

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Caracterización metalúrgica de mineral oxidado de cobre-oro
para lixiviar y diseñar una planta de 25 TMD**

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Fritz Walter Salvador Surquillo

 0009-0007-3007-603X

Asesor

Dr. Alberto Landauro Abanto

 0000-0003-3748-120X

LIMA – PERÚ

2023

| | |
|-----------------------------|--|
| Citar/How to cite | Salvador Surquillo [1] |
| Referencia/Reference | [1] F. Salvador Surquillo, " <i>Caracterización metalúrgica de mineral oxidado de cobre-oro para lixiviar y diseñar una planta de 25 TMD</i> " [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2023. |
| Estilo/Style: IEEE 2020) | |

| | |
|--------------------------------|---|
| Citar/How to cite | (Salvador, 2023) |
| Referencia/Reference | Salvador, F. (2023). <i>Caracterización metalúrgica de mineral oxidado de cobre-oro para lixiviar y diseñar una planta de 25 TMD</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI. |
| Estilo/Style: APA (7ma ed.) | |

Resumen

En la costa al sur de Perú y norte de Chile existe varios proyectos mineros se encuentran en plena etapa de desarrollo, otros se encuentran en evaluación y en operación se encuentra CIA MINERA CONDESTABLE S.A. producción de concentrado de Cobre con contenido de Oro y Plata pertenece a yacimiento tipo IOCG

Es importante la CARACTERIZACION GEOMETALURGIA, antes de iniciar las pruebas metalúrgicas, esto implica conocer bien el análisis mineralógico, análisis textural, análisis físico-mecánico y complementar con un análisis químico por cada elemento que aportan valor económico y los que restan valor por los contaminantes.

Realizó la siguiente tesis Metalúrgica con el propósito es desarrollar ingeniería de proceso para planta de 25 TMSPD de cobre y oro, de los depósitos tipo IOCG (iron oxide copper-gold), caracterizados principalmente por su contenido de valores de cobre –oro, magnetita, hematita en mineral de alta oxidación.

El diagrama de flujo de planta de proceso es, Lixiviación de óxidos de cobre con ácido sulfúrico de la solución obtenida se realizara la cementación con chatarra de fierro se obtiene el producto final cobre metálico, el relave solido con valores de oro de la etapa anterior se lixivia con el método de Cianuración aurífera en pilas de este proceso se obtiene la solución rica en la siguiente etapa se capta el oro con carbón activado luego de la cosecha del carbón activado cargado con valores de oro pasamos a la etapa de desorción para en la siguiente etapa obtener como producto final oro metálico; el proceso es secuencial la capacidad de tratamiento en la primera etapa es de 25 TMSPD.

La eficiencia de recuperación del cobre es mayor a 90% y oro fino mayor a 90%, en el proceso desarrollado se demuestra su factibilidad técnica y económica.

Palabras claves — Metalurgia, extractiva, lixiviación, Cobre-Oro

Abstract

On the coast of southern Peru and northern Chile, there are several mining projects that are in the full development stage, others are under evaluation. CIA MINERA CONDESTABLE S.A. is in operation. production of copper concentrate with Gold and Silver content from IOCG type deposit

GEOMETALURGY CHARACTERIZATION is important, before starting metallurgical tests, this implies knowing well the mineralogical analysis, textural analysis, physical-mechanical analysis and complementing with a chemical analysis for each element that provides economic value and those that detract from contaminants.

He carried out the following Metallurgical thesis with the purpose of developing process engineering for a 25 TMSPD copper and gold plant, in IOCG (iron oxide copper-gold) type deposits, characterized mainly by their content of copper-gold, magnetite, hematite in high oxidation mineral.

The process plant flow diagram is: Leaching of copper oxides with sulfuric acid from the solution obtained, cementation with iron scrap is carried out, the final product metallic copper is obtained, the solid tailing with gold values from the previous stage is obtained. leaches with the gold cyanidation method in heaps. From this process, the rich solution is obtained. In the next stage, the gold is captured with activated carbon. After harvesting the activated carbon loaded with gold values, we move on to the desorption stage for the next stage to obtain metallic gold as a final product; The process is sequential, the treatment capacity in the first stage is 25 TMSPD.

