

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA
METALÚRGICA



TESIS

**Pruebas metalúrgicas integral para el tratamiento de un
pórfido de Cu-Mo en la unidad de Porvenir - Compañía
Minera Milpo - 2019**

**Para optar el título profesional de
Ingeniero Metalurgista**

Autor: Bach. Jim Jerry VARGAS BERAUN

Asesor: Mg. Ramiro SIUCE BONIFACIO

Cerro de Pasco – Perú – 2019

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA
METALÚRGICA



TESIS

**Pruebas metalúrgicas integral para el tratamiento de un
pórfido de Cu-Mo en la unidad de Porvenir - Compañía
Minera Milpo - 2019**

Sustentada y Aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. José Elí CASTILLO MONTALVAN Mg. Marco Antonio SURICHAQUI HIDALGO

PRESIDENTE

MIEMBRO

Mg. Manuel Antonio HUAMAN DE LA CRUZ

MIEMBRO

DEDICATORIA

A mis Padres y hermanos por haberme apoyado incondicionalmente en mi formación profesional, por sus consejos, sus valores, por la motivación constante que me ha permitido ser una persona de bien, pero más que nada, por su amor.

RECONOCIMIENTO

Expreso mis sinceros reconocimientos de inmensa gratitud a mis padres por el esfuerzo que hicieron en educarme y apoyarme hasta lograr mi profesión.

Mediante el presente informe de investigación denominado tesis deseo expresar mis sinceros reconocimientos de gratitud a los docentes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería Metalúrgica de mi Alma Mater.

A mis amigos y colegas de estudio les doy mi reconocimiento de gratitud por los momentos de confraternidad y de amistad sincera que hemos compartido en las aulas universitarias.

A los trabajadores de la Planta Concentradora de Porvenir Milpo, por apoyarme incondicionalmente en el desarrollo de la presente investigación.

RESUMEN

La Compañía Minera Milpo, viene desarrollando el proyecto de exploración avanzada en el interior mina, cuya concesión minera está ubicada en San Juan de Milpo, perteneciente al distrito de Yanacancha.

El objetivo de las pruebas metalúrgicas es obtener la respuesta metalúrgica a la flotación considerando material mineralizado del depósito Porfirítico de Cobre, a fin de proporcionar información para un diseño preliminar de la planta de procesos.

Esto implicó realizar la caracterización química, física y mineralógica de la muestra compósito Maestro 01. Así mismo, se realizó la selección preliminar de reactivos de flotación y se evaluó el efecto de la molienda primaria, remolienda del concentrado Rougher, cinética y pH en el rendimiento de flotación. Las óptimas condiciones de las pruebas de flotación fueron usadas para las pruebas de ciclo cerrado con el fin de aproximar los resultados metalúrgicos a los parámetros de la planta industrial.

La muestra compósito seleccionada para las pruebas metalúrgicas fueron obtenidas de los frescos de perforaciones diamantinas y fueron seleccionadas considerando la litología, alteración y mineralización. Las muestras representativas de zonas de mineralización fueron designadas como compositos MAESTRO 01,

Según el análisis de cobre secuencial las muestras de cabeza denominados Master 01, contiene alrededor de 3,85%, de óxidos, contenido de sulfuros secundario alrededor de 7,69%, y mayor contenido de sulfuros primarios en el orden de 88,46%.

Las condiciones de flotación óptimas para los compuestos MAESTRO 01: Molienda primaria P80 120 μm , Remolienda para Concentrado Bulk Cu/Mo P80 55 μm y Remolienda para la flotación diferencial Cu/Mo P80 25 μm .

Los Mejores reactivos de flotación fueron: Diésel-2, como colector del Molibdeno en la molienda primaria, Colector A-3302 y espumante MIBC, pH = 9,0, 12 minutos para la flotación total y dos etapas de limpieza para el concentrado Bulk Cu/Mo.

Durante la flotación diferencial Cu/Mo fue necesario remolienda del concentrado bulk hasta un P80 de 25 μm . Así mismo, se consideró cuatro etapas de limpieza más una etapa Cleaner Scavenger para el concentrado final de Molibdeno.

Palabras clave: Pruebas metalúrgicas, tratamiento de un pórfido

ABSTRACT

The Milpo Mining Company, has been developing the advanced exploration project inside the mine, whose mining concession is located in San Juan de Milpo, belonging to the Yanacancha district.

The objective of metallurgical tests is to obtain the metallurgical response to flotation considering mineralized material from the Porfirítico Copper deposit, in order to provide information for a preliminary design of the process plant.

This involved performing the chemical, physical and mineralogical characterization of the Composite Maestro 01 sample. Likewise, the preliminary selection of flotation reagents was performed and the effect of primary grinding, Rougher concentrate, kinetics and pH performance on yield was evaluated. Of flotation the optimal conditions of the flotation tests were used for the closed cycle tests in order to approximate the metallurgical results to the parameters of the industrial plant.

The composite sample selected for the metallurgical tests were obtained from the diamond drill holes and were selected considering the lithology, alteration and mineralization. Representative sample of mineralization zones were designated as MAESTRO 01 composites.

According to the sequential copper analysis, the head samples called Master 01, contain about 3,85%, of oxides, secondary sulfide content about 7,69 %, and higher content of primary sulphides in the order of 88,46

Optimum flotation conditions for MAESTRO 01 compounds: Primary grinding P80 120 μm , Bulk Cu/Mo P80 Concentrated trailer 55 μm , and Cu/Mo P80 25 μm differential flotation demolition.

The best flotation reagents were: Diesel-2, as a molybdenum collector in primary grinding, A-3302 collector and MIBC sparkling, pH = 9,0; 12 minutes for total flotation and two cleaning stages for Bulk Cu concentrate / Mo.

During the differential flotation Cu/Mo it was necessary to demolish the bulk concentrate up to a P80 of 25 μm . Likewise, four cleaning stages were considered plus a Cleaner Scavenger stage for the final molybdenum concentrate.

Keywords: Metallurgical tests, Treatment of a porphyry.

INTRODUCCIÓN

Milpo (ahora Nexa) fue fundada en 1949, es una empresa minera polimetálica. Desde 2010 forma parte de Votorantim Metais Holding (VMH), (ahora Nexa Resources cotizando en bolsa New York), una empresa minera y metalúrgica con operaciones en Perú y Brasil que se ubica entre los cinco mayores productores de zinc del mundo y el número uno en latinoamérica. Milpo explota, además, cobre y plomo. Las minas en producción son Cerro Lindo, El Porvenir, Atacocha, siendo las minas en desarrollo: Magistral, Pukaqaqa, Hilarión, Shalipayco, Pampa de Cobre y Florida Canyon. Milpo además posee la fundición de Cajamarquilla. Con una plantilla de 1,700 trabajadores (Milpo y subsidiarias) y ventas por casi 1 Billón USD, Nexa Perú se establece como una de las principales empresas mineras del país y en una de las más rentables con utilidades netas superiores a 200 Millones USD.

Compañía Minera Milpo tiene como desarrollo de prospecciones “Programa de Pruebas Metalúrgicas Integral para un pórfido de Cu-Mo”, a partir 135 muestras de cobre gris. Con dichas muestras y de acuerdo a su Litología, Mineralización y Alteración se formaron compósitos individuales divididos en tres Bloques (Bloque-1 = 65 Compositos. Los compósitos de los dos primeros bloques fueron subdivididos en 08 compositos 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 Muestra 1, está conformado por los 06 compositos Individuales del bloque.

Para poder desarrollar el trabajo de tesis el presente consta de los siguientes capítulos:

Capítulo I: Problema de investigación integrada por la delimitación de la investigación, formulación de la investigación con el planteamiento del problema principal, y específicos, la formulación de los objetivos (general y específicos), la justificación y las limitaciones de la investigación.

Capítulo II: da a conocer el marco teórico con los antecedentes de estudio, las bases teóricas – científicas, la definición de términos básicos, la formulación de las hipótesis (general y específicos) la identificación de las variables y la operacionalización de las variables.

El capítulo III, trata del tipo, metodología y técnicas de investigación, la población y muestra, así como también la recolección de datos y el análisis de datos, la orientación ética.

En el capítulo IV se da a conocer los resultados y la discusión de las mismas, presentación, análisis de resultados, la prueba de hipótesis y discusión de resultados.

ÍNDICE

DEDICATORIA

RECONOCIMIENTO

ABSTRACT

RESUMEN

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

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	3
1.3.1. Problema general	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	5
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. Pórfidos cupríferos	10
2.2.2. Flotación de minerales	25
2.2.3. Circuitos de flotación	29
2.2.4. Tipo de celdas de flotación	30
2.2.5. Reactivos de flotación	31
2.2.6. Controles de los parámetros de flotación	34
2.2.7. Impacto de la calidad del agua en la molienda para flotación	37
2.2.8. Colector xantato y alcalinidad en el proceso de flotación	39
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	40
2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS	43
2.4.1. Hipótesis general	43
2.4.2. Hipótesis específicas	43
2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES	44
2.5.1. Variable dependiente	44
2.5.2. Variable independiente	44
2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES	44

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN	45
3.2. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN	45

3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	46
3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA	46
3.4.1. Población	46
3.4.2. Muestra	47
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	48
3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	53
3.6.1. Caracterización química del mineral	53
3.6.2. Caracterización física del mineral	56
3.6.3. Caracterización mineralógica del mineral	57
3.6.4. Conminución del mineral	59
3.6.5. Análisis de mallas valoradas	61
3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO	62
3.8. SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN	62
3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA	63

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO	64
4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	65
4.2.1. Flotación del mineral	65
4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS	85
4.3.1. Pruebas metalúrgicas – Muestra 01	85

4.3.2. Determinación de parámetros de flotación	90
4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS	98

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

El 44% de los ingresos proviene de las ventas de zinc, metal en el cual se tiene buenas perspectivas. El Cobre representa el 36% de los ingresos, pero hay que mencionar que la mayoría de proyectos de la empresa son de cobre, por lo que en unos años probablemente los ingresos de este metal sea el más importante.

El mercado del zinc se había mantenido en sobre oferta por años, con inventarios en niveles records, lo que precio mantuvo el precio deprimido, alrededor del costo de producción. En respuesta a este contexto, grandes empresas mineras han empezado a reducir su producción. Esta industria está pasando de tener una sobre oferta estructural a estar en déficit, que duraría al menos un par de años. Por lo que, como ya se había mencionado con anterioridad, las perspectivas para este metal

son positivas. **En lo que va del año, el zinc es el metal con mejor desempeño de la industria.**

Históricamente el cobre ha tenido bastantes problemas de producción por caída de leyes y protestas laborales, lo que reducía la oferta y elevaba los precios. Esta situación convirtió a este metal en uno de los favoritos de los inversionistas durante los años anteriores. Sin embargo, hoy la realidad es distinta, grandes proyectos que se han venido desarrollando desde hace unos años incrementarán la producción en el 2015 y 2016. Por ello el metal enfrentará presiones a la baja en el corto plazo.

1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación se ha desarrollado en la Unidad Minera El Porvenir delimitando sus características en:

El Porvenir: es la mina con la que Milpo inició operaciones, es considerada la mina subterránea más profunda del Perú y una de las más profundas de Latinoamérica, con una extracción a 1,250 metros debajo de la superficie.

Tabla N° 1.1: Información general de Compañía Minera Milpo

Ubicación	Provincia de Cerro de Pasco, departamento de Pasco, a 321 km de Lima.
Altitud	4 200 m.s.n.m.
Inicio de operaciones	Abril de 1949.
Características	Mina polimetálica subterránea. La extracción se realiza a 1,250 m de profundidad.
Producción	Produce concentrados de zinc, plomo y cobre con contenidos de plata y oro.
Volumen de Producción	5,600 toneladas por día.

Fuente: Elaboración propia

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Compañía Minera Milpo S.A.A. se constituyó en el año 1949, para dedicarse a la extracción, a la concentración y a la comercialización de minerales polimetálicos, principalmente zinc, plomo y cobre con contenidos de plata y oro. Sus centros de operaciones se encuentran:

- (i) en el distrito de San Francisco de Asís de Yarusyacán, provincia y departamento de Pasco, donde se ubica su Unidad Minera El Porvenir;
- (ii) en el distrito de San Francisco de Asís de Yarusyacán, provincia y departamento de Pasco, donde se ubica su Unidad Minera Atacocha, de su subsidiaria Compañía Minera Atacocha S.A.A. y,
- (iii) en el distrito de Chavín, provincia de Chincha, departamento de Ica, donde se ubica su Unidad Minera Cerro Lindo. Asimismo, cuenta con las unidades mineras de cobre Iván (Antofagasta, Chile) y Chapi (Moquegua, Perú), con operaciones suspendidas temporalmente desde abril de 2012 y a partir del 2013, respectivamente, por no ser rentables. Votorantim Metais Cajamarquilla S.A. es el accionista mayoritario con 50,106% del accionariado.

1.3.1. PROBLEMA GENERAL

¿Cómo realizar las pruebas metalúrgicas integral para el tratamiento de un pórfido de Cu-Mo en la Unidad de Porvenir - Compañía Minera Milpo?

1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

1. ¿Cómo realizar la caracterización química del pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir?
2. ¿Cómo determinar la granulometría adecuada para el tratamiento del pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir?
3. ¿Cómo hacer la determinación de la caracterización física para el tratamiento del pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir?

1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS

1.4.1. OBJETIVO GENERAL

Realizar las pruebas metalúrgicas integral para el tratamiento de un pórfido de Cu-Mo en la Unidad Minera El Porvenir - Compañía Minera Milpo.

1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

1. Realizar la caracterización química para el tratar el pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir.
2. Determinar la granulometría adecuada para el tratar el pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir.
3. Determinar la caracterización física para el tratar el pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir.

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

En el presente estudio de investigación se desarrollará la evaluación metalúrgica a los minerales oxidados de plomo y zinc en la planta concentradora de la UNDAC.

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO

Alternativas de tratamiento de sulfuros de baja ley Codelco División Andina

Resumen:

Gracias al alto precio del cobre en la actualidad, se ha suscitado el interés por analizar la factibilidad técnica y económica de tratar recursos marginales de la minería como lo son los relaves y sulfuros de baja ley que poseen contenidos de cobre recuperables. Tal cual refleja el caso de Caserones que cuenta con un recurso

de aproximadamente 1400 Mton con ley media de 0,34 % de CuT, transformándose en un proyecto ad portas de capitalizarse. En este sentido, la expansión de la minería a rajo abierto de Codelco División Andina dará paso a la producción de cuantiosas cantidades de sulfuros de baja ley con contenidos de cobre que varían entre 0,2 % y la ley de corte anual del mineral, actualmente con un valor de 0,49 % de CuT que disminuye hasta 0,35 % en el año 2037 según los planes mineros de la División. En concordancia con las tendencias del sector minero y del mercado, sumado a ello los planes de expansión de Andina, se ha dado paso al estudio de alternativas para tratar este recurso, realizándose en primera instancia la caracterización del recurso disponible por unidades geometalúrgicas de recuperación de cobre, donde se identificó que la unidad con mayor participación según el Plan Minero Nuevo Traspaso 2018 sería la UGM 2 con 239 Mton y la UGM 4 con 69 Mton, además de caracterizar por el tipo de roca determinándose que predomina la aparición de roca secundaria.

Durante el curso de este estudio se ha considerado la implementación de nuevas tecnologías con el fin de reducir el costo de capital de inversión y el costo de operación de la planta concentradora. Para cumplir con este objetivo, se llevó a cabo un estudio de Benchmarking de las tecnologías que se disponen hoy en día en la minería. Durante su desarrollo los puntos más relevantes fueron: x El descarte de equipos de chancado primario como el Sizer e Híbrido debido a las características de abrasividad y dureza del mineral de la División, decisión avalada por las empresas Sandvik y FLSmidth, expertas en el área. Cabe destacar que este punto es de interés particular para el desarrollo de la minería continua en DAND, por considerar el uso de este tipo de equipos para chancado primario. x En base a los valores entregados por distintas compañías, se detectó que el mayor costo de

adquisición asociado a los equipos requeridos por la planta concentradora es el sistema de transporte de mineral. x La introducción de la tecnología de rodillos abrasivos de alta presión es una opción que puede reducir considerablemente el costo operativo en la etapa de molienda debido a la alta generación de finos y de microfracturas que reducen el Índice de Trabajo del mineral, ambos factores se traducen en la reducción del equipo de molienda y el consumo de potencia asociado. Para validar este estudio se diseñó un programa de pruebas metalúrgicas utilizado como base para el diseño de la planta concentradora. Se detectó que utilizando celdas convencionales en la etapa de flotación rougher las recuperaciones de cobre y molibdeno alcanzadas fueron del orden de 94,0 % y 45,0 % respectivamente. Los resultados obtenidos fueron corroborados y respaldados con la base de datos de flotaciones rougher desarrollada por la Superintendencia de Geología de la Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo. La confluencia de los aspectos mencionados avala la implementación de un circuito rougher – cleaner – scavenger para la recuperación de cobre a partir de sulfuros de baja ley.

Debido a los ritmos de producción anual de sulfuros de baja ley que aparecen en el Plan Minero de Negocios y Desarrollo 2012, se diseñó una planta concentradora para tratar a un ritmo de 42 ktpd, comenzando sus operaciones a partir del año 2019 y extendiéndose durante 18 años para finalizar el 2036, período de operación contemplado para realizar la evaluación económica del proyecto. Se evaluó la ubicación de la planta en dos sectores Cerro Extravío y Pocuro considerando aplicar los siguientes sistemas para el transporte de mineral: Ropecon y Metso Rope Conveyor (MRC).

Para la evaluación económica inicial del proyecto se utilizó el Plan Minero de Negocios y Desarrollo 2012 con el ritmo de tratamiento proyectado y una ley media

de 0,26 % de CuT resultando que la alternativa de instalar la planta concentradora en Cerro Extravío presentó un VAN negativo de 41,14 MUS\$ mientras que la alternativa de instalar la planta en Pocuro presentó un VAN de 82,02 MUS\$. Estos resultados preliminares no fueron lo suficientemente satisfactorios como para levantar un proyecto de la envergadura requerida, por lo cual se buscaron formas de mejorar esta proyección económica. Debido a los primeros resultados obtenidos en la evaluación económica inicial, se desarrolló un nuevo plan minero para el tratamiento de los sulfuros de baja ley haciendo uso de las leyes de corte anual del Plan de Negocios y Desarrollo 2012, además del software de Maptek™ Vulcan, el modelo de bloques 2011 y las simulaciones de las topografías de la mina a rajo abierto de División Andina del año 2012. El objetivo de este trabajo fue mejorar las leyes de corte anual para los sulfuros de baja ley, o sea llevar desde 0,2 % de CuT hasta un valor superior dependiendo de la disponibilidad de mineralizado. Fue así que la ley media de 0,26 % del plan minero original se logró aumentar hasta 0,31 % de CuT al aplicar leyes de corte variables a los sulfuros de baja ley. Con dichas modificaciones se reevaluaron ambos escenarios resultando que la alternativa Cerro Extravío alcanza un VAN de 187,8 MUS\$, mientras que la alternativa Pocuro un VAN de 287,43 MUS\$.

2.2. BASES TEÓRICAS - CIENTÍFICAS

2.2.1. PÓRFIDOS CUPRÍFEROS

Depósitos de Cu (Mo) de gran tonelaje y baja ley

<http://www.medellin.unal.edu.co/~rrodriguez/porfidos/porfidos-Cu.htm>

50 a 500 Mt de mineral con ~1% Cu y 0.02% Mo en Chile algunos >1000 Mt y con >1% Cu. Más del 50% de la producción de Cu mundial proviene de este tipo de depósitos. La mayor parte de la producción chilena de cobre proviene de 16 pórfidos cupríferos en explotación, 12 en el Norte de Chile y 4 en la Zona Central. Chile posee algunos de los pórfidos cupríferos más grandes del mundo como El Teniente y Chuquibambilla.

Los pórfidos cupríferos son esencialmente depósitos minerales de baja ley y gran tonelaje. Se denominan pórfidos porque frecuentemente, pero no exclusivamente, se asocian con rocas ígneas intrusivas con fenocristales de feldespato en una masa fundamental cristalina de grano fino.

La textura porfírica indica que los magmas intruyeron y cristalizaron cerca de la superficie y debido a su naturaleza relativamente poco profunda se denominan intrusivos epizonales, pero ellos pueden ser equigranulares con grano moderadamente grueso.

Los depósitos de pórfido se pueden subdividir en distintos tipos considerando su contenido metálico. Estos tipos incluyen Cu-Mo, Cu-Au, Cu, Au y Mo. En general los pórfidos ricos en Cu o Au se asocian a intrusivos derivados por cristalización fraccionada de magmas máficos originados en fusión parcial del manto en márgenes convergentes de placas (márgenes continentales activos y arcos de islas). Los pórfidos de molibdeno se asocian a intrusiones félsicas derivadas de magmas con una importante componente de corteza continental re-fundida.

Los depósitos de tipo pórfido están relacionados genética y espacialmente con intrusiones ígneas félsicas. Por lo general existen varios cuerpos de rocas intrusivas, emplazadas en varios pulsos y los pórfidos cupríferos se asocian

frecuentemente con enjambres de diques y brechas. Las rocas de caja intruidas por los pórfidos pueden ser de cualquier tipo.

Tanto los intrusivos, como las rocas de caja típicamente muestran un fracturamiento fuerte y pervasivo. La única condición para la mineralización es que la roca huésped sea rígida o frágil desde el punto de vista estructural. La mineralización y alteración pueden presentarse tanto en intrusivos, como en las rocas de caja. El núcleo del sistema mineralizado presenta la alteración hidrotermal más intensa, la que se denomina potásica debido a que se agrega potasio a las rocas afectadas por esta alteración. En la zona potásica se desarrollan biotita, feldespato potásico y cuarzo a expensas de minerales previamente existentes en las rocas. El predominio de biotita o feldespato potásico depende esencialmente de la disponibilidad de Fe o Mn en las rocas alteradas o en el fluido hidrotermal, de modo que rocas más máficas con alteración de este tipo presentan usualmente dominio de biotita, mientras rocas más félsicas dominio de feldespato potásico. La zona potásica gradada hacia fuera a una zona fílica que contiene cuarzo y muscovita, usualmente en una variedad de grano fino denominada sericita que es en realidad una fase intermedia entre illita y muscovita. La zona fílica pasa hacia fuera a una zona argílica donde se desarrollan minerales de arcilla y cuarzo. La alteración hidrotermal más externa corresponde a la zona propilítica que contiene clorita, epidota y carbonato, la cual gradada hacia fuera a rocas inalteradas o frescas. Toda esta zona de alteración no necesariamente se presenta en todos los depósitos de tipo pórfido: cualquiera de ellas puede estar ausente, por Ej. la zona argílica, típicamente la más pequeña, frecuentemente puede estar totalmente ausente.

Generalmente la mineralización presenta un núcleo de baja ley que contiene pirita diseminada que gradada hacia fuera en una zona de mena. En la zona de mena se presentan vetillas y diseminación de pirita con calcopirita subordinada (mena de cobre) y molibdenita (mena de molibdeno). Es frecuente el desarrollo de una zona de pirita externa la que pasa hacia fuera a roca no mineralizada. La zona de mena en los pórfidos cupríferos usualmente se presenta dentro del núcleo de alteración potásica y puede extenderse dentro de la zona filica, frecuentemente en el sector más interno se presenta una mayor proporción de sulfuros ricos en cobre como bornita, gradando hacia fuera a una mayor proporción de calcopirita, para finalmente en el sector más externo solo sulfuros de Fe (pirita).

