cinética [1/min].

R_∞: Recuperación a tiempo infinito [%]. Corresponde a la máxima recuperación obtenible de la especie o elemento de interés, para las condiciones dadas.

t: tiempo de flotación [min].

Los parámetros R y k son característicos de cada componente flotable (por ejemplo, Cu, Mo, Fe), dependiendo también de cada etapa de flotación (rougher, cleaner, recleaner, scavenger, etc.) y de las características propias del mineral (granulometría, grado de liberación), condiciones de operación

(pH, tipo y dosis de reactivos de flotación, velocidad de agitación, flujo de aire, diseño de la celda, etc.) debiendo por tanto determinarse para cada situación en particular, y para cada componente de la mena. Otra fórmula de mayor utilización por su mejor ajuste es la propuesta por Klimpel².

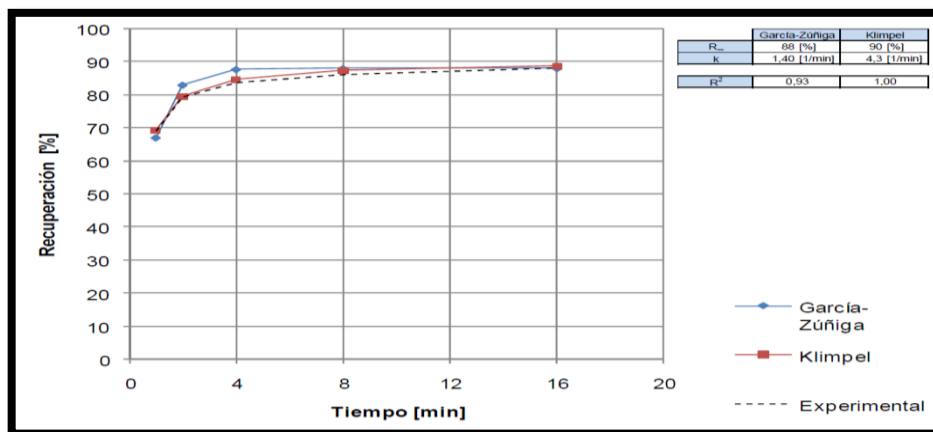
Tabla N° 2.2: Formula de Klimpel

$R_t = R_\infty \cdot \left[1 - \frac{1}{k} \cdot (1 - e^{-k \cdot t}) \right]$	Klimpel
--	----------------

Fuente: elaboración propia

Notar que la constante cinética de la ecuación desarrollada por García y Zúñiga (color azul) es distinta a la encontrada por Klimpel, pero ambas son de primer orden. En la Figura se grafican ambas ecuaciones.

Figura N° 2.7. Gráfica de las ecuaciones de Klimpel



Fuente: Elaboración propia

2.2.6. CONTROLES DE LOS PARÁMETROS DE FLOTACIÓN

Para operar eficientemente un proceso de flotación se requiere considerar los siguientes aspectos básicos:

² Sepúlveda y Gutiérrez, 1986

- a. Los reactivos (colectores, espumantes, modificadores) deben ser de calidad y pureza reconocida controlados en cantidad con un adecuado sistema dosificador. Asimismo, las concentraciones de preparación deben ser verificadas con densímetros de vidrio.
- b. En lo posible, no se deberá agregar depresores y colectores en un mismo punto; menos, si son depresores incompatibles como el Cianuro de sodio y Bisulfito de sodio.
- c. Los relaves de la etapa de limpieza requieren generalmente, remolienda; y, para estabilizar circuitos este remolido deberá ser recirculado a la cabeza CERRANDO CIRCUITO. No hay peor evento que el recircular productos intermedios sin generar otro tipo de superficies, como ocurre en remolienda; y, será mejor acondicionar previamente.
- d. Si existe circuito ABIERTO se deberá cuidar ese remolido ya que generalmente es de alta ley que puede desestabilizar el relave final; salvo, se instale un nuevo circuito de agotamiento previo. En términos simples, no se debe abrir un circuito si no hay disponibilidad de un banco de flotación que agote este nuevo flujo remolido antes de hacer un descarte a relaves finales.
- e. De ser posible, se deberá elegir un solo colector principal. Hay que considerar que el 80% de la flotación mundial usa xantato isopropílico de sodio o Z-11, típico para su operación: A-31; Z-11; A-125; A-238; Z-11. Se recomienda no usar productos que tengan como base el ácido cresílico por ser un producto dañino para la salud y, porque, además, tiene comportamiento inestable en flotación. Se conoce que el ácido cresílico

no siempre tiene el mismo contenido de cresoles, fenoles y xilenoles. Es amorfo y su composición es indefinida.

- f. Investigar y probar a nivel industrial mezclas de reactivos auxiliares. Ejemplos: 208/A31, MIBC/A208; A1404/Z11, MIBC/tionocarbamato. A238 con Aerophine 3418.
- g. Considerar que el mineral abastecido es fundamental. Si hay óxidos, los relaves serán altos. Si en flotación polimetálica hay sales solubles de cobre, los desplazamientos de cobre o molibdeno al concentrado de cobre o viceversa serán mayores a lo normal. Será importante conocer la mineralización de valiosos y ganga que se procesarán por flotación, en el día a día, mes a mes y la proyección por lo menos del año.
- h. El reactivo apropiado para neutralizar las sales solubles de cobre es la Cal; pero, el más enérgico y, posiblemente el más efectivo es la soda cáustica. Pero, sí, como es común, no se puede controlar la acción de las sales solubles de cobre, será necesario preparar una mezcla adecuada o blending de tipos de minerales a fin de atenuar el problema.
- i. Definir adecuadamente granulometría de molienda a la cual ya estén liberados los valores de las gangas. Este último, por Microscopía de Opacos en la descarga de molienda primaria. Estas cargas circulantes y corte de clasificación deberán proveer a la flotación partículas minerales valiosas suficientemente liberadas.
- j. Definir también necesidades de remolienda; y si es de espuma scavenger, remoler relaves de limpieza o una mezcla de ambos, las cuales se denominan mixtos de flotación. También puede ser importante remoler

espumas de la primera etapa de flotación. En general, el remolido de espumas de flotación rougher se aplica en la gran minería del cobre.

- k. Definir el pH en las etapas de flotación. En lo posible regular con lechada de cal en circuito cerrado y control automático. Por razones de seguridad y cuidado de la salud la cal sólida deberá ser hidratada y no debe manipularse cal viva. Cuando la cal no es de calidad reconocida presenta residuos de carbón que consumirán Xantato desestabilizando frecuentemente los consumos de este colector. El pH de la cal tiene un límite máximo. Considerar que la adición de soda caustica en una relación en peso de 20:1 cuando se prepara lechada de cal permite obtener un producto que maneja mejor el control y el resultado de los concentrados a un menor consumo relativo de cal.
- l. Recuperar el agua de concentrados y relaves buscando el punto más adecuado para recircularlas por su contenido de iones y su pH. La relación de uso de agua en los procesos de flotación es muy alta (4 TM de agua por 1TM de mineral). No siempre hay disponibilidad de agua fresca por lo que la reutilización de aguas industriales se torna en una necesidad cada vez más importante en minería. La separación del agua y el mineral depende de un floculante adecuado que sedimente sólidos hasta que las aguas recuperadas tengan no más de 20 ppm de sólidos. Este concepto constituye una forma práctica de evitar excesos en el uso de reactivos de flotación y recuperar la mayor cantidad de agua para volverla a usar en el proceso.
- m. Si el circuito de flotación de desbaste (rougher) recibe más carga de lo establecido según determinado tiempo de flotación, las etapas de limpieza también deben crecer en volumen para incrementar el tiempo de retención

efectiva por celda y evitar que las cargas circulantes se hagan incontrolables.

- n. Para disminuir el contenido de insoluble en concentrados es necesario instalar celdas columna como limpiadoras. Los chisguetes de agua bien suministrados sobre una etapa de limpieza de celdas comunes también pueden resultar efectivos como parte inicial de una prueba industrial o aplicar reactivos orgánicos (CMC, Dextrina) solas o en mezcla con silicato de sodio. Las celdas columna se usan en limpieza de flotación de minerales de cobre para disminuir el contenido de insolubles. Para limpiar sulfuros de hierro (pirita-pirrotita) en concentrados polimetálicos normalmente se prefiere utilizar celdas tradicionales con rotor-impulsor y aire externo.

2.2.7. IMPACTO DE LA CALIDAD DEL AGUA EN LA MOLIENDA PARA FLOTACIÓN

Los circuitos de molienda-clasificación son muy importantes para lograr una liberación efectiva de valores sulfuros metálicos, una correcta operación de este circuito pasa por mantener en equilibrio el porcentaje de sólidos en pulpa de mineral. Por eso en molienda-clasificación es importante considerar lo siguiente:

El chancado de mineral que es la etapa anterior a la molienda es prácticamente en seco o con baja humedad; la siguiente etapa de reducción de tamaño es molienda y clasificación, el 70% del consumo de agua se usa en esta etapa para obtener una pulpa que contenga sólidos minerales molidos y liberados que finalmente serán el alimento a flotación.

En un circuito de molienda-clasificación el control más importante es el tonelaje de mineral fresco alimentado a molienda, si este tonelaje es controlado, estará enlazado a una válvula de agua que alimentará agua a la entrada del molino para mantener una densidad de pulpa estable, esto se llamará la relación agua/mineral en molino y debe ser lo más constante posible

La clasificación se realiza en nido de hidrociclones, es importante que la densidad de pulpa que ingresa a la clasificación sea constante, dosificaciones de agua en el cajón que alimenta pulpa a la bomba de alimentación a los hidrociclones mantienen estable la densidad normalmente detectada por un aparato nuclear de medición de densidad de pulpa. Si los circuitos de molienda son automatizados y la relación agua mineral correcta, la pérdida de diámetro interior por “encalichamiento” pondrá fuera de servicio el control de la relación agua/mineral generando así pérdidas efectivas en la recuperación metalúrgica por falta de liberación.

2.2.8. COLECTOR XANTATO Y ALCALINIDAD EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN

El xantato es un colector tradicional de flotación, son varios tipos de xantatos los que se usan en minería, pero es importante saber lo siguiente:

Son varios tipos de xantato disponible en el mercado de colectores de flotación, dependen de la cadena del alcohol utilizado, pero el 80% de plantas que procesan minerales sulfuros por flotación lo hacen con Xantato isopropílico de sodio o XIS o Z11.

El único xantato que no requiere que la pulpa tenga pH alcalino y puede operar efectivamente en cualquier rango de pH es el XAP o Z6 Xantato amílico de potasio.

Para que un xantato Z11 actúe eficientemente en una pulpa debe haber involucrada alcalinidad, esta alcalinidad favorece a la selectividad frente a otros sulfuros de hierro presentes, la aplicación de xantato amílico en flotación generalmente es muy agresiva y poco selectiva.

Un esquema de flotación con aplicación de xantato requiere generalmente uso de etapas adicionales de limpieza para deprimir sulfuros de hierro y alcanzar grados comerciales de concentrados de zinc.

Esta cal aplicada en las limpiezas debe ser muy controlada, necesariamente con un loop de lechada de cal y dosificación con válvulas pinch eléctricas como respuesta a un sensor de pH instalado en la misma celda de flotación, se trata de mantener un pH adecuado para la depresión de pirita y que las dosificaciones de cal sean exactas para llegar a un pH preestablecido. Si este sistema no funciona de manera controlada el exceso de cal perjudicará las operaciones y también se presentará en elevado pH en las aguas efluentes de las canchas de relave. Si el colector de flotación xantato requiere cal, generalmente se usa cal viva en promedio 1 a 2 kilos por cada tonelada de mineral tratado industrialmente por flotación, entonces para una planta de flotación el manejo de cal viva siempre será un peligro por lo que se debe priorizar que el transporte de cal sea en tanques cerrados o bombonas, este producto será descargado por bombeo hacia silos y de allí se apaga la cal con adiciones de agua en un sistema controlado por la temperatura de reacción; luego la lechada preparada se deposita en tanques de almacenamiento desde

donde por bombeo se genera un loop cerrado que tenga puntos de dosificación de lechada de cal en el circuito de flotación según consideraciones previamente establecidas.

2.2.9. BOTADERO DE DESMONTE

Botadero Norte. Está ubicado a una distancia promedio de 2 km al noroeste del tajo Magistral, en la Microcuenca Magistral, ocupando un área aproximada de 1,04 km², tendrá una altura máxima estimada de 244 m., y se construirá para una capacidad máxima de almacenamiento aproximada de 123,5 Mm³. El botadero Norte tendrá un talud de 2,7 H;1,0V; una altura entre bancos de 30 m; un ancho de banquetas de 6 m. los factores de seguridad pseudoestático y estático serán de 1,0 y 1,5 respectivamente.

En el botadero Norte se almacenará desmonte que presente potencial generador de drenaje ácido, no obstante, también se almacenará materiales químicamente más estables, como los materiales del tipo caliza que se utilizarán para la construcción de la presa del depósito de relaves Colparacra. Asimismo, durante la etapa de construcción del proyecto, en parte del área destinada a este botadero se instalará un stock pile de mineral temporal, que almacenará el mineral extraído del tajo Magistral en el periodo de preminado, y que será enviado a la planta de procesos en el primer año de la etapa de operación. En general el botadero Norte estará conformado por un dique para el manejo de aguas superficiales, un sistema de subdrenaje, un sistema de drenaje y por la poza colectora de filtraciones N° 2. Botadero Valle. el botadero Valle se ubicará a una distancia promedio de 2,4 km al suroeste del tajo Magistral, en la parte central de la Microcuenca Magistral.

Ocupará un área aproximada de 1,03 km²; tendrá una altura máxima estimada de 460 m (elevación de 4135 m.s.n.m.), y almacenará aproximadamente 63,1 Mm³ de desmonte. El desmonte que se almacenará en este botadero será material principalmente que no presente potencial generador de drenaje ácido. Apilándose en bancos de 30 m. Es importante indicar que ante el escenario del recremento del botadero Valle se ha considerado la configuración de este botadero para su máxima capacidad en la cual ocupará un área de 1,36 km², tendrá una altura final de 4443 m.s.n.m., y un volumen de 103,3 Mm³. Los factores de seguridad pseudoestático y estático será de 1,0 y 1,5 respectivamente. En general, el arreglo del botadero Valle estará conformado por un dique (ubicado aguas abajo del botadero), un sistema de subdrenaje, un sistema de drenaje. La poza Colectora de filtraciones N° 3 y dos canales de derivación.

2.2.10. PLANTA DE PROCESOS

La Planta de Procesos se ubicará aproximadamente a 1,5 km al suroeste del tajo Magistral a una elevación promedio de 4455 m.s.n.m., esta instalación ha sido diseñada para una capacidad de procesamiento de minerales máxima a 30 000 TPD y tiene el objetivo de producir concentrados de cobre y molibdeno. La construcción de la planta de procesos será modular, adecuándose a la producción de mineral planeada.

El mineral proveniente del tajo Magistral será chancado y transferido a la planta de procesos que estará diseñada para procesar mineral de cobre-molibdeno en diferentes etapas a lo largo de la vida útil de la mina. 10 000 TPD, 20 000 TPD, 30 000 TPD. La producción de concentrado de cobre será

de 197 PTD, 393 TPD y 590 TPD y de concentrado de molibdeno 22 TPD, 43 TPD y 65 TPD, en las respectivas etapas de operación.

El procesamiento de mineral está constituido por las operaciones unitarias necesarias para la recepción y chancado, almacenaje y conminución de mineral chancado, espesamiento y disposición de relaves y concentración de cobre y molibdeno. El agua utilizada de la extracción del concentrado será el agua recuperada y recirculada al proceso a partir del sobre flujo de los espesadores de concentrados, espesadores de relaves y del depósito de relaves Colparacra. El agua para la preparación de reactivos, sistemas de supresión de polvo y sistemas de enfriamiento de equipos, será agua tratada procedente de la poza de regulación.

2.2.11. DEPÓSITO DE RELAVES COLPARACRA

Los relaves serán almacenados en el depósito de relaves Colparacra. Los relaves serán almacenados con una tecnología de desaguado, la cual se denomina espesamiento de relaves, para lo cual se tendrá dos espesadores a la salida de la planta de procesos que tienen la función de recuperar del 50% al 80% del agua del relave, agua que será recirculada a la planta de procesos para el procesamiento de mineral. Los relaves serán transportados al depósito mediante una línea de transporte de relaves desde la planta de procesos.

La presa del depósito de relaves Colparacra tendrá un crecimiento secuencial, para lo cual se ha elaborado el plan de disposición de relaves que establece las alturas de la presa requerida considerando la necesidad de almacenamiento de relaves. El espejo de agua del depósito de relaves Colparacra y el borde libre requerido para la presa.

Las características de la disposición de relaves para el periodo de operación serán las siguientes:

- La cota de la presa de relaves requerida para la disposición de 72,6 Mm³ de relaves (obtenido del procesamiento de 121,5 Mt de mineral) es 4 372 m.s.n.m., considerando un borde libre de 5 m al contacto con los relaves. Esta capacidad de disposición se alcanzará al año 14,6 de operación.
- La cota del nivel del espejo de agua variará entre 4224 a 4361 m.s.n.m.
- La descarga de relaves debe hacerse por cinco sectores; un sector operando a la vez y aproximadamente cuatro spigots operando a la vez por sector.
- El tiempo máximo de descarga por cada sector debe ser dos semanas para inhibir el potencial de generación de acidez durante la etapa de operación, asociada a la desecación de la playa de relaves.
- Durante los once primeros años de operación se controlará el nivel del espejo de agua del depósito de relaves Colparacra, de manera que esté alejado por lo menos 200 m de la presa.
- A partir del año 12 el espejo de agua se ubicará en el lado derecho del depósito de relaves, con el objetivo de configurar la geometría del depósito de relaves para la etapa de cierre.

En relación a los resultados de ensayos de calidad de agua de relaves, mineralógicos y geoquímicos ABA, NAG (oxidación completa de sulfuros). SPLP (Lixiviación a corto plazo) se evaluó el potencial de generación de acides y lixiviación de metales de los relaves del proyecto, donde se determinó que los relaves a ser generados en el proyecto se consideran potencialmente generadores de ácido. El análisis de estabilidad física de la

presa del depósito de relaves Colparacra consideró diferentes zonas del propio depósito. Los resultados de los análisis de estabilidad bajo condiciones estáticas y pseudoestáticas indican que, para las secciones de análisis, los factores de seguridad obtenidos son mayores a los mínimos recomendados de acuerdo al ICOLD (1989) y MINEM (1998).

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Mineral. Es aquella sustancia sólida, natural, homogénea, de origen inorgánico, de composición química definida.

Proceso Metalúrgico. Obtención del metal a partir del mineral que lo contiene en estado natural, separándolo de la ganga.

Flotación. Es un proceso fisicoquímico que consta de tres fases sólido-líquido-gaseoso que tiene por objetivo la separación de especies minerales mediante la adhesión selectiva de partículas minerales a burbujas de aire.

Flotación bulk. Es un proceso fisicoquímico de obtener dos o más productos en una flotación rougher.

Recuperación. (del latín recuperatio) es la acción y efecto de recuperar o recuperarse (volver en sí o a un estado de normalidad, volver a tomar lo que antes se tenía, compensar).

Operación Planta Concentradora. Las operaciones de las Plantas Concentradora de minerales requieren en la mayoría de los casos de una preparación previa de los minerales que conllevan a la liberación de las partículas valiosas de su ganga acompañante.

Mena. Minerales de valor económico, los cuales constituyen entre un 5 y 10 % del volumen total de la roca. Corresponden a minerales sulfurados y oxidados, que contienen el elemento de interés, por ejemplo, cobre, molibdeno, zinc, etc.

Transporte de fluidos: bombas y compresores. dentro de los diferentes procesos químicos e industriales existe la necesidad de transportar fluidos (líquidos y gases) de un lugar a otro utilizando para ello ductos o canales. Este movimiento se logra por medio de una transferencia de energía.

El Molibdeno. es un elemento metálico que no se encuentra en estado puro en la naturaleza, por lo que se extrae de otros materiales, como, por ejemplo, los minerales sulfurados. Se usa, principalmente, en la fabricación de acero gracias a su gran resistencia a la temperatura y corrosión.