The recovery efficiency of copper is greater than 90% and fine gold greater than 90%. The developed process demonstrates its technical and economic feasibility.

Keywords — Extractive metallurgy, copper-gold, leaching.

Tabla de Contenido

| | Pág. |
|--|------|
| Resumen | iii |
| Abstract | iv |
| Introducción | xi |
| Capítulo I. Parte introductoria del trabajo | 1 |
| 1.1 Generalidades..... | 1 |
| 1.2 Descripción de la problemática | 1 |
| 1.3 Objetivos del Estudio | 2 |
| 1.3.1 Objetivo General..... | 2 |
| 1.3.2 Objetivos Específicos | 2 |
| 1.4 Antecedentes Investigativos..... | 3 |
| 1.4.1 Antecedentes Referenciales | 3 |
| 1.4.2 Hipótesis..... | 4 |
| 1.4.3 Hipótesis Específicas..... | 5 |
| 1.4.4 Justificación de la Investigación..... | 5 |
| 1.4.5 Tipo de Investigación | 5 |
| Capitulo II. Marcos teórico y conceptual..... | 6 |
| 2.1 Marco Teórico..... | 6 |
| 2.1.1 Chancado | 6 |
| 2.1.2 Molienda..... | 6 |
| 2.1.3 Lixiviación de Minerales..... | 7 |
| 2.1.4 Sedimentación o Espesamiento..... | 12 |
| 2.1.5 Filtración | 13 |
| Capitulo III. Desarrollo del trabajo de investigación..... | 15 |
| 3.1 Caracterización del mineral..... | 15 |
| 3.1.1 Mineralogía..... | 15 |

| | | |
|--|---|----|
| 3.1.2 | Composición química | 15 |
| 3.1.3 | Gravedad específica..... | 15 |
| 3.1.4 | Índice de trabajo | 15 |
| 3.2 | Análisis granulométrico del mineral de cabeza..... | 15 |
| 3.3 | Moliendabilidad | 16 |
| 3.4 | Pruebas metalúrgicas | 17 |
| 3.4.1 | Lixiviación Acida por agitación | 18 |
| 3.4.2 | Cianuración por agitación | 22 |
| 3.4.3 | Lixiviación acida en columna | 27 |
| 3.4.4 | Cianuración en columna | 30 |
| Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados..... | | 34 |
| 4.1 | Diseño de la planta de tratamiento | 34 |
| 4.1.1 | Parámetros de diseño..... | 34 |
| 4.1.2 | Selección de equipos y materiales..... | 34 |
| 4.2 | Descripción del Proceso..... | 36 |
| 4.2.1 | Sección Chancado..... | 36 |
| 4.2.2 | Sección lixiviación y cementación de cobre | 37 |
| 4.2.3 | Sección cianuración..... | 38 |
| 4.2.4 | Sección molienda y flotación | 38 |
| 4.2.5 | Sección depósito de relaves | 39 |
| 4.2.6 | Sección almacenamiento de relaves..... | 40 |
| 4.3 | Balance Metalúrgico..... | 40 |
| 4.4 | Energía y Agua | 42 |
| 4.5 | Servicios Auxiliares | 43 |
| 4.6 | Aspectos de Medio Ambiente | 44 |
| 4.6.1 | Medidas de mitigación en planta..... | 44 |
| 4.6.2 | Control de efluentes..... | 44 |
| 4.6.3 | Control de producción de polvos en la sección chancado..... | 45 |

| | | |
|-------|--|----|
| 4.6.4 | Control de derrames producidos en la sección molienda | 45 |
| 4.6.5 | Medidas a tomarse para el diseño de la cancha de relaves..... | 45 |
| 4.6.6 | Métodos para la destrucción del cianuro remanente en los residuos líquidos y sólidos producidos durante la operación de la planta..... | 46 |
| | Conclusiones | 47 |
| | Recomendaciones | 49 |
| | Referencias bibliográficas..... | 51 |
| | Anexos | 1 |