Normalmente no existe un límite físico del cuerpo mineralizado que puede ocurrir tanto en intrusiones, como en rocas de caja, consecuentemente el límite de un yacimiento de este tipo es fijado en términos económicos con una ley de corte.

La formación de este tipo de depósitos involucra un proceso magmático, que incluye un mecanismo denominado "segunda ebullición" o "ebullición retrógrada", por el cual el agua (y otros volátiles) saturan un magma como resultado de su cristalización. Con el progreso de la cristalización de un magma, el volumen de agua disuelta en la masa silicatada fundida aumenta proporcionalmente, dado que el agua no se incorpora en los silicatos en cristalización. Por ejemplo, suponiendo que un magma tiene un 2% de agua disuelta en volumen, para cuando haya cristalizado un 50% de este magma en minerales silicatados, el magma remanente tendrá un contenido de agua disuelta de 4% en volumen.

Debido a que el agua hierve a 100°C y el magma tiene temperaturas que superan 600-700°C, el exceso de agua es esencialmente expulsada en forma gaseosa (de ahí el término de segunda ebullición) si es liberada cerca de la superficie terrestre. Cuando se libera esta agua, elementos como el azufre, cobre, molibdeno y oro pueden concentrarse en solución en ella. Cuando la parte acuosa del magma es expulsada por ebullición el exceso de presión produce brechización y fracturamiento de las rocas intrusivas y rocas de caja, lo que provee vías permeables para que las soluciones hidrotermales de derivación magmática fluyan a través de las rocas y depositen su carga metálica.

Por otra parte, el subsecuente enfriamiento del magma intrusivo produce la circulación de aguas subterráneas en las rocas de caja circundantes en torno al centro de calor, generando celdas convectivas similares a las que existen en los fondos oceánicos, cuyos conductos de emisión forman los depósitos de sulfuros masivos. Sin embargo, el rol principal que se asigna a estas celdas convectivas en los pórfidos cupríferos es el de producir un rápido enfriamiento del sistema a niveles someros, proveyendo una trampa fría para desestabilizar complejos iónicos clorurados que transportan metales y consecuentemente precipitar sulfuros metálicos concentrando mineralización.

Los pórfidos cupríferos se presentan en marcos geológicos similares a los depósitos epitermales de oro y ellos comparten muchas de las características y procesos de formación. Algunos depósitos epitermales son parte integral de sistemas mayores de tipo pórfido.

Los depósitos de tipo pórfido se encuentran en áreas orogénicas tales como Los Andes de Chile y Perú, la Cordillera de Canadá (British Columbia) y las regiones del Pacífico suroeste, tales como Filipinas, Indonesia y Papua Nueva Guinea.

Los pórfidos cupríferos son la fuente principal de cobre, contribuyendo más de la mitad de todo el cobre de mina en el mundo, y también son una fuente importante de oro. Estos depósitos son la fuente más importante de molibdeno y renio, este último un elemento del grupo del platino asociado a la estructura cristalina de la molibdenita. Además, se recupera plata y otros metales, incluyendo tungsteno, estaño, plomo y zinc en algunas operaciones de pórfidos.

Estos depósitos contienen de cientos de millones a billones de toneladas de mineral con leyes desde 0,2% a más de 1% Cu, 0.005% a 0.030% Mo y 0.4 a 2 gr/ton Au. Como ejemplo, el pórfido cuprífero de Bingham, Utah (USA) contiene 2 billones de toneladas de mineral con 0.6% Cu. Este yacimiento ha producido más de 16 millones de toneladas de cobre desde que comenzó a explotarse en 1904. Otras regiones con pórfidos cupríferos incluyen: Butte, Montana (USA) con más de 2 billones de toneladas con ley de 0.85% Cu, Chuquicamata, Chile, con más de 10 billones de toneladas de mineral con ley de 0.56% Cu y Ok Tedi en Papua, Nueva Guinea, con más de 375 millones de toneladas con 0.7% Cu y 0.66 g/t Au.

Debido a sus bajas leyes la minería de pórfidos debe ser de bajo costo y ello se logra mediante una minería masiva no selectiva. Además, para que el costo sea menor muchos de estos depósitos se explotan a rajo abierto, lo cual es menos costoso que operaciones mineras subterráneas. El tamaño de estos

depósitos hace que estas operaciones sean gigantescas. Por ejemplo, la excavación más grande del mundo es el rajo de la mina Bingham, Utah (USA) con 800 m de profundidad y 4 Km. de diámetro.

La exploración para este tipo de depósitos se concentra en regiones donde existen rocas intrusivas félsicas a intermedias, particularmente aquellas donde existe una historia con múltiples intrusiones y brechización o fracturamiento de las rocas en contacto con las rocas de caja. Exploraciones de más detalle se concentran en definir halos de alteración que gradan lateralmente desde el núcleo del sistema mineralizado.

Una zonación vertical de la mineralización cuprífera también se puede desarrollar en zonas áridas cálidas, donde las aguas superficiales tienden a redistribuir el cobre de un sistema de pórfido expuesto, concentrándolas en otro lado. Estos enriquecimientos se denominan supérgenos y contienen minerales de alta ley de cobre tales como los del grupo de la calcosina. Las aguas oxidantes superficiales disuelven el cobre del mineral hipógeno o primario original y lo transportan en forma de sulfatos descendiendo hasta el nivel de aguas subterráneas donde encuentran una zona reductora y precipita como sulfuro supérgeno. La presencia de un nivel de enriquecimiento supérgeno indica la existencia previa de un gran sistema porfírico hipógeno original que fue exhumado hasta zonas superficiales oxidantes.

Las técnicas de exploración útiles incluyen estudios geoquímicos regionales tanto por los metales, como alteración, como el potasio. Levantamientos geofísicos incluyendo métodos electromagnéticos, magnéticos y de espectrometría de rayos gamma pueden ser útiles para localizar este tipo de mineralización.

Los sistemas de pórfidos de Los Andes son detectables en imágenes de satélite que muestran anomalías de color relacionadas a sus halos de alteración hidrotermal. Los levantamientos geofísicos de superficie incluyen la polarización inducida (IP) para detectar sulfuros diseminados y magnetometría, ya sea para detectar la presencia de magnetita hidrotermal o destrucción de minerales magnéticos por alteración fílica.

Síntesis

- Depósitos epigenéticos: mineralización hipógena (primaria) introducida en las rocas.
- Relacionados espacial y temporalmente con cuerpos intrusivos. Stocks subvolcánicos (intrusiones epizonales; 1-5 km de profundidad) de composición félsica, usualmente porfíricos con fenocristales de plagioclasa, biotita y hornblenda. Usualmente multifase (varias fases intrusivas). Probablemente apófisis en cúpulas de batolitos.
- Alteración hidrotermal pervasiva aproximadamente centri-simétrica; zonas de alteración concéntricas en y en torno al complejo intrusivo. La intrusión(es) crea(n) el sistema hidrotermal.
- Sulfuros de cobre y molibdeno como minerales de mena primarios dentro de los halos de alteración hidrotermal.
- Amplios sistemas de fracturas que tienden a estar centrados en la porción ápicul de uno o más cuerpos intrusivos y sus rocas de caja adyacentes.

Marco tectónico

Márgenes convergentes de placas y arcos magmáticos ligados a subducción.

- Pórfidos Cu-Mo = Márgenes continentales activos.
- Pórfidos Cu-Au = Arcos de islas.

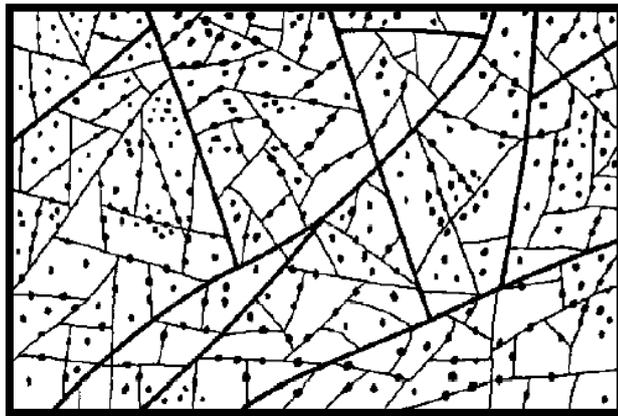
- Pórfidos de Mo = Parte interna (lado del continente) de arcos magmáticos).
- Pórfidos de Sn-W = Tras-arco.

Estilos

Pórfidos dominados por venillas Û Pórfidos dominados por brechas.

Mineralización hipógena diseminada, stockwork/venillas, brechas.

Figura N° 2.1: Esquema mostrando como se distribuye la mineralización de sulfuros en pórfidos cupríferos en un “atockwprk” o enrejado de venilla



Fuente: Disseminated Mineralization Along Fractures In a Porphyry Copper Stock work Deposit.

Petrografía de las intrusiones huéspedes

- Pórfidos Cu-Mo: Intrusivos porfíricos del Tipo I o Serie Magnetita.
- Composición variable desde diorita, monzonita, granodiorita, granito.
- Pueden ser varias fases intrusivas; la mineralización generalmente está ligada a una fase intrusiva tardía.
- Magmas de origen sub-cortical.

Edad

En Chile existen varias franjas de pórfidos Cu-Mo de distintas edades:

- Cretácico Inferior: En explotación Andacollo.

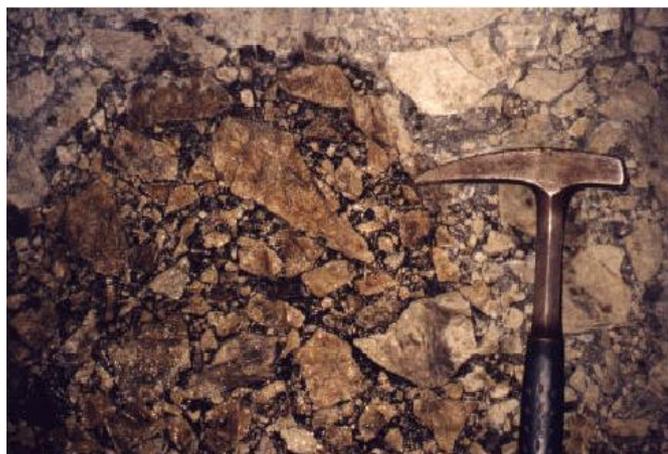
- Paleoceno - Eoceno Inferior: Cerro Colorado, Lomas Bayas - Fortuna del Cobre en explotación; Spence en desarrollo.
- Eoceno Superior - Oligoceno Inferior: Quebrada Blanca, Rosario de Collahuasi, Ujina, El Abra, Radomiro Tomic, Chuquicamata, La Escondida, Cerro Zaldívar, El Salvador.
- Mioceno Superior - Plioceno: Los Pelambres, Río Blanco, Los Bronces, El Teniente.

Figura N° 2.2: Fotografía mostrando un típico stockwork de venillas en un pórfido cuprífero (aquí oxidadas por efectos supergenos)



Fuente: Disseminated Mineralization Along Fractures

Figura N° 2.3: Fotografía mostrando brecha hidrotermal con matriz de turmalina y sulfuros



Fuente: Disseminated Mineralization Along Fractures

fragmentos angulosos con alteraciones cuarzo-sericitica. Brecha Marginal del yacimiento.

Las dos franjas más jóvenes de pórfidos cupríferos chilenos son las más importantes desde el punto de vista económico tanto por el número, como por el volumen y ley de los yacimientos.

En Chile existen también pórfidos de Cu-Au en la zona de Maricunga (Alta Cordillera de Copiapó), los que son de edad Miocena (Ej. Cerro Casale). Algunos de ellos como Lobo y Marte son ricos en Au (1.43 y 1.6 g/t Au) y pobres en Cu (0.05 y 0.12% Cu) y Mo (46 y ~10 ppm) y han sido denominados pórfidos auríferos (Vila y Sillitoe, 1991).

El modelo clásico de Lowell y Gilbert (1970) Economic Geology V.65, p. 373-407; basado en el estudio de los depósitos de San Manuel - Kalamazoo.

· **Zonación de tipos de alteración hidrotermal** relacionados a intrusiones ígneas:

Zona potásica, en el núcleo del sistema: biotita, ortoclasa y cuarzo.

Zona Fílica (Sericítica), envuelve al núcleo potásico: cuarzo, sericita y pirita (hasta 20% del volumen).

Zona argílica, externa a la sericítica: minerales de arcilla, montmorillonita, clorita, pirita.

Zona propilítica, halo de alteración más externo, normalmente fuera del cuerpo de mena económica: clorita, epidota, albita, calcita.

A niveles profundos reconocen un núcleo de cuarzo, sericita, clorita, feldespatos potásico y una zona externa de clorita, sericita, epidota, magnetita.

Zonación de mineralización hipógena (primaria):

Núcleo de baja ley: bajo contenido de calcopirita, pirita, molibdenita; magnetita en porción profunda.

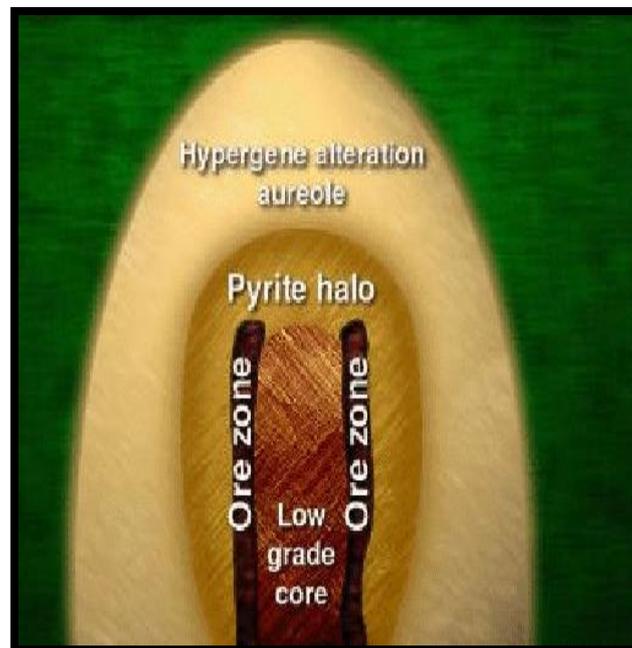
Zona de mena, formando un cilindro en la parte externa de la zona de alteración potásica e interna de la zona de alteración sericítica: calcopirita (1-3%), pirita (1%), molibdenita (0,03%).

Zona de Pirita, corresponde ~ zona fílica: pirita (10%), calcopirita (0.1-3%), trazas de molibdenita.

Zona de baja pirita, ~ coincidente con zona propilítica: 2% pirita.

Zona Periférica: calcopirita, galena, esfalerita, Au, Ag.

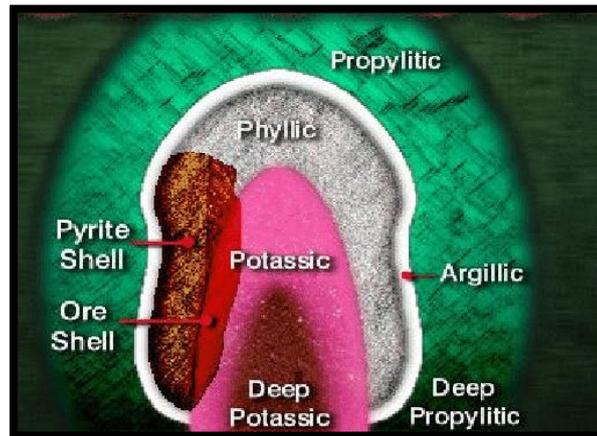
Figura N° 2.4: Esquema general de pórfido cuprífero



Fuente: Lowell y Gilbert (1970)

Esquema general de pórfido cuprífero indicando la zona de mena (ore zone) en torno a un núcleo de baja ley (low grade core), el halo de pirita diseminada (pyrite halo) y la aureola de alteración hidrotermal hipógena.

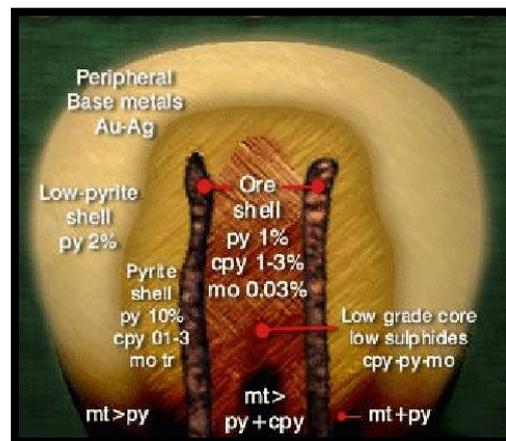
Figura N° 2.5: Aureola de alteración hidrotermal hipógena



Fuente: Lowell y Gilbert (1970)

Distribución de zona de alteración hidrotermal en un pórfido cuprífero de acuerdo al modelo clásico de Lowell y Gilbert (1970). Núcleo de alteración potásica rodeado de alteración filica (cuarzo-sericitica), alteración argílica local en torno a zona filica y halo externo de alteración propilítica.

Figura N° 2.6: halo externo de alteración propilítica



Fuente: Lowell y Gilbert (1970)

Distribución de minerales de mena en un pórfido cuprífero típico. py = pirita, cpy = chacopirita, mo= molibdenita, mt = magnetita.

PORFIDO CUPRÍFERO

Se denomina **pórfido cuprífero** o **pórfido de cobre y molibdeno** a un tipo de mineralización de origen magmático e hidrotermal¹ Los pórfidos cupríferos constituyen la principal fuente de extracción tanto de cobre como de molibdeno.² Se pueden subdividir en dos grupos: los yacimientos donde prima el molibdeno y aquellos donde prima el cobre, también conocidos como Mo-(Cu) y Cu-(Mo), respectivamente.¹ El nombre pórfido refiere a su típica pero no necesaria asociación a rocas de textura porfirítica, específicamente de grandes feldespatos en una matriz fina.²

En la clasificación de Seedorff y Pirajno los pórfidos cupríferos son uno de cinco tipos de pórfidos siendo los otros pórfido de molibdeno, pórfido de oro, pórfido de tungsteno y pórfido de estaño.³

Formación:

Los depósitos Cu-(Mo) se originan cuando magma pobre en agua se acerca a la superficie de la corteza terrestre sin grados mayores de cristalización. Este cuerpo de magma puede formar diques de textura de pórfido y composición de granodiorita o riocacita. Estos diques pueden alcanzar la superficie formando volcanes. Al hallarse cerca de la superficie, el cuerpo de magma se satura en agua magmática en las fases iniciales de la cristalización. El agua magmática exsuelta tiene aniones de cloro (Cl⁻), lo que provoca la extracción de cobre del magma al agua magmática. Es esta agua la que luego deposita

¹ MaksaeV, Víctor. 2004. *Pórfidos cupríferos*. [Universidad de Chile](#). Revisado el 21 de octubre de 2012.

² Robb, Laurence, p. 106.

³ Pirajno, F. 2009. *Hydrothermal Processes and Mineral Systems*. Springer Science+Bussiney Media, p. 358.

el cobre. Se piensa que los depósitos tipo Mo-(Cu), más ricos en molibdeno, originarían a partir de magma similar a la de Cu-(Mo) pero más rico en agua. Este magma se estancaría a niveles más profundos que el que da origen a depósitos Cu-(Mo) y requeriría una mayor grado de cristalización fraccionada para saturarse en agua.⁴ Una vez que se satura en agua el molibdeno se concentra en ella.⁵ El cobre en cambio no se concentra tanto en el agua ya parte del cobre ya ha sido aislado del sistema en cristales por la cristalización fraccionada.⁵

Yacimientos

Estos depósitos se distribuyen principalmente a lo largo del Cinturón de fuego,² aunque también existen en Australia, China, Irán, Kazajistán la península balcánica, Rusia,⁶ Namibia⁷ y Zambia.⁶

En Perú se encuentran grandes depósitos en los departamentos de Cajamarca, al norte, y Apurímac, Cusco, Arequipa, Moquegua y Tacna, al sur.

En el norte de Chile, los principales yacimientos de cobre son pórfidos cupríferos formados en cinco episodios en el intervalo entre el Cretácico y el Plioceno.⁸ Los principales depósitos de pórfidos cupríferos del norte de Chile — Chuquicamata, Collahuasi, El Abra, El Salvador, La Escondida y Potrerillos— están todos emplazados sobre la falla Domeyco.⁸

⁴ *Robb, Laurence*, p. 107.

⁵ *Robb, Laurence*, p. 108.

⁶ [Mapa de USGS Archivado](#) el 10 de mayo de 2009 en la [Wayback Machine](#)., [Servicio Geológico de los Estados Unidos](#), Consultado el 29 de febrero de 2013.

⁷ [Economic Geology Division > Base Metals](#), Ministry of Mines and Energy, Gobierno de Namibia. Consultado el 29 de febrero de 2013.

⁸ *Robb, Laurence*, p. 104.

2.2.2. FLOTACIÓN DE MINERALES

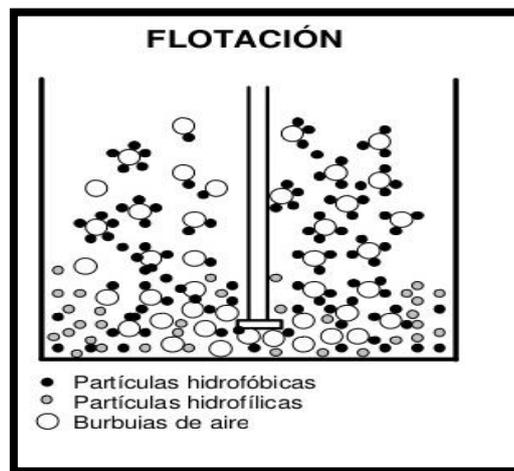
La flotación es uno de los procesos más selectivos para la separación de especies sulfurosas, y de plomo- zinc y cobre – zinc, cobre - molibdeno. La separación de las especies a través del proceso de flotación, se produce gracias a la diferencia en las propiedades fisicoquímicas de la superficie de cada 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 rechaza el agua y se adhiere a las burbujas de aire que ascienden hacia la superficie del líquido⁹.

Las fases que intervienen en este proceso son: sólido (partículas finamente molidas), líquido (agua y reactivos) en la que están inmersas las partículas, y 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. No obstante, se requiere que la burbuja tenga la

⁹ Wills, 1997

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.

Figura N°2.7: Proceso de flotación por espumas



Fuente: Wills, 1997

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:

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

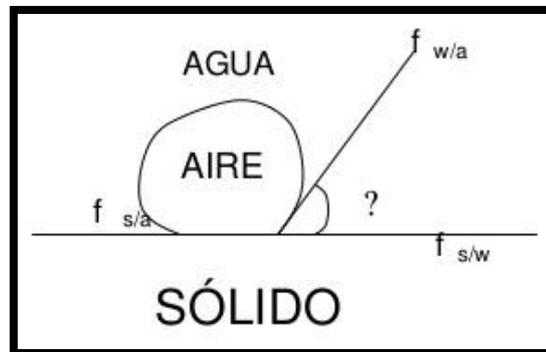
De donde:

$f_{s/a}$, 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° 2.8: 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.

2.2.3. 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.