Reactivos colectores. Tienen la función de hacer que las partículas de cobre y molibdeno hagan todo lo posible por rechazar el agua. Su objetivo es generar una conducta "hidrófoba" (fobia al agua) en el mineral para que este se separe del agua e ingrese a las burbujas de aire.

Reactivos depresores. Su función es generar el efecto inverso que los reactivos colectores, pero en otro tipo de minerales presentes en las "piscinas". Es decir, que el material que no interesa recolectar, prefiera el agua antes que el aire. Por ejemplo, la pirita es un sulfuro que no tiene cobre, ¡se va al agua!

Reactivos espumantes. Su gran tarea es generar burbujas resistentes. Claro, el cobre y el molibdeno necesitan un lugar firme en el cual resguardarse del agua.

Otros aditivos. El resto de componentes añadidos cumplen la sencilla tarea de estabilizar la acidez del material en un valor de pH determinado, para que el

proceso de flotación pueda llevarse a cabo sin problemas. Un ejemplo de estos aditivos es la cal.

2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

2.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

Si realizamos la evaluación del comportamiento metalúrgico a minerales de Cu y Mo entonces podemos realizar la determinación del proceso de flotación en el Proyecto Minero Magistral.

2.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS

- a. Si determinamos la granulometría del cobre y molibdeno entonces podemos realizar la determinación del proceso de flotación en el proyecto Magistral.
- b. Si determinamos el pH óptimo entonces podemos realizar la determinación del proceso de flotación en el proyecto Magistral.
- c. Si hacemos la clasificación de los reactivos se va a emplear entonces podemos hacer la determinación del proceso de flotación en el proyecto Magistral.

2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

2.5.1. VARIABLE DEPENDIENTE

Determinación del proceso de flotación en el Proyecto Minero Magistral.

2.5.2. VARIABLE INDEPENDIENTE

Evaluación del comportamiento metalúrgico a minerales de Cu y Mo.

2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES

Variable	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensión	Indicador
Independiente Evaluación del comportamiento metalúrgico a minerales de Cu y Mo.	Se va evaluar metalúrgicamente a los minerales de Cu y Mo.	Se hará balance metalúrgico para determinar la evaluación.	Análisis granulométrico pH Reactivos	Porcentaje en incremento
Dependiente Determinación del proceso de flotación en el Proyecto Minero Magistral.	Se determinará el proceso de flotación en el proyecto Magistral.	Se hará pruebas metalúrgicas para conocer la flotación en el proyecto Magistral	Incremento	Porcentaje de evaluación

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

Teniendo en cuenta los objetivos de la investigación y la naturaleza del problema planteado, para el desarrollo del presente estudio se empleó el tipo de Investigación “**cuasi experimental**”, porque permite responder a los problemas planteados, de acuerdo a la caracterización sobre el circuito de flotación con el efecto de incrementar la recuperación de cobre - molibdeno.

3.2. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

El cuarto capítulo se muestran todos los métodos de investigación experimental que son la parte más importante del estudio de esta tesis, su planteamiento se basa en el análisis teórico del problema reales, que fundamenta teóricamente la investigación lo que permite plantear estrategias de experimentación a nivel laboratorio, donde se define los materiales y equipos necesarios, para plantear el número de pruebas previas como las definitivas, posteriormente se presentaran y discutirán los resultados.

La metodología de investigación se inicia luego de haber realizado la formulación del estudio de investigación que comienza primordialmente con el planteamiento del problema, el cual es analizado más adelante desde un punto de vista teórico, se procede con el **método aplicada** con la finalidad de demostrar la hipótesis lo que permite plantear las estrategias de experimentación a nivel laboratorio, donde se define los materiales y equipos necesarios.

3.2.1. MATERIALES E INSUMOS

Las muestras a tratar son de la extracción de la mina por parte de los geólogos que han de entregar en el laboratorio de químico-metalúrgico para realizar la investigación experimental.

LOS INSUMOS A EMPLEAR:

- ❖ Cal.
- ❖ Colector Selectivo F-1661.
- ❖ Colector selectivo F-4277.
- ❖ Colector Xantato Z11/Z6.
- ❖ Espumante Flotanol H-53.
- ❖ Activador Sulfato de Cobre (CuSO_4).
- ❖ Agua industrial.
- ❖ Agua filtrada de la pulpa.

LOS MATERIALES A UTILIZAR.

- ❖ Muestreador de pulpas.
- ❖ Vasos de precipitación.
- ❖ Pizeta.
- ❖ Jeringas.
- ❖ Probeta graduada.
- ❖ Luna de reloj.
- ❖ 10 baldes de plásticos o recipientes de 2 litros.
- ❖ 2 bandejas metálicas de 50 cm x 20 cm.
- ❖ 10 bandejas metálicas de 25 cm x 15 cm.
- ❖ Malla #10.

EQUIPOS

Para las pruebas batch de flotación experimental se utilizó los siguientes materiales:

- Filtros de prensa.
- Celdas de flotación del laboratorio experimental VYMSA.
- Agitador electrónico imantado.
- Cronometro.
- Medidor de pH electrónico (potenciómetro digital).
- Balanza calibrada.
- Pulverizadora.
- Análisis químico (Laboratorio químico).

MÉTODOS

- ❖ Pruebas de flotación selectiva batch.
- ❖ Pruebas de flotación estándar a nivel de laboratorio.

PROCEDIMIENTO

Las pruebas batch de flotación experimental para el circuito de flotación de cobre-molibdeno, se procesó del siguiente modo:

- La cantidad de muestra en pulpa necesaria para la flotación batch fue obtenida en el punto de la cabeza de flotación de cobre, donde todavía no hay adición de algún reactivo, excepto por la presencia de reactivos remanentes de la etapa anterior. La muestra se homogenizó y se cuarteó hasta obtener muestras con el mismo peso húmedo de 1000 gramos, donde cada una de ellas serán flotadas en el laboratorio con el agua de filtrado que será adicionado en 1,44 litros por prueba y completado con el agua fresca de proceso hasta el nivel de pulpa deseado.
- El orden y las condiciones de flotación batch en cada una de las pruebas.
- Una vez realizadas las pruebas de flotación batch se secaron las muestras de los productos y se prepararon cada una de ellas para los ensayos en el laboratorio químico.
- Recibidos los ensayos de las pruebas se procedió a realizar los balances metalúrgicos y a calcular los factores metalúrgicos (F.M) de cada elemento (Cu, Mo), los cuales servirán a su vez para calcular el factor metalúrgico favorable ($F.M. \text{ fav} = F.M. \text{ Cu} + F.M. \text{ Mo}$), que nos servirán como base para el análisis estadístico de selección de variable.

De lo anterior es importante anotar que el factor metalúrgico, es aquel número adimensional que mide la eficiencia metalúrgica con el grado y la recuperación respecto a la ley de cabeza del elemento a analizar (Factor Metalúrgico = Grado x Recuperación /Cabeza), siendo importante su aplicación en el análisis de los balances metalúrgicos, especialmente cuando se tiene muestras con leyes de cabeza similares.

3.3. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

El Diseño empleado en la presenta Investigación es el de carácter **experimental**; metodología que permite establecer la relación existente entre la aplicación de la variable independiente en el proceso y el resultado obtenido, considerado como variable dependiente, teniendo en cuenta para ello el problema principal planteado, y que será desarrollado dentro del contexto de la investigación como **experimental – condicionada**.

3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.4.1. POBLACIÓN

Reservas Probadas y Probables

- 114 millones de toneladas
- 0,49% cobre
- 0,05% molibdeno
- 0,82% cobre equivalente

– Cálculo de cobre equivalente de 6,5 a 1 refleja los precios de metales en el caso base (Cu-US\$1,50/lb, Mo-US\$12,00/lb) con un ajuste para las recuperaciones metalúrgicas y costos relativos y de procesamiento y fundición.

Recursos Medidos e Indicados

- 196 millones de toneladas
- 0,51% cobre
- 0,052% molibdeno
- 0,85% cobre equivalente

– Cálculo de cobre equivalente de 6,5 a 1 refleja los precios de metales en el caso base (Cu-US\$1,50/lb, Mo-US\$12,00/lb) con un ajuste para las recuperaciones metalúrgicas y costos relativos de procesamiento y fundición.

3.4.2. MUESTRA

La muestra es ajustada al tratamiento que se ha de realizar a nivel laboratorio con cada una de las muestras recolectadas haciendo un compósito de todas ellas por grupos de trabajo, llegando a tener varios grupos.

Tabla N° 3.1. Resumen de muestras recibidas

Compósito	Código	Peso kg	Compósito	Código	Peso kg	Compósito	Código	Peso kg
01	20401	2,55	07	20437	3,86	13	20473	2,95
	20402	3,68		20438	4,24		20474	3,15
	20403	4,03		20439	4,11		20475	3,52
	20404	3,83		20440	4,57		20476	3,53
	20405	2,32		20441	5,18		20477	3,03
	20406	2,79		20442	4,17		20478	2,81
02	20407	2,99	08	20443	4,48	14	20479	2,92
	20408	2,28		20444	3,44		20480	2,18
	20409	3,46		20445	3,85		20481	3,34
	20410	5,24		20446	4,56		20482	3,21

	20411	3,28		20447	3,53		20483	3,44
	20412	3,31		20448	3,78		20484	2,91
03	20413	3,23	09	20449	3,87	15	20485	4,73
	20414	3,95		20450	4,22		20486	4,21
	20415	3,71		20451	3,82		20487	3,58
	20416	4,32		20452	3,65		20488	3,28
	20417	3,63		20453	4,68		20489	4,53
	20418	3,49		20454	2,80		20490	4,07
04	20419	3,49	10	20455	3,36	16	20491	4,42
	20420	4,04		20456	2,96		20492	4,02
	20421	1,99		20457	3,28		20493	3,82
	20422	3,62		20458	2,65		20494	2,99
	20423	3,94		20459	2,59		20495	3,33
	20424	4,04		20460	2,80		20496	4,07
05	20425	3,07	11	20461	2,59	17	20497	2,99
	20426	3,34		20462	3,09		20498	3,46
	20427	3,29		20463	2,88		20499	3,78
	20428	3,05		20464	2,88		20500	3,51
	20429	2,74		20465	3,17		20501	3,31
	20430	3,56		20466	2,04		204502	4,06
06	20431	3,00	12	20467	2,95	18	20503	4,37
	20432	2,65		20468	2,55		20504	3,98
	20433	3,16		20469	2,77		20505	3,60
	20434	2,76		20470	4,13		20506	4,29
	20435	3,00		20471	3,70		20507	3,92
	20436	2,52		20472	3,80		20508	3,48

Fuente: Elaboración propia

De ahí se ha de separar cada kilo de mineral para la molienda y flotación del mineral llamado mena. Realizando la primera, segunda tercera limpieza del concentrado según las exigencias del mineral.

La muestra entregada por el departamento de geología se ha agrupado en 18 llamado compósito para poder llevar a cabo la evaluación metalúrgica desde el chancado y la obtención del concentrado en una, dos o tres limpiezas.

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.5.1. ANALISIS QUÍMICO DE LAS MUESTRAS

Para el desarrollo de las “Pruebas Metalúrgicas de Flotación a nivel laboratorio para un mineral de Cobre - Molibdeno” procedente de las exploraciones geológicas se ha programado o se ha agrupado en 03 muestras de mineral denominadas compósito Master 01, Master 02 y Master 03 procedentes del proyecto “**RUTA DE COBRE**”. Los resultados del análisis químico de las 3 muestras compósito Master denominada leyes ensayadas de cabeza, se presentan en la tabla N° 3.1.

Tabla N° 3.1: Leyes ensayadas de cabeza

Compósito	Leyes ensayadas							
	Cu (%)	Cu SolH ⁺ (%)	CuCN ⁻ (%)	CuRes (%)	Fe (%)	Mo (ppm)	Ag (g/t)	Au (g/t)
Master 01	0,26	0,01	0,02	0,23	3,87	155	1,00	0,01
Master 02	0,38	0,03	0,04	0,32	3,70	223	1,10	0,01
Master 03	1,99	0,34	0,34	1,32	6,09	1010	18,90	0,09

Fuente: Informe del laboratorio Químico-Metalúrgico

Las muestras Master 01, Master 02 y Master 03, ensayan 0,26 %, 0,38 %, 1,99 % de Cu y 155 ppm, 223 ppm, 1010 ppm de Mo, respectivamente. Los contenidos de Au y Ag de los compósitos Master tienen valores relativamente bajos. El contenido de Fe en cada compósito Máster es de 3,87 %, 3,70 % y 6,09 % respectivamente. Según el análisis de cobre secuencial las muestras de cabeza

denominados Master 01, Master 02 y Master 03, contiene alrededor de 3,85%, 7,89% y 17,09% de cobre como óxidos, el contenido de mineral de cobre como sulfuros secundarios alrededor de 7,69%, 10,53% y 17,09% y con el mayor contenido de sulfuros primarios en el orden de 88,46%, 84,21% y 66,33% respectivamente. El resumen de los resultados de las pruebas de flotación batch abiertas, realizadas con los compósitos Master 01 y Master 02 se presentan en la Tabla N° 3.2, en términos de porcentaje en peso, grado y recuperación obtenidos en las etapas Cleaner I y Rougher:

Tabla N° 3.2: Resumen Pruebas Batch Abiertas

Compósito	Pruebas	Etapas	Peso (g)	Leyes			Recuperación		
				Cu (%)	Fe (%)	Mo (ppm)	Cu (%)	Fe (%)	Mo (ppm)
Master 01	P33	Cleaner I	1,13	21,50	24,68	10841	86,99	7,35	74,90
		Rougher	2,47	10,53	17,78	5740	92,93	11,54	86,46
Master 02	P26	Cleaner I	0,99	26,95	25,70	15043	72,25	6,69	72,93
		Rougher	2,50	13,40	18,05	7226	90,69	11,86	88,47

Fuente: Elaboración propia

3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

3.6.1. PREPARACIÓN MECÁNICA DE MUESTRAS

La preparación mecánica de las muestras consistió en las siguientes actividades:

- Chancado controlado a una granulometría de 100% m -10 Tyler, homogeneizado y cuarteo de las muestras denominadas compósitos individuales para caracterización química, pruebas metalúrgicas y formación de compósitos Tramo.
- Formación de los compósitos Tramo (08 tramos para el bloque 01).
- Homogeneizado y cuarteo de cada compósito Tramo para caracterización química, pruebas metalúrgicas y formación de compósito Master.

- Formación del compósito Master 01 con las muestras representativas de cada compósito Tramo.
- Homogeneizado y cuarteo del compósito Master en fracciones representativas de 1 kg en base seca, las cuales servirán para la realización de las pruebas metalúrgicas y caracterización química. (ver esquema general de trabajo).

En la siguientes Tablas se muestran los pesos de cada compósito Tramo y del compósito Master:

Tabla N° 4.1: Formación de compósitos Tramo – Bloque 01

Compósitos	Pesos (kg)
Tramo 01	65,35
Tramo 02	127,48
Tramo 03	67,13
Tramo 04	28,21
Tramo 05	752,05
Tramo 06	345,71
Tramo 07	148,07
Tramo 08	13,92

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.2: Formación de compósito Master 01

Compósitos	Pesos (kg)
Master 01	1468,00

Fuente: Elaboración propia

3.6.2. CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA DE CABEZA

Determinación de la Gravedad Específica:

La Determinación de la gravedad específica se realizó a partir de una muestra representativa de cabeza del compuesto Master 01 por el método del Picnómetro, el resultado obtenido se presenta en la siguiente tabla:

Tabla N° 4.3: Resultado de la Gravedad Específica

Compósitos	Gravedad Específica
Master 01	2,72

Fuente: Elaboración propia

3.6.3. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA

Análisis Químico de Cabeza, corresponde al análisis químico de los compósitos individuales, (65 compósitos), de los compósitos Tramo (08) y del compuesto Master (1), cuyos resultados se presentan en las siguientes tablas:

Tabla N° 4.4: Análisis Químico de Compósitos Individuales

Compósitos	Leyes Ensayadas							
	Cu (%)	Fe (%)	Mo (ppm)	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu SolH+ (%)	CuCN- (%)	Cu Res (%)
Compósito 01	0,21	3,62	111,00	0,02	1,60	0,05	0,07	0,09
Compósito 02	0,30	3,61	116,00	0,01	1,40	0,06	0,10	0,21
Compósito 03	0,24	3,63	108,00	0,02	1,10	0,04	0,08	0,12
Compósito 04	0,24	3,74	77,00	0,01	0,90	0,05	0,09	0,08
Compósito 05	0,23	3,75	115,00	0,01	1,30	0,04	0,06	0,12
Compósito 06	0,25	3,38	75,00	0,02	0,90	0,04	0,07	0,13
Compósito 07	0,21	3,39	123,00	0,01	0,90	0,02	0,05	0,13
Compósito 08	0,26	3,82	89,00	0,01	1,20	0,03	0,04	0,18
Compósito 09	0,27	3,39	104,00	0,01	0,80	0,04	0,10	0,11
Compósito 10	0,26	3,15	103,00	0,02	1,60	0,06	0,12	0,08
Compósito 11	0,27	2,85	57,00	0,01	0,70	0,03	0,09	0,15
Compósito 12	0,20	3,70	131,00	0,01	0,50	0,02	0,03	0,14
Compósito 13	0,21	2,54	104,00	0,01	0,40	0,03	0,07	0,11
Compósito 14	0,39	2,92	160,00	0,01	1,70	0,06	0,09	0,23
Compósito 15	0,24	3,62	142,00	0,01	0,40	0,00	0,01	0,23
Compósito 16	0,25	3,96	136,00	0,01	0,90	0,00	0,01	0,23
Compósito 17	0,24	3,41	136,00	0,01	0,90	0,00	0,00	0,22
Compósito 18	0,28	3,57	104,00	0,01	1,00	0,00	0,01	0,23

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.5: Análisis químico de compósitos

Compósitos	Leyes Ensayadas							
	Cu (%)	Fe (%)	Mo (ppm)	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu SolH+ (%)	CuCN- (%)	Cu Res (%)
Compósito 01	0,26	3,31	119,00	0,03	1,40	0,06	0,08	0,12
Compósito 02	0,22	3,39	95,00	0,01	1,00	0,04	0,07	0,11
Compósito 03	0,26	3,12	96,00	0,01	0,70	0,04	0,08	0,13
Compósito 04	0,26	2,89	139,00	0,02	1,00	0,04	0,07	0,16
Compósito 05	0,26	3,83	137,00	0,01	0,60	0,01	0,02	0,23
Compósito 06	0,25	3,49	156,00	0,01	0,80	0,01	0,02	0,23
Compósito 07	0,26	3,63	155,00	0,02	0,60	0,00	0,01	0,26
Compósito 08	0,21	3,58	90,00	0,01	1,10	0,01	0,01	0,20

Fuente: Elaboración propia

3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO

En el trabajo de investigación realizada no se hizo uso de la estadística diferencial e inferencial debido a que es un trabajo netamente técnico, se ha obtenido los datos de un resultado técnico y se ha evaluado mediante el análisis deductivo inductivo.

3.8. SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN

los instrumentos de investigación que han sido utilizados son equipos, materiales y reactivos netamente operativos el cual en su experimentación se ha tenido que recoger los datos para ser analizados e interpretados, cambiando de circuito, cambiando de dosificación de reactivos se han obtenido nuevos resultados que fueron analizados e interpretados dando a conocer en cada paso en el presente informe. El trabajo de investigación realizada es validado por la Gerencia de operaciones y es muy confiable porque se ha trabajado en las instalaciones de la Compañía Minera Milpo.

3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA

La presente tesis fue elaborada con los datos de la empresa que fueron entregadas al finalizar el proceso de investigación y es autorizada para ser presentada en la universidad como proyecto de investigación.