Lista de Tablas

| | Pág. |
|---|------|
| Tabla 1: Leyes de cabeza de Cobre, Plata y Oro | 15 |
| Tabla 2: Análisis granulométrico del mineral de cabeza | 16 |
| Tabla 3: Tiempo Vs %-200 mallas | 17 |
| Tabla 4: Balance metalúrgico de la prueba de lixiviación acida en botella N°1, 100% - 1/2" | 19 |
| Tabla 5: Consumo de ácido sulfúrico de la prueba de lixiviación en botella muestra N°1. | 20 |
| Tabla 6: Consumo de ácido sulfúrico de la prueba de lixiviación en botella muestra N°2 | 21 |
| Tabla 7: Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella N°1 | 22 |
| Tabla 8: Consumo de Cianuro, Cal y variaciones del pH de la prueba de cianuración en botella muestra N°1 | 23 |
| Tabla 9: Consumo de Cianuro, Cal y variaciones del pH de la prueba de cianuración en botella muestra N°2 | 24 |
| Tabla 10: Balance metalúrgico de la prueba de lixiviación ácida en Columna N°1 | 26 |
| Tabla 11: Consumo de Cianuro, Cal y variaciones del pH de la prueba de cianuración en botella muestra N°2 | 27 |
| Tabla 12: Balance metalúrgico de la prueba de lixiviación ácida en Columna N°1 | 29 |
| Tabla 13: Consumo de ácido sulfúrico en la prueba de lixiviación en columna N°1 | 30 |
| Tabla 14: Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en Columna N°1 | 32 |
| Tabla 15: Consumo de Cianuro, Cal y variaciones del pH de la prueba de cianuración en columna N° 1 | 33 |
| Tabla 16: Parámetros de diseño | 34 |
| Tabla 17: Equipos y materiales para sección chancado | 35 |
| Tabla 18: Equipos y materiales para sección lixiviación óxidos de cobre | 35 |
| Tabla 19: Equipos y materiales para sección cianuración en pilas | 35 |
| Tabla 20: Equipos y materiales para sección flotación | 36 |

| | |
|---|----|
| Tabla 21: Balance metalúrgico proyectado diario y mensual para la lixiviación ácida de cobre oxidado | 41 |
| Tabla 22: Balance metalúrgico proyectado mensual para la cianuración de oro..... | 41 |
| Tabla 23: Resumen de la energía horaria requerida por los equipos seleccionados para la planta de tratamiento | 42 |
| Tabla 24: Consumo de agua | 43 |

Lista de Figuras

| | Pág. |
|--|------|
| Figura 1: Tipos de molienda..... | 7 |
| Figura 2: Tipos de filtro | 14 |
| Figura 3: Análisis granulométrico del mineral..... | 16 |
| Figura 4: Curva de moliendabilidad..... | 17 |
| Figura 5: Curva cinética de extracción del cobre-Lixiviación acida por agitación..... | 19 |
| Figura 6: Curva de consumo de ácido sulfúrico-lixiviación ácida por agitación..... | 20 |
| Figura 7: Curva cinética de extracción del cobre-Lixiviación acida por agitación N°2..... | 21 |
| Figura 8: Curva de consumo de ácido sulfúrico-lixiviación ácida por agitación en botella N°2 | 22 |
| Figura 9: Curva cinética de extracción del oro-cianuración agitación | 24 |
| Figura 10: Curva de consumo de NaCN-Cianuración por agitación en botella N°1 | 25 |
| Figura 11: Curva cinética de extracción del oro-cianuración agitación N°2 | 26 |
| Figura 12: Curva de consumo de NaCN-Cianuración por agitación en botella N°2 | 27 |
| Figura 13: Curva cinética de extracción del oro-cianuración agitación N°2 | 29 |
| Figura 14: Curva de consumo de Ácido Sulfúrico-Lixiviación en Columna N°1 | 30 |
| Figura 15: Curva cinética de extracción del oro-cianuración en columna N°1 | 32 |
| Figura 16: Curva de consumo de Cianuro de Sodio-Cianuración en Columna N°1..... | 33 |