2.2.4. TIPO DE CELDAS 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 autoaerados, donde el aire es inducido a través de la depresión creada por el impeler, o con aire a presión, donde el aire es introducido por un soplador externo.
- 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 las cuales existe un flujo contracorriente de burbujas y pulpa. Son generalmente usados en etapas de limpieza, porque entregan mejores leyes de concentrado.

2.2.5. REACTIVOS DE FLOTACIÓN

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

a) Colectores

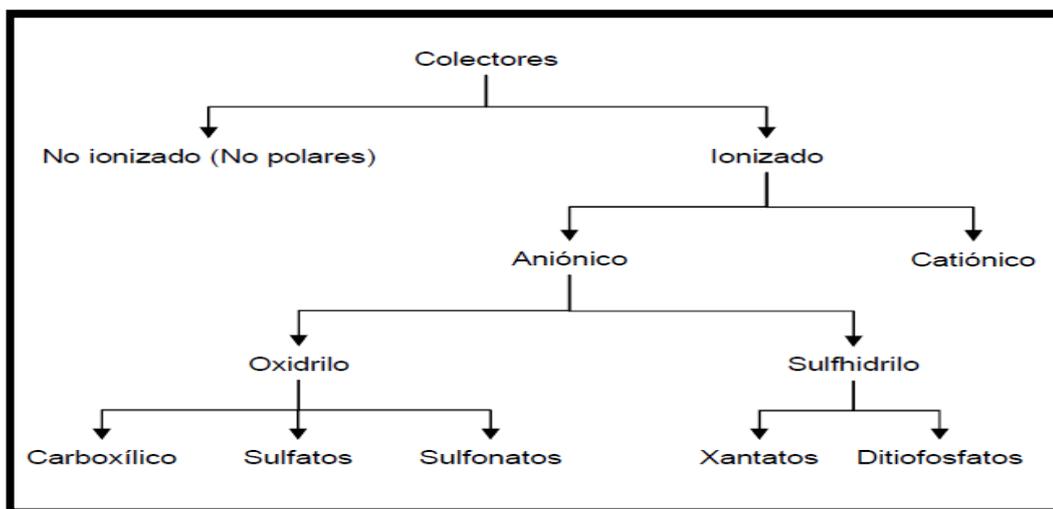
Los colectores son compuestos orgánicos usualmente heteropolares solubles en agua. En general, el grupo polar es la parte del colector que se

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. 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.

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.

Figura N° 2.9: Clasificación de colectores



Fuente: Elaboración propia

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 (Na_2CO_3), la soda caustica (NaOH) y el ácido sulfúrico (H_2SO_4).

2.2.6. CONTROLES DE LOS PARÁMETROS DE FLOTACIÓN

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

- 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.

- e. De ser posible, se deberá elegir un solo colector principal. Hay que considerar que el 80% de la flotación mundial usa xantato isopropilico 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 energético 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 (4TM de agua por 1TM de mineral). No siempre hay disponibilidad de agua fresca por lo que la re-utilización 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 chisquetes 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 isopropilico 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 actue 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 pre-establecido. 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.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

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

Metalurgia. Es la técnica de la obtención y tratamiento de los metales desde minerales metálicos hasta los no metálicos.

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. 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.

Análisis granulométrico. De un material una herramienta comúnmente empleada para caracterizar las distribuciones de tamaño de las partículas que lo componen.

Reactivo. Compuesto orgánico heteropolar que se absorbe selectivamente sobre la superficie de las partículas, haciendo que estas se vuelvan hidrófobas (aerófilas).

Coefficiente de Correlación de Pearson: Es una medida de relación lineal entre 2 variables aleatorias cuantitativas, independiente de la escala de las variables. El valor que puede tomar el coeficiente es entre 0 y 1, mientras más cercano a 1 sea el coeficiente, las variables se encontraran más relacionadas.

Distribución Log Normal: Es una distribución de probabilidad de una variable aleatoria cuyo logaritmo presenta una distribución normal.

Distribución Normal: Es una distribución de probabilidad que presenta como características ser simétrica con respecto a su media, su moda y mediana son equivalentes a su media y el gráfico de su función densidad presenta la forma de

una campana de gauss, por tanto, su función de probabilidad corresponde a una función Gaussiana.

Ensayo de Flotación Rougher: Corresponde a un ensayo de flotación primaria el cual se realiza en un laboratorio inmediatamente después de la primera molienda proveniente de la alimentación. Los ensayos de flotación rougher presentan la conveniencia que mantienen fijos sus parámetros para todos los ensayos realizados. Para las muestras de este proyecto, los ensayos de flotación se realizaron en el laboratorio SGS, y las condiciones del ensayo se presentan a continuación:

Tabla 1.1: Condiciones del ensayo de flotación alcalina para las muestras de El Teniente

Proceso	Descripción
Alimentación	1 kg muestra mineral base seca
Grado de molienda	20% +100# Tyler, aprox. (150 micrones)
Volumen pulpa flotación	2.600 cc
Sólido de flotación	31%
pH flotación	9.5
Frecuencia de paleteo	Manual cada 10 segundos
Tiempo total de acondicionamiento	30 minutos
Tiempo de flotación	12 minutos
Máquina de flotación	WEMCO
Agitación mecánica	1440 rpm
Reactivo colector	D-101/NP-107 (1/1), (34 g/t molienda)
	SIPX (6 g/t acondicionamiento)
	Diesel oil, (15 g/t, molienda)
Reactivo espumante	F-810/ DF-1012 Mezcla 90/10 % en peso (8 g/t acondicionamiento)
Reactivo modificador de pH	Cal pulverizada -100# Ty, acondicionada a la molienda, para obtener pH 9.5
Agua de lavado bolas/enrase	Agua potable
Agua de reposición	Agua potable acondicionada con cal a pH 9.5 y con una concentración de espumante similar a la que tiene el agua con 10 g/t de espumante (4.5 mg/l)

Factor HP: Coeficiente adimensional que indica la razón de alteración Hidrotermal

Principal en la roca en relación al total de alteración hidrotermal presente.

$$F(HP) = \%HP (\%HP + \%HT)$$

Ecuación 1: Factor HP

Factor HT: Coeficiente adimensional que indica la razón de alteración Hidrotermal

Tardía en la roca en relación al total de alteración hidrotermal presente.

$$F(HT) = \%HT (\%HP + \%HT)$$

Ecuación 2: Factor HT

Factor K (de Molibdeno): Es resultado de normalizar el porcentaje de Molibdeno no sulfurado de la roca, es decir corresponde a la fracción de Molibdeno no sulfurado presente (%MoNS) en relación con el Molibdeno total de la muestra de roca, como se puede apreciar en la Ecuación 3.

$$\text{Factor } K [\%] = \frac{\%MoNS}{\%Mot} \times 100$$

Ecuación 3: Factor K

2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

2.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

Si realizamos las pruebas metalúrgicas integral entonces podemos tratar un pórfido de Cu-Mo en la Unidad Minera El Porvenir - Compañía Minera Milpo.

2.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS

1. Si realizamos la caracterización química entonces podemos tratar el pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir.
2. Si determinamos la granulometría adecuada entonces podemos tratar el pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir.
3. Si determinamos la caracterización física entonces podemos tratar el pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir.

2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

2.5.1. VARIABLE DEPENDIENTE

Tratamiento de un pórfido de Cu-Mo en la Unidad Minera El Provenir

2.5.2. VARIABLE INDEPENDIENTE

Pruebas metalúrgicas integral

2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES

VARIABLES	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	UNIDAD	INDICADORES
Independiente: Pruebas metalúrgicas integral	Granulometría del mineral de Cu y Mo. Caracterización química Caracterización física	Realizar pruebas metalúrgicas para determinar la granulometría y la caracterización química y física del mineral Cu/Mo	TMPD	Tamaño de grano liberado. Caracterización química de Cu/Mo Caracterización física de Cu/Mo
Dependiente: Tratamiento de un pórfido de Cu-Mo en la Unidad Minera El Provenir	Tratamiento del pórfido de Cu-Mo	Hacer el balance metalúrgico después de la flotación de los minerales	TMPD	Porcentaje de recuperación.

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

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.

3.3. 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. 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.

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Con el objetivo de encontrar los principales factores que controlan la recuperación de Mo en el procesamiento mineral del yacimiento en el interior mina, en primer lugar, se dispone de una serie de datos correspondientes a los registros y procedencia de 1471 muestras, correspondientes a tramos de 12 a 36 metros de los yacimientos. Estas muestras son filtradas bajo diversos criterios para finalmente disponer de la información de 125 muestras las cuales únicamente pertenecen al yacimiento de interior mina. A partir de los datos de geometalurgia, geoquímica y mineralogía de las muestras se configura un sistema de bases de datos con énfasis en la información referente al Molibdeno. Cada base de datos se encuentra desarrollada de manera específica según su requerimiento. La información base contenida en cada base de datos corresponde a los parámetros de:

- Ley de Mo en las muestras de alimentación o cabeza.
- Ley de Cu en las muestras de alimentación o cabeza.
- Porcentaje de Molibdeno no sulfurado en las muestras de alimentación.
- Porcentaje de recuperación de Mo de la muestra en ensayo de flotación rougher.
- Porcentaje de Molibdenita en la muestra de alimentación.
- Concentración de Mo en la muestra de concentrado.
- Concentración de Mo en la muestra de relave.
- Sondaje de la muestra.
- Metraje del tramo de la muestra.
- Litología de la muestra. Las bases de datos desarrolladas corresponden a una base de datos de:
 - Geometalurgia.

- Geoquímica.
- Mineralogía.
- Distribución espacial, con los datos de ubicación de la muestra en el yacimiento (Este, Norte, Cota, Largo, Azimuth).
- Alteración. A partir del sistema de bases de datos se procede a buscar correlaciones lineales y logarítmicas entre los datos disponibles para desarrollar una idea general sobre los parámetros que controlan o se relacionan con la recuperación de Molibdeno y cómo éstos interactúan con los demás datos geoquímicos y metalúrgicos de las muestras. Posteriormente entre los parámetros mejor que presentan mejores correlaciones con la recuperación de Mo, se realizan ajustes exponenciales, logarítmicos y polinómicos de manera de encontrar un modelo que mejor se adapte a la distribución de los datos más relevantes. Esto se efectúa con la función de detectar relaciones que el Coeficiente de Correlación de Pearson no puede evidenciar debido a que solo compara relaciones lineales.

Se estudian los posibles factores geológicos que pueden presentar una mayor influencia sobre los valores de los parámetros mineralógicos, geoquímicos y geometalúrgicos registrados en la base de datos y las correlaciones entre éstos. Los principales criterios geológicos encontrados que determinan un control sobre las variables de interés son la litología, la alteración de la roca y la zona geotécnica a la que pertenece la muestra. Estos criterios se incorporan a la base de datos y se evalúa en base a estos criterios el comportamiento de las correlaciones importantes encontradas entre los parámetros geometalúrgicos, geoquímicos y mineralógicos. En primer lugar, se registra la información litológica de las muestras y se comparan

los valores promedio de la ley de Mo y recuperación de Mo de las muestras agrupadas según su litología. Luego se evalúan los resultados de las correlaciones y ajustes realizados a las variables de la base de datos en función de cada litología de la cual se tenga una cantidad de datos relevante, con el propósito de determinar el grado de influencia que presenta la litología de la roca en los resultados. Puesto a que en su mayoría las muestras corresponden al Complejo Máfico, el cual abarca cerca del 70% del volumen del yacimiento, es necesario conocer la ubicación de las muestras en el yacimiento. Se obtiene la información de coordenadas de las muestras en el yacimiento mediante la base de datos de la cual se encuentra registrada en el programa Xilab, para luego representar espacialmente los datos haciendo uso del programa Leapfrog. Con la ayuda de Leapfrog, se realizan agrupaciones de las muestras en función de su ubicación en el yacimiento y proximidad con las rocas de las diferentes unidades intrusivas y brechas. Posteriormente se realizan nuevamente los cálculos de coeficientes de correlación y regresiones, y se evalúa la influencia de las agrupaciones de las muestras del CMET sobre las correlaciones entre la recuperación de Molibdeno y los principales parámetros de interés.

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 (CuSO₄).
- ❖ Agua industrial.
- ❖ Agua filtrada de la pulpa.

LOS MATERIALES A UTILIZAR.

- ❖ Muestreador de pulpas.
- ❖ Vasos de precipitación
- ❖ Pizeta.
- ❖ Jeringas.
- ❖ Probeta milimetrada.
- ❖ 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 (Peachimetro 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 ($\text{Factor Metalúrgico} = \text{Grado} \times \text{Recuperación} / \text{Cabeza}$), siendo importante su aplicación en el análisis de los balances metalúrgicos, especialmente cuando se tiene muestras con leyes de cabeza similares.

3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

3.6.1. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DEL MINERAL

Las muestras de mineral para la formación de los compositos individuales fueron seleccionadas considerando el tipo de alteración, litología, mineralización y rango de ley de cobre. Con los Compositos Individuales se formaron los Compositos Tramo y con los Compósitos Tramos se formaron los Compositos Muestra de cada Bloque.

El Bloque Nro. 01 está formado por 65 Compósitos individuales repartidos en 08 tramos.

La formación de cada composito de la Muestra se presenta en siguiente la Tabla.

Tabla N° 3.1: Conformación de Compositos Tramo y Compositos Muestra para cada bloque.

Nro Bloque	Nro de Compositos	Tramos (m)	Leyes Tramos (%Cu)	Peso Neto Muestra (Kg)	Ley de Muestra	
					Cu	Mo
					(%)	(ppm)
BLOQUE 1	65	(00 – 50)	0,259	1,469	0,257	155
		(50 – 100)	0,223			
		(100 – 150)	0,257			
		(150 – 200)	0,262			
		(250 – 450)	0,256			
		(450 – 700)	0,245			
		(700 – 950)	0,264			
		(950 – 1250)	0,211			

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a los resultados de los ensayos químicos para cada Compósito Muestra, se observa que los minerales contienen Hierro e Insolubles en mayor cantidad como impurezas, mientras que los elementos de interés como el Cobre y Molibdeno y el resto de elementos analizados se encuentran en cantidades menores. Los elementos contaminantes como el Plomo, Antimonio, Arsénico y Bismuto se presentan en cantidades bajas.

Tabla N° 3.2: Resultados de ensayos químicos de Cabeza de la Muestra.

Composito	Elemento						
	Cu %	Mo Ppm	Fe %	As ppm	Pb ppm	Sb Ppm	Bi ppm
MUESTRA 01	0,257	155	3,85	13	9	<5	<5

Fuente: Elaboración propia

Ensayos de Cabeza Bloque Nro. 1

Se realizó una serie de análisis para la cabeza del Compósito MUESTRA del proyecto Ruta de Cobre; así como en cada uno de los Compósitos de Variabilidad, perteneciente al Bloque Nro. 1. En la Tabla siguiente, se reporta

los ensayos del cobre secuencial en el cual se aprecia que la muestra tiene 88% de cobre residual (0,226/0,257).

Tabla N° 3.3: Resultados de ensayos químicos de cabeza y cobre secuencial.

Composito	Elemento							
	Cu %	CuSolH Ppm	CuCN %	CuRes ppm	Fe ppm	Mo ppm	Ag ppm	Au g/t
MUESTRA 01	0,257	0,011	0,02	0,226	3,868	155	1	0,011

Fuente: Elaboración propia

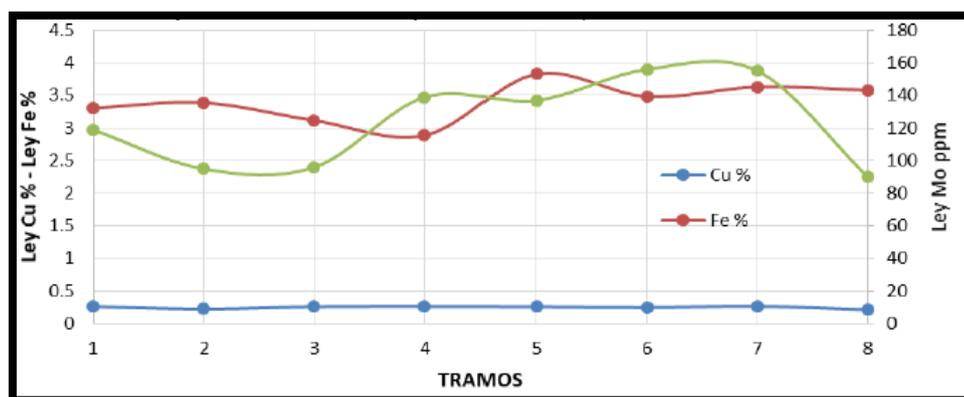
Así mismo, se realizaron los ensayos químicos de cabeza por cada compósito tramo, los cuales se formaron de acuerdo a la profundidad del depósito y cuyos resultados se presentan en la siguiente Tabla.

Tabla 3.4: Ensayes químicos de cabeza por tramos, variabilidad.

Compositos		Análisis							
TRAMOS	DESCRIPCIÓN	Cu %	CuSolH %	CuCN %	CuRes %	Fe %	Mo Ppm	Ag g/t	Au g/t
1	COMPOSITO (0 – 50)	0,259	0,057	0,081	0,121	3,308	119	1,4	0,027
2	COMPOSITO (50 – 100)	0,223	0,044	0,07	0,109	3,389	95	1,0	0,012
3	COMPOSITO (100 – 150)	0,257	0,044	0,081	0,132	3,119	96	0,7	0,013
4	COMPOSITO (150 – 200)	0,262	0,04	0,068	0,155	2,889	139	1,0	0,02
5	COMPOSITO (250 – 450)	0,256	0,012	0,015	0,229	3,828	137	0,6	0,014
6	COMPOSITO (450 – 700)	0,245	0,004	0,008	0,233	3,485	156	0,8	0,012
7	COMPOSITO (700 – 950)	0,264	0,004	0,005	0,255	3,632	155	0,6	0,017
8	COMPOSITO (950 – 1250)	0,211	0,006	0,006	0,199	3,582	90	1,1	0,007

Fuente: Elaboración propia

Figura 3.1 Ensayos de cabeza Bloque N°1 Compositos de Variabilidad



Fuente: Elaboración propia

Para los primeros tramos se observa que la lixiviación en ácido y cianuro son ligeramente apreciable, lo cual confirmaría que el mineral en estos tramos presenta cierto porcentaje de óxidos; sin embargo; a partir de los tramos (200-450 m) el mineral se presenta más sulfurado; la lixiviación en ácido y cianuro disminuye y en consecuencia el cobre residual incrementa.

Por tanto, las recuperaciones de los elementos de interés (Cu/Mo) mediante la flotación, se verán favorecidas a partir de dicho tramo.

3.6.2. CARACTERIZACIÓN FÍSICA DEL MINERAL (M. CABEZA)

Determinación del work index (método F.C. Bond)

Se realizó la determinación del work index de molienda en bolas, a partir de muestras representativa a granulometría 100 % -m10 Ty.

Se realizaron tres compositos para cada bloque y de acuerdo a su profundidad, el resultado preliminar se presenta en el siguiente cuadro.

Tabla N° 3.5: Resultado de Work Index

Ítem	Profundidad	Bond Ball Work index		Mill
		BBWi (kwh/st)	BBWi (kwh/mt)	SCSE* (kwh/t)
BLOQUE 1	(00 – 200)	14,31	15,78	11,29
	(200 – 700)	13,23	14,58	10,61
	(700 – 1250)	12,58	13,86	10,11
BLOQUE 2	(00 – 200)	14,09	15,54	10,11
	(200 – 700)	13,55	14,94	11,26
	(700 – 950)	12,43	13,70	9,53

Fuente: Elaboración propia

Determinación de la Gravedad Específica

Se determinó la Gravedad Específica a partir de muestras representativas de ambos bloques y de acuerdo a su profundidad mediante el método del Picnómetro, el resultado se presenta en el siguiente cuadro:

Tabla N° 3.6: Resultado de Gravedad Especifica

Ítem	Profundidad (m)	Gravedad Especifica (g/cc)	Abrasión índice
			Ai (g)
BLOQUE 1	(00 – 200)	2,677	0,2722
	(200 – 700)	2,678	0,2974
	(700 – 1250)	2,742	0,3069

Fuente: Elaboración propia

3.6.3. CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA DEL MINERAL

La caracterización mineralógica, por microscopía óptica y microscopía electrónica de barrido, se realizó en una muestra de cabeza, preparada a una molienda controlada en seco hasta tener el producto a 100% -m65 Tyler, clasificada en 3 fracciones: +m150, +m200, y – m200.

El análisis mineralógico de la muestra de cabeza indica que el principal portador de cobre es la calcopirita, la misma que está presente en todas las fracciones observadas, cuya abundancia varía desde 6,04% a 8,95% en la fracción +m200 (En peso, para Muestra 01 y hasta 4,3% a 5,46% en la fracción fina, -m200 (< a 74 micrones). Otras especies presentes en la muestra son la Piryta, Rutilo, Esfalerita II, Magnetita y Hematita. El principal portador de molibdeno, es la molibdenita, con apreciable presencia en todas

las fracciones. El arsénico está presente como arsenopirita y en forma de sulfosales. Las gangas no metálicas representan entre el 76,76% en peso (en malla +m200) para los Muestra 01.

El grado de liberación de las distintas especies mineralógicas presentes en la mena, está en función al tamaño de partícula, cuanto más fina la partícula mayor grado de liberación. La calcopirita está liberada entre 94,29% y 94,48%, en las fracciones mayores a malla +200 para los Muestra 01, en las fracciones finas menores a 200 mallas, el grado de liberación de la calcopirita, varía de 97,05%.

La pirita muestra mayor grado de liberación en las fracciones gruesas mayores a malla 200 y muy similar a la calcopirita en las fracciones finas, menores a 200 mallas.

La Molibdenita en la Muestra 01, está liberada en el rango de 100% a 90,76%, en tamaños mayores a +m200 (75 um) y completamente liberada en las fracciones menores a malla 200.

Las gangas no metálicas muestran un alto grado de liberación en todas las fracciones, varía desde 98,92% a 99,95% en la fracción +m150 y 99,92% a 99,87%, en la fracción -m200, para la Muestra 01.

En los Análisis Mineralógicos semicuantitativos por DRX se han determinado todos los minerales presentes (fases cristalinas) con un límite de

detección (L.D.) de 1.00 %, obtenido del procedimiento de validación del método. Los silicatos de cobre presentan un bajo nivel de cristalinidad por lo que su evaluación por DRX es limitada.

Para las tres fracciones analizadas (+m150, +m200 y -m200) se observa la presencia del cuarzo y andesita en mayor proporción (30% y 18%), seguido de sericita y clorita (14-8%) en término medio. La calcita, magnetita y piryta se presentan en menor proporción (2-4%).

Es importante mencionar que el cuarzo se presenta en mayor proporción en las fracciones gruesas (+m150) y ligeramente en menor proporción en las fracciones más finas (-m200).

3.6.4. CONMINUCIÓN DEL MINERAL

Para las pruebas físicas del mineral fueron seleccionadas muestras de compósitos de variabilidad (Composito tramo) para los Bloques Nro. 1.

Para el Bloque Nro. 1, se consideraron las muestras de los tramos (0-200) m, (200-700) m y (700-1250) m.

El objetivo del estudio fue proveer los principales parámetros de conminución de las muestras para las consideraciones de diseño y durante la operación a nivel industrial.

Las muestras fueron ensayadas por Gravedad Específica, Índice de abrasión, Work Index y SAG Mill respectivamente. En la tabla siguiente se presentan los resultados obtenidos para la conminución del mineral.