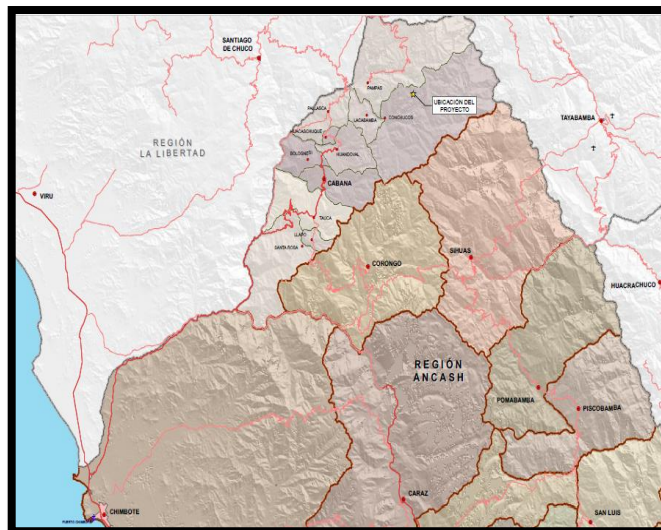
CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO

4.1.1. UBICACIÓN DEL PROYECTO MAGISTRAL

Figura N° 2.1: Ubicación del proyecto Magistral en la región Ancash



Fuente: Google maps

El proyecto se ubica en el distrito de Conchucos, provincia de Pallasca, Región Ancash, aproximadamente a 450 km al noroeste de la ciudad de Lima y a una altitud que varía entre los 4100 a los 4300 m.s.n.m. El proyecto

Magistral se ubica dentro de 1972 hectáreas de terrenos superficiales de la Comunidad Campesina Conchucos. Compañía Minera Milpo S.A.A., es la empresa responsable del proyecto y propone la explotación a tajo abierto de un yacimiento de cobre-molibdeno durante un periodo de 14,6 años.

4.1.2. ACCESIBILIDAD

Proyecto Magistral se ubica en la región Ancash en la provincia de Pallasca en el distrito de Conchucos a 450 Km al NO de Lima, a 100 Km al Este de Chimbote, y a 280 Km al Este de Trujillo.

Figura N° 2.2: ubicación y accesibilidad al proyecto magistral



Fuente: Elaboración propia

El distrito se comunica con la costa a través de una carretera que une a Conchucos con la ciudad de Chimbote, la misma que desde el año 2006 se encuentra asfaltada en casi 70 km hasta el río Quiroz; de allí hasta el distrito es una carretera afirmada.

La comunicación con la ciudad de Lima se hace a través de ómnibus que viajan 3 veces por semana. Cuentan con sedes en Fiori (Lima) y Chimbote. Hay tres empresas de transportes que conectan las citadas ciudades con

Conchucos. Los habitantes del distrito cuentan, en la actualidad, con servicio de telefonía por celular, teléfonos rurales e internet, utilizadas tanto en comunicación y educación. Los centros poblados del interior del distrito — Mayas, Quirobamba, San José— ya disponen de una trocha de transporte carrozable. Ello ha facilitado el intercambio de productos y el turismo. Asimismo, hay acceso a teléfono rural por vía satelital.

4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.2.1. MOLIENDABILIDAD

Para la determinación del tiempo de molienda, del compósito Master 01 y compósitos Tramos, se realizaron 4 moliendas a diferentes tiempos (5, 10, 15 y 20 minutos), los productos obtenidos fueron analizados granulométricamente para la elaboración de la curva de moliendabilidad. Las pruebas de molienda se efectuaron en un molino de bolas estándar de laboratorio de 6,5” x 9”, a un porcentaje de sólidos de 66,6 %. Las condiciones de operación fueron las siguientes:

- 1 kg de mineral.
- 0,5 litros de agua.
- Tiempo de molienda: 5, 10, 15 y 20 minutos.
- 10,8 kg de bolas (68% de 1” Ø y 32% de 1,5” Ø).

Los resultados de P_{80} y porcentajes de mallas para cada compósito se presentan a continuación:

Tabla N° 4.6: Resumen de Tiempo de molienda

Compósitos	Resumen		
	m -200 %	Tiempo (min)	P ₈₀ (μm)
Master 01	50,0	12,7	160
	60,0	17,0	120
	65,0	19,2	107
	70,0	21,3	96
Tramo 01	50,0	11,1	170
	55,0	13,5	145
	60,0	16,1	125
	65,0	18,9	109
Tramo 02	50,0	13,3	174
	55,0	15,8	144
	60,0	18,4	122
	50,0	12,4	178

Fuente: Elaboración propia

4.2.2. REMOLIENDA DEL CONCENTRADO ROUGHER BULK-ACUMULADO

Para determinar el tiempo necesario y llegar a un determinado grado de remolienda (P₈₀), se realizaron 3 remoliendas, al concentrado rougher Bulk

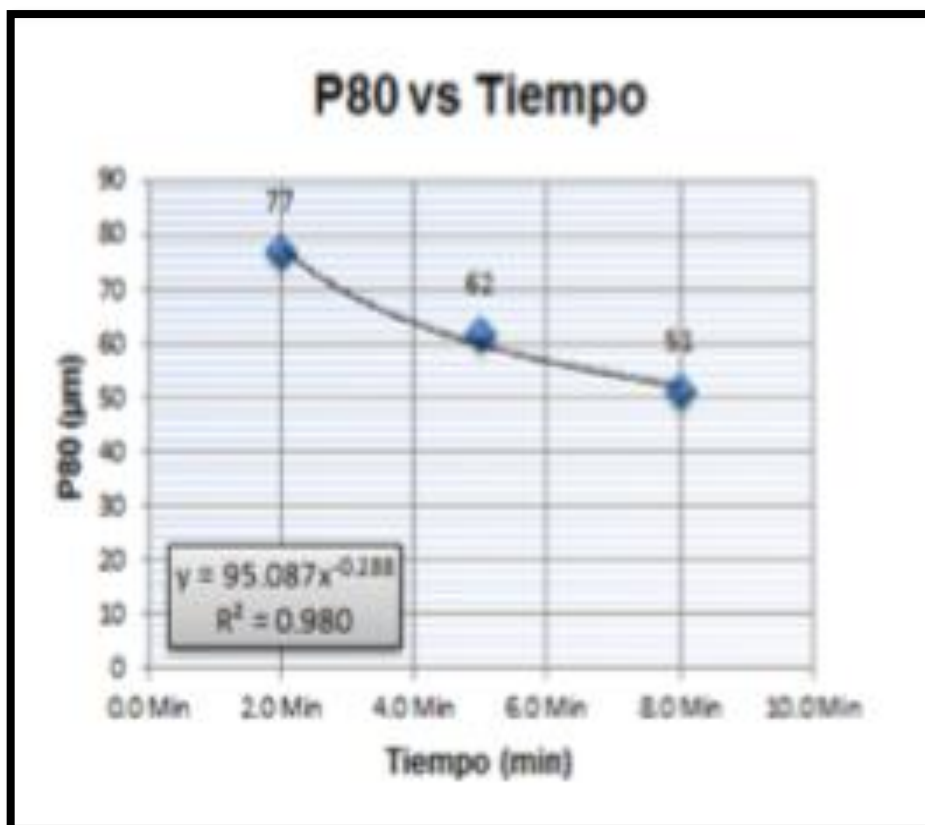
Tabla N° 4.7: Resumen del Análisis Granulométrico

Tiempo	-450m (%)	-500m (%)	-635m (%)	P ₈₀
Minutos	32 (μm)	25(μm)	20 (μm)	(μm)
2,0	51,9	47,3	41,9	77
5,0	57,9	52,3	46,1	62
8,0	63,0	56,8	49,6	51

Fuente: Elaboración propia

Cu-Mo acumulado del compuesto Master 01, a distintos intervalos de tiempo (2, 5 y 8 minutos), los productos obtenidos fueron analizados granulométricamente para la elaboración de la curva de moliendabilidad. Empleando los valores de la tabla anterior se elabora la curva de moliendabilidad, en base al cual se determina el tiempo necesario a las condiciones especificadas para obtener un producto con P₈₀ requerido.

Figura N° 4.1: Gráfico de la curva de remolienda del Conc. Ro (P₈₀ vs Tiempo) – Master 01



Fuente: Elaboración propia

La gráfica nos indica que para obtener un producto con $P_{80} = 55 \mu\text{m}$, el concentrado Rougher Bulk Cu-Mo se debe moler por un tiempo de 6.69 minutos, a las condiciones operativas.

4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS

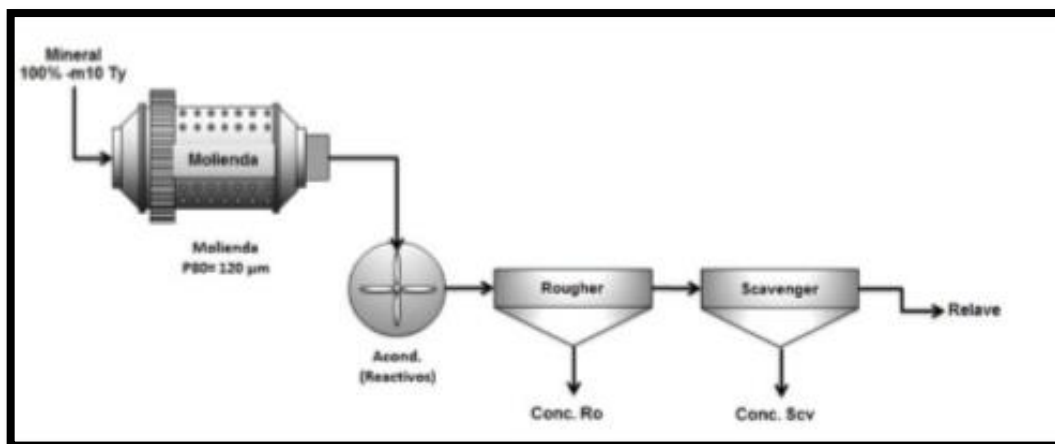
4.3.1. FLOTACIÓN

Evaluación a nivel Rougher/Scavenger La evaluación de las pruebas de flotación a nivel Rougher/Scavenger considera las siguientes variables:

- Reactivos y su dosificación (Colector primario).
- Grado de Molienda (P_{80} y % m -200).
- % Sólidos en el proceso de flotación.
- pH de flotación.

El esquema de flotación empleado para la evaluación fue el siguiente:

Figura N° 4.2: Esquema de Flotación Rougher/Scavenger



Fuente: Elaboración propia

Evaluación de Reactivos y su Dosificación (Colector Primario) Se realizaron diferentes pruebas de flotación Rougher/Scavenger, evaluando el efecto de colectores específicos y espumantes, para la flotación bulk Cu/Mo, como el AP-3302, A-208, Z-11 y TC-123, y el petróleo D-2, como colector primario del Mo, dentro de los espumantes se evaluaron el MIBC y el OREPREP 549, aplicando un pH de 9,0 en la etapa Rougher/Scavenger y un grado de molienda de 60 % -m200 (P80=120 µm).

El resumen de las condiciones aplicadas se presenta a continuación:

Tabla N° 4.8: Resumen de condiciones de flotación – Evaluación de reactivos

Prueba	Grado de Molienda		pH	Etapa	Dosificación de reactivos (g/t)					
	-200m (%)	P80 (µm)			Cal id.	Z11	A3302	TC123	Diésel	MIBC
P01	60	120	8,6	Molienda	200,0	-	-	-	5,0	-
			9,0	Acond.	108,0	5,0	-	-	-	10,0
			9,0	Flot Ro	-	-	-	-	-	-
			9,0	Flot Scv	23,0	2,5	-	-	-	10,0
P02	60	120	8,6	Molienda	200,0	-	-	-	5,0	-
			9,0	Acond.	108,0	-	5,0	-	-	10,0

			9,0	Flot Ro	-	-	-	-	-	-
			9,0	Flot Scv	23,0	-	2,5	-	-	10,0
P03	60	120	8,6	Molienda	200,0	-	-	-	5,0	-
			9,0	Acond.	108,0	-	-	5,0	-	10,0
			9,0	Flot Ro	-	-	-	-	-	-
			9,0	Flot Scv	23,0	-	-	2,5	-	10,0

Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos en las pruebas de flotación a nivel Rougher/Scavenger de evaluación se presentan en la siguiente tabla:

Tabla N° 4.9: Resumen de resultados – Evaluación de reactivos

Prueba	Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
			%		ppm	Cu	Fe	Mo
			Cu	Fe	Mo			
P01	Cc Ro Bulk	3,40	6,46	30,77	3210	89,82	23,47	87,10
	Cc Scv Bulk	1,63	0,36	5,34	350	2,40	1,95	4,55
	Cc Ro+Scv	5,02	4,48	22,53	2283	92,22	25,42	91,65
P02	Cc Ro Bulk	1,26	18,30	22,00	9825	90,18	8,95	82,91
	Cc Scv Bulk	1,62	0,65	6,27	316	4,12	3,27	3,42
	Cc Ro+Scv	2,87	8,38	13,16	4481	94,30	12,22	86,33

Fuente: elaboración propia

En base a los resultados anteriores, la recuperación de Cu, se ubica en el rango de 89,82 % (P01) y 91,96 % (P03); con respecto al Mo, su recuperación varía desde 82,78 % (P04) a 88,97 % (P03), y para el Fe se encuentran entre 8,95 % (P02) y 25,50 % (P04). El colector AP-3302 el más selectivo de los reactivos evaluados, el concentrado rougher obtenido en la prueba P02, reporta la ley más alta Cu, 18,30%, con el menor contenido de Fe, 22,00%, la recuperación de Mo en este concentrado fue de 82,91%.

De acuerdo a la evaluación integral (recuperación metálica y másica) en función al comportamiento del Cu, se concluye que la mejor performance metalúrgica se obtiene, bajo las condiciones de la prueba P07, con las que se obtuvo una recuperación 91,61% de Cu y de 87,68% de Mo, en la etapa Rougher.

4.3.2. EVALUACIÓN DEL GRADO DE MOLIENDA

Definido el colector (TC-123), el espumante (Oreprep 549) y sus dosificaciones, se evaluó el efecto del grado de molienda manteniendo constante los parámetros de la prueba P07, tal como se indica en la siguiente tabla:

Tabla N° 4.10: Resumen de condiciones de flotación – Evaluación de Grado de Molienda

Prueba	Grado de Molienda		pH	Etapa	Dosificación de reactivos			
	200m (%)	P80 (µm)			Cal id.	TC-123	Diésel	F549
P08	52	150	8,6	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
			9,0	Acond	108,0	-	-	7,0
			9,0	Flot Ro	-	-	-	-
			9,0	Flot Scv	23,0	2,5	-	3,0
P09	73	90	8,6	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
			9,0	Acond	108,0	-	-	7,0
			9,0	Flot Ro	-	-	-	-
			9,0	Flot Scv	23,0	2,5	-	3,0
P10	65	107	8,6	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
			9,0	Acond	108,0	-	-	7,0
			9,0	Flot Ro	-	-	-	-
			9,0	Flot Scv	23,0	2,5	-	3,0

Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos en las pruebas de evaluación del grado de molienda (P80) a nivel Rougher/Scavenger, se presentan en la tabla N° 4.11:

Tabla N° 4.11: Resumen de resultados - Evaluación del Grado de Molienda

Prueba	Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
			%		ppm	%		
			Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
P01	Cc Ro Bulk	2,31	9,80	24,59	5080	90,18	15,12	85,03
	Cc Scv Bulk	2,09	0,31	15,07	166	2,59	8,38	2,51
	Cc Ro+Scv	4,40	5,29	20,07	2746	23,50	23,50	87,55
P02	Cc Ro Bulk	3,07	7,47	18,45	4051	15,52	15,52	89,06
	Cc Scv Bulk	3,11	0,19	13,86	130	11,79	11,79	2,89
	Cc Ro+Scv	6,18	3,81	16,14	2079	27,31	27,31	91,95

P10	Cc Ro Bulk	2,53	8,32	25,25	4566	16,55	16,55	82,92
	Cc Scv Bulk	2,24	0,30	12,99	256	7,54	7,54	4,12
	Cc Ro+Scv	4,78	4,56	19,49	2542	24,08	24,08	87,03

Fuente: Elaboración propia

El efecto del grado de molienda sobre la recuperación de Cu, en la etapa Ro/Scv, se observó en los niveles de P80 de 150, 107 y 90 μm , de acuerdo a los resultados de la tabla anterior, a menor P80 mayor recuperación de Cu y Mo. Por otro lado, mientras más fina sea la molienda, disminuye la presencia de Fe en el Cc Ro/Scv. Finalmente se ha realizado las siguientes evaluaciones a nivel Rougher/Scavenger manteniendo constante el grado de molienda en 65 % -m200, a fin de mantener equilibrio entre el grado de liberación y la recuperación de los elementos valiosos.

Evaluación del pH en Flotación.

Se realizaron pruebas de flotación Ro/Scv, aplicando las condiciones establecidas en las pruebas anteriores, de dosificación de reactivos y grado de molienda, dirigidas a establecer el pH óptimo que permita obtener una buena calidad de concentrado como consecuencia de la depresión efectiva de la pirita, sin afectar la recuperación de los minerales de cobre y Mo.

Tabla N° 4.12: Resumen de condiciones de flotación – Evaluación de pH

Prueba	Grado de Molienda		pH	Etapa	Dosificación de reactivos			
	200m (%)	P80 (μm)			Cal id.	TC-123	Diésel	F549
P10	65	107	8,6	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
			9,0	Acond	108,0	-	-	7,0
			9,0	Flot Ro	-	-	-	-
			9,0	Flot Scv	23,0	2,5	-	3,0
P11	65	107	7,8	Molienda	80,0	5,0	5,0	-
			8,0	Acond	23,0	-	-	7,0
			8,0	Flot Ro	-	-	-	-
			8,0	Flot Scv	16,0	2,5	-	3,0

Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos de las pruebas de flotación Rougher/Scavenger, de evaluación de pH se presentan en la siguiente tabla:

Tabla N° 4.13: Resumen de resultados - Evaluación de pH

Prueba	Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
			(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
			Cu	Fe	Mo			
P10	Cc Ro Bulk	2,53	8,32	25,25	4566	90,91	16,55	82,92
	Cc Scv Bulk	2,24	0,30	12,99	256	2,93	7,54	4,12
	Cc Ro+Scv	4,78	4,56	19,49	2542	93,84	24,08	87,03
P11	Cc Ro Bulk	2,27	9,89	24,49	5211	90,13	15,82	86,45
	Cc Scv Bulk	2,45	0,38	16,52	172	3,74	11,54	3,09
	Cc Ro+Scv	4,72	4,95	20,35	2592	93,87	27,36	89,53
P12	Cc Ro Bulk	1,86	11,95	18,05	6231	91,16	10,14	85,59
	Cc Scv Bulk	2,10	0,25	5,27	290	2,15	3,34	4,49
	Cc Ro+Scv	3,96	5,75	11,28	3084	93,31	13,48	90,08

Fuente: Elaboración propia

En base al análisis de los resultados, se determina trabajar a un pH de 9 en la etapa de flotación Rougher, siendo innecesario trabajar a pH más alto en vista a que en las etapas de limpieza se opera con pH >10, a fin de controlar el desplazamiento de Fe al concentrado final.

4.3.3. EVALUACIÓN DEL PORCENTAJE DE SÓLIDOS

Definido los parámetros con respecto a los colectores, espumante, grado de liberación y pH, se procedió a evaluar el efecto del % de sólidos en la flotación a nivel Rougher/Scavenger, el resumen de las condiciones aplicadas se presenta a continuación:

Tabla N° 4.14: Resumen de condiciones de flotación - Evaluación de % Sólidos.

Prueba	Grado de Molienda		Sólidos (%)	Etapa	Dosificación de reactivos			
	200m	P80			Cal id.	TC-123	Diésel	F549

	(%)	(μm)						
P10	65	107	33	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
			33	Acond	108,0	-	-	7,0
			33	Flot Ro	-	-	-	-
			33	Flot Scv	23,0	2,5	-	3,0
P13B	65	107	40	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
			40	Acond	101,0	-	-	7,0
			40	Flot Ro	-	-	-	-
			40	Flot Scv	13,0	2,5	-	3,0
P10	65	107	45	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
			45	Acond	94,1	-	-	7,0
			45	Flot Ro	-	-	-	-
			45	Flot Scv	12,0	2,5	-	3,0

Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos en las pruebas de evaluación del % de sólidos se presentan en la tabla N° 4.15:

Tabla N° 4.15: Resumen de resultados - Evaluación de % Sólidos

Prueba	Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
			(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
			Cu	Fe	Mo			
P10	Cc Ro Bulk	2,53	8,32	25,25	4566	90,91	16,55	82,92
	Cc Scv Bulk	2,24	0,30	12,99	256	2,93	7,54	4,12
	Cc Ro+Scv	4,78	4,56	19,49	2542	93,84	24,08	87,03
P13B	Cc Ro Bulk	3,55	5,97	21,37	3137	91,58	20,97	81,68
	Cc Scv Bulk	2,98	0,22	10,31	243	2,78	8,49	5,31
	Cc Ro+Scv	6,53	3,35	16,32	1817	94,35	29,46	86,98
P14B	Cc Ro Bulk	3,85	5,72	19,14	3049	92,79	21,19	86,22
	Cc Scv Bulk	3,02	0,14	8,80	128	1,72	7,63	2,84
	Cc Ro+Scv	6,87	3,27	14,60	1766	94,51	28,82	89,05

Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos en la evaluación del % de sólidos en la flotación a nivel Rougher indican que a medida se incrementa el % de sólidos la recuperación de Cu aumenta de 90,91% (P10) a 92,79 % (P14B) y para el Mo se incrementa de 82,92 % (P10) a 86,22 % (P14B); por otra parte, la calidad de Cu disminuye de 8,32 % (P10) a 5,72 % (P14B) debido al arrastre mecánico de la ganga en las espumas. Por lo tanto, se determinó trabajar a un % de sólidos de 33 % ya que refleja un equilibrio entre la calidad del concentrado Rougher y la recuperación en este nivel.