Introducción

En la cordillera del Norte y Sur del Perú presentan abundantes afloramientos con alineamientos de depósitos en fajas N-S numerosas alteraciones hidrotermales que se incluyen en el grupo de los IOCG, modelo geológico estrictamente definido a la asociación de mineralización de cobre y oro con óxidos de hierro, magnetita o hematita estos yacimientos pueden ser ricos en uranio y tierras raras.

Los depósitos tipo IOCG (Iron Oxide, Copper y Gold) se presenta en una variedad de ambientes tectónicos con edades que van desde el Proterozoico hasta el Cretácico, Se explotan fundamentalmente por cobre y oro como subproducto pueden contener además cantidades variables de Co, U, Mo, Zn, Ag entre otros. La franja más joven de estos depósitos está en la Cordillera de la Costa del norte de Chile y sur del Perú en donde coexisten con depósitos tipo magnetita-apatito.

La prospección y laboreo de pequeños mineros artesanales que ocupan afloramientos con alta oxidación y altos valores en cobre y oro en el Sur y Norte del Perú especialmente en la etapa de buenos precios del cobre y oro.

La exploración de IOCG o de mantos no aflorantes supone un desafío mayor para la escala de la mediana y gran minería.

Realizo esta tesis con muestra representativa del yacimiento tipo IOCG para desarrollar ingeniería de proceso para planta de 25TMSPD método lixiviación acida para del mineral de cobre oxidado.

El proceso de lixiviación acida de cobre con agitación en granulometría gruesa para mejorar la recuperación y obtener un mínimo valor de cobre en el relave sólido para que no interfiera en siguiente proceso de lixiviación aurífera por cianuración.

Por los resultados satisfactorios de las pruebas hidrometalurgias para la recuperación del cobre oxidado en granulometría gruesa se determinó realizar el proceso lixiviación ácida con agitación a granulometría menor a malla de 1/8 pulgada porque según las pruebas se obtiene alta recuperación y costos manejables con valores mínimos de

cobre en el relave y así no afecte al proceso de lixiviación de oro con cianuro.

La recuperación del cobre de la solución lixiviada se realizará empleando la Cementación con chatarra de Hierro, obteniéndose Cemento de Cobre como producto final.

El residuo sólido de la lixiviación ácida será previamente lavado para eliminar los rastros de ácido y empleando el método de Cianuración se procederá a la extracción del oro, el cual será recuperado con carbón activado.

Este estudio nos demuestra que las eficiencias de recuperación del cobre y oro fino son mayores a 90% y 90% respectivamente.

Adicionalmente se instalará el circuito de Flotación sulfuros, especialmente minerales sulfurados de cobre, la que contará con la etapa de molienda y clasificación.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

La ciudad de Palpa ubicada en el departamento de Ica es la ciudad que tiene más población de toda la provincia, pero la más pequeña del departamento de Ica y se caracteriza por el turismo. Se ubica a 391 km al sur de Lima.

La ciudad de Palpa tiene un clima desértico. Durante el año no existe muchas precipitaciones de lluvia llegando a un promedio de 4 mm de precipitación al año. Su temperatura promedio es de 20.6°C llegando a una temperatura máxima de 35°C y una temperatura mínima de 9°C.

Se debe aprovechar las condiciones favorables con que cuenta la empresa para la instalación de su planta, como son:

- Facilidad de abastecimiento de agua.
- Acceso a la planta desde las vetas a trabajar.
- Facilidades de almacenamiento de relaves en las áreas eriazas.
- Condiciones topográficas y físicas que facilitan su construcción.
- Acceso directo a la planta por carretera.