Tabla 3.7: Resumen de resultados de las pruebas de Conminución

Prueba	Descripción	Tramo Bloque Nro. 01(m)		
		00 - 200	200 - 700	700 - 1250
Gravedad Especifica	Gravedad especifica	2,677	2,678	2,742
Bond Abrasión Index	Ai Bond Abrasión, index, g	0,272	0,297	0,307
Bond Ball Work Index	Bond Ball Work Index, Kwh	15,78	14,58	13,86
(malla de core 212m)	Bond Ball Work Index, Kwh	14,31	13,23	12,58
SAG Mill Conminution (SMC)	Dwi, Kwh/m ³	9,07	7,81	7,04
	A	76,7	81	72,6
	b	0,39	0,42	0,54
	A X b	29,91	34,02	39,20
	sg	2,68	2,68	2,77
	ta	0,29	0,33	0,37
	SCSE, kwh/t(*)	11,29	10,61	10,11

Fuente: Elaboración propia

*=SCSE = SAG Circuit Specific EnergyBond

De acuerdo a los resultados se aparecía que la Gravedad especifica promedio para ambos bloques es 2,7 g/cc.

Respecto al índice de abrasión de Bond (que predice los consumos de acero de los principales elementos de desgaste), para el Bloque Nro. 1 aumenta el índice de abrasión desde 0,2722 g hasta 0,3069 g conforme se avanza en profundidad.

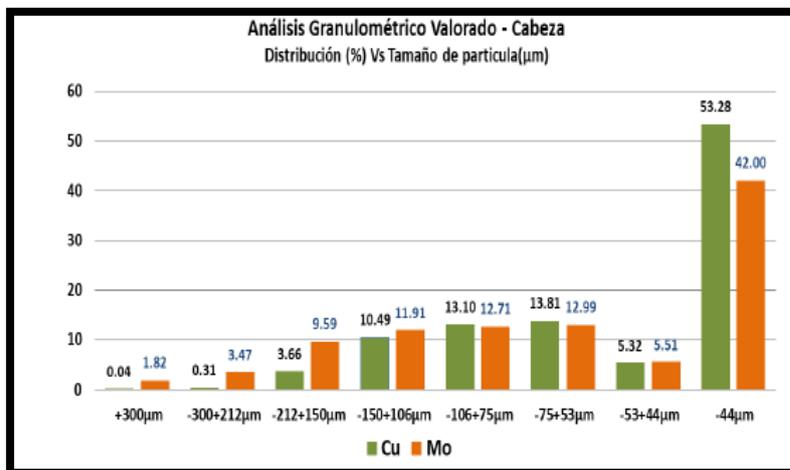
Respecto al work index, para ambos bloques se observa una tendencia a la disminución conforme se avanza en profundidad. Para el caso del Bloque Nro. 1 (tramos: (0-200) m hasta (700-1250) m), los resultados disminuyen de 15,78 kWh/tm a 13,86 kWh/tm. Así mismo, se aprecia que los valores a

diferentes profundidades son similares esto indica que el mineral es ligeramente duro en los primeros tramos y a mayor profundidad se torna más blando. El SCSE presenta un promedio general de ambos bloques de 10,49 Kwh/tm, siendo mayor en los primeros tramos del Bloque Nro. 01 (11,29 Kwh/tm). De manera general, no existe una variabilidad marcada a pesar de que hayan sido formadas a partir del criterio de profundidad. Se puede concluir que para el Bloque Nro. 1, a mayor profundidad decrece el work index y el índice de abrasión aumenta, mientras que el material se vuelve más dócil para una molienda SAG conforme se profundiza.

3.6.5. ANÁLISIS DE MALLAS VALORADAS

La distribución del contenido metálico de los elementos valiosos en la cabeza a un grado de molienda de 120 μm en P80, indica que el mayor porcentaje se encuentra en las fracciones menores a 44 micras. (Cu; 53,28%, Mo; 42,00%), tal como se aprecian en el siguiente Gráfico.

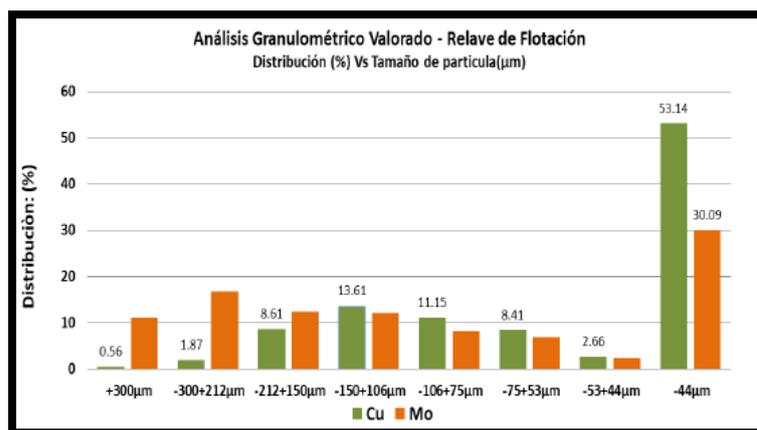
Figura 3.2: Análisis granulométrico valorado, Cabeza.



Fuente: Elaboración propia

El mismo comportamiento se presenta para las muestras de relave, cuyos elementos valiosos remanentes se distribuyen en mayor proporción en las fracciones finas menores a 44 μm .

Figura 3.3: Análisis granulométrico valorado, Relave.



Fuente: Elaboración propia

3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO

La investigación realizada en la planta concentradora de la Unidad El Porvenir de la Compañía Minera Milpo, es una investigación netamente técnica donde no se hizo uso de la estadística diferencial ni inferencial. El análisis, procesamiento e interpretación de los datos han sido mediante tablas y gráficos.

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

Las pruebas metalúrgicas realizadas en la planta concentradora de El Porvenir de la Compañía Minera Milpo, a nivel de laboratorio con la caracterización del mineral pórfido de cobre – molibdeno en el que se da a conocer la parte física,

química y mineralógica, luego realizar pruebas metalúrgicas para poder determinar el tiempo de flotación y la efectividad de los reactivos así mismo realizar pruebas metalúrgicas de la limpieza del concentrado para obtener mejores resultados.

3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA

La investigación que se realizó fue aceptada por la Compañía Minera Milpo en su unidad El Porvenir, teniendo el apoyo de los obreros, técnicos e ingenieros, quienes de una u otra manera me alcanzaron las informaciones y sugerencias para ir avanzando en el desarrollo del presente trabajo.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DESCRICIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO

Compañía Minera Milpo S.A.A. se constituyó en el año 1949, para dedicarse a la extracción, a la concentración y a la comercialización de minerales polimetálicos, principalmente zinc, plomo y cobre con contenidos de plata y oro. Sus centros de operaciones se encuentran (i) en el distrito de San Francisco de Asís de Yarusyacán, provincia y departamento de Pasco, donde se ubica su Unidad Minera El Porvenir; (ii) en el distrito de San Francisco de Asís de Yarusyacán, provincia y departamento de Pasco, donde se ubica su Unidad Minera Atacocha, de su subsidiaria Compañía Minera Atacocha S.A.A. y, (iii) en el distrito de Chavín, provincia de Chincha, departamento de Ica, donde se ubica su Unidad Minera Cerro Lindo. Asimismo, cuenta con las unidades mineras de cobre Iván (Antofagasta, Chile) y Chapi (Moquegua, Perú), con operaciones suspendidas temporalmente desde abril de

2012 y a partir del 2013, respectivamente, por no ser rentables. Votorantim Metais Cajamarquilla S.A. es el accionista mayoritario con 50.06% del accionariado.

El Porvenir: es la mina con la que Milpo inició operaciones, es considerada la mina subterránea más profunda del Perú y una de las más profundas de Latinoamérica, con una extracción a 1,250 metros debajo de la superficie.

4.2. PRESENTACIÓN, ANALISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.2.1. FLOTACIÓN DEL MINERAL

Para la determinación del tiempo de molienda, 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 %. En la tabla siguiente se presenta el resumen de la distribución granulométrica para construir las curvas de moliendabilidad.

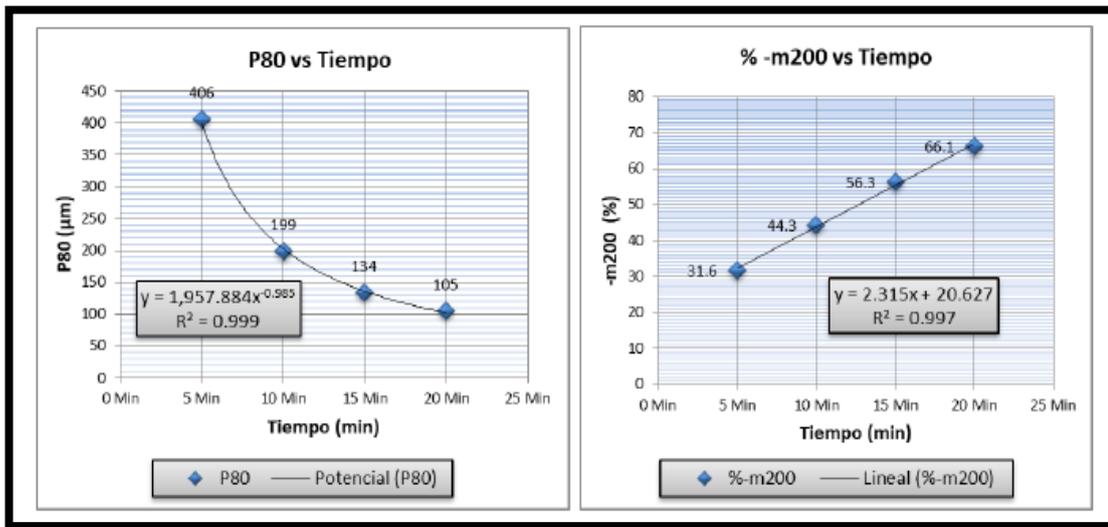
Tabla N° 4.1: Resumen de análisis granulométrico

Tiempo minutos	% -m100 150 µm	%-m200 75 µm	%-m400 38 µm	P80 (µm)
5 Min	47,7	31,6	20,7	406
10 Min	68,5	44,3	28,6	199
15 Min	85,5	56,3	35,9	134
20 Min	94	66,1	41,9	105

Fuente: Elaboración propia

Con los valores de la tabla anterior se elabora una curva de molienda, con la cual se determina el tiempo de molienda necesario a las condiciones especificadas para la prueba, luego se obtiene un producto P80 correspondiente a los valores de malla 200.

Figura N° 4.1: Curva de moliendabilidad, P80 vs Tiempo y %-m200 Vs Tiempo



Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.2: Tiempo calculado para P80 120 um, Muestra 01

Tiempo, f(% -m200)		
% -m200	Tiempo(min)	P80(µm)
50	12,69	160
60	17,01	120
65	19,17	107
70	21,33	96

Fuente: Elaboración propia

Pruebas de Flotación.

a. Flotación Exploratoria.

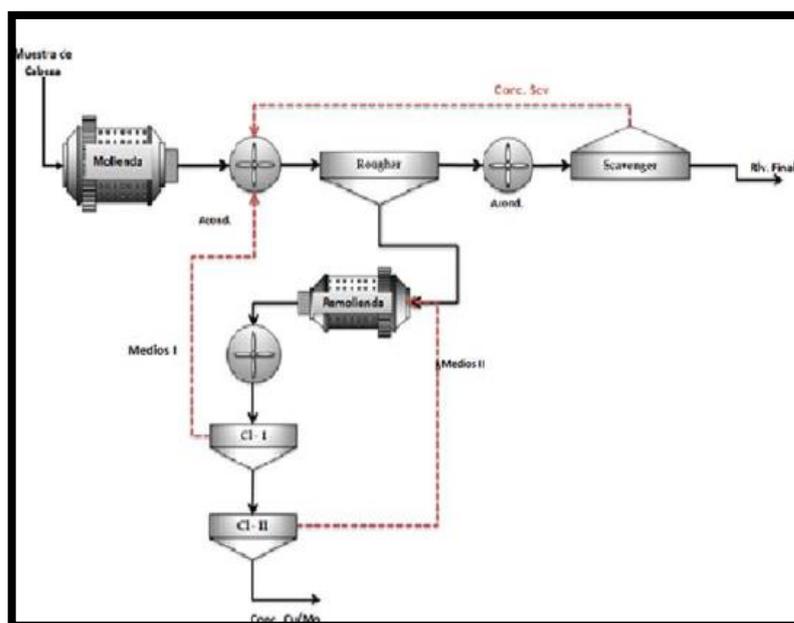
Se realizaron diferentes pruebas de flotación rougher evaluando inicialmente la configuración de reactivos; en esta etapa se han evaluado

colectores para recuperación de Cu y Mo tales como: AP-3302, AP 208, TC-123, Z-11 y Diésel-2 (Petróleo). Los espumantes evaluados fueron el MIBC y F-549. Los Reactivos de mejor rendimiento fueron el AP-3302 (colector), MIBC (espumante) y Diésel-2 como colector primario del Molibdeno. El grado de molienda evaluado fueron entre 90 y 150 μm de P80 y el pH de flotación rougher se varió en un rango de 8,0 (Natural) a 10.

Flotación cíclica

Las nuevas pruebas de flotación cíclica considerando dos etapas cleaner mejoró la calidad del concentrado bulk. Para el Compósito Master 01 la calidad del concentrado fue 27,31 % en Cu y 14,468 ppm en Mo; la recuperación tanto en Cu como en Mo fueron 89,99 % y 82,97 % respectivamente

Figura N° 4.2: Diagrama de flujo



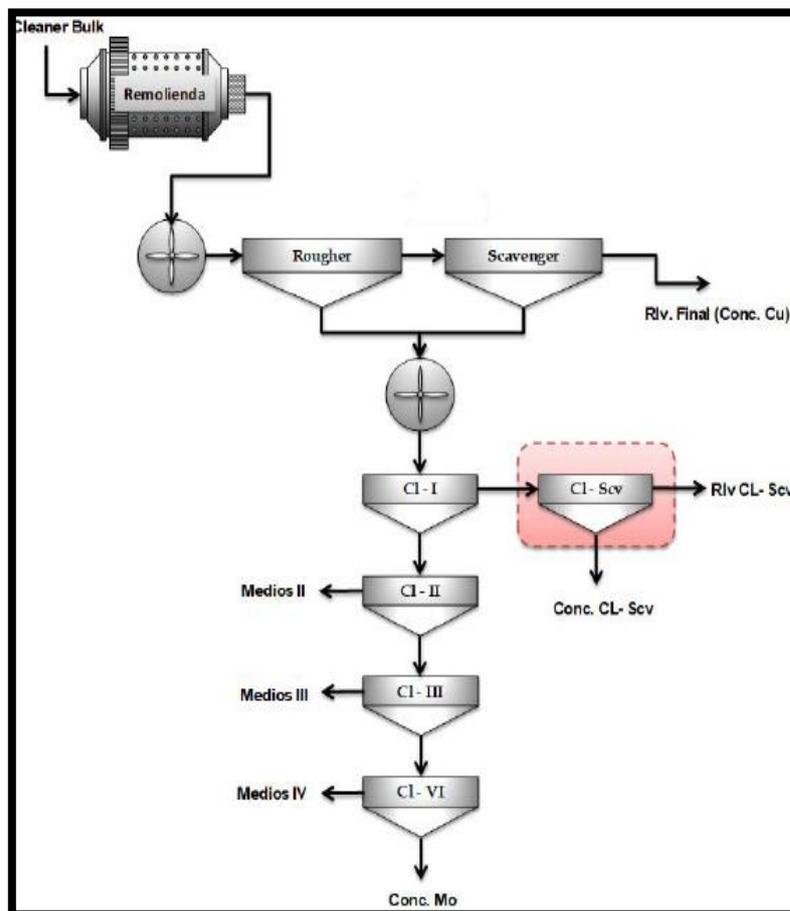
Fuente: Elaboración propia

Flotación Diferencial Cu/Mo

Para las pruebas de separación Cu/Mo fue necesario realizar remolienda al concentrado bulk Cu/Mo hasta 25 μm con la finalidad de liberar al máximo el molibdeno ocluido en el cobre. Por tener escasa muestra de concentrado bulk fueron consideradas 4 etapas de limpieza para el Molibdeno más una etapa cleaner-scavenger a fin de incrementar la recuperación del Cobre.

Para el Muestra 01, cuya ley de cabeza fueron 0,257% Cu y 155 ppm Mo, se logró concentrados finales con 25,53% en Cu y 44,05% en Mo; la recuperación en circuito abierto para ambos concentrados finales fueron 91,03% Cu y 50,61% Mo.

Figura N° 4.3: Esquema de Flotación Diferencial



Fuente: Elaboración propia

Las muestras seleccionadas para el programa metalúrgico fueron recepcionadas, identificadas y pesadas de forma individual, para su respectivo registro y cálculo del peso neto de cada muestra.

- Con las muestras se procedió a la formación de los 12 compositos
- Antes del chancado, se identificó y retiró la muestra de cada composito para las pruebas físicas (Conminución).
- Chancado controlado a 100% -m10 Ty de cada muestra para formar los respectivos compositos individuales.
- Homogenizado y cuarteo mediante Cuarteador Circular Rifle o usando el método de Coneo para Compositos mayores a 20 Kg.
- Luego del homogenizado y cuarteo se tomó muestra representativa para el ensaye químico de cabeza para cada composito individual.
- De cada composito individual fueron separados tres muestras de un Kilogramo de peso cada una para las futuras pruebas de flotación.
- Con el remanente en peso de cada composito individual se procedió a la conformación de los compositos tramos. Previamente fueron identificado los compositos individuales que deberían formar el respectivo composito tramo.
- Los tramos para ambos bloques fueron identificados de acuerdo a la profundidad (0-50), (50-100), (100-150), (150-200), (200-450), (450-700), (700-950) y (950-1250) metros respectivamente. En total fueron 16 tramos de los cuales fueron 08 tramos para el Bloque.

- El material de cada tramo (100% -m10 ty) fue homogenizado y cuarteado mediante la metodología de Coneo. De cada composito tramo fueron separados 10 muestras de un Kilogramo de peso cada una, una muestra para ensaye químico de cabeza, 05 muestras para Moliendabilidad y 04 muestras para las futuras pruebas de flotación.
- Finalmente, con el material remanente de cada composito tramo se procedió a la conformación de los Compositos.

Tabla N°4.3: Pesos y Leyes de Compositos Tramos y Compositos Muestra

Nro Bloque	Nro de Compositos	Tramos (m)	Leyes Tramos (%Cu)	Peso Neto Muestra (Kg)	Ley de Muestra	
					Cu (%)	Mo (ppm)
BLOQUE 1	12	(00 – 50)	0,259	1,469	0,257	155
		(50 – 100)	0,223			
		(100 – 150)	0,257			
		(150 – 200)	0,262			
		(250 – 450)	0,256			
		(450 – 700)	0,245			
		(700 – 950)	0,264			
		(950 – 1250)	0,211			

Fuente: Elaboración propia

Análisis Químico de compositos individuales (variabilidad).

Los compósitos de cada Bloque fueron analizados por Cu/Mo, siendo en total 127 compositos distribuidos en 65 para el Bloque 1.

Los ensayes se realizaron para determinar el contenido de los elementos valiosos y su persistencia en la profundidad del depósito. Los resultados de los ensayes serán usados para el balance metalúrgico durante las pruebas de flotación de cada composito.

Tabla N°4.4: Resultados del análisis químico, Composito Individuales Bloque 1

ENSAYOS DE CABEZA BLOQUE N°1: COMPOSITOS DE VARIABILIDAD									
Compositos		Análisis							
TRAMOS	DESCRIPCIÓN	Cu %	CuSolH %	CuCN %	CuRes %	Fe %	Mo ppm	Ag g/t	Au g/t
C01	COMPOSITO UGM C01	0,21	0,053	0,069	0,086	3,618	111	1,6	0,017
C02	COMPOSITO UGM C02	0,391	0,064	0,102	0,212	3,61	116	1,4	0,013
C03	COMPOSITO UGM C03	0,237	0,043	0,075	0,116	3,63	108	1,1	0,017
C04	COMPOSITO UGM C04	0,236	0,049	0,094	0,083	3,744	77	0,9	0,008
C05	COMPOSITO UGM C05	0,228	0,042	0,059	0,119	3,747	115	1,3	0,011
C06	COMPOSITO UGM C06	0,251	0,038	0,072	0,134	3,378	75	0,9	0,018
C07	COMPOSITO UGM C07	0,209	0,024	0,045	0,132	3,387	123	0,9	0,01
C08	COMPOSITO UGM C08	0,262	0,026	0,044	0,18	3,824	89	1,2	0,009
C09	COMPOSITO UGM C09	0,27	0,043	0,101	0,112	3,394	104	0,8	0,012
C10	COMPOSITO UGM C10	0,26	0,061	0,116	0,081	3,151	103	1,6	0,019
C11	COMPOSITO UGM C11	0,27	0,03	0,086	0,149	2,846	57	0,7	0,009
C12	COMPOSITO UGM C12	0,196	0,022	0,031	0,137	3,702	131	0,5	0,011

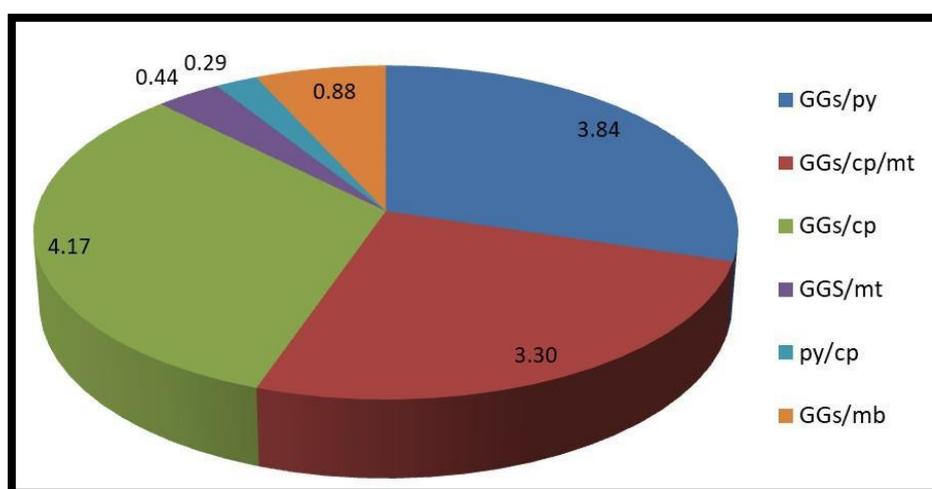
Fuente: Elaboración propia

Análisis mineralógico de grado de liberación

Muestra Nro 01 Malla +150

Los minerales libres encontrados son los minerales no metálicos de gangas, pirita, calcopirita I y magnetita. Los amarres mineralógicos más importantes económicamente son los binarios de GGs/cp con 4.17%, GGS/mt con 0.44%, py/cp con 0.29% y GGs/mb con 0.88%; seguido por intercrecimientos ternarios de GGs/cp/mt con 3.30% del porcentaje en volumen.

Figura N° 4.4: Tipos de intercrecimientos.