4.3.4. EVALUACIÓN DE COLECTORES (ADICIONALES)

Por instrucciones del cliente se realizaron 08 pruebas adicionales, a nivel Rougher/Scavenger con la finalidad de evaluar a los colectores AP-3302, TC-123 y a los espumantes MIBC y OREPREP 549 manteniendo constante las variables, grado de molienda y pH.

Las condiciones a las que se realizaron las pruebas se muestran a continuación:

Tabla N° 4.16: Resumen de condiciones de flotación - Evaluación de Colectores (Adicionales)

Prueba	Grado de Molienda		pH	Etapa	Dosificación de reactivos (g/t)					
	-200m (%)	P80 (µm)			Cal id.	A3302	TC123	Diésel	MIBC	F549
P16	65	107	8,2	Molienda	200,0	5,0		5,0	-	-
			9,0	Acond.	118,0			-	7,0	
			9,0	Flot Ro	-			-	-	
			9,0	Flot <u>Scv</u>	24,0	2,5		-	3,0	-
P17	65	107	8,2	Molienda	200,0	5,0		5,0	-	-
			9,0	Acond.	108,0	-		-	10,0	-
			9,0	Flot Ro	-	-		-	-	-
			9,0	Flot <u>Scv</u>	24,0	2,5		-	10,0	-
P18	65	107	8,2	Molienda	200,0	5,0		5,0	-	-
			9,0	Acond.	108,0	-		-	-	7,0
			9,0	Flot Ro	-	-		-	-	-
			9,0	Flot <u>Scv</u>	20,0	2,5		-	-	3,0
P19	65	107	8,2	Molienda	200,0	5,0		5,0		
			9,0	Acond.	108,0	-		-		10,0
			9,0	Flot Ro	-	-		-		
			9,0	Flot <u>Scv</u>	20,0	2,5		-		10,0
P20	65	107	8,6	Molienda	200,0	5,0		5,0		
			9,0	Acond.	108,0	-		-	7,0	
			9,0	Flot Ro	-	-		-		
			9,0	Flot <u>Scv</u>	20,0	2,5		-	3,0	
P21	65	107	8,9	Molienda	200,0	5,0		5,0		
			9,0	Acond.	108,0	-		-	10,0	
			9,0	Flot Ro	-	-		-		
			9,0	Flot <u>Scv</u>	24,0			-	10,0	
P22	65	107	9,2	Molienda	200,0		5,0	5,0		
			10,0	Acond.	108,0			-		7,0
			10,0	Flot Ro	-			-		
			10,0	Flot <u>Scv</u>	20,0		2,5	-		3,0
P23	65	107	9,3	Molienda	200,0		5,0	5,0		
			10,0	Acond.	108,0			-		7,0
			10,0	Flot Ro	-			-		
			10,0	Flot <u>Scv</u>	20,0		2,5	-		3,0

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.17: Resumen de resultados – Evaluación de colectores (Adicionales)

Prueba	Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
			(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
			Cu	Fe	Mo			
P16	Cc Ro Bulk	1,44	15,07	27,40	8198	89,53	9,91	76,62
	Cc Scv Bulk	0,67	1,01	8,74	1426	2,80	1,48	6,22
	Cc Ro+Scv	2,11	10,59	21,46	6043	92,33	11,39	82,85
P17	Cc Ro Bulk	1,64	13,71	28,87	7736	90,63	12,08	86,52
	Cc Scv Bulk	1,05	0,64	8,12	676	2,71	2,18	4,86
	Cc Ro+Scv	2,70	8,60	20,76	4975	93,34	14,26	91,38
P18	Cc Ro Bulk	2,04	10,86	25,89	6435	90,56	14,28	86,30
	Cc Scv Bulk	1,28	0,45	6,26	422	2,34	2,16	3,55
	Cc Ro+Scv	3,32	6,85	18,33	4119	92,90	16,44	89,84
P19	Cc Ro Bulk	2,56	8,81	21,19	5267	91,50	13,80	91,09
	Cc Scv Bulk	2,75	0,21	4,68	101	2,35	3,27	1,87
	Cc Ro+Scv	5,31	4,36	12,65	2594	93,85	17,06	92,96
P20	Cc Ro Bulk	1,88	11,65	29,53	5641	90,41	15,88	82,88
	Cc Scv Bulk	1,81	0,38	10,01	200	2,84	5,18	2,83
	Cc Ro+Scv	3,69	6,12	19,96	2972	93,25	21,06	85,71
P21	Cc Ro Bulk	1,91	11,36	25,83	6343	90,08	14,70	80,84
	Cc Scv Bulk	2,03	0,37	9,41	280	3,15	5,69	3,79
	Cc Ro+Scv	3,94	5,70	17,37	3219	92,23	20,39	84,63
P22	Cc Ro Bulk	1,92	10,51	23,03	5927	89,66	13,26	83,59
	Cc Scv Bulk	2,10	0,33	8,55	240	3,08	5,38	3,70
	Cc Ro+Scv	4,02	5,19	15,46	2956	92,74	18,64	87,29
P23	Cc Ro Bulk	3,34	6,51	25,78	3866	91,22	24,46	90,72
	Cc Scv Bulk	2,46	0,20	2,94	154	2,06	4,15	2,66
	Cc Ro+Scv	5,79	3,84	17,37	2292	93,28	28,60	93,38

Fuente: Elaboración propia

Comparando la interacción del A-3302 /MIBC (P16 y P17) con la interacción del A-3302/OREPREP 549 (P18 y P19), se observa que el efecto del A-3302/MIBC es muy positivo sobre la calidad del concentrado, la recuperación de cobre no presenta variación alguna.

Comparando la interacción del TC-123/MIBC (P20 y P21) con la interacción del TC-123/OROPREP 549 (P22 y P23) se observa que la interacción TC-123/MIBC presenta mejor performance, esto se refleja en una notoria variación con respecto a la calidad del concentrado Rougher (concentrados con mejor ley respecto al Cu y Mo) y una mínima variación en la recuperación de estos elementos.

Finalmente comparando las interacciones A-3302/MIBC y TC-123/MIBC, se observa que las calidades de los concentrados a nivel Rougher de la interacción A-3302/MIBC son más elevados comparados con el TC-123/MIBC, ratificando la selectividad del colector A-3302.

Por lo tanto, se concluye en coordinación con el cliente optar por la interacción A3302/MIBC con las siguientes dosificaciones para el colector y espumante:

- AP-3302 (5 g/t) en la etapa Rougher.
- MIBC (10 gr/t) en la etapa Rougher

Con estos reactivos y en las dosis indicadas, en la prueba P0 17, se obtuvo una recuperación en peso en el concentrado de 1,64%, con una ley de 13,71% de Cu y 7736 ppm de Mo, con recuperaciones de 90,63 y 86,52%, respectivamente.

4.3.5.EVALUACIÓN DEL GRADO DE MOLIENDA Y Ph (ADICIONALES)

Por indicaciones del cliente se realizaron 04 pruebas a nivel Rougher/Scavenger con la finalidad de evaluar el grado de molienda (120 µm a 150 µm) y el pH (9 a 10,5) manteniendo constante las demás variables; las condiciones operativas se muestran a continuación:

Tabla N° 4.18: Resumen de condiciones de flotación (adicionales)

Prueba	Grado de Molienda		pH	Etapa	Dosificación de reactivos			
	200m (%)	P80 (µm)			Cal id.	AP-3302	Diésel	MIBC
P27	52	150	8,9	Molienda	300,0	5,0	5,0	-
			10,5	Acond	186,0	-	-	10,0

			10,5	Flot Ro	-	-	-	-
			10,5	Flot Scv	115,0	2,5	-	10,0
P28	60	120	8,9	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
			10,5	Acond	201,0	-	-	10,0
			10,5	Flot Ro	-	-	-	-
			10,5	Flot Scv	102,0	2,5	-	10,0
P29	52	150	8,3	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
			9,00	Acond	108,0	-	-	10,0
			9,00	Flot Ro	-	-	-	-
			9,00	Flot Scv	24,0	2,5	-	10,0
P30	60	120	8,3	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
			9,00	Acond	108,0	-	-	10,0
			9,00	Flot Ro	-	-	-	-
			9,00	Flot Scv	25,0	2,5	-	10,0

Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos en las pruebas de flotación Rougher/Scavenger de evaluación del grado de molienda y pH (Adicionales) se presentan en la tabla N° 4.19.

Tabla N° 4.19: Resumen de resultados – Evaluación del grado de molienda y pH (adicionales)

Prueba	Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
			(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
			Cu	Fe	Mo			
P27	Cc Ro Bulk	1,63	13,62	17,15	6554	88,83	7,32	77,83
	Cc Scv Bulk	0,60	0,58	5,68	509	1,40	0,90	2,23
	Cc Ro+Scv	2,23	10,10	14,07	4924	90,22	8,21	80,06
	Relave final	97,77	0,03	3,59	28	9,78	91,79	19,94
P28	Cc Ro Bulk	1,87	12,19	16,34	6156	91,30	8,09	85,35
	Cc Scv Bulk	0,81	0,28	4,99	282	0,92	1,07	1,69
	Cc Ro+Scv	2,69	8,59	12,91	4381	92,22	9,16	87,04
	Relave final	97,31	0,02	3,53	18	7,78	90,84	12,96
P29	Cc Ro Bulk	2,27	0,68	20,66	5027	89,76	12,79	84,31
	Cc Scv Bulk	0,92	0,41	5,38	201	1,53	1,35	1,37
	Cc Ro+Scv	3,19	7,00	16,25	3633	91,29	14,14	85,68
	Relave final	96,81	0,02	3,25	20	8,71	85,86	14,32
P30	Cc Ro Bulk	2,51	8,95	20,19	4831	91,86	13,54	86,48
	Cc Scv Bulk	0,81	0,31	5,41	195	1,03	1,17	1,13
	Cc Ro+Scv	3,33	6,84	16,58	3700	92,89	14,71	87,61
	Relave final	96,67	0,02	3,31	18	7,11	85,29	12,39

Fuente: Elaboración propia

Los resultados indican que la recuperación de Cu y Mo es mayor con la condición P₈₀ (120 µm) y pH (9), que con la condición P₈₀ (150 µm) y pH (9) debido al mayor grado de molienda con P₈₀ más bajo; con respecto al Fe hay una ligera disminución en el desplazamiento en la etapa Rougher con leyes

de 17,16% a 16,34 %. Comparando la interacción P80 (150 μm) / pH (10,5) y P80 (120 μm) / pH (10,5), se observa que el desplazamiento de Fe disminuye debido al grado de molienda (P80 más bajo) y al pH del sistema (10,5) para ambos, con leyes de 17,16% a 16,34%. En conclusión, se determinó que la configuración P80 (120 μm) / pH (9) es la más óptima ya que se obtiene mayor recuperación de Cu y Mo, pudiéndose controlar el desplazamiento de Fe en las etapas de limpieza.

4.3.6. CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER

Con el fin de evaluar la flotabilidad de los minerales de cobre y molibdeno, presentes en la muestra compósito Máster 01, se realizó una prueba de cinética de flotación de acuerdo a las condiciones mostradas en la Tabla N° 4.20. Los resultados obtenidos se presentan en la Tabla N° 4.21, expresados gráficamente en la Figura N° 4.3. Resultados que nos permiten comentar, que los minerales de cobre y de molibdeno, presentan una alta flotabilidad, así al minuto de flotación ya se tiene una recuperación de Cu de 74,46% y de 70,53% de Mo, en un concentrado de alta calidad con 17,28% Cu y 10511 ppm de Mo. Al minuto 4 la recuperación de cobre es de 91,09% y la de Molibdeno de 86,61%; Finalmente luego de 24 minutos de flotación se alcanza la más alta recuperación de cobre y molibdeno, de 94,15% y de 88,47%, respectivamente.

Tabla N° 4.20: Condiciones para la prueba de flotación cinética Rougher

Muestra: Master 1	
Código de prueba: P24	
Peso alimento (g): 2000	Vol. Celda: 6000 (cc)
% Sólidos Molienda: 66	% Sólidos Flot: 33
Grado de molienda: 65% -200m	P80 (μm): 120

Etapa	Tiempo (min)	pH	Consumo de reactivos (g/t)			
			AP-3302	Diésel	Cal id.	MIBC
Molienda	19,2	-	5,0	5,0	200,0	-
Flot Ro Bulk	24,0	9,0	-	-	108,0	15,0
TOTAL	43,2	-	5,0	5,0	308,0	15,0

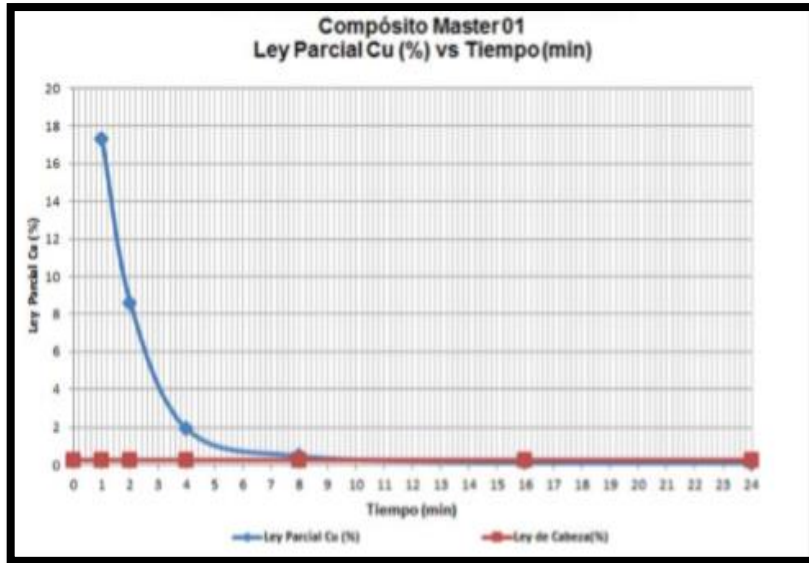
Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.21: Balance metalúrgico – Cinética Rougher

Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación			Ley Acumulada		
		(%)		(ppm)	(%)			(%)		(ppm)
		Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
Conc. Ro Cu (1 min)	1,03	17,28	29,16	10511	74,46	8,58	70,53	17,28	29,16	10511
Conc. Ro Cu (2 min)	0,37	8,59	24,86	5568	13,30	2,63	13,42	14,98	28,02	9205
Conc. Ro Cu (4 min)	0,42	1,92	13,77	985	3,33	1,63	2,66	12,00	24,76	7325
Conc. Ro Cu (8 min)	0,81	0,47	6,74	186	1,57	1,55	0,98	8,45	19,23	5132
Conc. Ro Cu (16 min)	1,91	0,13	4,28	51	1,02	2,33	0,63	4,95	12,94	2993
Conc. Ro Cu (24 min)	2,08	0,06	3,49	18	0,48	2,07	0,24	3,41	9,96	2356
Conc. Ro Cu Total	6,62	3,41	9,96	206	94,15	18,79	88,47	-	-	-
Relave final	93,38	0,02	3,05	19	5,85	81,21	11,53	-	-	-
Cab. Calculada	100,0	0,24	3,51	154	100,0	100,0	100,0	-	-	-
Cab. Ensayada		0,26	3,87	155						

Fuente: Elaboración propia

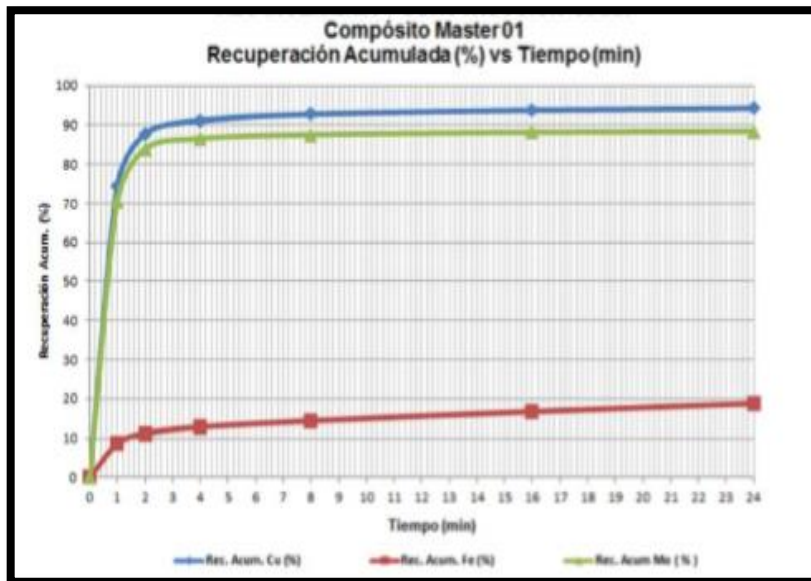
Figura N° 4.3: Cinética Rougher - Leyes parciales (Cu) vs Tiempo



Fuente: Elaboración propia

El tiempo óptimo de flotación fue determinado en la intersección de la curva de ley parcial de Cu y ley de cabeza de Cu, siendo en promedio 8 minutos.

Figura N° 4.4: Cinética Rougher - Recuperación Acumulada vs Tiempo



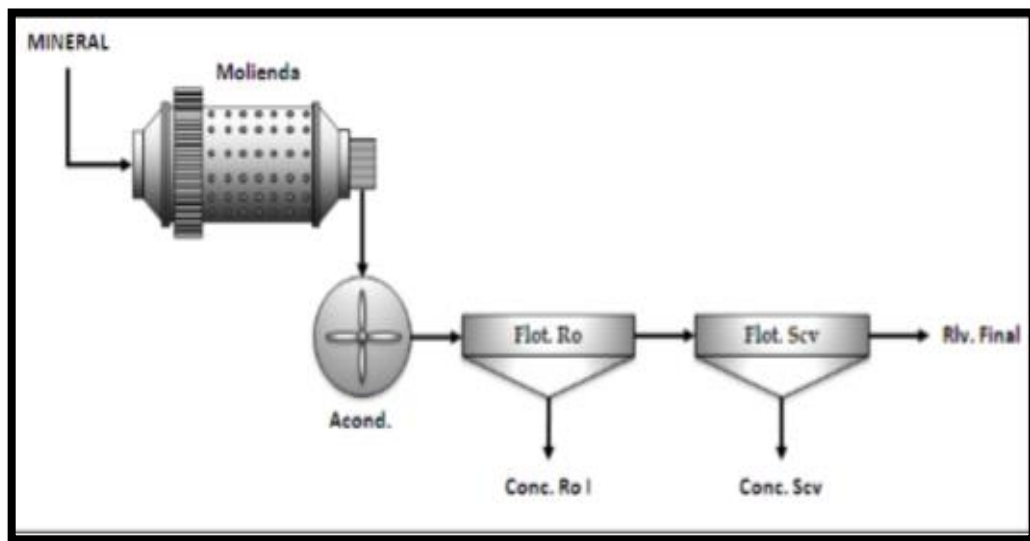
Fuente: Elaboración propia

La máxima recuperación de Cu y Mo obtenida hasta el minuto 24 de flotación es de 94,15 % y 88,47 % respectivamente, con leyes acumuladas de 3,41 % para el Cu y 206 ppm para el Mo.