1.2 Descripción de la problemática

La fuerte actividad minera artesanal e informal por los minerales de cobre y oro en exploración y explotación en toda la costa peruana, el presente trabajo de investigación está orientado a solucionar problemas operacionales, ya que la mayoría de artesanos procesan minerales oxidados de Cu-Au mediante lixiviación directa por cianuración a nivel nacional tienen problemas operacionales que dificultan la recuperación de los metales en forma de concentrados.

Uno de los problemas operacionales que existen es no realizar una correcta caracterización metalúrgica de los minerales oxidados, es por eso que es indispensable realizar esta caracterización metalúrgica con la finalidad de procesar adecuadamente para así no realizar costos innecesarios en los procesos y bajas recuperación de los metales.

1.3 Objetivos del Estudio

1.3.1 Objetivo General

Realizar el estudio con pruebas metalúrgicas experimental para yacimiento del batolito de la costa o tipo IOCG minerales con alto contenido de cobre y oro, el proceso de lixiviación mostrará la factibilidad técnico económica para una planta de 25TMD.

1.3.2 Objetivos Específicos

- Establecer su caracterización metalúrgica de la muestra representativa del yacimiento con valores en Cu y Au.
- Se establece la producción de mina 750TM mes por lo que se debe diseñar planta de Tratamiento de 25 TMPD.
- Definir equipos y control en el proceso metalúrgico de chancado, grado de molienda, lixiviación acida para el cobre, neutralización y lixiviación con cianuro para el Oro para definir parámetros realizamos pruebas de lixiviación acida por agitación de óxidos de cobre, se hallaran parámetros de operación el consumo de reactivos H₂SO₄, pH, tiempo de residencia Selección de equipos y materiales para la planta de tratamiento de minerales de óxidos de cobre, parámetros de neutralización y parámetros de lixiviación de Oro con cianuro por agitación con carbón en pulpa en contra corriente, para la adsorción del oro debemos usar carbón activado por que la ley de plata es bajo, la lixiviación ácida se realizará en forma Batch, realizando períodos de 4 ciclos por día de 8 TM de 5 horas de agitación.
- La recuperación de valores está en función al tamaño de malla, el tiempo de lixiviación, pH, calidad y cantidad de reactivos a usar, la Cementación de Cu se debe realizar en forma continua para obtener el cemento de cobre y no acumularse las soluciones cosecha de la lixiviación. obtener productos para su comercialización de precipitado cobre metálico y precipitado de oro metálico del yacimiento del batolito de la costa o tipo IOCG de mineral oxidado con valores de Cobre y Oro se recuperan eficientemente 90% a 95% de los valores en procesos de lixiviación acida para el cobre y cianuración para el oro.

1.4 Antecedentes Investigativos

1.4.1 Antecedentes Referenciales

En diversos yacimientos es encontrada la ocurrencia de Oro con alto grado de Cobre, el proceso convencional de cianuración directa todavía es empleado por los artesanales porque el cianuro lixivia el cobre y el oro, el gran inconveniente es el alto consumo de cianuro, por lo que esta investigación experimental se debe difundir e implementar su aplicación para que disminuir el consumo de cianuro y mejora importante en la recuperación del Oro.

El impacto ambiental que causa la minería aurífera artesanal e informal repercute ambiental y socialmente por el consumo de Cianuro, Mercurio, principalmente por el uso indebido. La extracción artesanal de oro representa entre el 10% y el 20% de la producción total del Perú, que ascendió a 182,4 millones de gramos finos en el 2009, siendo que esta actividad de extracción informal concentra a más de 300 000 mineros en todo el país, según la Federación Nacional de Mineros Artesanales del Perú. Autores peruanos como Muñiz D. Juan et al., 2008 estimaron que 2 onzas de oro, empleaba 1,5 kg de mercurio en la amalgamación, siendo que 1,4 kg de este elemento se “recuperaba” en el “refogado” por medio de retortas. Vale la pena resaltar que, debido a la informalidad, no se tienen cifras exactas de la cantidad de mineros posesionados en toda la cuenca del río Ocoña; sin embargo, podemos estimar unos 20 000 mineros, con una producción de 2 g de oro por persona y por día, esto da como resultado unos 40 000g de oro por día, cuyo equivalente en onzas es de 1 410, de donde se estiman unos 70 kg de mercurio que se dejan expuestos al ambiente por día. (0,1 kg Hg / 2 oz Au día).