Fuente: Elaboración propia

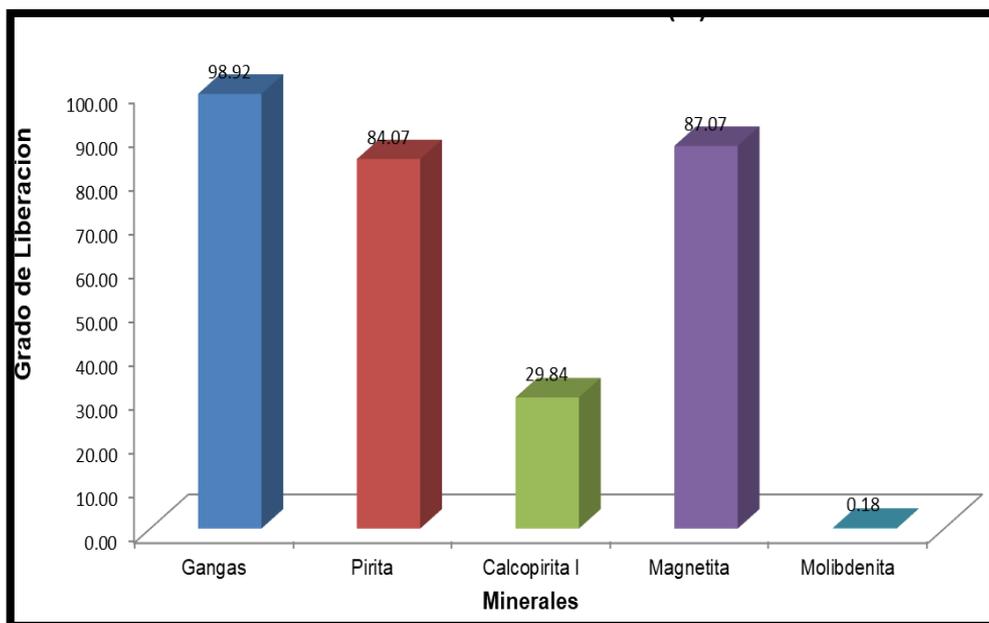
La **calcopirita** se presenta en 0,55% en volumen de la muestra donde el 0,16% ocurre como granos libres y el restante 0,39% se aprecia como granos mixtos binarios de GGs/cp y py/cp; seguido por intercrecimientos ternarios de GGs/cp/mt. Su grado de liberación es de 29,84%.

La **magnetita** se manifiesta en 1,31% en volumen de la muestra donde el 1,14% ocurre como granos libres mientras el restante 0,17% pertenece a granos mixtos binarios de GGs/mt; e intercrecimientos mixtos de GGs/cp/mt. Su grado de liberación es de 87,7%.

La **molibdenita** se observa en 0,03% en volumen de la muestra correspondientes a granos mixtos binarios de GGs/mb. Su grado de liberación es de 0,18%.

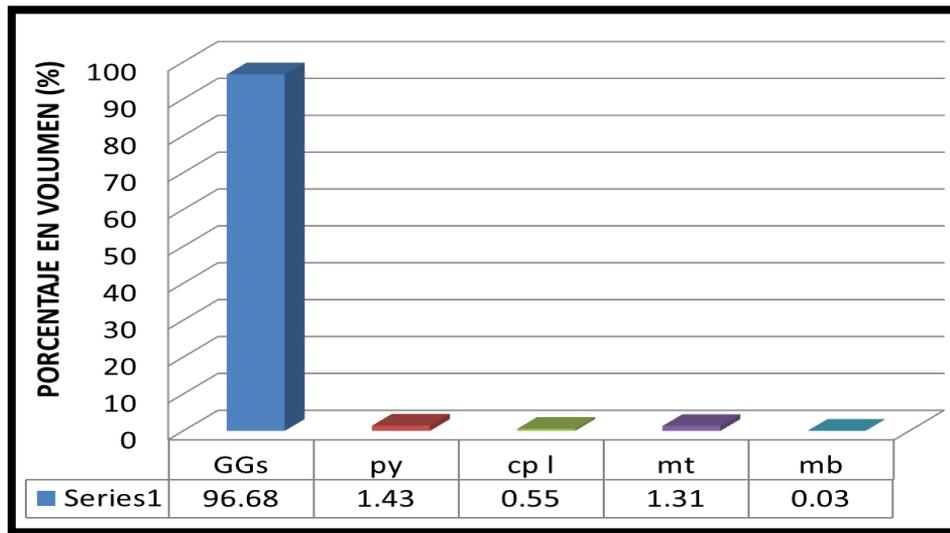
En la figura N° 4.4 y 4.5, se presenta el grado de liberación de los minerales identificados y el porcentaje en volumen de los minerales en la muestra respectivamente.

Figura N° 4.5: Representación de los grados de liberación de los minerales presentes.



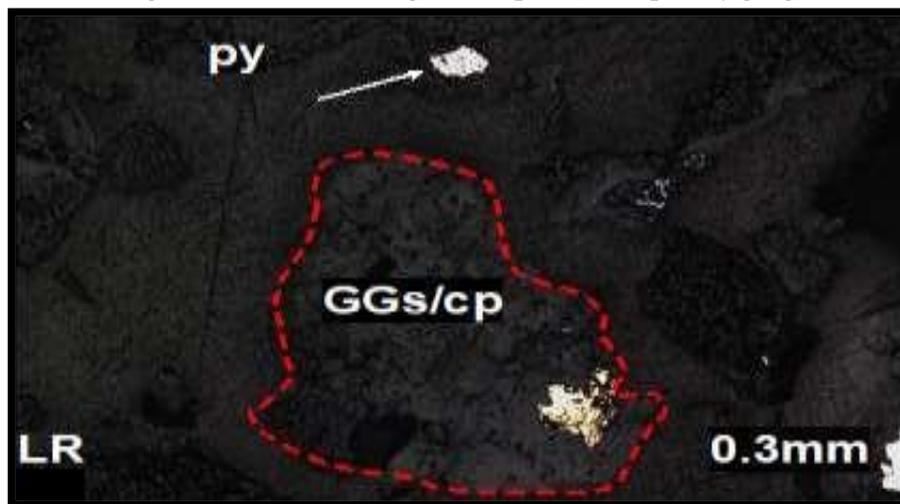
Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.6: Representación del porcentaje en volumen de los minerales presentes



Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.7: Microfotografía de pirita, calcopirita y ganga



Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.8: Microfotografía de piritas y ganga



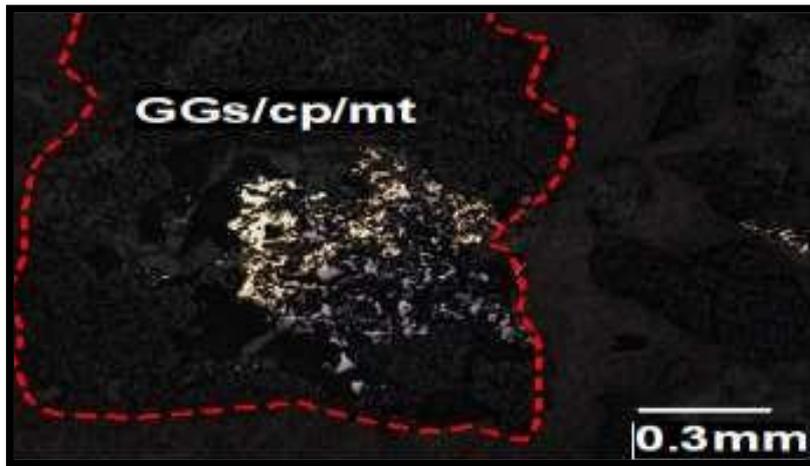
Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.5: Análisis mineralógico de la muestra N° 1, Malla +150

MUESTRA 01_M+150								
Partículas libres	No. Part.	%vol	Grado de Liberación	GGs	Py	cpl	mt	mb
Gangas	386,00	84,81	98,92					
Pirita	4,40	0,97	84,07		0,97 100,00			
Calcopirita I	0,75	0,16	29,84			0,16 100,00		
Magnetita	5,20	1,14	87,07				1,14 100,00	
Molibdenita	0,00	0,00	0,18					0,00 0,00
Parcial	396,35	87,08		84,81	0,97	0,16	1,14	0,00
Partículas mixtas			Asociaciones	GGs	py	cpl	mt	mb
GGs/py	17,50	3,84	1b(IV), 1e(I), 1a (I)	3,64 91,49	0,20 0,34			
GGs/cp/mt	15,00	3,30	1e(IV), 1a (I)	2,98 89,64		0,16	0,16 0,09	
GGs/cp	19,00	4,17	1b(IV), 1b(I), 1 a(I), 1b(III)	3,97 91,33		0,21 0,33		
GGs/mt	2,00	0,44	1d(II)	0,43 96,00			0,01 2,00	
Py/cp	1,30	0,29	1 a(I), 1e(IV)		26 89,24	0,02 0,24		
GGs/mb	4,00	0,88	1 b (IV)	0,85 91,18				0,03 0,18
Total	455,15	100,00						
		% volumen		96,68	1,43	0,55	1,31	0,03
		Peso específico		2,60	5,01	4,20	5,15	5,50
		% peso		93,87	2,67	0,87	2,52	0,06
		Grado de liberación		98,92	84,07	29,84	87,07	0,18

Fuente: Elaboración propia

Figura 4.9: Microfotografía de gangas y calcopirita



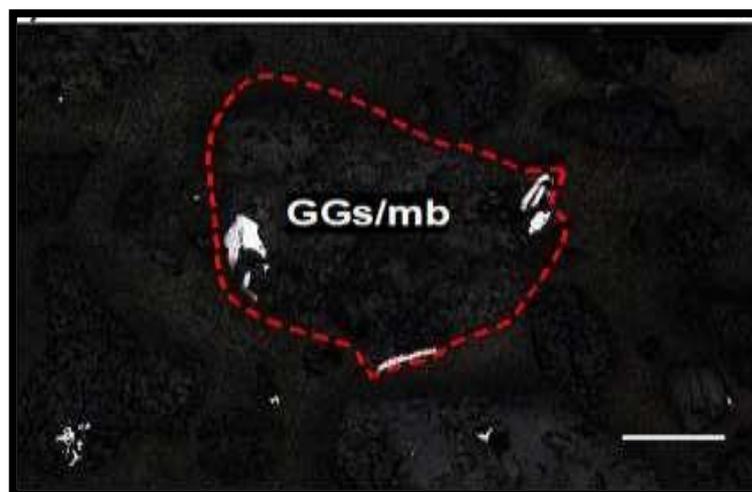
Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.10: Microfotografía pirita, calcopirita y gangas



Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.11: microfotografía de ganga y molibdenita



Fuente: Elaboración propia

01) Grano mixto binario de gangas con calcopirita (GGs/cp); Grao libre de pirita (py);

02) Granos mixtos binarios de gangas con pirita (GGs/py); Granos libres de gangas (GGs);

03) Grano mixto ternario de gangas, calcopirita y magnetita (GGs/cp/mt);

04) Grano mixto binario de pirita y calcopirita (py/cp);

05) Grano mixto binario de gangas con molibdenita (GGs/mb).

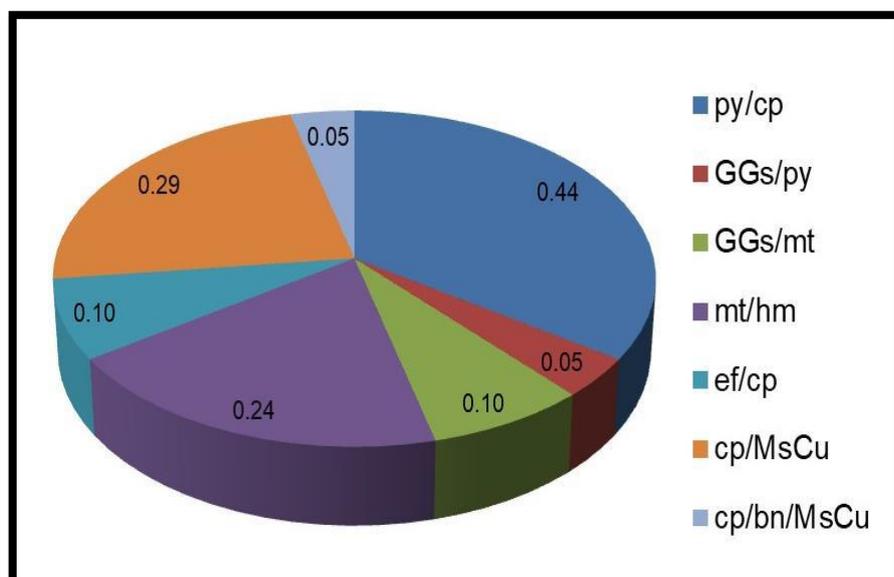
LR: Luz Reflejada.

Muestra Nro 01, Malla +200

Los minerales libres encontrados son los minerales no metálicos de gangas, pirita, calcopirita I esfalerita II, rutilo, magnetita y hematita.

Los amarres mineralógicos más importantes económicamente son los binarios de cp/py con 0,44%, mt/hm con 0,24%, cp/MsCu 0,29% del porcentaje en volumen

Figura 4.12: Tipos de intercrecimientos.



Fuente: Elaboración propia

La calcopirita se manifiesta en 4,18% en volumen de la muestra, donde el 3,87% pertenece a granos libres mientras la diferencia de 0,31% corresponde a granos mixtos binarios de py/cp, cp/MsCu. Su grado de liberación es de 94,29%.

Mientras la esfalerita II se encuentra en 0,13% en volumen de la muestra donde el 0,05% pertenece a granos libres y la diferencia de 0,08% ocurre como granos mixtos de ef II/cp II. Su grado de liberación es de 70,85%.

La molibdenita se presenta en 0,10% en volumen de la muestra donde el 0,10% pertenece a granos libres. Su grado de liberación es de 100%.

La magnetita se aprecia en 2,50% en volumen total de la muestra donde el 2,30% se presenta como granos libres y el restante 0,20% ocurre como granos mixtos binarios de mt/hm. Su grado de liberación es de 95,93%.

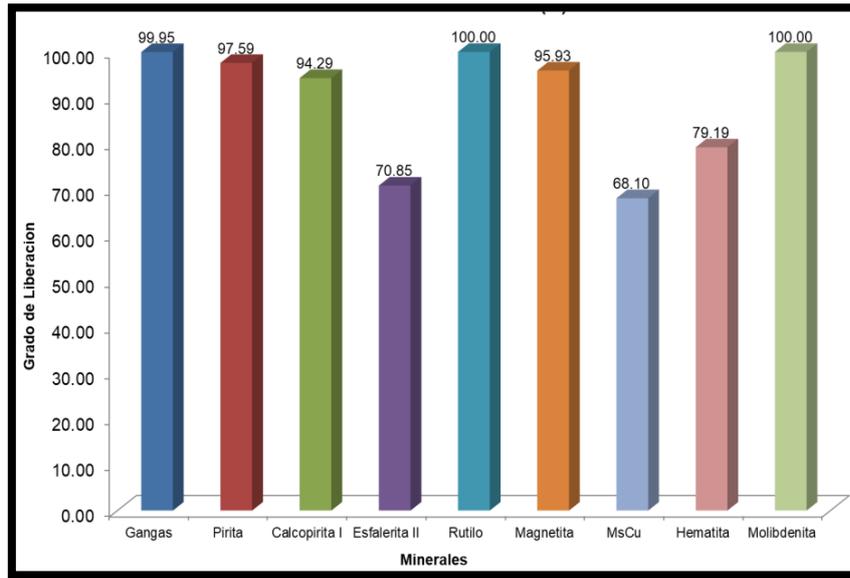
El rutilo se manifiesta en 0,34% en volumen total de la muestra donde el 100% se presenta como granos libres. Su grado de liberación es de 100%.

La hematita se manifiesta en 0,26% en volumen total de la muestra donde el 0,20% ocurre como granos libres mientras la diferencia de 0,06% corresponde a granos mixtos binarios de mt/hm. Su grado de liberación es de 79,19%.

Los minerales secundarios de Cu se encuentran en 0,26% en volumen total de la muestra donde el 0,15% ocurre como granos libres mientras la diferencia de 0,11% corresponde a granos mixtos binarios de cp/MsCu y ternarios de cp/bn/MsCu. Su grado de liberación es de 68,1%.

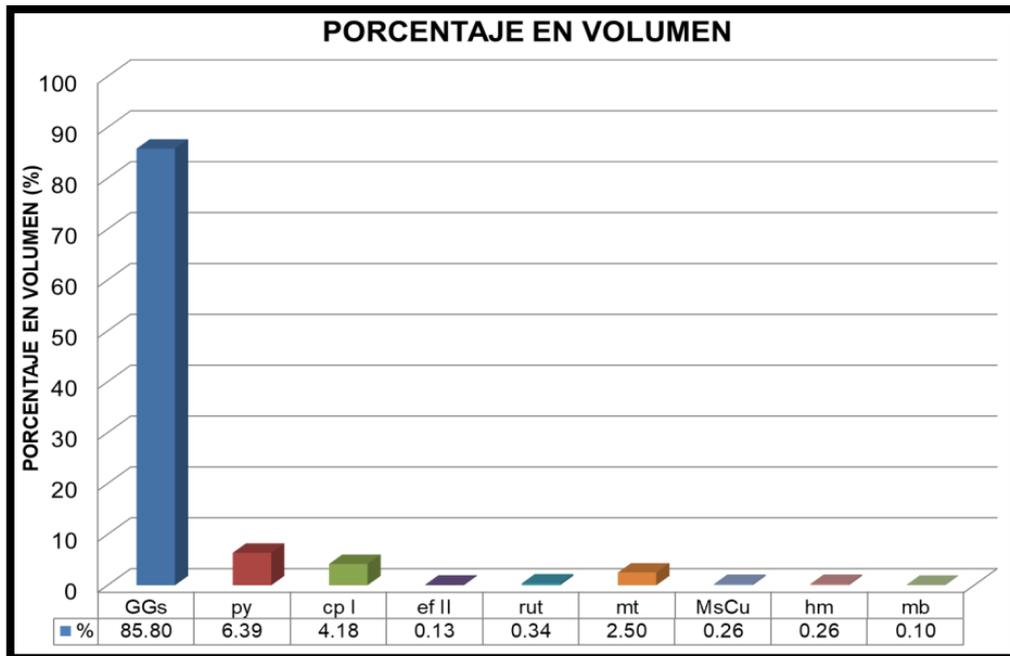
En la figura N° 07 y 08 se presenta el grado de liberación de los minerales identificados y el porcentaje en volumen de los minerales en la muestra respectivamente.

Figura 4.13: Representación de los grados de liberación de los minerales presentes.



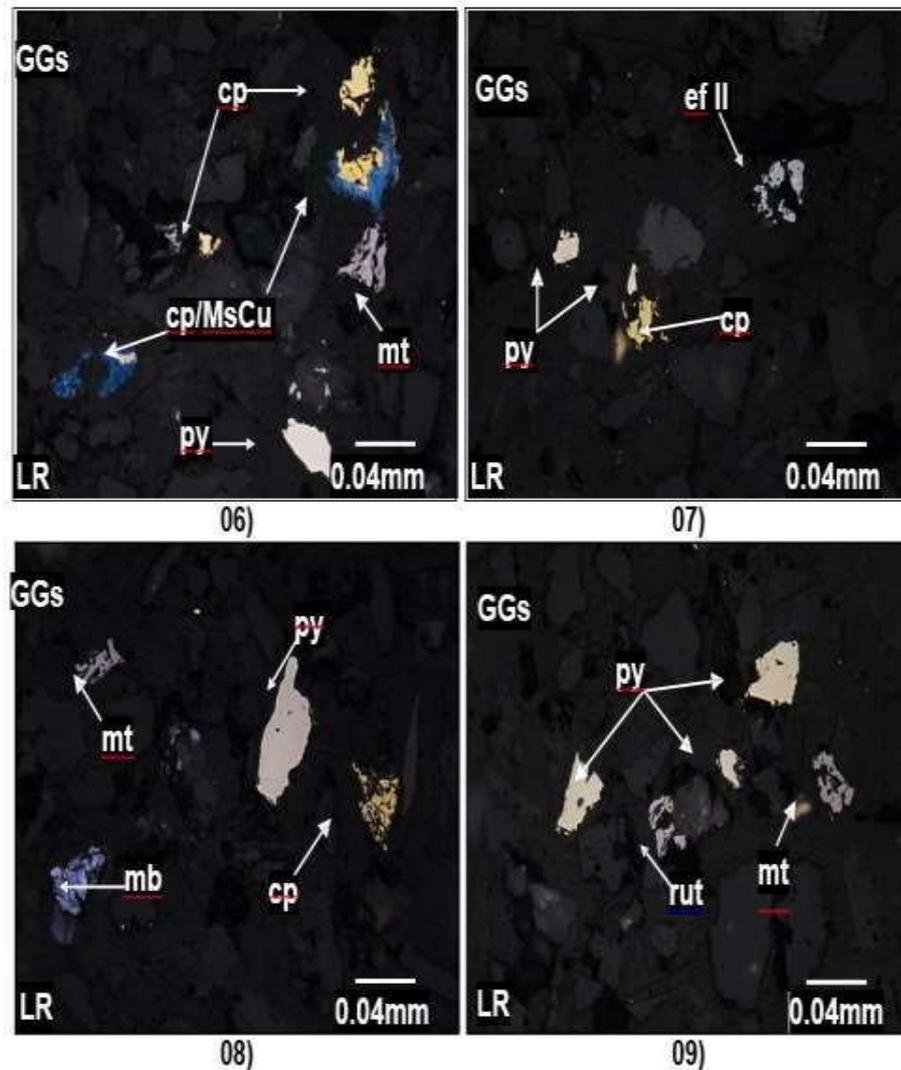
Fuente: Elaboración propia

Figura 4.14: Representación del porcentaje en volumen de los minerales presentes.



Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.15: Microfotografía Esfalerita 2, pirita, calcopirita y gangas



Fuente: Elaboración propia

Fotomicrografías 06 a 09.

06) Grano libres de minerales de gangas no metálicas (GGs), calcopirita (cp), magnetita (mt) y pirita (py); Grano mixto binario de calcopirita y minerales secundarios de Cu (cp/MsCu);

07) Granos libres d gangas (GGs), calcopirita (cp), pirita y esfalerita (ef);

08) Granos libres de gangas (GGs), molibdenita (mb), pirita (py), calcopirita (cp) y magnetita (mt);

09) Granos libres de gangas (GGs), pirita (py), rutilo (rut) y magnetita (mt).

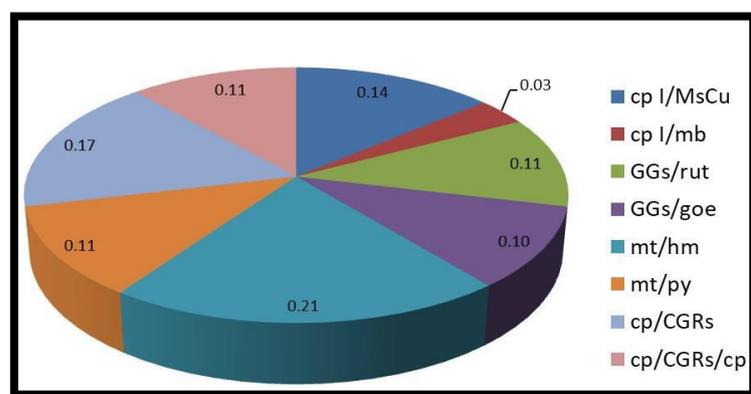
LR: Luz Reflejada

Muestra N° 01, Malla -200

Los minerales libres encontrados son los minerales no metálicos de gangas, pirita, galena, calcopirita I, cobres grises, pirrotita, esfalerita I, goethita, rutilo, magnetita, minerales secundarios de cobre, hematita, molibdenita y bornita.