4.3.7. ROUGHER DE CONFIRMACIÓN

Una vez evaluados las condiciones y el tiempo de flotación óptimo, se realizó una prueba de confirmación de resultados; el esquema considerado consiste en una etapa de flotación rougher y una etapa de flotación scavenger, como se indica en la Figura N° 4.5:

Figura N° 4.5: Esquema de Flotación Rougher/Scavenger



Fuente: Elaboración propia

El resumen de las condiciones y resultados se presentan en las siguientes tablas:

Tabla N° 4.22 Condiciones de Flotación – P25

Muestra: Master 1						
Código de prueba: P25						
Peso alimento (g): 2000			Vol. Celda: 6000 (cc)			
% Sólidos Molienda: 66,6			% Sólidos Flot: 33			
Grado de molienda: 65% -200m			P80 (µm): 107			
Etapa	Tiempo (min)	pH	Consumo de reactivos (g/t)			
			Cal id.	AP-3302	Diésel	MIBC
Molienda	19,2	8,3	200,0	5,0	5,0	-
Acondicio	5,0	9,0	125,0	-	-	10,0
Flot Ro Bulk	8,0	9,0	-	-	-	-
Acond Scv	2,0	9,0	51,0	2,5	-	10,0
Flot Scv Bulk	4,0	9,0	-	-	-	-
TOTAL	38,2	-	376,0	7,5	5,0	20,0

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.23: Balance Metalúrgico – P25

Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
		(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
		Cu	Fe	Mo			
Conc Ro Bulk	2,58	8,93	16,60	4600	92,33	11,44	86,13
Conc Scv Bulk	1,00	0,28	5,25	660	1,11	1,40	4,79
Conc Ro + Scv	3,58	6,52	13,43	3499	93,44	12,84	90,92
Relave final	96,42	0,02	3,39	13	6,56	87,16	9,08
Cab. Calculada	100,0	0,25	3,75	138	100,0	100,0	100,0
Cab. Ensayada		0,26	3,87	155			

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a los resultados se obtuvo recuperaciones a nivel Rougher/Scavenger para el Cu y Mo de 93,44% y 90,92% respectivamente; mientras que en el Concentrado Rougher se obtuvo un desplazamiento de Fe del orden de 16,60 %, con calidades que ensayan 8,93 % en Cu y 4600 ppm en Mo a nivel Rougher.

4.3.8. BATCH CON 2 ETAPAS CLEANER

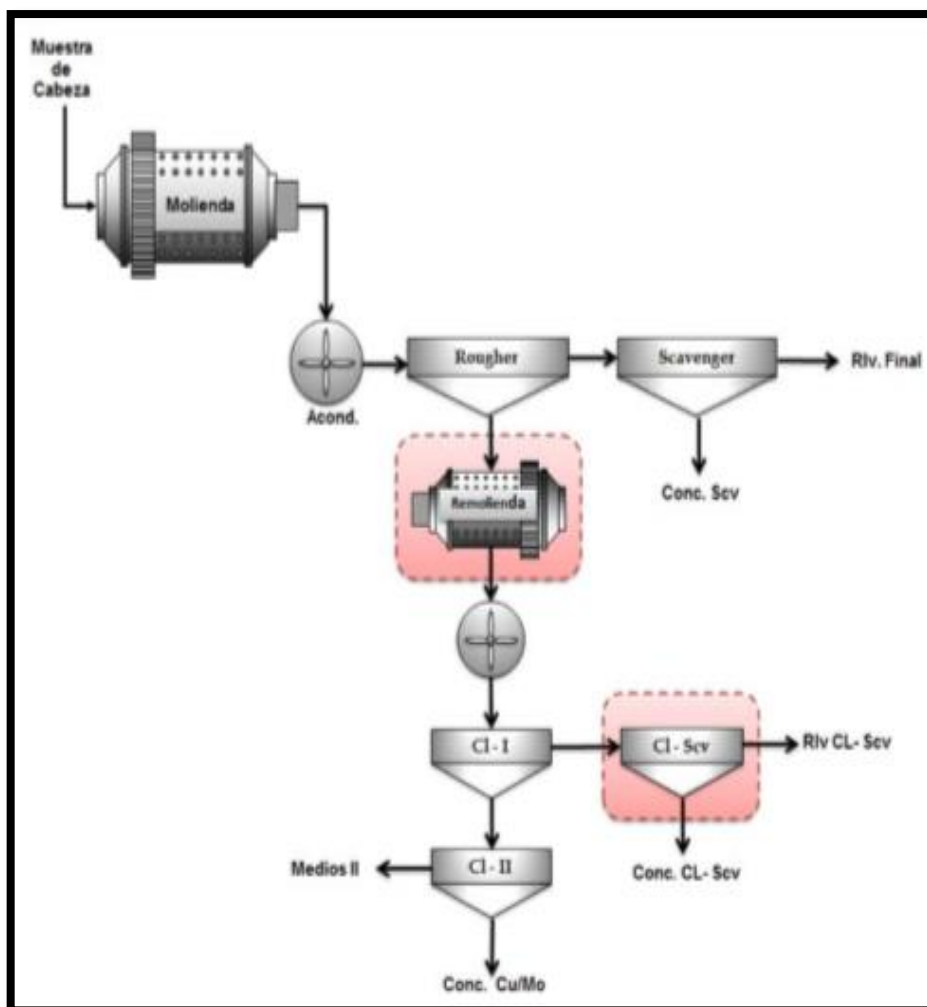
Se evaluaron diferentes condiciones de flotación con la finalidad de obtener un concentrado de Cu/Mo de buen grado y una máxima recuperación posible.

Las variables evaluadas son las siguientes:

- Variación en el grado de molienda primaria.
- Remolienda del concentrado Rougher (con y sin remolienda)
- Etapa Cleaner/Scavenger para los Medios I (con la finalidad de evacuar la mayor cantidad de pirita e insolubles flotado en la etapa Rougher).

El esquema de flotación utilizado fue el siguiente:

Figura N° 4.6: Esquema de Flotación Batch con 2 Etapas de Limpieza



Fuente: Elaboración propia

Flotación Batch (Variación del Grado de Molienda Primaria).

Por indicación del cliente esta prueba se realizó a una molienda primaria a 65 % m -200 (107 μm) y se mantuvo constantes las condiciones de la prueba P25 nivel Rougher/Scavenger como son la dosificación de reactivos, tiempo de acondicionamiento y tiempo de flotación, mientras que en las etapas Cleaner se incrementó el valor del pH de flotación para controlar la activación de la pirita.

Tabla N° 4.24: Condiciones de Flotación – P26

Muestra: Master 1 Código de prueba: P26
--

Peso alimento (g): 2000				Vol. Celda: 6000 (cc)					
% Sólidos Molienda: 66,6				% Sólidos Flot: 33					
Grado de molienda: 65% -200m				P80 (µm): 107					
Etapa	Tiempo (min)	pH	RPM	Presión Aire (psi)	Flujo Aire (l/min)	Consumo de reactivos (g/t)			
						Cal id.	AP-3302	Diésel	MIBC
Molienda	19,2	-	-	-	-	200,0	5,0	5,0	-
Acond. Ro	5,0	9,0	700,0	-	-	125,0	-	-	10,0
Flot Ro	8,0	9,0	700,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Acond Scv	2,0	9,0	700,0	-	-	46,0	2,5	-	10,0
Flot Scv	4,0	9,0	700,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Acond. CI 01	2,0	10,0	550,0	-	-	15,0	-	-	-
Flot. CI 01	5,0	10,0	550,0	15,0	5,0	-	-	-	-
Acond. CI - Scv	2,0	10,0	550,0	-	-	-	1,0	-	1,0
Flot CI - Scv	5,0	10,0	550,0	15,0	7,0	-	-	-	-
Flot. CI 02	2,5	10,0	550,0	15,0	5,0	-	-	-	-
TOTAL	54,7	-	-	-	-	386,0	8,5	5,0	21,0

Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos en esta prueba de flotación Batch con 02 etapas de limpieza se presentan en la siguiente tabla:

Tabla N° 4.25: Balance Metalúrgico – P26

Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
		(%)		(ppm)	(%)		
		Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
Conc Cu-Mo	0,51	30,72	27,76	7097	58,79	3,81	23,31
Medios II	0,38	14,84	22,49	16106	21,38	2,32	39,83
Conc CI - Scv	0,22	9,58	19,46	7605	7,82	1,14	10,67
Relave CI - Scv	1,41	0,92	13,64	1261	4,84	5,17	11,45
Medios I	1,63	2,07	14,42	2110	12,67	6,31	21,12
Conc Ro	2,53	9,81	18,35	5250	92,83	12,44	85,26
Conc Scv	1,02	0,27	5,16	642	1,03	1,41	4,20
Conc Ro + Scv	3,54	7,07	14,56	3927	93,86	13,85	89,45
Relave Scv	96,46	0,02	3,33	17	6,14	86,15	10,55
Cab. Calculada	100,0	0,27	3,72	155	100,0	100,0	100,0
Cab. Ensayada		0,26	3,87	155			

Fuente: Elaboración propia

- La recuperación de Cobre en el concentrado final es del orden de 58,79%, con una calidad que ensaya 30,72 %.
- La recuperación de Molibdeno en el concentrado final es del orden de 23,31 %, con una calidad que ensaya 7097 ppm.

- El hierro el principal contaminante se presenta en el orden de 3.81 % con una ley de 27,76 %.
- Se incluyó una etapa Cleaner/Scavenger para los Medios I con la finalidad de evacuar la mayor cantidad de pirita e insolubles flotado en la etapa Rougher.
- Comparando las leyes ensayadas con respecto al Cu y Fe en el concentrado final se deduce que la mayor aportación de Fe es dada por los minerales de Cu como la calcopirita y bornita.

Tabla N° 4.26: Condiciones de Flotación – P31B

Muestra: Master 1									
Código de prueba: P31B									
Peso alimento (g): 2000					Vol. Celda: 6000 (cc)				
% Sólidos Molienda: 66,6					% Sólidos Flot: 33				
Grado de molienda: 60% -200m					P80 (µm): 120				
Etapa	Tiempo (min)	pH	RPM	Presión Aire (psi)	Flujo Aire (l/min)	Consumo de reactivos (g/t)			
						Cal id.	AP-3302	Diésel	MIBC
Molienda	17,0	-	-	-	-	200,0	5,0	5,0	-
Acond. Ro	5,0	9,0	700,0	-	-	108,0	-	-	10,0
Flot. Ro	8,0	9,0	700,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Acond. Scv	2,0	9,0	700,0	-	-	46,0	2,5	-	10,0
Flot. Scv	4,0	9,0	700,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Acond. Cl 01	1,0	10,0	550,0	-	-	15,0	-	-	-
Flot. Cl 01	5,0	10,0	550,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Acond. Cl - Scv	1,0	10,0	550,0	-	-	-	1,0	-	1,0
Flot. Cl - Scv	5,0	10,0	550,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Flot. Cl 02	2,5	10,0	550,0	15,0	15,0	-	-	-	-
TOTAL	60,6	-	-	-	-	369,0	8,5	5,0	21,0

Fuente: Elaboración propia

En esta prueba se varió el grado de molienda primaria (de 65% a 60 % - m200), manteniéndose constante las condiciones en la flotación a nivel Rougher/Scavenger y de Limpieza.

Los resultados obtenidos en esta prueba se presentan en la siguiente tabla:

Tabla N° 4.27: Balance Metalúrgico – P31B

Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
		(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
		Cu	Fe	Mo			
Conc Cu-Mo	0,54	31,81	29,00	9826	63,49	3,97	32,85
Medios II	0,34	13,89	22,80	15063	17,33	1,95	31,48
Conc Cl - Scv	0,20	8,90	15,83	7334	6,48	0,79	8,94
Relave Cl - Scv	1,24	1,06	15,76	1727	4,87	4,94	13,23
Medios I	1,44	2,14	15,77	2497	11,34	5,73	22,17
Conc Ro	2,32	10,79	19,89	6043	92,16	11,65	86,50
Conc Scv	0,94	0,31	5,85	266	1,06	1,39	1,54
Conc Ro + Scv	3,26	7,76	15,84	4376	93,22	13,04	88,04
Relave Scv	96,74	0,02	3,55	20	6,78	86,96	11,96
Cab. Calculada	100,0	0,27	3,95	162	100,0	100,0	100,0
Cab. Ensayada		0,26	3,87	155			

Fuente: Elaboración propia

- La recuperación de Cobre en el concentrado final es del orden de 63,49% con una calidad que ensaya 31,81 %.
- La recuperación de Molibdeno en el concentrado final es del orden de 32,85 %, con una calidad que ensaya 9826 ppm.
- El hierro el principal contaminante se presenta en el orden de 3,97 % con una ley de 29,00 %.
- Comparando los resultados obtenidos con los de la prueba anterior se ratifica que a un grado de molienda más fino la recuperación se incrementa (de 93,22 % a 93,86 % con respecto al cobre y de 88,04% a 89,45 % para el Mo a nivel Rougher/Scavenger).

4.3.9.FLOTACIÓN BATCH (REMOLIENDA DEL CONCENTRADO ROUGHER)

Se realizó una prueba de flotación Batch aplicando remolienda del concentrado rougher hasta obtener un P₈₀ de 55 µm, con la finalidad de reducir la presencia de mixtos (calcopirita/pirita, bornita/pirita, molibdenita/pirita) y obtener un concentrado de Cu/Mo de grado comercial

con una máxima recuperación posible, manteniéndose constantes las condiciones de flotación a nivel Rougher/Scavenger (prueba P25).

Tabla N° 4.28: Condiciones de Flotación – P32

Muestra: Master 1									
Código de prueba: P32									
Peso alimento (g): 2000					Vol. Celda: 6000 (cc)				
% Sólidos Molienda: 66,0					% Sólidos Flot: 33				
Grado de molienda: 60% -200m					P80 remolienda (µm): 55				
P80 Molienda (µm)_ 120					Grado de remolienda: -				
Etapa	Tiempo (min)	pH	RPM	Presión Aire (psi)	Flujo Aire (l/min)	Consumo de reactivos (g/t)			
						Cal id.	AP-3302	Diésel	MIBC
Molienda	17,0	-	-	-	-	200,0	5,0	5,0	-
Acond. Ro	5,0	9,0	700,0	-	-	110,0	-	-	10,0
Flot Ro	8,0	9,0	700,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Acond Scv	2,0	9,0	700,0	-	-	23,0	2,5	-	10,0
Flot Scv	4,0	9,0	700,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Acond. Cl 01	1,0	10,0	550,0	-	-	20,0	-	-	-
Flot. Cl 01	5,0	10,0	550,0	15,0	10,0	-	-	-	-
Acond. Cl - Scv	1,0	10,0	550,0	-	-	-	1,0	-	1,0
Flot Cl - Scv	5,0	10,0	550,0	15,0	10,0	-	-	-	-
Flot. Cl 02	2,5	10,0	550,0	15,0	10,0	-	-	-	-
TOTAL	60,6	-	-	-	-	363,0	8,5	5,0	21,0

Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos se presentan en la siguiente tabla:

Tabla N° 4.29: Balance Metalúrgico – P32

Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
		(%)		(ppm)	(%)		
		Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
Conc Cu-Mo	0,45	31,84	27,86	10016	53,03	3,28	27,95
Medios II	0,26	17,16	22,70	18904	16,58	1,55	30,61
Conc Cl - Scv	0,23	13,29	18,24	10428	11,48	1,11	15,09
Relave Cl - Scv	1,68	1,71	15,80	1193	10,65	6,95	12,45
Medios I	1,91	3,12	16,10	2317	22,13	8,07	27,55
Conc Ro	2,62	9,43	18,77	5284	91,74	12,89	86,11
Conc Scv	0,97	0,30	4,71	311	1,09	1,19	1,87
Conc Ro + Scv	3,58	6,97	14,98	3943	92,83	14,09	87,98
Relave Scv	96,42	0,02	3,39	20	7,17	85,91	12,02
Cab. Calculada	100,0	0,27	3,81	160	100,0	100,0	100,0
Cab. Ensayada		0,26	3,87	155			

Fuente: Elaboración propia

La recuperación de Cobre en el concentrado final, luego de dos etapas cleaner, es del orden de 53,03%, con una calidad que ensaya 31,84 %.

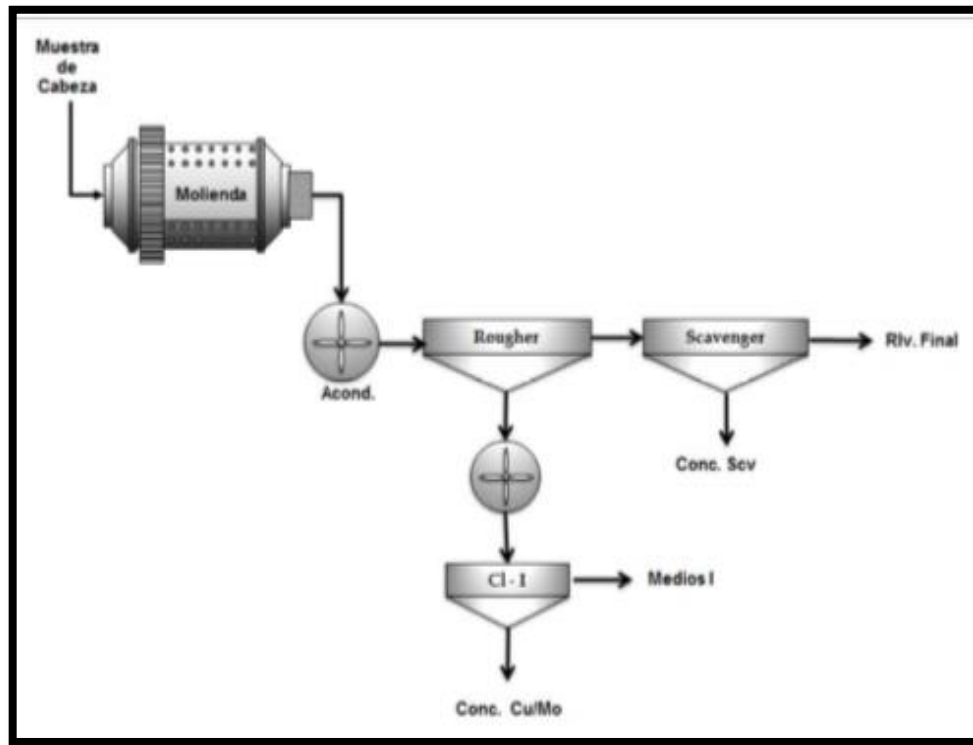
- La recuperación de Molibdeno en el concentrado final, luego de dos etapas cleaner es del orden de 27,95 %, con una calidad que ensaya 10016 ppm.
- El hierro el principal contaminante se presenta en el orden de 3,28 % con una ley de 27,86 %.
- Se observa una baja recuperación final de Cu, efecto significativo de la remolienda que genera nuevas áreas superficiales en el mineral, por lo que requiere adicionar colectores en las etapas cleaner, para evitar que las partículas valiosas se queden en los medios.

4.3.10. BATCH CON 01 ETAPA CLEANER

Por indicaciones del superintendente se realizó una prueba tipo Batch con una etapa Cleaner y sin remolienda del concentrado Rougher con la finalidad de evaluar la calidad del concentrado final con respecto a los elementos valiosos (Cu y Mo) y el desplazamiento de Fe en el concentrado final, manteniéndose constante las condiciones a nivel Rougher/Scavenger. El esquema de flotación utilizado fue la figura anterior.