De acuerdo con el sitio web que se muestra seguidamente: http://www.legislacionambientalspda.org.pe/index.php?option=com_content&view=article&id=433&Itemid=4299 consultado el 07 de julio del 2012, ahora, es cierto que en el Perú se ha regulado los requisitos y condiciones para determinar operaciones de pequeña minería y minería artesanal, la fuerte presencia de mineros informales/ilegales que operan sin concesión, en área de terceros o sin cumplir condiciones ambientales mínimas y en

muchos casos con maquinarias que no permiten ser calificadas como de minería artesanal.

Según, Londoña S. J. H., 2007, la expansión de la minería informal o artesanal en nuestro país (Perú), así como los efectos que este produce (tanto sociales, culturales, como económicos), los proyectos de apoyo y por último la legislación ambiental de la pequeña minería y la minería artesanal dada por el estado en el año 2002 (según ley N° 27651) lo reconoce e integra como un estrato más dentro de la Ley General de Minería a la minería artesanal.

Citaremos ejemplos latinoamericanos, en la localidad brasileña de Garimpo, Ouro Roxo Estado de Amazonas (perteneciente a la Provincia mineral de Tapajós), la extracción del oro se realiza por amalgamación y cianuración en “Vat leaching”, siendo que cada ciclo típicamente recupera hasta un 50% del contenido de oro en el mineral en menos de 20 días (por tanques) consumiendo alrededor de 3 300 Kg NaCN/mes

El Perú es uno de los principales productores de cobre en el mundo gran parte de la producción peruana se exporta como concentrados de cobre los cuales en la mayoría de los casos contienen cobre, plata y oro como elementos valiosos y pagables y también contenidos conexos de arsénico, antimonio, bismuto como elementos penalizables los cuales causan un alto perjuicio económico a la producción minera nacional, se ha ido desarrollando pruebas metalúrgicas en el laboratorio para la eliminación de arsénico y antimonio de los concentrados de cobre mediante la aplicación de etapas de remolienda, pretratamiento térmico, y lixiviación alcalina en caliente asistida por adiciones de mezclas de azufre elemental e hidróxido de sodio en el concentrado de cobre Quiruvilca, controlando y obteniendo una mínima merma de cobre, oro y plata durante el proceso, la técnica ha probado ser eficiente a nivel de laboratorio y continua su evolución técnica y científica a fin de optimizarla.

1.4.2 Hipótesis

“Si realizamos la correcta caracterización metalúrgica con el uso de la tecnología microscopía, definimos mejor el correcto funcionamiento de los procesos para lixiviar el mineral para así obtener nuestro producto metálico”

1.4.3 Hipótesis Específicas

- La recuperación para el Cu debe ser mayor al 90% por lixiviación acida con agitación.
- La recuperación para el oro debe ser mayor a 90% por lixiviación con cianuro.
- El proceso planteado es de mayor recuperación en comparación con el proceso flotación de óxidos o la lixiviación en pilas que son de menor eficiencia.
- El desarrollo de las pruebas experimentales determinará la eficiencia en la recuperación del cobre y oro.
- El ácido sulfúrico es el más importante agente de lixiviación, en menas oxidadas de cobre son fácilmente solubles en ácido sulfúrico diluido.