Los amarres mineralógicos más importantes económicamente son los binarios de cp I/MsCu con 0,14%, cp I/mb con 0,03%, cp/CGRs con 0,17% y ternarios de cp/CGRs/py con 0,11% del porcentaje en volumen.

Figura 4.16: Tipos de intercrecimientos



Fuente: Elaboración propia

La molibdenita, se observa en 0,57% en volumen de la muestra correspondientes a granos libres. Posee grado de liberación de 100%.

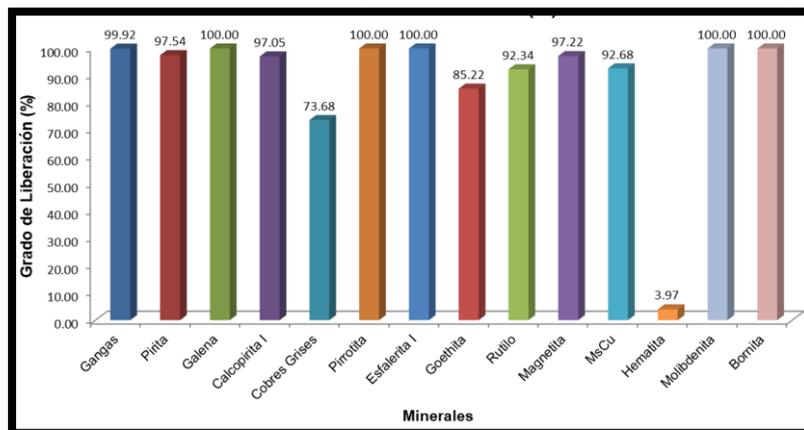
La calcopirita, se presenta en 2,93% en volumen de la muestra donde el 2,8% ocurre como granos libres y el restante 0,13% se aprecia como granos mixtos binarios de cp/MsCu, cp/mb y cp/CGRs; y ternarios de cp/CGRs/py. Su grado de liberación es de 97,05%. La galena, se manifiesta en 0,11% en volumen de la muestra correspondiente a granos libres. Su grado de liberación es de 100%. Los cobres grises, se observa en 0,28% en volumen de la muestra donde el 0,11% pertenece a granos libres, mientras el 0,17%

corresponde a granos mixtos binarios de cp I/CGRs y ternarios de cp I/CGRs/py. Posee grado de liberación de 73,68%.

Los minerales secundarios de cobre, se observa en 0,54% en volumen de la muestra donde el 0,43% pertenece a granos libres y el resto 0,11% corresponde a granos mixtos binarios de cp I/MsCu. Posee grado de liberación de 92,68%.

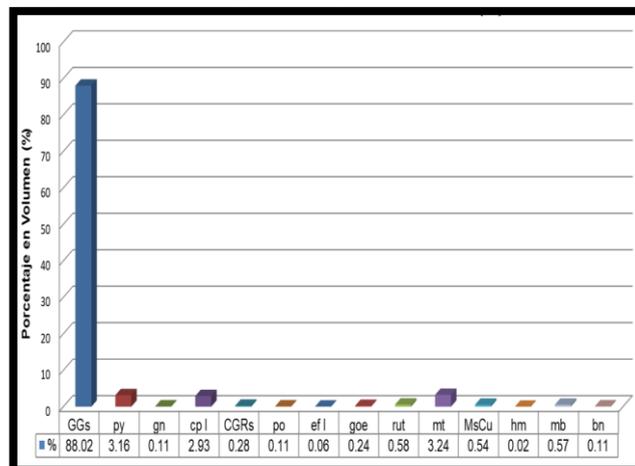
En la figura 10 y 11 se presenta el grado de liberación de los minerales identificados y el porcentaje en volumen de los minerales en la muestra respectivamente.

Figura 4.17.- Representación de los grados de liberación de los minerales presentes



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.18- Representación del porcentaje en volumen de los minerales presentes.

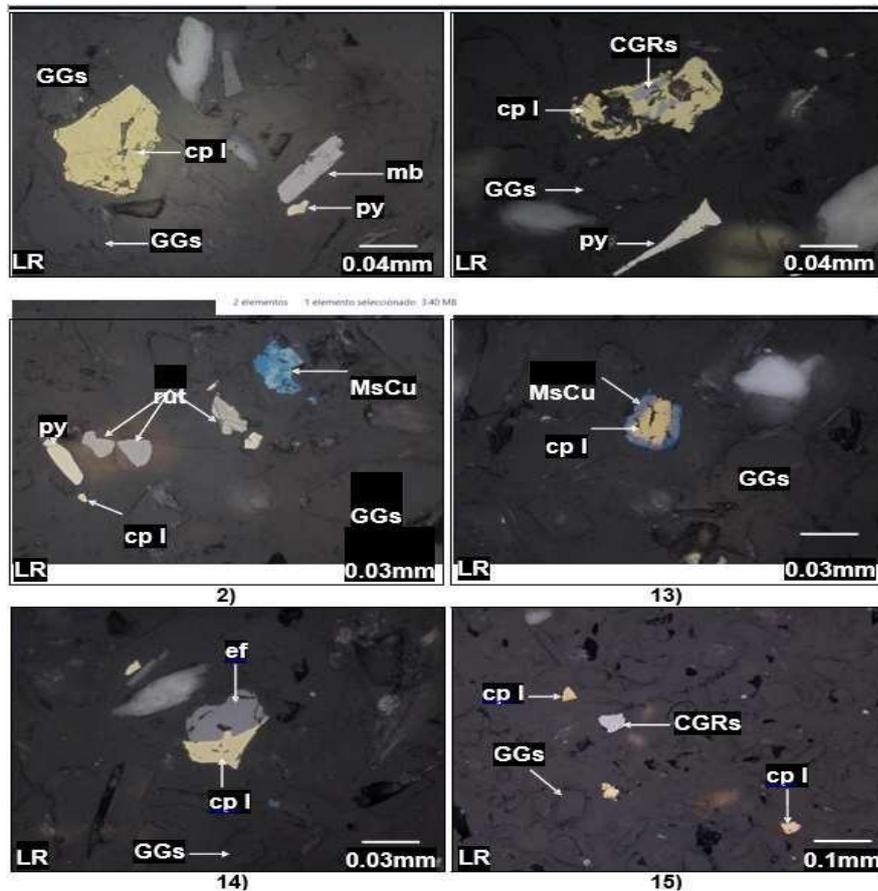


Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.7: Análisis Mineralógico de la muestra N° 01, Malla – 200.

MUESTRA 01_M+200																	
Partículas libres	No. Part.	%vol	Grado de Liberación	GGs	Py	gn	cpl	CGRs	po	ef I	Goe	rut	Mt	MsCu	hm	mb	bn
Gangas	769,00	87,94	99,92	87,94	100,00												
Pirita	26,50	3,03	97,54		3,03	100,00											
Galena	1,00	0,11	100,00			0,11	100,00										
Calcopirita I	24,50	2,80	97,05				2,80	100,00									
Cobres Grises	1,00	0,11	73,68					0,11	100,00								
Pirrotita Esfalerita	1,00	0,11	100,00						0,11	100,00							
I Goetita	0,50	0,06	100,00							0,06	100,00						
Rutilo	1,50	0,17	85,22								0,17	100,00					
Magnetita MsCu	4,50	0,51	92,34									0,51	100,00				
Hematita	26,50	3,03	97,22										3,03	100,00			
Molibdenita	3,80	0,43	92,68											0,43	100,00		
Bornita	0,00	0,00	3,97												0,00	0,00	
	5,00	0,57	100,00													0,57	100,00
	1,00	0,11	100,00														0,11
Parcial				87,94	3,03	0,11	2,80	0,11	0,11	0,06	0,17	0,51	3,03	0,43	0,00	0,57	0,11
Partículas mixtas			Asociaciones	GGs	Py	gn	cpl	CGRs	po	ef I	Goe	rut	Mt	MsCu	hm	mb	Bn
cp I/MsCu	1,20	0,14	2b(I)				0,03	3,75									
Cp I/mb	0,30	0,03	3a(IV)		0,01	6,00	0,03	81,80							0,11	63,75	0,00
GGs/rut	1,00	0,11	1a(I)				1,00										
GGs/goe	0,90	0,10	1a(II)	0,05	16,00								0,07	36,50			
mt/hm	1,80	0,21	1b(II)	0,03	9,00							0,07	49,00				
Mt/py	1,00	0,11	2b(II)										0,18	66,19		0,03	3,97
Cp/CGRs	1,50	0,17	4b(II)		0,08	63,00								0,03	3,00		
Cp/CGRs/py	1,00	0,11	1e(I)				0,06	3,30	0,11	63,33							
			1a(I)		0,05	4,80	0,01	0,50	0,03	42,50							
Total	874,50	100,00	2a(I)														
% volumen				88,02	3,16	0,11	2,93	0,28	0,11	0,06	0,24	0,58	3,24	0,54	0,02	0,57	0,11
Peso específico				2,6	5,01	7,4	4,2	4,65	4,65	4	3,8	4,25	5,15	4,68	5,3	5,5	5,09
% peso				79,91	5,53	0,3	4,3	0,46	0,19	0,08	0,32	0,87	5,83	0,89	0,04	1,1	0,2
Grado de liberación				99,92	97,54	100	97,05	73,68	100	100	85,22	92,34	97,22	92,68	3,97	100	100

Figura 4.19: Fotomicrografías 10 a 15



Fotomicrografías 10 a 15.

10) Granos libres de gangas (GGs), calcopirita I (cp I), molibdenita (mb) y pirita (py);

11) Grano mixto binario de calcopirita I (cp I) y cobres grises (CGRs):

12) Granos libres de pirita (py), calcopirita I (cp I), rutilo (rut) y minerales secundarios de cobre (MsCu);

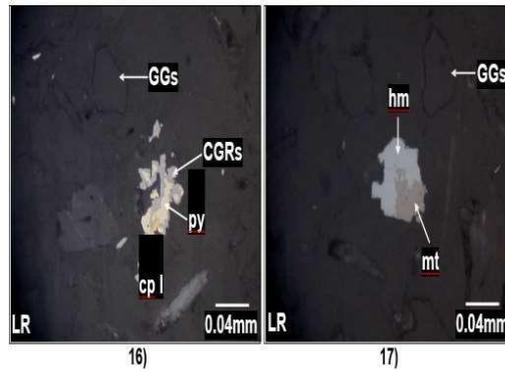
13) Intercrecimiento tipo corona de calcopirita I (cp I) y minerales secundarios de cobre (MsCu);

14) Grano mixto binario de calcopirita I (cp I) y esfalerita (ef);

15) Granos libres de gangas (GGs), calcopirita I (cp I) y cobres grises (CGRs).

LR: Luz Reflejada.

Figura 4.20: Fotomicrografías 16 a 17.



16) Grano mixto ternario de cobres Grises (CGRs), pirita (py) y calcopirita I (cp I);

17) Grano mixto binario de hematita y magnetita (hm/mt).

LR: Luz Reflejada

4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS

4.3.1. PRUEBAS METALÚRGICAS – MUESTRA 1

Prueba de Moliendabilidad Muestra 1.

Para construir la curva se realizaron 4 moliendas a diferentes tiempos, en la tabla siguiente se presenta el resumen de la distribución granulométrica para construir las curvas de moliendabilidad.

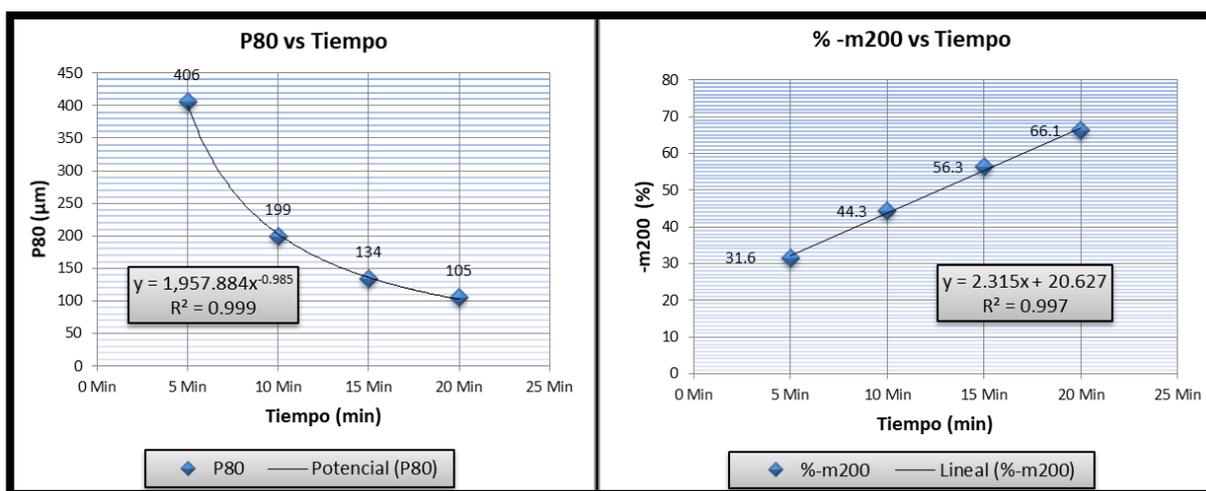
Tabla N°4.8: Resumen de Análisis Granulométrico MASTER 1.

Tiempo minutos	% -m100 150 μm	%-m200 75 μm	%-m400 38 μm	P80 (μm)
5 Min	47,7	31,6	20,7	406
10 Min	68,5	44,3	28,6	199
15 Min	85,5	56,3	35,9	134
20 Min	94	66,1	41,9	105

Fuente: Elaboración propia

Empleando los valores de la tabla anterior se elabora una curva de molienda, en base a la cual se determina el tiempo de molienda necesario a las condiciones especificadas para la prueba, luego se obtiene un producto con P80 correspondiente a los valores de malla 200.

Figura N° 4.21: Gráfico de la curva de moliendabilidad P80 vs Tiempo y % -m200 vs Tiempo.



Fuente: Elaboración propia

Tabla N°4.9: Tiempo Calculado en Función a las Curvas de Moliendabilidad Muestra 1.

Tiempo, f(% -m200)		
% -m200	Tiempo(min)	P80(µm)
50	12,69	160
60	17,01	120
65	19,17	107
70	21,33	96

Fuente: Elaboración propia

Flotación exploratoria para evaluación de reactivos

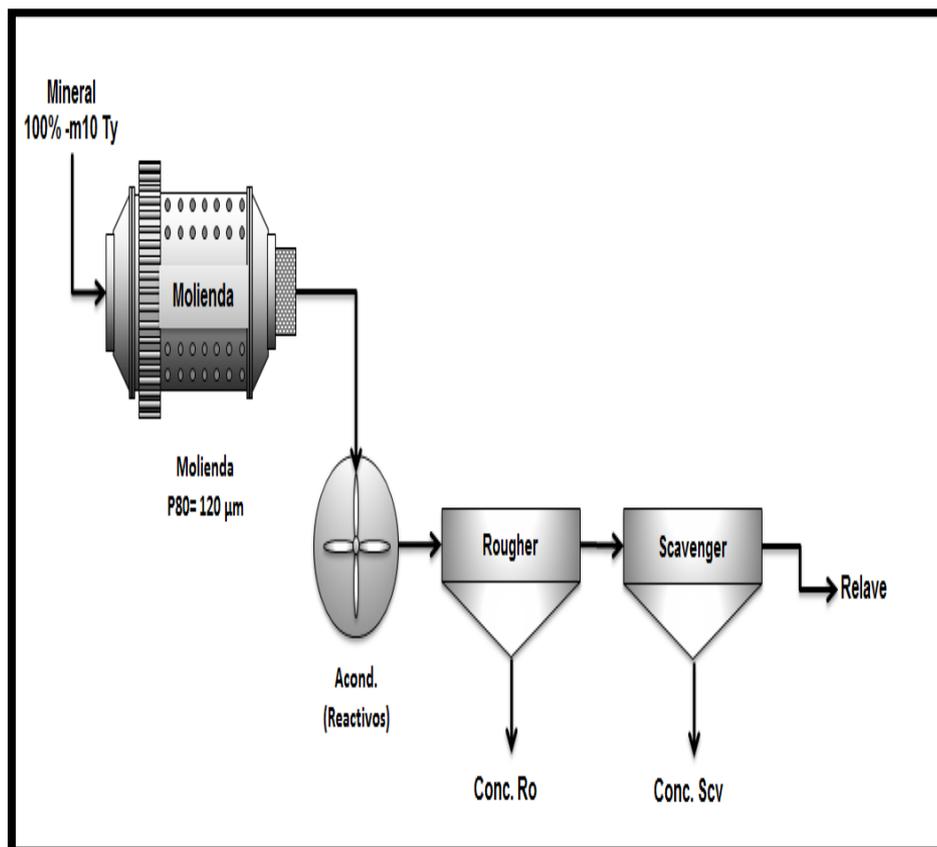
En estas pruebas se intenta determinan los mejores reactivos y las mejores condiciones para la flotación, se realizaron cinco pruebas exploratorias para cada Composito Muestra a nivel Rougher Scavenger, luego de las cuales se logró determinar que el mejor Colector es el **AP-3302** y el mejor espumante

fue el **MIBC**. El Diesel 2, fue usado como colector primario del Molibdeno en la molienda.

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

- Evaluación de Reactivos y su dosificación (Colector primario)
- Grado de Molienda (P80 y % -m200)
- % Solidos en el proceso de flotación
- pH de flotación.

Figura N° 4.22: Esquema de Flotación Rougher/Scavenger



Fuente: Elaboración propia

En las siguiente Tabla se presenta las condiciones aplicadas a las pruebas de flotación exploratorias.

Tabla N°4.10: Resumen de condiciones de flotación – Evaluación de reactivos

Prueba	Grado de Molienda		pH	Etapa	Dosificación de reactivos(g/t)								
	%m200	P80(µm)			Cal, Ind,	Z – 11	A-3302	TC-123	AP-208	Diesel	MIBC	F-549	
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	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	-	
P04	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	-	
P07	60	120	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

Flotación Exploratoria Muestra 1.

En la siguiente tabla, la prueba de flotación P02 reporta los mejores resultados en ley de Cobre (%Cu) y mínima recuperación de Fierro, lo cual indica que el Colector AP-3302 es selectivo para Cu-Mo, fue usado MIBC como espumante.

Tabla N° 4.11: Pruebas de Flotación Exploratoria Muestra 1

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. Sev. Bulk	1,63	0,36	5,34	350	2,40	1,95	4,55
	Cc. Ro + Sev	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. Sev. Bulk	1,62	0,65	6,27	316	4,12	3,27	3,42
	Cc. Ro + Sev	2,87	8,38	13,16	4481	94,30	12,22	86,33
P03	Cc. Ro. Bulk	2,99	7,14	29,59	4033	91,96	23,81	88,97
	Cc. Sev. Bulk	2,31	0,24	10,30	115	2,33	0,38	1,95
	Cc. Ro + Sev	5,30	4,13	21,20	2328	94,29	30,19	90,92
P04	Cc. Ro. Bulk	2,65	8,56	35,88	4453	90,42	25,50	82,78
	Cc. Sev. Bulk	1,81	0,49	12,64	250	3,50	6,13	3,17
	Cc. Ro + Sev	4,47	5,29	26,45	2748	93,92	31,63	85,95
P07	Cc. Ro. Bulk	2,78	8,95	22,79	4581	91,61	16,09	87,68
	Cc. Sev. Bulk	2,37	0,28	17,02	194	2,45	10,26	3,17
	Cc. Ro + Sev	5,15	4,95	20,13	2560	94,06	26,35	90,85

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; sin embargo; tiene mayor contenido de fierro.

4.3.2. DETERMINACIÓN DE PARÁMETROS DE FLOTACIÓN.

Grado de Molienda

Se realizaron Pruebas de flotación considerando 03 granulometrías distintas tomando como base el P80- 120 (µm) correspondiente a las pruebas exploratorias iniciales.

Los resultados de la prueba N° 08 (P08) muestran que a P80 150 (µm) la recuperación es ligeramente menor comparado con las pruebas a P80 120 y 90 (µm) respectivamente.

Tabla N° 4.12: Resumen de condiciones de flotación, Grado de Molienda.

Prueba	Grado de Molienda		pH	Etapa	Dosificación de reactivos(g/t)			
	%m200	P80(µm)			Cal. Ind.	TC-123	Diesel	F-549
P08	52	150	8,6	Molienda	200	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.

Tabla N° 4.13: Resumen de resultados - Evaluación del Grado de Molienda

Prueba	Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
			%		(ppm)	Cu	Fe	Mo
			Cu	Fe	Mo			
P08	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	92,77	23,50	87,55
P09	Cc. Ro. Bulk	3,07	7,47	18,45	4051	92,00	15,52	89,06
	Cc. Scv. Bulk	3,11	0,19	13,86	130	2,36	11,79	2,89
	Cc. Ro + Scv	6,18	3,81	16,14	2079	94,36	27,31	91,95
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

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 90, 107 y 150 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.

A fin de mantener equilibrio entre el grado de liberación y la recuperación de los elementos valiosos se optó realizar las siguientes evaluaciones a nivel Rougher/Scavenger manteniendo constante el grado de molienda en 65 % - m200.

Determinación del pH.

Las tres pruebas muestran que las recuperaciones en cobre no tienen diferencia relevante; sin embargo; la Prueba N° 12 con pH 10, muestra que

la recuperación en fierro es mucho menor comparado con las pruebas a pH 8 y 9 respectivamente.

Tabla N° 4.14: Resumen de condiciones de flotación – Evaluación de pH

Prueba	Grado de Molienda		pH	Etapa	Dosificación de reactivos(g/t)			
	%m200	P80(μm)			Cal. Ind.	TC-123	Diesel	F-549
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
P12	65	107	8,1	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
			10,0	Acond.	400,0	-	-	7,0
			10,0	Flot. Ro	-	-	-	-
			10,0	Flot. Scv	29,0	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° 4.15: Resumen de resultados - Evaluación de pH

Prueba	Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación (%)		
			%		(ppm)	Cu	Fe	Mo
			Cu	Fe	Mo			
P08	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
P09	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
P10	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.

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° 4.16: Resumen de condiciones de flotación - Evaluación de % Sólidos.

Prueba	Grado de Molienda		Sólidos (%)	Etapa	Dosificación de reactivos(g/t)			
	%m200	P80(μm)			Cal. Ind.	TC-123	Diesel	F-549
P10	65	107	33	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
				Acond.	108,0	-	-	7,0
				Flot. Ro	-	-	-	-
				Flot. Scv	23,0	2,5	-	3,0
P13B	65	107	40	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
				Acond.	101,0	-	-	7,0
				Flot. Ro	-	-	-	-
				Flot. Scv	13,0	2,5	-	3,0
P14B	65	107	45	Molienda	200,0	5,0	5,0	-
				Acond.	94,1	-	-	7,0
				Flot. Ro	-	-	-	-
				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.

Tabla N° 4.17: 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 de Cu/Mo.