Las condiciones operativas y resultados se presentan en las siguientes tablas:

Figura N° 4.7: Esquema de Flotación Batch con 01 Etapa de Limpieza



Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.30: Condiciones de Flotación – P33

Muestra: Master 1									
Código de prueba: P33									
Peso alimento (g): 2000					Vol. Celda: 6000 (cc)				
% Sólidos Molienda: 66,0					% Sólidos Flot: 33				
Grado de molienda: 60% -200m					P80 remolienda (µm):				
P80 Molienda (µm)_ 120					Grado de remolienda: -				
Etapa	Tiempo (min)	pH	RPM	Presión Aire (psi)	Flujo Aire (l/min)	Consumo de reactivos (g/t)			
						Cal id.	AP-3302	Diésel	MIBC
Molienda	17,0	-	-	-	-	200,0	5,0	5,0	-
Acond. Ro	5,0	9,0	700,0	-	-	108,0	-	-	10,0
Flot Ro	8,0	9,0	700,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Acond Scv	2,0	9,0	700,0	-	-	23,0	2,5	-	10,0
Flot Scv	4,0	9,0	700,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Acond. Cl 01	1,0	10,0	550,0	-	-	15,0	-	-	-
Flot. Cl 01	5,0	10,0	550,0	15,0	10,0	-	-	-	-
TOTAL	42,0	-	-	-	-	364,0	7,5	5,0	20,0

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.31: Balance Metalúrgico – P33

Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
		(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
		Cu	Fe	Mo			
Conc Cu-Mo	1,13	21,50	24,68	10841	86,99	7,35	74,90
Medios I	1,34	1,25	11,93	1418	5,95	4,19	11,56
Conc Ro	2,47	10,53	17,78	5740	92,93	11,54	86,46
Conc Scv	0,91	0,26	4,66	317	0,86	1,11	1,75
Conc Ro + Scv	3,38	7,78	14,25	4283	93,79	12,65	88,22
Relave Scv	96,62	0,02	3,44	20	6,21	87,35	11,78
Cab. Calculada	100,0	0,28	3,81	164	100,0	100,0	100,0
Cab. Ensayada		0,26	3,87	155			

Fuente: Elaboración propia

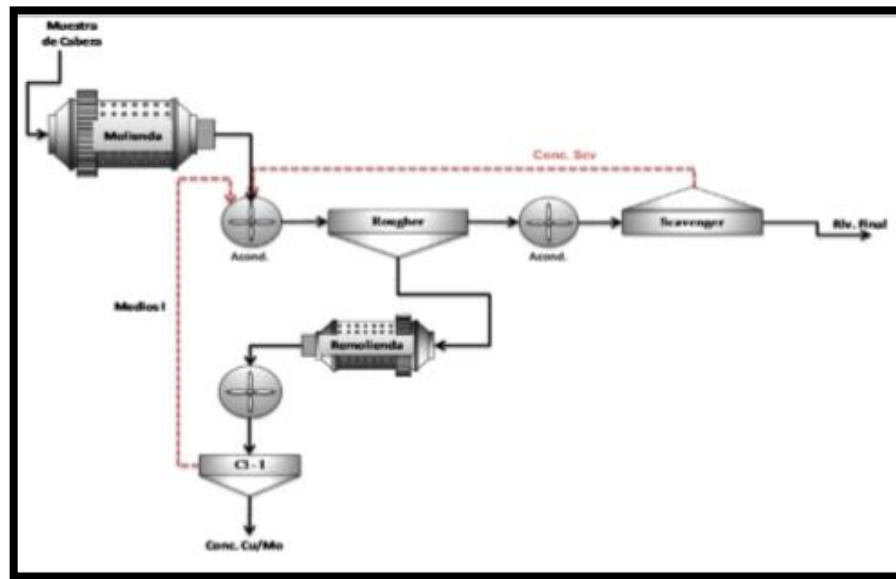
- La recuperación de Cobre en el concentrado final, luego de una etapa cleaner, es de 86.99 %, con una calidad que ensaya 21,50 %.
- Las recuperaciones de Molibdeno en el concentrado final, luego de una etapa cleaner, es de 74,90 %, con una calidad que ensaya 10841 ppm.
- El hierro el principal contaminante se presenta en el orden de 7.35 % con una ley de 24,68 %.
- Por lo tanto, se considera necesario incluir una segunda etapa de limpieza, debido a la baja calidad con respecto al Cu en el concentrado final a causa del desplazamiento de Fe como pirita.

4.3.11. CÍCLICA (CICLO CERRADO)

Cíclica con 01 etapa Cleaner

Por indicación del cliente se realizó una prueba de flotación de Ciclo Cerrado (Cíclica) con una sola etapa Cleaner con el fin de evaluar el efecto de la carga circulante en la calidad y recuperación de Cu en el concentrado final. El esquema empleado se muestra en la siguiente figura:

Figura N° 4.8: Esquema de flotación ciclo cerrado (01 etapa Cleaner)



Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a los resultados de la prueba Batch P33 se realizó la prueba de flotación de Ciclo Cerrado (Cíclica) incluyendo remolienda del concentrado rougher e incrementando el pH en la etapa de limpieza (de 10 a 10,5), las condiciones operativas y los balances metalúrgicos (general y en el equilibrio) se presentan en las siguientes tablas:

Tabla N° 4.32: Condiciones de Flotación - Cíclica 01

Muestra: Master 1									
Código de prueba: Cíclica 01									
Peso alimento (g): 2000					Vol. Celda: 6000 (cc)				
% Sólidos Molienda: 66,0					% Sólidos Flot: 33				
Grado de molienda: 60% -200m					P80 remolienda (µm): 55				
P80 Molienda (µm)_ 120					Grado de remolienda: -				
Etapa	Tiempo (min)	pH	RPM	Presión Aire (psi)	Flujo Aire (l/min)	Consumo de reactivos (g/t)			
						Cal id.	AP-3302	Diésel	MIBC
Molienda	17,0	-	-	-	-	200,0	5,0	5,0	-
Acond. Ro	5,0	9,0	750,0	-	-	105,0	-	-	10,0
Flot Ro	8,0	9,0	750,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Acond Scv	2,0	9,0	750,0	-	-	20,0	2,5	-	10,0
Flot Scv	4,0	9,0	750,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Remolienda	0,5	10,5						2,5	
Acond. Cl 01	1,0	10,5	600,0	-	-	15,0	2,5	-	5,0
Flot. Cl 01	6,0	10,5	600,0	15,0	5,0	-	-	-	-
TOTAL	44,5	-	-	-	-	340,0	10,0	7,5	25,0

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.33: Balance Metalúrgico General – Cíclica 01

Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
		(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
		Cu	Fe	Mo			
Conc Cu/Mo Cíclico 1	0,11	25,21	24,57	14827	11,12	0,66	11,35
Conc Cu/Mo Cíclico 2	0,13	24,03	25,02	12556	13,55	0,86	12,28
Conc Cu/Mo Cíclico 3	0,16	22,52	27,41	13333	14,82	1,10	15,23
Conc Cu/Mo Cíclico 4	0,16	20,46	25,05	12203	13,68	1,02	14,16
Conc Cu/Mo Cíclico 5	0,17	21,15	27,25	11490	14,96	1,18	14,10
Conc Cu/Mo Cíclico 6	0,17	22,54	26,87	12898	15,70	1,14	15,59
Conc Cu/Mo Total	0,89	22,44	26,16	12760	83,84	5,96	82,71
Medios I	0,55	3,06	21,87	1663	7,12	3,10	6,71
Conc Rougher Cu/Mo	1,44	15,01	24,51	8503	90,96	9,06	89,42
Conc Scv Cu/Mo	0,42	0,34	6,47	187	0,59	0,69	0,57
Conc Ro/Scv	1,86	11,71	20,46	6634	91,55	9,76	89,99
Relave Ciclo 1	16,00	0,02	3,61	15	1,28	14,78	1,75
Relave Ciclo 2	16,31	0,02	3,53	13	1,30	14,74	1,54
Relave Ciclo 3	16,35	0,02	3,51	12	1,44	14,71	1,43
Relave Ciclo 4	16,44	0,02	3,88	18	1,52	16,31	2,16
Relave Ciclo 5	16,50	0,02	3,39	11	1,39	14,33	1,32
Relave Ciclo 6	16,54	0,02	3,63	15	1,53	15,36	1,81
Relave total	98,14	0,02	3,59	14	8,45	90,24	10,01
Cabeza Calculada	100,0	0,24	3,91	137	100,0	100,0	100,0
Cabeza Ensayada		0,26	3,87	155			

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.34: Balance en el equilibrio circuito cerrado (02 últimos ciclos) – Cíclica 01

Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
		(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
		Cu	Fe	Mo			
Conc Cu/Mo	1,00	21,84	27,06	12189	91,32	7,24	90,47
Relave Total	99,00	0,02	3,51	13	8,68	92,76	9,53
Cab. Calculada	100,0	0,24	3,75	135	100,0	100,0	100,0
Cab. Ensayada		0,26	3,87	155			

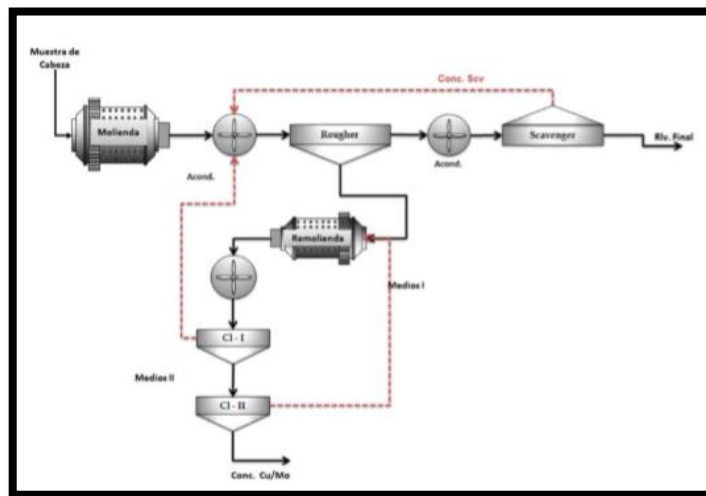
Fuente: Elaboración propia

El balance metalúrgico proyectado nos muestra que, en el equilibrio, con el efecto de la carga circulante empleando un esquema de circuito cerrado con una etapa cleaner, para el tratamiento del mineral, podemos obtener una calidad de concentrado de 21,84 % de cobre y 12189 ppm de molibdeno, con una recuperación de 91,32 % y 90,47 % respectivamente.

4.3.12. CÍCLICA CON 02 ETAPAS CLEANER

Por indicación del cliente se realizó una prueba de flotación de Ciclo Cerrado (Cíclica) con 02 etapas Cleaner con el fin de incrementar la calidad de Cobre en el concentrado final, el esquema empleado se muestra en la siguiente figura:

Figura N° 4.9: Esquema de flotación ciclo cerrado (02 etapas cleaner)



Fuente: Elaboración propia

Las condiciones operativas y los balances metalúrgicos (general y en el equilibrio) se presentan en las siguientes tablas:

Tabla N° 4.35: Condiciones de Flotación - Cíclica 02

Muestra: Master 1									
Código de prueba: Cíclica 02									
Peso alimento (g): 2000					Vol. Celda: 6000 (cc)				
% Sólidos Molienda: 66,0					% Sólidos Flot: 33				
Grado de molienda: 60% -200m					P80 remolienda (µm): 55				
P80 Molienda (µm)_ 120					Grado de remolienda: -				
Etapa	Tiempo (min)	pH	RPM	Presión Aire (psi)	Flujo Aire (l/min)	Consumo de reactivos (g/t)			
						Cal id.	AP-3302	Diésel	MIBC
Molienda	17,0	-	-	-	-	200,0	5,0	5,0	-
Acond. Ro	5,0	9,0	750,0	-	-	105,0	-	-	10,0
Flot Ro	8,0	9,0	750,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Acond Scv	2,0	9,0	750,0	-	-	25,0	2,5	-	10,0
Flot Scv	4,0	9,0	750,0	15,0	15,0	-	-	-	-
Remolienda	0,5	10,5	-	-	-	15,0	-	2,5	-
Acond. Cl 01	1,0	10,5	600,0	-	-	-	2,5	-	5,0

Flot. CI 01	6,0	10,5	600,0	15,0	5,0	-	-	-	-
Acond. CI 02	2,0	10,5	850,0	-		4,0	-		2,5
Flot. CI 02	2,5	10,5	850,0	3,0	3,0		-		
TOTAL	49,0	-	-	-	-	354,0	10,0	7,5	27,5

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.36: Balance Metalúrgico General – Cíclica 02

Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
		(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
		Cu	Fe	Mo			
Conc Cu/Mo Cíclico 1	0,08	29,82	28,00	13678	10,02	0,61	8,03
Conc Cu/Mo Cíclico 2	0,10	28,38	27,42	15145	11,18	0,70	10,44
Conc Cu/Mo Cíclico 3	0,11	28,65	27,42	14933	12,67	0,78	11,54
Conc Cu/Mo Cíclico 4	0,12	27,25	27,17	14710	13,34	0,86	12,59
Conc Cu/Mo Cíclico 5	0,12	27,27	26,92	14540	13,64	0,87	12,72
Conc Cu/Mo Cíclico 6	0,12	27,34	27,22	14396	13,87	0,89	12,77
Conc Cu/Mo Total	0,65	27,99	27,32	14590	74,71	4,70	68,08
Medios II	0,08	16,22	21,95	10881	5,56	0,48	6,52
Medios I	0,77	3,44	17,79	2033	10,83	3,61	11,19
Conc Rougher Cu/Mo	1,40	14,79	22,15	7965	91,10	8,79	85,80
Conc Scv Cu/Mo	0,40	0,34	5,97	150	0,56	0,64	0,44
Conc Ro + Scv	1,82	11,72	18,71	6304	91,66	9,43	86,23
Relave Ciclo 1	15,95	0,02	3,28	16	1,25	13,85	1,83
Relave Ciclo 2	16,20	0,02	3,45	20	1,27	14,81	2,33
Relave Ciclo 3	16,37	0,02	3,23	15	1,35	14,02	1,77
Relave Ciclo 4	16,49	0,02	3,49	22	1,42	15,25	2,61
Relave Ciclo 5	16,53	0,02	3,68	24	1,50	16,10	2,85
Relave Ciclo 6	16,55	0,02	3,77	20	1,57	16,53	2,38
Relave total	98,10	0,02	3,48	20	8,34	90,57	13,77
Cabeza Calculada	99,92	0,24	3,77	139	100,0	100,0	100,0
Cabeza Ensayada		0,26	3,87	155			

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.37: Balance en el equilibrio circuito cerrado (02 últimos ciclos) - Cíclica 02

Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
		(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
		Cu	Fe	Mo			
Conc Cu/Mo	0,74	27,31	27,07	14468	89,99	5,11	82,97
Relave Total	99,26	0,02	3,72	22	10,01	94,89	17,03
Cab. Calculada	100,0	0,22	3,89	128	100,0	100,0	100,0
Cab. Ensayada		0,26	3,87	155			

Fuente: Elaboración propia

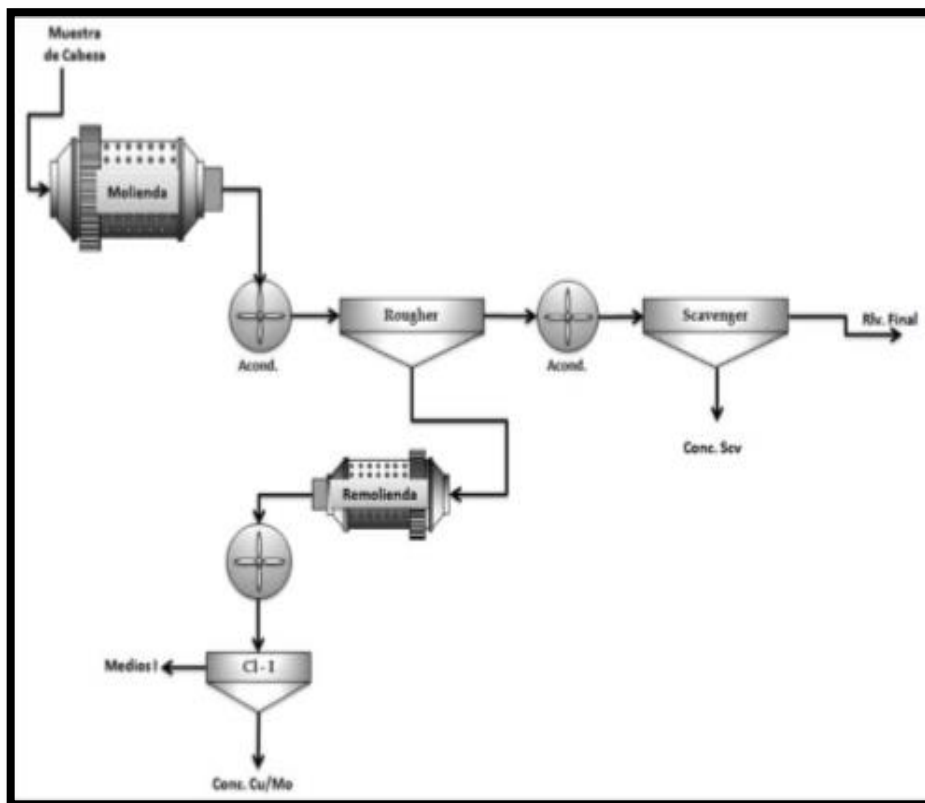
El balance metalúrgico proyectado nos muestra que en el equilibrio, con el efecto de la carga circulante empleando un esquema de circuito cerrado con dos etapas Cleaner, para el tratamiento del mineral, podemos obtener una

calidad de concentrado de 27,31 % de cobre y 14468 ppm de molibdeno, con una recuperación de 89,99 % y 82,97 % respectivamente, ratificando que necesariamente se debe incluir una segunda etapa de limpieza para llegar a una calidad en el concentrado final con respecto al Cu y Mo aceptable.

4.3.13. ACUMULADA

A partir de las mejores condiciones de flotación, se procedió a realizar 20 pruebas de flotación rougher/scavenger acumulado en celda de 45 litros de capacidad, posteriormente el concentrado rougher acumulado fue remolido y sometido a una etapa Cleaner en una celda de 2,5 Litros de laboratorio, con el fin de obtener concentrado Bulk suficiente para las pruebas de separación Cu/Mo de acuerdo al siguiente esquema.

Figura N° 4.10: Esquema de flotación Acumulada



Fuente: Elaboración propia

El resumen de las condiciones y balance metalúrgico acumulado se presentan en las siguientes tablas:

Tabla N° 4.38: Condiciones de Flotación – Acumulada

Muestra: Bloque 01/compósito individuales							
Código de Prueba: P01							
Peso Alimento (g): 2000				Vol. Celda (cc): 6000			
% Sólidos Molienda: 66,6				% Sólidos Flot.: 32			
Grado de Molienda: 60% -200m aprox.				P80 (um) 120			
Etapa	Tiempo (min)	pH	RPM	Consumo de reactivos (g/t)			
				Cal id.	AP-3302	Diésel	MIBC
Molienda	17,0	-	-	200,0	5,0	5,0	-
Acond. Ro	5,0	9,0	1300	133,0	-	-	10,0
Flot Ro	10,0	9,0	1300	-	-	-	-
Acond Scv	4,0	9,0	1300	73,0	2,5	-	10,0
Flot Scv	8,0	9,0	1300	-	-	-	-
Remolienda Cc Ro	0,7	10,5	-	12,0	-	2,5	-
Acond. Cl 01	2,0	10,5	750,0	-	2,5	-	5,0
Flot. Cl 01	6,0	10,5	750,0	-	-	-	-
TOTAL	64,7	-	-	418,0	10,0	7,5	27,5

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.39: Balance Metalúrgico – Acumulada

Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
		(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
		Cu	Fe	Mo			
Conc Cu-Mo	0,84	24,73	29,94	11840	81,91	6,32	79,84
Medios I	2,23	0,88	11,91	623	7,73	6,67	10,31
Conc Ro	3,07	7,41	16,85	3693	89,65	13,00	84,15
Conc Scv	0,88	0,91	9,24	680	3,15	2,04	4,44
Conc Ro + Scv	3,95	5,96	15,15	3022	92,80	15,04	88,59
Relave Scv	96,05	0,02	3,52	16	7,20	84,96	11,41
Cab. Calculada	100,0	0,25	3,98	135	100,0	100,0	100,0
Cab. Ensayada		0,26	3,87	155			

Fuente: Elaboración propia

- La recuperación de Cobre en el concentrado final es de 81,91%, con una calidad que ensaya 24,73 %.
- La recuperación de Molibdeno en el concentrado final es de 73,84 %, con una calidad que ensaya 11840 ppm.
- El hierro el principal contaminante se presenta en el orden de 6,32 % con una ley de 29,94 %.