Cinetica de Flotación Rougher

Se realizó la prueba de flotación considerando el retiro de las espumas del concentrado a 1, 2, 4, 8, 16 y 24 min. Los ensayos químicos muestran que el concentrado a los 10 min presenta menor ley en Cobre, comparado con la ley de cabeza del mineral (0,257% Cu) y con tiempos mayores a 10 min la curva se torna asintótica tal como se muestra en las Fig. N° 4.16 y 4.17. Con el fin de evaluar la flotabilidad de los minerales de cobre y molibdeno, presentes en la muestra compósito Muestra 01, se realizó una prueba de

cinética de flotación de acuerdo a las condiciones mostradas en la Tabla N° 4.19. Los resultados obtenidos se presentan en la Tabla N° 4.20 y 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 10,511 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 Moly, de 94,15% y de 88,47%, respectivamente.

Tabla N° 4.18: Condiciones para la prueba de flotación cinética Rougher

Código de Prueba: P24			Fecha: 16/07/2018			
Peso Alimento(g): 2000			Vol. Celda(cc): 6000			
% Sólidos Molienda: 66			% Sólidos Flot.: 33			
Grado de Molienda: 65%-m200			P ₈₀ (µm): 120			
Etapa	Tiempo (min)	pH	Consumo de reactivos(g/t)			
			Tc-123	Diesel	Cal	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

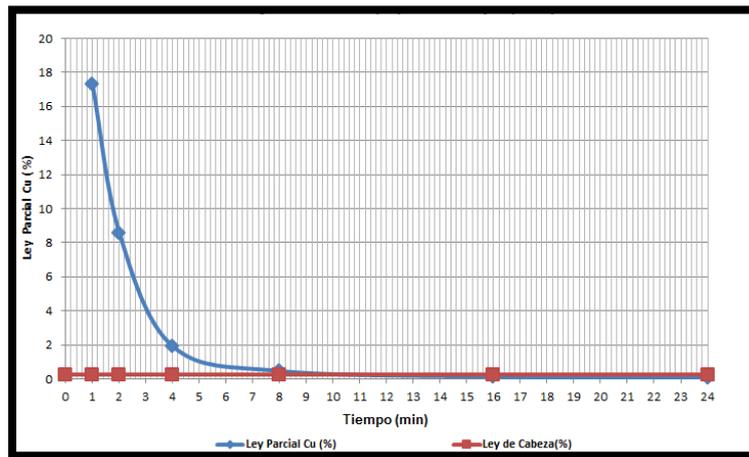
Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.19: 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	2056
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	100,00	0,24	3,51	154	100,00	100,00	100,00	-	-	-
Cabeza Ensayada		0,26	3,87	155						

Fuente: Elaboración propia

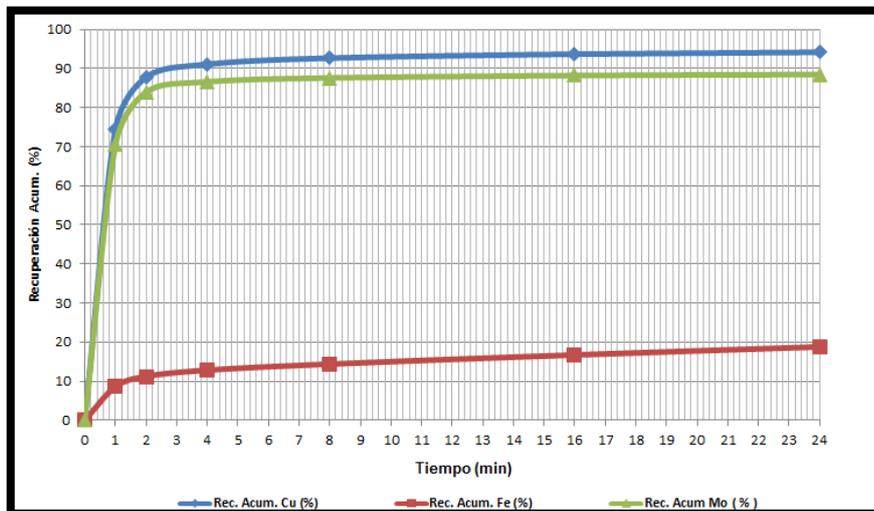
Figura N° 4.23: Cinética Rougher - Leyes parciales (Cu) vs Tiempo



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 10 minutos.

Figura N° 4.24: Cinética Rougher - Recuperación Acumulada vs Tiempo



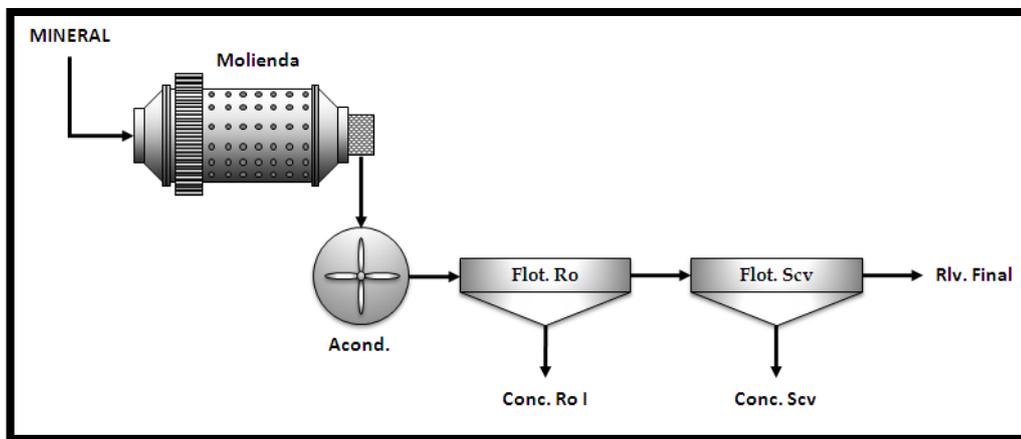
Fuente: Elaboración propia

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.

Rougher de confirmación

Una vez evaluados las condiciones y el tiempo óptimo de flotación, se realizó una prueba de confirmación de resultados; el esquema considerado consiste de una etapa de flotación rougher y otra de flotación scavenger, como se indica en Fig. 4.18.

Figura N° 4.25: Esquema de Flotación Rougher/Scavenger



Fuente: Elaboración propia

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

Tabla N° 4.20: Condiciones de Flotación – P25

Código de Prueba: P25		Fecha: 18/07/2018						
Peso Alimento(g): 2000		Vol. Celda(cc): 6000						
% Sólidos Molienda: 66,6		% Sólidos Flot.: 33						
Grado de Molienda: 65%-m200		P ₈₀ (µm): 107						
Etapa	Tiempo (min)	pH	Consumo de reactivos(g/t)					-
			Cal. Ind	Tc-123	Diesel	Or-549	-	
Molienda	19,2	8,3	200,0	5,0	5,0	-	-	
Acond.	5,0	9,0	125,0	-	-	10,0	-	
Flot. Rougher	8,0	9,0	-	-	-	-	-	
Acond. Scv	2,0	9,0	51,0	2,5	-	10,0	-	
Flot. Scavenger	4,0	9,0	-	-	-	-	-	
Total	38,2	-	376,0	7,5	5,0	20,0	-	

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.21: 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	100,00	0,25	3,75	138	100,00	100,00	100,00
223Cabeza 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.

4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

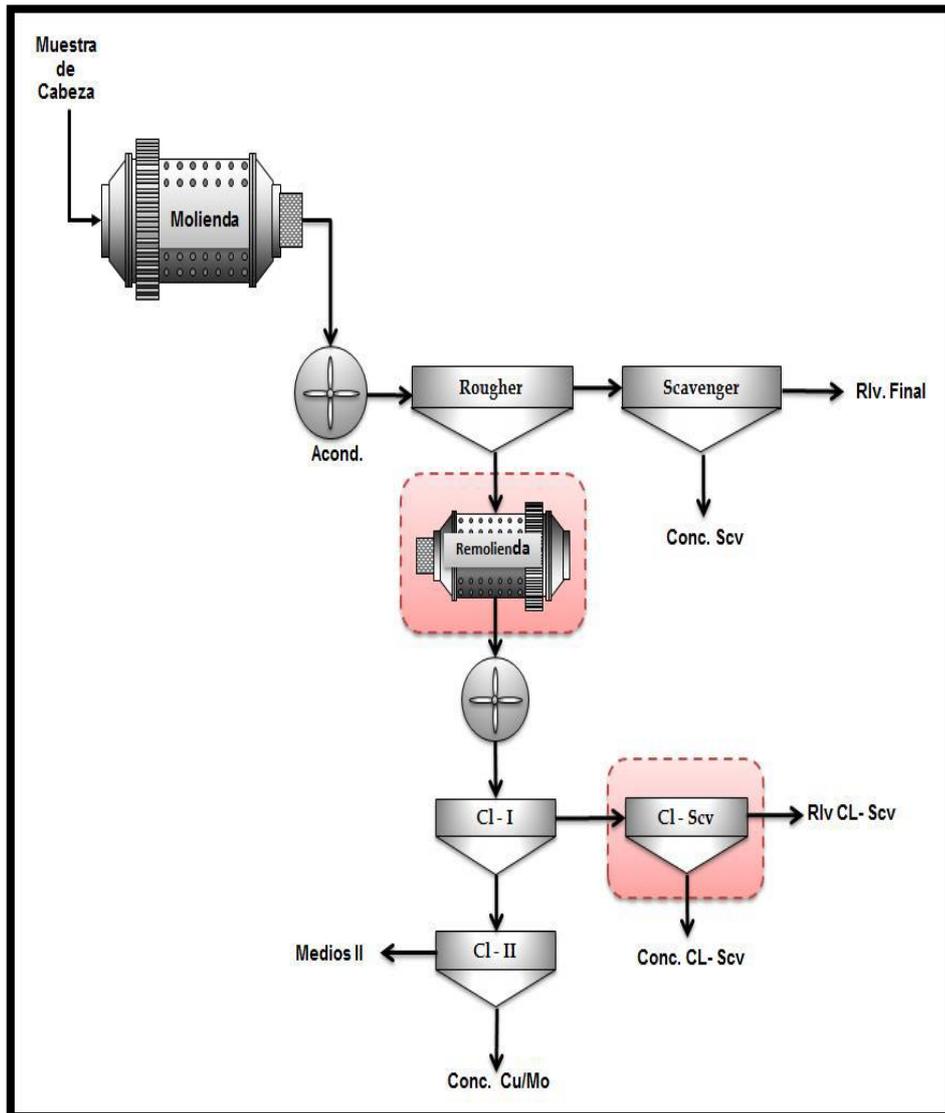
Pruebas de Flotación Batch

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° 4.26: Esquema de Flotación Batch con 2 Etapas de Limpieza



Fuente: Elaboración propia

Flotación Batch (Variación del Grado de Molienda Primaria)

Esta prueba se realizó a una molienda primaria a 65 % -m200 (107 μm) y dos etapas de limpieza y sin remolienda; se mantuvo constantes las condiciones de 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° 4.22: Condiciones de Flotación – P26

Código de Prueba: P26						Fecha: 18/07/2018			
Peso Alimento(g): 2000						Vol. Celda(cc): 6000			
% Sólidos Molienda: 66,6						% Sólidos Flot.: 33			
Grado de Molienda: 65%-m200						P ₈₀ (µm): 107			
Etapa	Tiempo (min)	pH	RPM	Presión Aire (psi)	Flujo Aire (L/min)	Consumo de reactivos(g/t)			
						Cal. Ind	Ap-3302	Diesel	MICB
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. CL 01	2,0	10,0	550,0	-	-	15,0	-	-	-
Flot. CL 01	5,0	10,0	550,0	15,0	5,0	-	-	-	-
Acond. CL - Scv	2,0	10,0	550,0	-	-	-	1,0	-	1,0
Flot. CL – Scv	5,0	10,0	550,0	15,0	5,0	-	-	-	-
Flot. CL 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°4.23: 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. CL-Scv	0,22	9,58	19,46	7605	7,82	1,14	10,67
Rlv-Cl-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	22,12
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	100,00	0,27	3,72	155	100,00	100,00	100,00
Cabeza 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.

En la siguiente prueba P21B se varió el grado de molienda primaria (de 65% a 60 % -m200), manteniéndose constante las condiciones tanto en la flotación a nivel Rougher/Scavenger como en la Limpieza.

Tabla N° 4.24: Condiciones de Flotación – P31B

Código de Prueba: P26		Fecha: 18/07/2018							
Peso Alimento(g): 2000		Vol. Celda(cc): 6000							
% Sólidos Molienda: 66,6		% Sólidos Flot.: 33							
Grado de Molienda: 65%-m200		P ₈₀ (µm): 120							
Etapa	Tiempo (min)	pH	RPM	Presión Aire (psi)	Flujo Aire (L/min)	Consumo de reactivos(g/t)			
						Cal. Ind	Ap-3302	Diesel	MICB
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	5,0	-	-	-	-
Acond. CL - Scv	1,0	10,0	550,0	-	-	-	1,0	-	1,0
Flot. CL - Scv	5,0	10,0	550,0	15,0	7,0	-	-	-	-
Flot. CL 02	2,5	10,0	550,0	15,0	5,0	-	-	-	-
Total	50,5	-	-	-	-	369,0	8,5	5,0	21,0

Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos de esta prueba se presentan en la siguiente Tabla.

Tabla N° 4.25: 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
Rlv-CI-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	100,00	0,27	3,95	162	100,00	100,00	100,00
Cabeza Ensayada		0,26	3,87	155			

Fuente: Elaboración propia

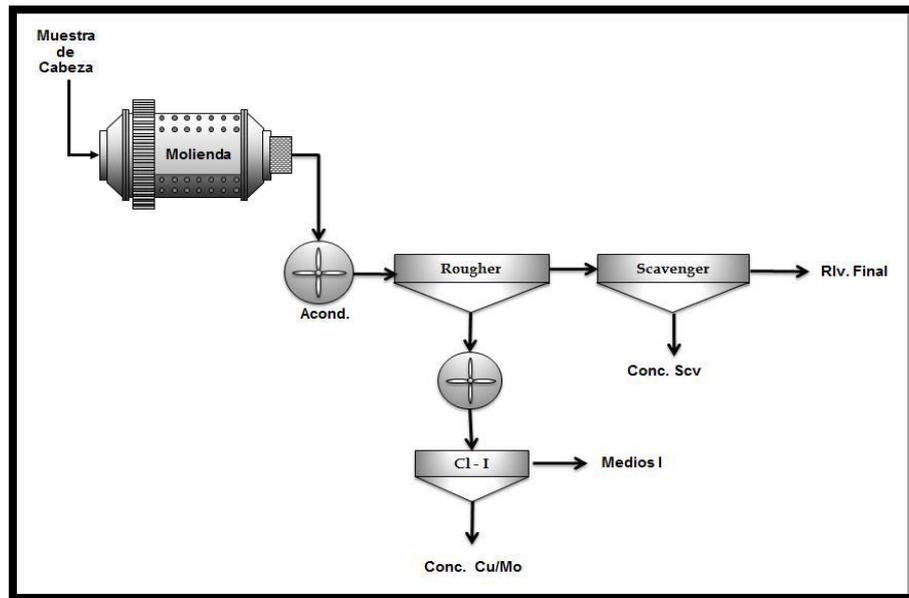
- La recuperación de Cobre en el concentrado final es del orden de 63,49%, con una calidad que ensaya 31,81 %.
- La recuperación de Molibdeno en el concentrado final es del orden de 32,85 %, con una calidad que ensaya 9826 ppm
- El hierro el principal contaminante se presenta en el orden de 3,97 % con 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).

Batch con 01 etapa cleaner.

Se realizó una prueba tipo Batch con una sola 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 fue el siguiente:

Figura N°4.27: Esquema de Flotación Batch con 01 Etapa de Limpieza



Fuente: Elaboración propia

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

Tabla N° 4.26: Condiciones de Flotación – P33

Código de Prueba: P33				Fecha: 25/03/2018					
Peso Alimento(g): 2000		Grado de Remolienda: -		P80 Remolienda (µm): -		Vol. Celda(cc): 6000			
% Sólidos Molienda: 66.0		Grado de Molienda: 60% - m200		% Sólidos Flot.: 33					
P ₈₀ (µm): 120									
Etapa	Tiempo (min)	pH	RPM	Presión Aire (psi)	Flujo Aire (L/min)	Consumo de reactivos(g/t)			
						Cal. Ind	Ap-3302	Diesel	MICB
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	58,5	-	-	-	-	346,0	7,5	5,0	20,0

Fuente: Elaboración propia

Tabla N°4.27: 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 Final	96,62	0,02	3,44	20	6,21	87,35	11,78
Cab. Calculada	100,00	0,28	3,81	164	100,00	100,00	100,00
Cabeza 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 10,841 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 la remolienda para liberar el Cu/Mo y mejorar la recuperación. Así mismo, es necesario 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.

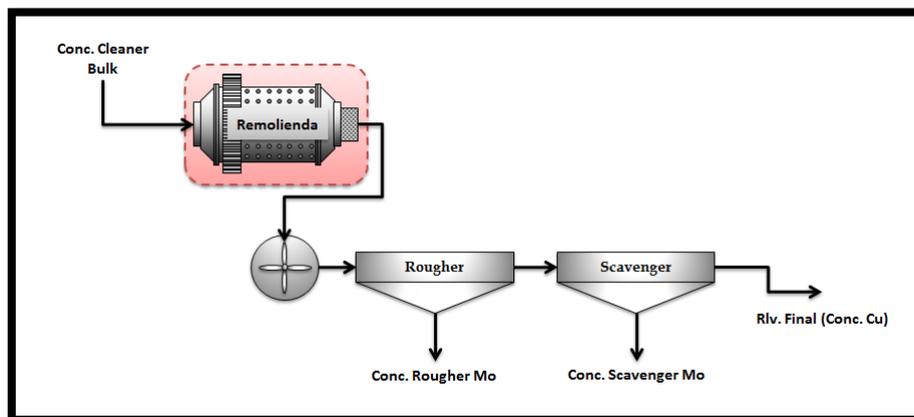
Separación Cobre/Molibdeno

Evaluación a Nivel Rougher

Se realizaron pruebas de Flotación a nivel Rougher/Scavenger de separación Cu/Mo 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° 4.28: Esquema de separación Cu/Mo 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° 4.28: Resumen de Condiciones a nivel Rougher/Scavenger

Prueba	Etapa	Tiempo (min)	pH	Consumo de reactivos(g/t)					
				C.A	NaSH	Diesel	Z-11	Na2SiO3	MIBC
P01	Remolienda	10,0	-	-	-	-	-	-	-
	Acond. 1	30,0	7,9	60,0	-	-	-	-	-
	Acond. 2	10,0	12,5	-	14000,0	-	-	-	-
	Acond. 3	5,0	12,5	-	-	15,0	-	100,0	25,0
	Flot. Ro. Mo	4,0	12,5	-	-	-	-	-	-
	Acond. 4	5,0	12,2	-	2000,0	10,0	1	-	10,0
	Flot. Scv Mo	5,0	12,2	-	-	-	-	-	-
P02	Remolienda	10,0	-	-	-	-	-	-	-
	Acond. 1	30,0	7,5	60,0	-	-	-	-	-
	Acond. 2	10,0	12,9	-	14000,0	-	-	-	-
	Acond. 3	5,0	12,9	-	-	25,0	-	100,0	25,0
	Flot. Ro. Mo	6,0	12,9	-	-	-	-	-	-
	Acond. 4	5,0	12,1	-	2000,0	10,0	2,0	-	10,0
	Flot. Scv Mo	5,0	12,1	-	-	-	-	-	-

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.29: Resumen – Resultados a nivel Rougher/Scavenger

Pruebas	Productos	Peso (%)	Leyes			Recuperación		
			%		(ppm)	(%)		
			Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
P01	Cc. Ro-Mo	9,67	19,85	20,64	12,01	7,75	6,98	81,18
	Cc. Scv Mo	4,87	22,34	24,99	2,53	4,40	4,26	8,60
	Cc. Ro + Scv	14,54	20,68	22,10	8,83	12,15	11,24	89,79
P02	Cc. Ro-Mo	10,09	20,73	20,72	11,96	7,84	7,25	85,16
	Cc. Scv Mo	4,72	25,59	27,50	2,40	4,52	4,49	7,98
	Cc. Ro + Scv	14,80	22,28	22,88	8,92	12,36	11,74	93,13

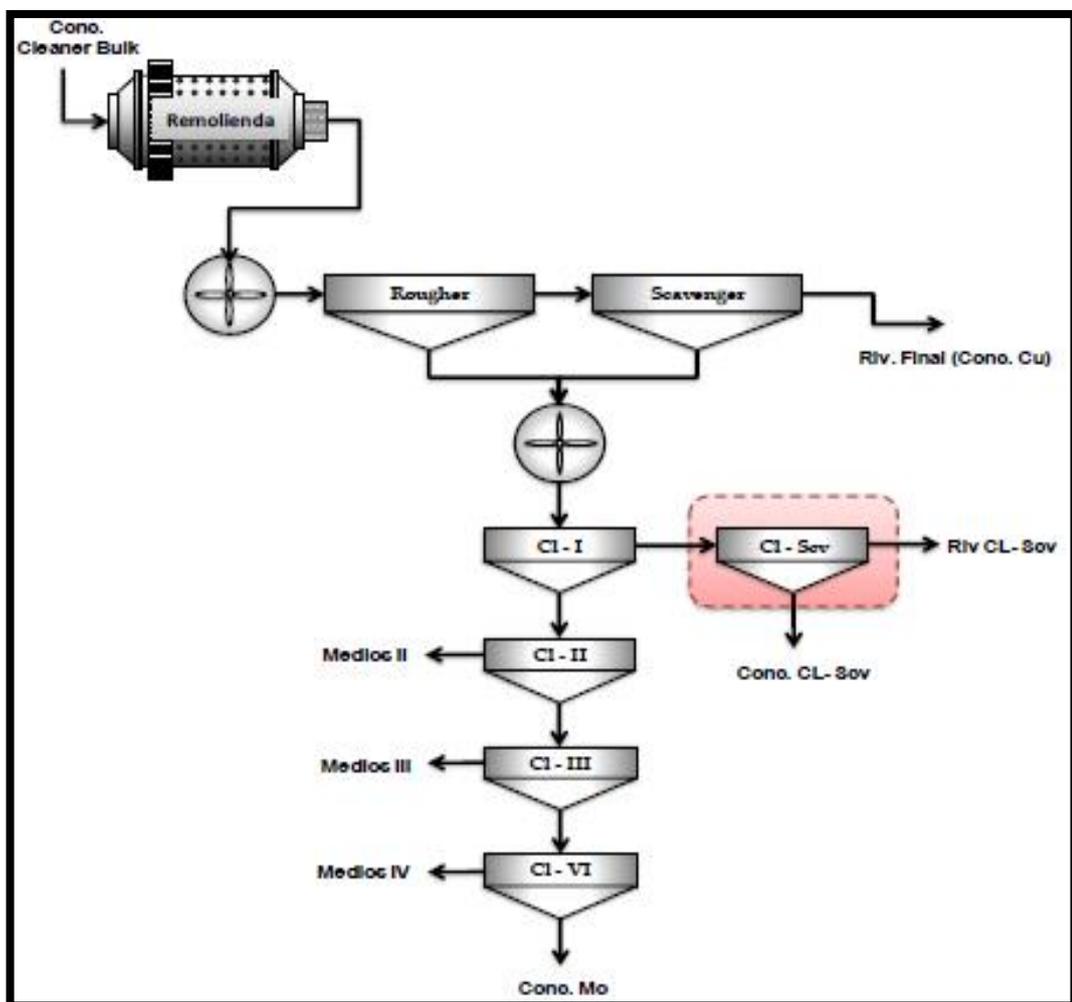
Fuente: Elaboración propia

- En la Prueba 01, con remolienda del concentrado Cleaner Bulk (P80=23-25 μm), dosificación del colector Diesel (25 g/t) a nivel Rougher/Scavenger, Z- 11(1 g/t) en etapa Scavenger y 35 g/t de MIBC como espumante; se logró una recuperación de Mo a nivel rougher/scavenger de 89,79 %, con calidad que de 8,83 % y desplazamiento de 12,15 % y 11,24 % respecto al Cu y Fe.
- En la prueba P02, se incrementó la dosificación del Diesel a 25 g/t en la etapa Rougher y el Z-11 (2 g/t) en la etapa Scavenger. Los resultados obtenidos a nivel Rougher/Scavenger fueron 93,13 % respecto al Mo, con calidad de 8,92 %, reflejándose un notorio incremento en la recuperación
- comparado con la prueba P01 debido al incremento del colector Diesel (Etapa Rougher) y Z-11(etapa Scavenger).
- Evaluando los resultados de ambas pruebas se determinó incrementar el tiempo de flotación en la etapa Rougher de 5 a 6 minutos, mantener una dosificación del colector Diesel de 15 g/t a nivel Rougher y 2 g/t de Z-11 en la etapa Scavenger

Evaluación de la Separación a nivel Cleaner

Fueron realizadas pruebas de Flotación tipo Batch con 04 etapas de limpieza, con el fin de obtener concentrado de molibdeno con calidad comercial, también se incluyó una etapa Cleaner –scavenger para los medios I con la finalidad de evacuar la calcopirita/bornita/pirita e insolubles de acuerdo al siguiente esquema.

Figura N° 4.29: 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° 4.30: Resumen de Condiciones a nivel Cleaner

Prueba	Etapa	Tiempo (min)	pH	Consumo de reactivos(g/t)						
				C.A	NaSH	Diesel	Z-11	Na ₂ SiO ₃	MIBC	NaCN
P03	Remolienda	10,0	-	-	-	-	-	-	-	-
	Flot. Ro Mo	6,0	10,9	60,0	12000,0	15,0	-	100,0	25,0	-
	Flot. Scv Mo	5,0	10,5	-	2000,0	10,0	2,0	-	10,0	-
	Flot. CL01 Mo	9,0	9,2	-	-	-	-	-	10,0	70,0
	Flot. CL02 Mo	4,0	9,0	-	-	-	-	-	10,0	70,0
	Flot. CL03 Mo	3,0	8,9	-	-	-	-	-	10,0	30,0
	Flot. CL04 Mo	3,0	8,8	-	-	-	-	-	10,0	20,0
	Flot. CL/Scv Mo	4,0	9,1	-	-	10,0	-	-	10,0	-
P04	Remolienda	10,0	-	-	-	-	-	-	-	-
	Flot. Ro Mo	6,0	10,8	60,0	14000,0	15,0	-	100,0	25,0	-
	Flot. Scv Mo	6,0	10,5	-	1000,0	10,0	2,0	-	10,0	-
	Flot. CL01 Mo	9,0	10,3	-	-	5,0	-	-	10,0	80,0
	Flot. CL02 Mo	4,0	10,1	-	-	-	-	-	10,0	80,0
	Flot. CL03 Mo	3,0	9,8	-	-	-	-	-	10,0	35,0
	Flot. CL04 Mo	3,0	9,3	-	-	-	-	-	10,0	25,0
	Flot. CL/Scv Mo	4,0	10,3	-	-	10,0	-	-	10,0	-
P05	Remolienda	10,0	-	-	-	-	-	-	-	-
	Flot. Ro Mo	6,0	10,6	60,0	14000,0	15,0	-	100,0	25,0	-
	Flot. Scv Mo	5,0	10,4	-	1000,0	10,0	2,0	-	10,0	-
	Flot. CL01 Mo	10,0	10,2	-	-	5,0	-	-	10,0	80,0
	Flot. CL02 Mo	3,5	9,4	-	-	-	-	-	10,0	80,0
	Flot. CL03 Mo	2,5	9,2	-	-	-	-	-	10,0	35,0
	Flot. CL04 Mo	2,0	8,9	-	-	-	-	-	10,0	25,0
	Flot. CL/Scv Mo	4,0	10,2	-	-	10,0	-	-	10,0	-

Fuente: Elaboración propia

Tabla N°4.31: Resumen – Resultados a nivel Cleaner

Pruebas	Productos	Peso	Leyes			Recuperación		
			%		(ppm)	(%)		
		(%)	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
P03	Cc. CL Mo	1,27	1,25	2,89	52,85	0,06	0,13	48,86
	Cc. Ro + Scv	15,38	22,46	24,84	8,52	12,85	13,16	95,27
	Cc. Cu Final	84,62	27,69	29,79	0,08	87,15	86,84	4,73
P04	Cc. CL Mo	1,44	4,91	5,83	47,24	0,27	0,30	50,90
	Cc. Ro + Scv	16,12	23,67	24,17	7,91	14,65	13,97	95,47

	Cc. Cu Final	83,88	26,48	28,59	0,07	85,35	86,03	4,53
P05	Cc. CL Mo	1,36	5,76	8,64	45,41	0,29	0,41	49,08
	Cc. Ro + Scv	17,47	24,39	25,77	6,91	15,77	15,53	95,62
	Cc. Cu Final	82,53	27,57	29,66	0,07	84,23	84,47	4,38

Fuente: Elaboración propia

- En la prueba P03, la recuperación de Mo en el concentrado final es de 48,86 %, con una calidad que ensaya 52,85 %, el Cu y Fe principales contaminantes se presenta en el orden de 0,06 % y 0,13 %, con leyes de 1,25 % y 2,89 % respectivamente. Por lo consiguiente se llegó a una ley comercial con respecto al Mo, pero una baja recuperación en el concentrado Final respecto a los elementos valiosos.
- En prueba P04 como variante se adicionó 5 g/t de Diesel (colector de Mo) en el acondicionamiento Cleaner con la finalidad de poder colectar la mayor cantidad de Molibdenita a fin de incrementar la recuperación en el concentrado final, las otras condiciones a nivel Rougher/Scavenger y Cleaner se mantuvieron constantes, los resultados muestran una recuperación de Mo en el concentrado final es de 50,90 %, con una calidad que ensaya 47,24 %. El Cu y Fe principales contaminantes se presenta en el orden de 0,27 % y 0,30 %, con leyes de 4,91 % y 5,83 % respectivamente.
- Por lo consiguiente se llegó a una recuperación en el concentrado final mayor en comparación con la prueba P03 debido a la adición del colector en la primera etapa de limpieza, siendo también notorio el incremento de Cu y Fe por desplazamiento en el concentrado final.

- En la prueba P05 se disminuyó los tiempos de flotación en las etapas de limpiezas, manteniendo constante la dosificación del colector Diesel a 5 g/t en
- El acondicionamiento Cleaner 01 con la finalidad de minimizar el desplazamiento de Cu y Fe y tener una recuperación aceptable en el concentrado final, los resultados muestran una recuperación de Mo en el concentrado final es de 49,08 %, con una calidad que ensaya 45,41 % el Cu y Fe principales contaminantes se presenta en el orden de 0,29 % y 0,41 %, con leyes de 5,76 % y 8,64% respectivamente.
- Por lo tanto, de acuerdo a los resultados de las pruebas tipo Batch, se observa que la adición de diesel en la primera etapa Cleaner incrementa la recuperación de Molibdenita en el concentrado final, pero perjudica en la calidad con respecto a este, debido al incremento de Cu y Fe por desplazamiento.
- Es importante mencionar que solamente se usaron cuatro etapas de limpieza para el concentrado de molibdenita por tener mínima cantidad de muestra de Concentrado cleaner Bulk (Cu/Mo). Para cada Prueba se usaron no más de 500 gr de concentrado Bulk (Cu/Mo).
- Con la adición de una 5ta o 6ta etapa de limpieza, consideramos que la calidad de la molibdenita será mayor de 50%.

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.

De acuerdo a los resultados expresados en las siguientes tablas, se aprecia que los concentrados finales no presentan contaminantes relevantes que ameriten penalidades.

Respecto a los insolubles para ambos compósitos Muestra, los concentrados finales de Cobre y Molibdeno presentan porcentajes menores a 10.

CONCLUSIONES.

En base a los análisis de las muestras y a los resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas a nivel Laboratorio, se ofrecen los siguientes comentarios:

- El análisis químico de la muestra compósitos Muestra 01 reporta valores de 0,257 % en Cu y 155 ppm Mo, con un contenido de Fe de 3,87 %, mientras que el Composito Muestra 02 reporta valores de 0,384% en Cu, 225 ppm en Mo y 3,66% en Fe. Para el Composito Master 03 se reporta 1,99% en Cu y 1,010 ppm en Mo y 6,04% en Fe.
- Para el Bloque Nro. 1, a mayor profundidad decrece el work index y el índice de abrasión aumenta, mientras que el material se vuelve más dócil para una molienda SAG. Para el Bloque Nro. 2, a mayor profundidad decrece el work index, mientras que el índice de abrasión aumenta, con una baja ligera en la profundidad intermedia.
- El material necesita una molienda primaria moderada; 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.
- 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.
- Las condiciones de flotación óptimas, con el que se logra la mejor performance metalúrgica para la muestra de los compósitos Muestra 01 y Muestra 02, se compone de: AP-3302 como colector primario (interactuando con el petróleo como colector del Mo) y el MIBC como espumante; molienda primaria de 60% - m200 (P80:120 μm) y remolienda para el concentrado rougher a P80: 55 μm ,

tiempo total de flotación 12 min, pH de flotación de 9,0 para la etapa Rougher/Scavenger y 10,5 para las etapas de limpieza.

- De las pruebas de flotación de Ciclo Cerrado, la recuperación obtenida al trabajar con una etapa de Limpieza fue de 91,32% en Cu y 90,47 % en Mo. Mientras que al trabajar en un circuito cerrado con dos etapas de Limpieza la recuperación de Cu fue de 89,99 % en Cu y 82,97 % en Mo.
- El grado de concentrado alcanzado al trabajar en circuito cerrado con una etapa de Limpieza fue de 21,84 % en Cu y 12,189 ppm en Mo, mientras que con dos etapas de Limpieza considerando un circuito cerrado se obtuvo 27,31 % en Cu y 14,468 ppm en Mo.
- Por lo tanto, se considera necesario incluir la remolienda del concentrado Bulk para liberar el Cu/Mo y mejorar la recuperación. Así mismo, es necesario una segunda etapa de limpieza, debido a la baja calidad con respecto al Cu en el concentrado bulk a causa del desplazamiento de Fe como pirita.
- Con la información tanto de los Compositos Muestra como de los Compósitos Tramos se estima recuperaciones promedias, a nivel rougher-scavenger, para los Bloques Nro. 1 y Bloque Nro. 2 entre 89% y 90% para el Cobre y entre 82 y 86% para el Molibdeno.
- De las pruebas exploratorias de separación Cobre-Molibdeno se puede concluir que es posible obtener un grado comercial respecto al Mo, pero se recomienda realizar pruebas adicionales para poder mejorar la recuperación del Mo en el concentrado Final.
- De acuerdo a los resultados de las pruebas metalúrgicas, se concluye que el mineral ensayado es dócil para la flotación y no presenta alto contenido de

contaminantes que podrían ocasionar penalidades durante la comercialización de los concentrados finales (Cu/Mo).

CONCLUSIÓN DEL PROBLEMA GENERAL

¿Cómo realizar las pruebas metalúrgicas integral para el tratamiento de un pórfido de Cu-Mo en la Unidad de Porvenir - Compañía Minera Milpo?

- Conminución de Minerales.
- Flotación de minerales.
- Pruebas de Flotación.
 - a. Flotación Exploratoria.
 - b. Flotación cíclica
 - c. Flotación Diferencial Cu/Mo

CONCLUSIONES DE LOS PROBLEMAS ESPECÍFICOS

¿Cómo realizar la caracterización química del pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir?

- Se realizaron los ensayos químicos de cabeza por cada compósito tramo, los cuales se formaron de acuerdo a la profundidad del depósito.
- De acuerdo a los resultados de los ensayos químicos para cada Compósito Muestra, se observa que los minerales contienen Hierro e Insolubles en mayor cantidad como impurezas, mientras que los elementos de interés

como el Cobre y Molibdeno y el resto de elementos analizados se encuentran en cantidades menores. Los elementos contaminantes como el Plomo, Antimonio, Arsénico y Bismuto se presentan en cantidades bajas.

¿Cómo determinar la granulometría adecuada para el tratamiento del pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir?

- Conminución del mineral y Análisis de mallas valoradas.
- La caracterización mineralógica, por microscopía óptica y microscopía electrónica de barrido, se realizó en una muestra de cabeza, preparada a una molienda controlada en seco hasta tener el producto a 100% -m65 Tyler, clasificada en 3 fracciones: +m150, +m200, y – m200.
- El grado de liberación de las distintas especies mineralógicas presentes en la mena, está en función al tamaño de partícula, cuanto más fina la partícula mayor grado de liberación.

¿Cómo hacer la determinación de la caracterización física para el tratamiento del pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir?

- Se realizó la Conminución, la determinación del work index de molienda en bolas, a partir de muestras representativa a granulometría 100 % -m10 Ty.
- Se determinó la Gravedad Específica a partir de muestras representativas de los bloques y de acuerdo a su profundidad mediante el método del Picnómetro.

RECOMENDACIONES

1. La recopilación de minerales pórfidos de cobre – molibdeno en la Unidad El Porvenir es reciente y es necesario seguir haciendo investigaciones referentes a los sulfosales.
2. La flotación de Molibdeno como mineral primario es complicado por ser un mineral poco común, debido a ello es necesario seguir investigando.
3. Realizar investigaciones de uso de los reactivos referente a la flotación de molibdeno.
4. Los sulfosales presentes en el mineral de cobre es necesario hacer más investigaciones ya que contamina el concentrado de cobre, plomo y plata.

BIBLIOGRAFÍA

1. Córdor García Hildebrando A. (2016). Flotación de minerales, Apuntes del curso dictado en la UNDAC. editorial UNDAC.
2. KELLY. (2000). Procesamiento de Minerales. Editorial Limus – España.
3. Manual De Mineralogía. (1998). Departamento de Geología Universidad de Chile junio.
4. Manzaneda Cabala J. (2002). Procesamiento de Minerales y Diseños Experimentales. UNI – San Marcos.
5. PAVEZ OSVALDO (2010). concentración de minerales I
6. PORRAS CASTILLO, David procesamiento de minerales
7. Rubio, J. (1993). Nuevas Tecnologías para el Tratamiento de Partículas Minerales Finas y Ultrafinas. Apuntes del curso dictado en la Universidad de Atacama.
8. Quiroz Nuñez Ivan. (2000). Ingeniería Metalúrgica (operaciones unitarias en Procesamiento de Minerales). UNI.

ANEXOS

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TITULO

“Pruebas metalúrgicas integral para el tratamiento de un pórfido de Cu-Mo en la Unidad de Provenir - Compañía Minera Milpo - 2019”

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODOLÓGIA
GENERAL	GENERAL	GENERAL	DEPENDIENTE	MÉTODO
¿ Cómo realizar las pruebas metalúrgicas integral para el tratamiento de un pórfido de Cu-Mo en la Unidad de Provenir - Compañía Minera Milpo?	Realizar las pruebas metalúrgicas integral para el tratamiento de un pórfido de Cu-Mo en la Unidad Minera El Provenir - Compañía Minera Milpo.	Si realizamos las pruebas metalúrgicas integral entonces podemos tratar un pórfido de Cu-Mo en la Unidad Minera El Provenir - Compañía Minera Milpo.	Tratamiento de un pórfido de Cu-Mo en la Unidad Minera El Provenir	Científico: Aplicada
ESPECÍFICOS	ESPECÍFICOS	ESPECÍFICOS	INDEPENDIENTE	DISEÑO
1. ¿Cómo realizar la caracterización química del pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir?	1. Realizar la caracterización química para el tratar el pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir.	1.Si realizamos la caracterización química entonces podemos tratar el pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir.	Pruebas metalúrgicas integral	Experimental
2. ¿Cómo determinar la granulometría adecuada para el tratamiento del pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir?	2. Determinar la granulometría adecuada para el tratar el pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir.	2. Si determinamos la granulometría adecuada entonces podemos tratar el pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir.	INTERVENIENTES Granulometría del mineral de Cu y Mo. Caracterización química Caracterización física	TIPO Cuasi-Experimental, Observación.
3. ¿Cómo hacer la determinación de la caracterización física para el tratamiento del pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir?	3. Determinar la caracterización física para el tratar el pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir.	3. Si determinamos la caracterización física entonces podemos tratar el pórfido de cobre en la unidad minera El Porvenir.		

PROPIEDADES DE MINERALES EXISTENTES EN PÓRFIDOS CUPRÍFEROS
SULFUROS DE COBRE

FIGURA 1: SULFUROS DE COBRE. (a) CALCOPIRITA (b) BORNITA (c) COVELINA (d) CALCOSINA

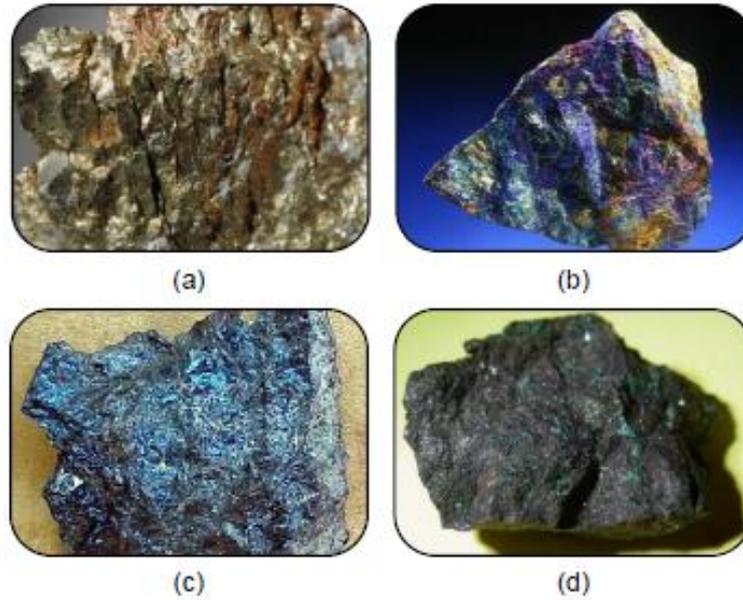


TABLA 01: PROPIEDADES FISICOQUÍMICAS DE MINERALES SULFURADOS DE COBRE

Propiedad	Calcopirita	Bornita	Covelina	Calcosina
Fórmula Química	$CuFeS_2$	Cu_5FeS_4	CuS	Cu_2S
Sistema Cristalino	Tetragonal	Cúbico; hexaquisoctaédrico	Hexagonal	Rómbico
Peso Específico	4,1 - 4,3	5,06 - 5,08	4,6 - 4,76	5,5 - 5,8
Color	Amarillo latón	Bronce - Pardo	Azul añil u oscuro	Gris de acero
Brillo	Metálico	Metálico	Metálico - submetálico	Metálico
Raya	Negra Verdosa	Negra grisácea	Gris plomo o negra	Negra grisácea
Dureza [Mohs]	3,5 - 4	3	1,5 - 2	2,5 - 3
Tenacidad	Frágil	Frágil	Frágil	Ligeramente séctil

SULFUROS DE MOLIBDENO

TABLA 02: PROPIEDADES FISICOQUÍMICAS DE LA MOLIBDENITA

Propiedad	Molibdenita
Fórmula Química	MoS_2
Sistema Cristalino	Hexagonal
Peso Específico	4,62 - 4,73
Color	Gris de plomo
Brillo	Metálico
Raya	Negra grisácea
Dureza [Mohs]	1 - 1,5
Tenacidad	Séctil

OTROS MINERALES METÁLICOS

FIGURA 2: MINERALES DE FE. (a) PIRITA. (b) MAGNETITA. (c) HEMATITA

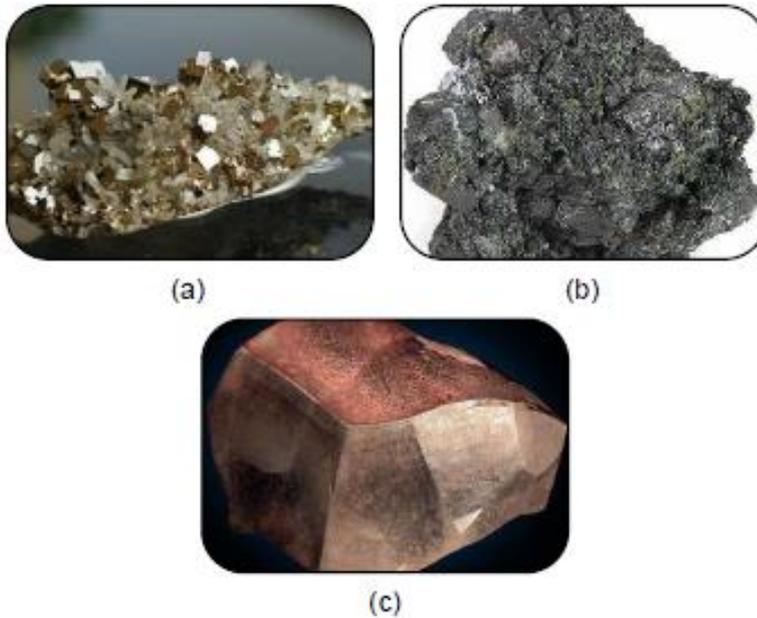


TABLA 03: PROPIEDADES FÍSICOQUÍMICAS DE MINERALES DE HIERRO

Propiedad	Pirita	Magnetita	Hematita
Fórmula Química	FeS ₂	Fe ₃ O ₄	Fe ₂ O ₃
Sistema Cristalino	Cúbico	Cúbico	Romboédrico
Peso Específico	5,02	5,18	4,8 - 5,3
Color	Amarillo latón pálido	Negro de hierro	Castaño rojizo a negro
Brillo	Metálico, brillante	Metálico	Metálico - submetálico
Raya	Gris o pardonegra	Negra	Roja indio clara a oscura
Dureza [Mohs]	6 - 6,5	6	5,5 - 6,5
Tenacidad	Frágil	Frágil	Frágil

GANGA NO METÁLICA

FIGURA 3: GANGA NO METÁLICA. (a) FELDESPATO POTÁSICO. (b) BIOTITA.



TABLA 04: PROPIEDADES FISICOQUÍMICAS DE GANGA NO METÁLICA

Propiedad	Feldespato Potásico	Biotita
Fórmula Química	KAlSi ₃ O ₈	AlSi ₃ O ₁₀ K(Mg,Fe) ₃ (OH) ₂
Sistema Cristalino	Monoclínico y Triclínico	Monoclínico
Peso Específico	2,55 - 2,75	2,8 - 3,2
Color	Incoloro, blanco, amarillo, rojizo	Verde oscuro, pardo o negro
Brillo	Vítreo Anacarado	Reluciente
Raya	Blanca	Blanca
Dureza [Mohs]	6	2,5 - 3
Tenacidad	Frágil	Flexible y elástica