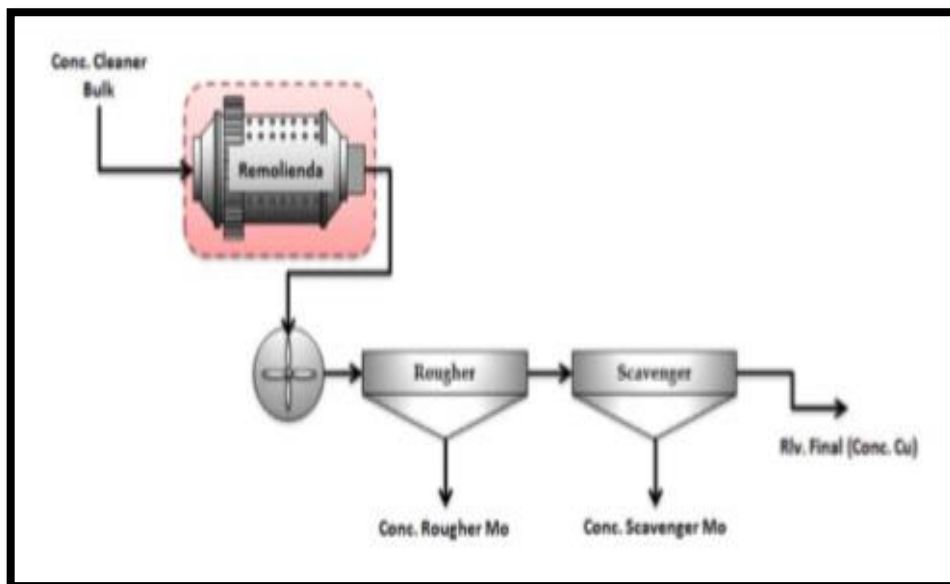
- Se obtuvo 2,51 Kg de concentrado final, el cual fue disgregado, homogenizado y cuarteado en 5 bolsas de aproximadamente 500 g para pruebas de separación Cu/Mo.

4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.4.1. EVALUACIÓN A NIVEL ROUGHER/SCAVENGER

Se realizaron pruebas de Flotación a nivel Rougher/Scavenger de separación, con y sin remolienda del concentrado Bulk acumulado, donde se evaluó la dosificación de colectores para Mo con el fin de obtener la máxima recuperación posible. Previo a las etapas de **flotación se acondicionó la pulpa con carbón** activado con la finalidad de absorber reactivos remanentes procedentes de la etapa Bulk.

Figura N° 4.11: Esquema de flotación a nivel Rougher/Scavenger



Fuente: Elaboración propia

En las siguientes tablas se presenta el resumen de las condiciones de flotación de cada prueba y los resultados metalúrgicos obtenidos.

Tabla N° 4.40: Resumen - Condiciones de Flotación a nivel Rougher/Scavenger.

Muestra: Bloque 01/compósito individuales									
Código de Prueba: P01									
Peso Alimento (g): 2000					Vol. Celda (cc): 6000				
% Sólidos Molienda: 66,6					% Sólidos Flot.: 32				
Grado de Molienda: 60% -200m aprox.					P80 (um) 120				
Prueba	Etapa	Tiempo (min)	pH	Dosificación de reactivos (g/t)					
				C. A.	NaSH	Diésel	Z-11	Na25103	MIBC
P02	Remolienda	-	-	-	-	-	-	-	-
	Acond. 1	30,0	-	40,0	-	-	-	-	-
	Acond. 2	10,0	12,3	-	15000	-	-	-	-
	Acond. 3	5,0	12,1	-	-	15,0	-	100,0	10,0
	Flot Ro Mo	3,0	11,4	-	-	-	-	-	-
	Acond. 4	2,0	12,1	-	500	10,0	-	-	5,0
	Flot Scv Mo	8,0	12,0	-	-	-	-	-	-
P03	Remolienda	5,0	-	-	4000	10,0	-	-	-
	Acond. 1	30,0	8,9	40,0	-	-	-	-	-
	Acond. 2	10,0	12,5	-	8000	-	-	-	-
	Acond. 3	2,0	12,5	-	-	-	-	-	10,0
	Flot Ro Mo	3,0	12,5	-	-	-	-	-	-
	Acond. 4	5,0	12,5	-	5200	10,0	1,0	-	5,0
	Flot Scv Mo	6,0	12,5	-	-	-	-	-	-
P04	Remolienda	10,0	-	-	-	-	-	-	-
	Acond. 1	30,0	8,7	40,0	-	-	-	-	-
	Acond. 2	10,0	12,4	-	16000	-	-	-	-
	Acond. 3	5,0	12,4	-	-	15,0	-	100,0	25,0
	Flot Ro Mo	4,0	12,4	-	-	-	-	-	-
	Acond. 4	5,0	12,4	-	500	10,0	1,0	-	10,0
	Flot Scv	5,0	12,4	-	-	-	-	-	-

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.41: Resumen - Resultados a nivel Rougher/Scavenger

Productos	Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
			Leyes (%)		Leyes (ppm)	Recuperación (%)		
			Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
P02	Cc. Ro Mo	10,92	20,48	21,64	4,34	9,12	8,19	40,01
	Cc. Scv Mo	10,56	23,40	27,34	3,38	10,07	10,01	30,09
	Cc. Ro + Scv	21,48	21,92	24,44	3,87	19,19	18,20	70,11
P03	Cc. Ro Mo	3,53	7,06	12,54	25,14	1,03	1,55	79,78
	Cc. Scv Mo	3,77	14,80	23,08	3,87	2,31	3,05	13,14
	Cc. Ro + Scv	7,31	11,06	17,99	14,15	3,35	4,60	92,92
P04	Cc. Ro Mo	16,34	22,25	23,47	6,18	15,49	13,34	85,22
	Cc. Scv Mo	10,26	25,05	28,61	1,17	10,95	10,21	10,13
	Cc. Ro + Scv	26,60	23,33	25,45	4,24	26,44	23,55	95,35

Fuente: Elaboración propia

- En la prueba P02, la recuperación de Mo a nivel Rougher/Scavenger es baja del orden de 70,11%, con una calidad que ensaya 3,87 % en Mo, esto se debe a que los minerales mixtos presentes (calcopirita/molibdenita, bornita/molibdenita, pirita/molibdenita) fueron deprimidos por la adición

de NASH (depresor de Cu) reflejándose en la presencia considerable de Mo en el concentrado de Cu.

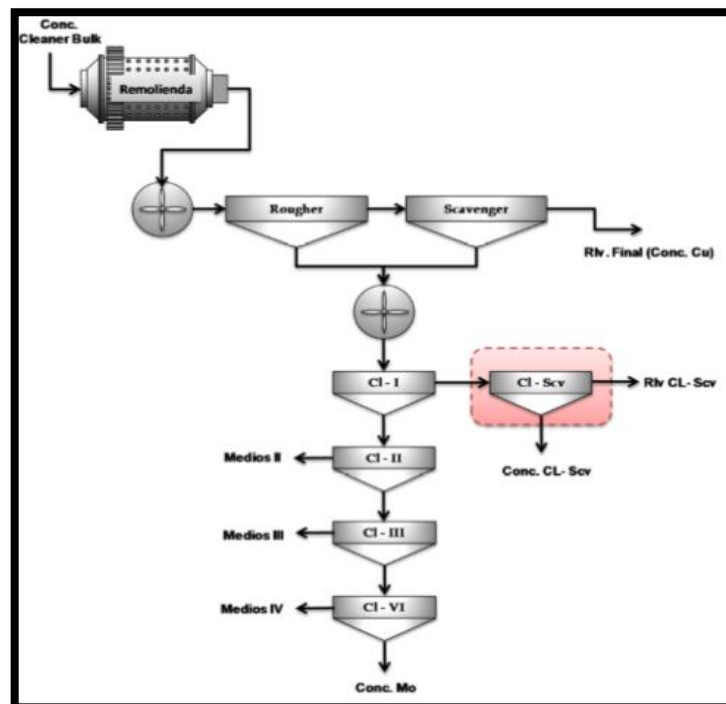
- En la prueba P03 se incluyó remolienda del concentrado Cleaner Bulk con un tiempo de 5 minutos ($P_{80} = 37 \mu\text{m}$), disminución en la dosificación del colector (Diésel) a 10 g/t en la etapa Rougher y la adición de Z-11 en la etapa Scavenger, teniendo una recuperación de Mo a nivel Rougher/Scavenger de 92,92 %, con una calidad que ensaya 14,15 %, reflejándose un notorio incremento en la recuperación comparado con la anterior prueba (sin remolienda). Respecto al Cu el principal contaminante se presenta en el orden de 3,35 % con una ley de 11,06 %.
- En la prueba P04 se evaluó incrementar el tiempo de remolienda del concentrado Cleaner Bulk (de 5 a 10 minutos) y la dosificación del colector (Diésel) de 10 g/t a 15 g/t en la etapa Rougher, teniendo como resultado una recuperación de Mo a nivel Rougher/Scavenger de 95,35 %, con una calidad que ensaya 4,24 %, reflejándose un incremento con respecto a la recuperación comparado con la prueba P03. Respecto al Cu, principal contaminante se presenta en el orden de 26,44 % con una ley de 23,33 %, pudiéndose controlar este desplazamiento en las etapas de limpieza con un agente depresor para Cu, Por lo tanto, se puede concluir que es necesario remoler el concentrado Cleaner Bulk para obtener un incremento notorio en la recuperación de Mo.
- De acuerdo a los resultados obtenidos y en coordinación con el cliente se determinó realizar las pruebas Batch a las siguientes condiciones a nivel Rougher/Scavenger que presentaron el índice más alto con respecto a la recuperación de Mo.

- Remolienda del concentrado Cleaner Bulk a 10 minutos ($P_{80}=23\mu\text{m}$).
- Dosificación de Carbón Activado (60g/t - etapa Rougher).
- Dosificación de Na_2SiO_3 (100g/t - etapa Rougher).
- Dosificación de Diésel (25g/t - etapa Rougher/Scavenger).
- Dosificación de MIBC (35g/t - etapa Rougher/Scavenger).
- Dosificación de Z-11 (1g/t - etapa Scavenger).

4.4.2. EVALUACIÓN A NIVEL CLEANER

Definidas las condiciones a nivel Rougher/Scavenger se realizaron pruebas de Flotación tipo Batch con 04 etapas de limpieza, con el fin de obtener concentrado de molibdeno con calidad comercial, también se evaluó incluir una etapa Cleaner – scavenger con la finalidad de evacuar la calcopirita/bornita/pirita e insolubles del sistema de acuerdo al siguiente esquema:

Figura N° 4.12: Esquema de flotación a nivel Cleaner



Fuente: Elaboración propia

En las siguientes tablas se presenta el resumen de las condiciones de flotación de cada prueba y los resultados metalúrgicos obtenidos.

Tabla N° 4.42: Resumen de Condiciones a nivel Cleaner

Prueba	Etapas	Tiempo (min)	pH	Dosificación de reactivos (g/t)						
				C. A.	NaSH	Diésel	Z-11	Na ₂ SiO ₃	MIBC	NaCN
P05	Remolienda	10,0	-	-	-	-	-	-	-	-
	Flot Ro Mo	4,0	12,0	60,0	14000	15,0	-	100,0	25,0	-
	Flot Scv Mo	5,0	12,5	-	1500	10,0	1,0	-	10,0	-
	Flot Cl 01 Mo	8,0	11,2	-	-	-	-	-	10,0	50,0
	Flot Cl 02 Mo	4,0	10,1	-	-	-	-	-	10,0	50,0
	Flot Cl 03 Mo	3,0	9,0	-	-	-	-	-	10,0	20,0
	Flot Cl 04 Mo	3,0	8,0	-	-	-	-	-	10,0	10,0
P06	Remolienda	10,0	-	-	-	-	-	-	-	-
	Flot Ro Mo	4,0	11,0	60,0	16000	15,0	-	100,0	25,0	-
	Flot Scv Mo	5,0	10,9	-	1000	10,0	1,0	-	10,0	-
	Flot Cl 01 Mo	10,0	10,7	-	-	10,0	-	-	10,0	60,0
	Flot Cl 02 Mo	4,0	10,5	-	-	-	-	-	10,0	60,0
	Flot Cl 03 Mo	3,0	10,0	-	-	-	-	-	10,0	30,0
	Flot Cl 04 Mo	3,0	10,0	-	-	-	-	-	10,0	20,0
P07	Remolienda	10,0	-	-	-	-	-	-	-	-
	Flot Ro Mo	4,0	10,8	60,0	12000	15,0	-	100,0	25,0	-
	Flot Scv Mo	5,0	10,7	-	1000	10,0	1,0	-	10,0	-
	Flot Cl 01 Mo	10,0	10,4	-	-	5,0	-	-	10,0	60,0
	Flot Cl 02 Mo	3,5	10,1	-	-	-	-	-	10,0	60,0
	Flot Cl 03 Mo	2,5	9,5	-	-	-	-	-	10,0	30,0
	Flot Cl 04 Mo	2,0	9,2	-	-	-	-	----	10,0	20,0
Flot Cl/Scv Mo	4,0	10,4	-	-	10,0	-	-	10,0	-	

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.43: Resumen- Resultados a nivel Cleaner

Productos	Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
			Leyes (%)		Leyes (%)	Recuperación (%)		
			Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
P05	Cc. Cl Mo	0,64	1,54	2,25	50,15	0,04	0,05	29,04
	Cc. Ro+Scv	27,35	25,17	25,89	3,85	28,13	24,97	94,95
	Cc. Cu final	72,65	24,21	29,28	0,08	71,87	75,03	5,05
P06	Cc. Cl Mo	1,30	7,04	7,80	44,05	0,36	0,36	50,61
	Cc. Ro+Scv	26,95	24,67	26,19	4,00	25,22	25,22	95,41
	Cc. Cu final	73,05	25,53	28,64	0,07	74,78	74,78	4,59
P07	Cc. Cl Mo	1,17	6,07	8,80	45,23	0,36	0,36	44,47
	Cc. Ro+Scv	25,90	23,36	25,39	4,41	23,17	23,17	96,44
	Cc. Cu final	74,10	24,96	29,42	0,06	76,83	76,83	3,56

Fuente: Elaboración propia

- En la prueba P05 se mantuvo constantes las variables a nivel Rougher/Scavenger, no incluyéndose una etapa Cleaner/Scavenger para los Medios I, teniendo como resultado una recuperación de Mo en el

concentrado final de 29,04 %, con una calidad que ensaya 50,15 %, respecto a los principales contaminantes como el Cu y Fe se presenta en el orden de 0,04 % y 0,05 %, con leyes de 1,54 % y 2,25 % respectivamente. Por lo consiguiente se llegó a una ley comercial con respecto al Mo.

- En la prueba P06 como variante se adicionó Diésel (colector de Mo) en el acondicionamiento Cleaner 01 (10 g/t) con la finalidad de poder colectar la mayor cantidad de Molibdenita e incrementar la recuperación en el concentrado final, también se incluyó una etapa Cleaner/Scavenger con el objetivo de evacuar los minerales de Cu, Fe e insolubles del sistema, los resultados obtenidos indican una recuperación de Mo en el concentrado final de 50,61 %, con una calidad que ensaya 44,05 %, respecto a los principales contaminantes como el Cu y Fe se presenta en el orden de 0,36% y 0,36 %, con leyes de 7,04 % y 7,80% respectivamente.

Por lo consiguiente se llegó a una recuperación en el concentrado final mayor en comparación con la prueba P05 debido a la adición del colector en la primera etapa de limpieza, siendo también notorio el incremento Cu y Fe por desplazamiento en el concentrado final.

- En la prueba P07 como variante se bajó la dosificación del colector Diésel a 5 g/t en el acondicionamiento Cleaner 01 con la finalidad de minimizar el desplazamiento de Cu y Fe en el concentrado final, los resultados indican una recuperación de Mo en el concentrado final es de 44,47 %, con una calidad que ensaya 45,23 %, los principales contaminantes como el Cu y Fe se presenta en el orden de 0,26% y 0,36 %, con leyes de 6,04 % y 8,80% respectivamente.

Por consiguiente, podemos concluir que la adición del colector Diésel en la etapa Cleaner 01 incrementa la recuperación de Mo en el concentrado final, pero disminuye la calidad de este, debido al incremento de Cu y Fe por desplazamiento.

4.4.3. CARACTERIZACIÓN DE PRODUCTOS FINALES

A partir de la mejor prueba de separación Cu/Mo, se procedió a caracterizar los productos finales, con el fin de cuantificar elementos contaminantes y penalizables, cuyos resultados se muestran en las siguientes tablas:

Tabla N° 4.44: Análisis Químico Tipo ICP - Productos de Separación Cu/Mo

Productos	Ag	Al	As	Ba	Be	Bi	Ca	Cd	Co
	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm
Conc Mo	16,50	0,24	137,0	115,0	<0,5	15,0	1,57	3,00	103,00
Conc Cu	64,00	1,27	361,0	140,0	<0,5	<0,5	0,51	16,00	119,00
Productos	Cr	Cu	Fe	Ga	K	La	Mg	Mn	Mo
	ppm	ppm	%	ppm	%	ppm	%	ppm	ppm
Conc Mo	113,00	>10000	2,05	<10	0,06	7,20	0,07	30,00	>10000
Conc Cu	395,00	>10000	>15,0	<10	0,31	7,10	0,23	145,00	779,00
Productos	Na	Nb	Ni	P	Pb	S	Sb	Sc	Sn
	ppm	%	ppm	%	ppm	%	ppm	ppm	ppm
Conc Mo	0,03	30,00	10,00	0,02	27,00	>10,00	162,00	0,60	28,00
Conc Cu	0,15	<1	100,00	<0,01	179,00	>10,00	178,00	4,70	<10
Productos	Sr	Ti	Tl	V	W	Y	Zn	Zr	
	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	
Conc Mo	31,80	0,05	<2	11,00	133,00	11,60	585,00	2,80	
Conc Cu	39,00	0,05	<2	25,00	<10	6,20	2150,00	<0,5	

Fuente: Laboratorio químico

Tabla N° 4.45: Análisis por Insolubles - Productos de Separación Cu/Mo

Productos	Insolubles
Conc. Mo	4,66
Conc. Cu	9,02

Fuente: Laboratorio químico

4.4.4. VARIABILIDAD

Se realizaron pruebas de variabilidad a partir de los compósitos Individuales y compósitos tramos, los que se detallan a continuación:

Compósitos Tramo

Se realizó una prueba de flotación Batch con una etapa de limpieza para cada compósito Tramo (08), a partir de las mejores condiciones de flotación obtenidas con el compósito Master 01, con el fin de evaluar la influencia de cada tramo en términos de recuperación y calidad de Cu, con respecto al compósito Master 01.

El resumen de las condiciones y resultados se muestran en las siguientes tablas.

Tabla N° 4.46: Condiciones de Flotación – Variabilidad de compósitos Tramo

Etapa	Tiempo (min)	pH	Consumo de reactivos (g/t)		
			AP-3302	Diésel	MIBC
Molienda	-	-	5,0	5,0	-
Acond. Ro	5,0	9,0	-	-	10,0
Flot Ro Cu/Mo	8,0	9,0	-	-	-
Acond Scv	2,0	9,0	2,5	-	10,0
Flot Scv Cu/Mo	4,0	9,0	-	-	-
TOTAL	-	-	7,5	5,0	20,0

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.47: Resumen de Resultados – Variabilidad (compósitos Tramo)

Compósitos	Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
			(%)		ppm	(%)		
			Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
Tramo 01	Cc. Cl Bulk	0,88	14,78	34,50	4725	55,48	8,36	39,85
	Cc. Ro Bulk	2,33	7,21	27,37	2212	71,95	17,63	49,57
	Cc. Ro + Scv	3,38	5,18	20,52	1584	75,16	19,22	51,62
Tramo 02	Cc. Cl Bulk	0,89	15,30	32,01	7342	59,47	9,36	63,39
	Cc. Ro Bulk	2,90	6,11	24,23	2747	77,36	23,10	77,27
	Cc. Ro+Scv	4,27	4,29	17,89	1899	79,94	25,11	78,66
Tramo 03	Cc. Cl Bulk	0,68	18,83	31,56	7416	53,56	5,94	56,73
	Cc. Ro Bulk	2,97	6,23	25,96	2238	77,82	21,48	75,20
	Cc. Ro + Scv	4,00	4,81	20,95	1705	81,02	23,35	77,19
Tramo 04	Cc. Cl Bulk	0,91	15,43	32,05	8706	60,62	9,21	72,42
	Cc. Ro Bulk	2,91	6,21	24,61	3227	77,93	22,57	85,70

	Cc. Ro+Scv	4,17	4,55	19,17	2305	81,82	25,21	87,75
Tramo 05	Cc. Cl Bulk	0,66	28,81	26,97	19250	84,55	4,81	80,36
	Cc. Ro Bulk	2,84	7,34	10,92	5001	93,23	8,43	90,36
	Cc. Ro + Scv	4,15	5,05	8,74	3435	93,99	9,87	90,84
Tramo 06	Cc. Cl Bulk	0,77	26,79	25,90	12797	83,31	5,25	72,01
	Cc. Ro Bulk	2,73	8,53	12,06	4367	94,70	8,73	87,69
	Cc. Ro+Scv	4,14	6,69	9,53	2917	95,72	10,44	88,72
Tramo 07	Cc. Cl Bulk	0,76	28,17	27,13	11526	80,26	5,33	73,27
	Cc. Ro Bulk	2,42	10,55	25,21	4250	95,72	15,76	86,03
	Cc. Ro + Scv	3,93	6,54	16,96	2651	96,40	17,22	87,16
Tramo 08	Cc. Cl Bulk	0,76	21,79	23,34	10243	84,96	4,67	69,72
	Cc. Ro Bulk	2,82	6,58	10,27	3454	95,23	7,62	87,23
	Cc. Ro+Scv	3,73	5,02	8,81	2658	96,05	8,65	88,79

Fuente: Elaboración propia

- Los compósitos Tramo 05, 06, 07 y 08 presentan una influencia favorable en la recuperación y calidad del compósito Master 01 debido a que ellos se encuentran en mayor proporción en la formación del compósito Master 01, teniendo recuperaciones que fluctúan entre 93,99 % a 96,40 % para el Cu y de 87,16 % a 90,84 % para el Mo. Los compósitos Tramo 01, 02, 03 y 04 presentan recuperaciones a nivel Rougher/Scavenger que fluctúan entre 75,16 % a 81,82 % para el Cu, y 51,62 % a 87,75 % para el Mo. Por otro lado, estos compósitos son los que se encuentran en menor proporción en la formación del compósito Master 01.
- Los compósitos Tramo 05, 06, 07 y 08 presentan una influencia favorable en la recuperación y calidad del compósito Master 01 debido a que ellos se encuentran en mayor proporción en la formación del compósito Master 01, teniendo recuperaciones que fluctúan entre 93,99 % a 96,40 % para el Cu y de 87,16 % a 90,84 % para el Mo.
- Compósitos Individuales Se realizó una prueba de flotación rougher/scavenger para cada compósito individual (65 compósitos), a partir de las mejores condiciones de flotación obtenidas con el compósito Master 01, con el fin de evaluar el comportamiento metalúrgico de las

especies valiosas de Cu y Mo y su influencia en los resultados obtenidos en cada compósito Tramo y Master 1.

El resumen de condiciones y resultados a nivel Rougher/Scavenger se muestra en las siguientes tablas:

Tabla N° 4.48: Resumen de Condiciones – Variabilidad (compósitos Individuales)

Muestra: Bloque 01/compósito individuales						
Código de Prueba: P01						
Peso Alimento (g): 2000			Vol. Celda (cc): 6000			
% Sólidos Molienda: 66,6			% Sólidos Flot.: 32			
Grado de Molienda: 60% -200m aprox			P80 (um) 120			
Etapa	Tiempo (min)	pH	Consumo de reactivos (g/t)			
			AP-3302	Diésel	MIBC	
Molienda	-	-	5,0	5,0	-	
Acond. Ro	5,0	9,0	-	-	10,0	
Flot Ro Cu/Mo	8,0	9,0	-	-	-	
Acond Scv	2,0	9,0	2,5	-	10,0	
Flot Scv Cu/Mo	4,0	9,0	-	-	-	
TOTAL	-	-	7,5	5,0	20,0	

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.49: Resumen de Resultados – Variabilidad (compósitos individuales) (1/2)

Código de muestra	Etapa	Peso (g)	Leyes			Recuperación (%)		
			(%)		(ppm)	Cu	Fe	Mo
			Cu	Fe	Mo			
Compósito 01	Cc Ro+Scv	3,43	3,00	15,23	1011	61,07	14,59	32,37
Compósito 02	Cc Ro+Scv	4,03	5,30	24,93	1438	73,71	37,03	76,05
Compósito 03	Cc Ro+Scv	4,55	4,04	24,90	1391	77,14	29,56	59,02
Compósito 04	Cc Ro+Scv	6,13	2,72	23,40	690	76,02	38,15	64,57
Compósito 05	Cc Ro+Scv	5,93	2,67	23,08	1141	73,71	34,74	72,71
Compósito 06	Cc Ro+Scv	6,40	2,66	22,55	1120	80,17	44,29	77,69
Compósito 07	Cc Ro+Scv	6,25	2,74	23,67	1421	84,29	46,83	86,33
Compósito 08	Cc Ro+Scv	6,65	3,10	15,23	1279	84,66	30,68	85,87
Compósito 09	Cc Ro+Scv	4,92	4,37	21,73	1942	84,33	33,97	87,00
Compósito 10	Cc Ro+Scv	5,14	3,98	22,73	1128	76,04	38,62	53,08
Compósito 11	Cc Ro+Scv	5,51	4,65	22,69	1034	84,95	44,14	95,92
Compósito 12	Cc Ro+Scv	5,33	3,12	14,92	2570	82,60	20,59	92,94
Compósito 13	Cc Ro+Scv	4,75	3,53	20,09	2147	81,85	35,56	85,61
Compósito 14	Cc Ro+Scv	4,69	7,13	27,53	3219	83,77	43,50	86,84
Compósito 15	Cc Ro+Scv	3,25	6,97	10,63	4160	93,98	9,39	87,48
Compósito 16	Cc Ro+Scv	3,65	6,21	9,94	3095	93,63	9,38	80,16
Compósito 17	Cc Ro+Scv	3,63	6,18	10,25	3796	93,56	9,91	92,26
Compósito 18	Cc Ro+Scv	3,92	5,81	9,62	2910	94,43	9,99	90,14
Compósito 19	Cc Ro+Scv	3,96	6,17	8,88	2657	94,78	10,55	90,13
Compósito 20	Cc Ro+Scv	4,30	5,77	8,81	2830	94,87	12,09	91,37
Compósito 21	Cc Ro+Scv	4,24	5,28	8,81	3586	93,97	10,23	85,47
Compósito 22	Cc Ro+Scv	3,78	6,06	9,43	3926	93,34	9,17	91,68
Compósito 23	Cc Ro+Scv	3,51	6,32	10,36	3412	95,04	10,28	92,55

Compósito 24	Cc Ro+Scv	4,06	5,73	10,06	2923	94,54	9,92	92,53
Compósito 25	Cc Ro+Scv	4,56	5,03	8,17	3036	94,12	11,02	87,87
Compósito 26	Cc Ro+Scv	4,31	5,28	8,95	2843	94,44	94,44	84,22
Compósito 27	Cc Ro+Scv	4,29	5,62	8,68	4508	94,39	11,17	88,99
Compósito 28	Cc Ro+Scv	4,72	4,21	8,07	3152	92,89	1018	91,24
Compósito 29	Cc Ro+Scv	4,51	5,26	9,85	2182	93,24	9,37	90,35
Compósito 30	Cc Ro+Scv	4,22	5,97	8,94	1690	93,59	11,22	88,15
Compósito 31	Cc Ro+Scv	3,73	5,71	9,48	1817	93,65	9,43	87,55
Compósito 32	Cc Ro+Scv	3,87	5,72	10,81	3480	93,88	8,79	84,34

Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos muestran que los compósitos individuales iniciales (compósitos 1 al 14) presentan la menor recuperación de Cu a nivel Rougher/Scavenger, mientras que los compósitos 15 al 65, son los que presentan mayor recuperación, corroborando así los resultados de las pruebas de variabilidad de los compósitos Tramo, ya que estos forman parte de los compósitos Tramos 05, 06, 07 y 08, y a su vez están presente en mayor proporción en el compósito Master 01.

CONCLUSIONES

En base a los análisis de las muestras y a los resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas realizados a partir de las muestras del compósito 1, se ofrecen los siguientes comentarios:

1. El análisis químico de la muestra compósito Master 01 reporta valores de 1,00 g/t de Ag, 0,01 g/t en Au, 0,26 % en Cu y 155 ppm Mo, con un contenido de Fe de 3,87 %.
2. El material necesita una molienda moderada; con un grado de molienda de 120 μm de P80 (60 % -m200). se puede considerar adecuada y suficiente para su procesamiento en la etapa de flotación Rougher/Scavenger.
3. De las pruebas de flotación se concluye que el mineral presenta un comportamiento dócil a este tipo de concentración, con índices metalúrgicos favorables a pesar de tener bajo contenido de valioso.
4. Las condiciones de flotación óptimas, con el que se logra la mejor performance metalúrgica para la muestra del compósito Master 01, se compone del A-3302 como colector primario interactuando con el petróleo como colector del Mo y el MIBC como espumante; a un grado de molienda primaria de 60% -m200 y remolienda del concentrado rougher a P80: 55 μm , pH de flotación de 9,0 para la etapa Rougher/Scavenger y 10,5 para las etapas de limpieza.
5. De las pruebas de flotación de Ciclo Cerrado, la recuperación obtenida al trabajar con un esquema de circuito cerrado con una etapa de Limpieza fue de 91,32% de Cu y 90,47 % de Mo. Mientras que al trabajar en un circuito cerrado con dos etapas de Limpieza la recuperación de Cu fue de 89,99 % de Cu y 82,97 % de Mo. El grado de concentrado alcanzado al trabajar en circuito cerrado con una etapa de

Limpieza fue de 21,84 % en Cu y 12189 ppm en Mo, mientras que con dos etapas de Limpieza considerando un circuito cerrado se obtuvo 27,31 % en Cu y 14468 ppm en Mo.

6. De las pruebas exploratorias de separación Cobre-Molibdeno se puede concluir que es posible obtener un grado comercial respecto al Mo.

RECOMENDACIONES

1. Para el inicio de operaciones se debe de hacer un escalamiento a nivel industrial para confirmar los resultados de la investigación a nivel de laboratorio.
2. Se tiene que seguir haciendo más investigaciones con nuevas muestras de otras zonas de exploración para confirmar los resultados obtenidos.
3. El tratamiento del cobre se debe de hacer con una limpieza si se trabaja con 2 limpiezas se mejora la calidad y se baja en la recuperación.
4. Se debe realizar pruebas adicionales para poder mejorar la recuperación del Mo en el concentrado Final.

BIBLIOGRAFÍA

1. BUENO BULLON, Héctor. (2003). Técnica Experimental e Ingeniería Básica en Plantas Concentradoras, 1º Edición.
2. QUIROZ NUÑEZ, Iván. (1986). Ingeniería Metalúrgica Operaciones Unitarias en Procesamiento de minerales. Perú.
3. SUTULOV Alexander, (2005). Flotación de Minerales, Instituto de investigaciones Tecnológicas, Concepción.
4. TECSUP. (2010). Actualización en Procesos de Tratamiento de Minerales, Arequipa.
5. WILLS, Barry y Tim NAPIER-MUNN. Tecnología de procesamiento de mineral. Séptima edición. Estados Unidos de América: Elsevier Science & Technology Books. Pp.378-389.

ANEXOS

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TITULO

“Evaluación del comportamiento metalúrgico a minerales de Cu y Mo para la determinación del proceso de flotación en el Proyecto Minero Magistral en Pallasca – Ancash - 2019”

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODOLÓGIA
GENERAL	GENERAL	GENERAL	DEPENDIENTE	MÉTODO
¿ Cómo realizar la evaluación del comportamiento metalúrgico a minerales de Cu y Mo para la determinación del proceso de flotación en el Proyecto Minero Magistral?	Evaluar el comportamiento metalúrgico a minerales de Cu y Mo para determinar el proceso de flotación en el Proyecto Minero Magistral.	Si realizamos la evaluación del comportamiento metalúrgico a minerales de Cu y Mo entonces podemos realizar la determinación del proceso de flotación en el Proyecto Minero Magistral.	Determinación del proceso de flotación en el Proyecto Minero Magistral.	Científico: Aplicada
ESPECÍFICOS	ESPECÍFICOS	ESPECÍFICOS	INDEPENDIENTE	DISEÑO
1. ¿Cómo determinar la granulometría del cobre y molibdeno para la determinación del proceso de flotación en el proyecto Magistral?	1. Determinar la granulometría del cobre y molibdeno para determinar el proceso de flotación en el proyecto Magistral.	1.Si determinamos la granulometría del cobre y molibdeno entonces podemos realizar la determinación del proceso de flotación en el proyecto Magistral.	Evaluación del comportamiento metalúrgico a minerales de Cu y Mo.	Experimental
			INTERVENIENTES	TIPO
2. ¿Cuál es el pH óptimo para la determinación del proceso de flotación en el proyecto Magistral?	2. Determinar el pH óptimo para determinar el proceso de flotación en el proyecto Magistral.	2. Si determinamos el pH óptimo entonces podemos realizar la determinación del proceso de flotación en el proyecto Magistral.	Variable independiente Tamaño de partícula pH Reactivos de flotación selectiva	Cuasi-Experimental, Observación.
3. ¿Cómo hacer la clasificación los reactivos se va a emplear para la determinación del proceso de flotación en el proyecto Magistral?	3. Clasificar los reactivos se va a emplear para determinar el proceso de flotación en el proyecto Magistral.	3. Si hacemos la clasificación de los reactivos se va a emplear entonces podemos hacer la determinación del proceso de flotación en el proyecto Magistral.		

PROTOCOLO PRUEBAS DE FLOTACIÓN

La flotación Rougher molibdeno se realiza con muestra de alimentación compuesta de la Planta de Molibdeno, muestreada en la descarga TK-10 o TK-15/TK-16.

1. PREPARACIÓN DE LA MUESTRA

La pulpa concentrada de descarga TK-10 (60-70% sólidos) se homogeniza por agitación con movimientos circulares hacia un sentido y hacia el otro y se mide su porcentaje de sólidos por sequedad, para lo cual se retiran 2 pomos de pulpa, para pesar y filtrar, para luego poner a secar en la estufa por un lapso de 1 horas o hasta cuando sea necesario a una temperatura igual o menor a 90°C, esta determinación se realiza en duplicado.

Para efecto de cálculos, se debe considerar que la gravedad específica de la muestra es de 4,2 [t/m³] y que la pulpa será ajustada en la celda de flotación a 40% de sólidos. La cantidad de sólido necesaria para la realización de la prueba de flotación es de 1300 gramos seco, con el porcentaje de sólido calculado anteriormente (pulpa concentrada), se calcula el peso de pulpa a agregar en la celda de flotación.

El peso de pulpa se calcula mediante la expresión:

- $V_{celda} = 2300$ (cc)
- G.E. = 4,2
- % Sólidos = 40%

$$P_{Pulpa\ Inicial} = \frac{1300\ (g)}{\% Pulpa_{concentrada}}$$

Se registrará los datos de pH y potencial bajo la condición inicial de la pulpa concentrado (se registra el valor a los 10 minutos de agitación), junto con los ajustes de pH con la adición de ácido diluido, adición de agua fresca, ajuste de potencial con NaSH y para la condición final de la pulpa.

El pH de la pulpa concentrada se ajusta con ácido sulfúrico diluido al 10% [v/v]

El ajuste de sólido a 40% se realizará con agua fresca en la celda de flotación en base al peso de la pulpa.

El potencial se ajustará a -530 [mV], agregando NaSH obtenido en la planta. Se dejará registro del consumo del reactivo.

2. PROCEDIMIENTO DE LA FLOTACIÓN

Para el caso de la muestra correspondiente a la Descarga TK-10 se tiene:

- Tomar la cantidad de muestra de pulpa concentrada para obtener 1300 [g] de mineral seco de acuerdo a los cálculos definidos anteriormente
- Regular la velocidad de agitación a 900 RPM. Medir el pH y potencial de la pulpa concentrada.
- Adicionar H₂SO₄ diluido al 10% hasta alcanzar un pH de 6,0 en la pulpa concentrada. Registrar el consumo de ácido y el dato de pH y potencial.
- Rellenar la celda con agua fresca hasta completar los 2300 [ml]. Registrar el dato de pH y potencial.
- Adicionar NaSH hasta alcanzar un potencial de -530 [mV]. Registrar el consumo de NaSH y el pH de la pulpa.
- Antes de adicionar el nitrógeno, acondicionar pulpa por 1 minuto.
- Se procede a regular el flujo de Nitrógeno en 5 [l/min] (variable de acuerdo a las condiciones de espumación de la pulpa)
- Los tiempos de flotación son los siguientes: 5, 10, 15 y 25 minutos.
- Paletear cada 10 segundos y coleccionar el concentrado en diferentes bandejas de acero inoxidable.
- Rellenar la celda con agua fresca de acuerdo a necesidades para mantener nivel de pulpa.

- Finalizada la flotación, filtrar por separado los productos. Secarlos en la estufa a 90°C y pesar. Registrar el pH y potencial de la pulpa.
- Enviar a analizar por Cu, Mo, Fe, etc. de la cabeza y productos.
- Almacenar los testigos por un periodo no superior a tres meses después de realizada la prueba, salvo que se indique lo contrario.

Para el caso de la muestra correspondiente a la Descarga TK-15 y TK-16 se tiene:

- Tomar la cantidad de muestra de pulpa concentrada para obtener 1300 [g] de mineral seco de acuerdo a los cálculos definidos anteriormente
- Regular la velocidad de agitación a 900 RPM. Medir el pH y potencial de la pulpa concentrada.
- Rellenar la celda con agua fresca hasta completar los 2300 [cc]. Registrar el dato de pH y potencial.
- Adicionar NaSH hasta alcanzar un potencial de -530 [mV]. Registrar el consumo de NaSH y el pH de la pulpa.
- Antes de adicionar el nitrógeno, acondicionar pulpa por 1 minuto.
- Se procede a regular el flujo de Nitrógeno en 5 [l/min] (variable de acuerdo a las condiciones de espumación de la pulpa)
- Los tiempos de flotación son los siguientes: 5, 10, 15 y 25 minutos.
- Paletear cada 10 segundos y coleccionar el concentrado en diferentes bandejas de acero inoxidable.
- Rellenar la celda con agua fresca de acuerdo a necesidades para mantener nivel de pulpa.

Variación de pH/ORP en el Tiempo de Agua Destilada Agregando un Total de 40 [ml] de NaSH (40 [ml] Inicialmente y 0 [ml] cada 0 [s])

CYCLOSIZING Y ANÁLISIS QEMSCAN

CYCLOSIZING

Los resultados de la granulometría realizada a las muestras de la alimentación, concentrado y relave Rougher son presentados a continuación:

TABLA 47: ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO ALIMENTACIÓN ROUGHER Malla N°	Tamaño [μm]	Peso Ret [g]		Distribución Peso [%]	
Retenido Parcial		Retenido Acumulado		Pasante Acumulado	
65	210	0,00	0,00	0,00	100,00
100	150	0,00	0,00	0,00	100,00
150	106	0,00	0,00	0,00	100,00
200	75	0,00	0,00	0,00	100,00
270	53	43,20	17,88	17,88	82,12
C-1	30,44	36,43	15,08	32,96	67,04
C-2	22,11	26,14	10,82	43,78	56,22
C-3	15,82	24,71	10,23	54,00	46,00
C-4	11,41	28,15	11,65	65,66	34,34
C-5	8,12	18,20	7,53	73,19	26,81
- C-5		64,77	26,81		100,00

TABLA 48: ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO CONCENTRADO ROUGHER Malla N°	Tamaño [μm]	Peso Ret [g]		Distribución Peso [%]	
Retenido Parcial		Retenido Acumulado		Pasante Acumulado	
65	210	0,00	0,00	0,00	100,00
100	150	0,00	0,00	0,00	100,00
150	106	0,00	0,00	0,00	100,00
200	75	0,00	0,00	0,00	100,00
270	53	3,90	6,10	6,10	93,90
C-1	36,22	5,69	8,91	15,01	84,99
C-2	26,31	5,81	9,09	24,10	75,90
C-3	18,82	6,95	10,88	34,98	65,02
C-4	13,57	9,24	14,46	49,44	50,56
C-5	9,66	6,77	10,59	60,03	39,97
- C-5		25,54	39,97		100,00