1.4.4 Justificación de la Investigación

El desarrollo del presente trabajo de investigación está orientado a solucionar un problema operacional y el diseño de una planta de 25TMD, ya que la mayoría de las empresas que procesan minerales por medio de lixiviación directa tienen problemas operacionales que dificultan la recuperación de los metales como cobre oxidado y oro.

1.4.5 Tipo de Investigación

Es una investigación experimental que correlacionara datos extraídos mediante pruebas de lixiviación a fin de aplicarlo a nivel industrial. Y tratar los yacimientos dejados por el bajo o nulo rendimiento económico e implementar la variabilidad del proceso.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco Teórico

2.1.1 Chancado

El chancado es la primera etapa mecánica en el proceso de conminución, en la cual, el principal objetivo es la liberación de los minerales valiosos de la ganga.

Esta es generalmente una operación seca y realizada comúnmente en dos o tres etapas. Los trozos de mineral directo de mina pueden ser tan grandes como 1.5 m de diámetro y se reducen en la etapa de la trituración primaria llegando a 1020 cm. en máquinas muy resistentes.

Objetivos:

- Liberación del mineral valioso de la ganga antes de las operaciones de concentración.
- Incrementar la superficie específica de las partículas, por ejemplo, para acelerar la velocidad de reacción en los procesos de lixiviación, flotación, etc.
- Producir partículas de mineral o cualquier otro material de tamaño y forma definidos.

Así, el proceso de conminución dentro de toda operación minera resulta ser una etapa clave en las operaciones. Y es que, tanto en el proceso de chancado como en el de molienda, se concentra la mayor parte de la energía invertida en la operación para lograr la reducción de tamaño del material.

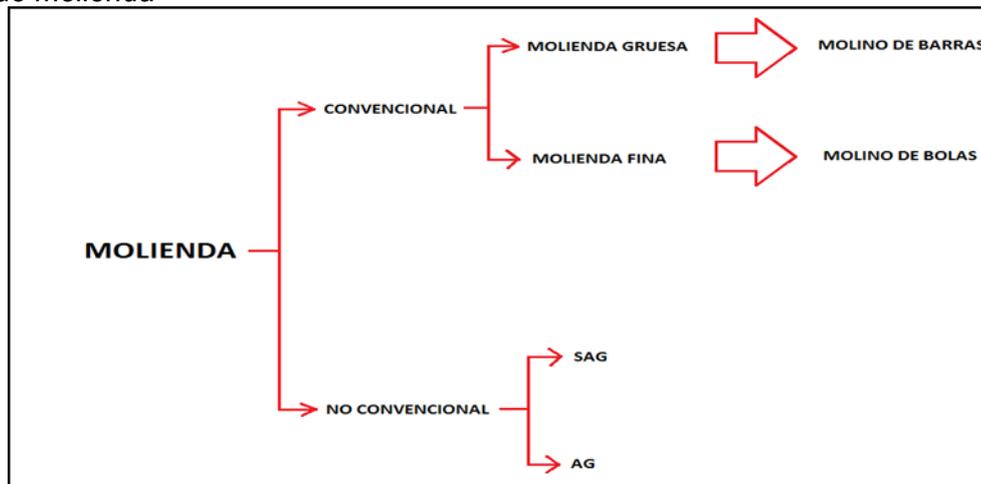
2.1.2 Molienda

Es la siguiente etapa mecánica del proceso de conminución después del chancado, se continúa reduciendo el tamaño de las partículas que componen el mineral, para obtener una granulometría 70- 180 micrones entre la que permite finalmente la liberación de la mayor parte de los minerales metálicos en forma de partículas individuales recuperables por flotación o por otro proceso de concentración.

Este proceso se realiza utilizando grandes equipos giratorios o molinos de forma cilíndrica que existen y se disponen en tres esquemas diferentes de molienda: molienda convencional, molienda unitaria y molienda SAG. En esta etapa, al material mineralizado se le agregan agua en cantidades suficientes para formar un fluido (pulpa) y los reactivos necesarios para poder lixiviar o flotar.

Figura 1

Tipos de molienda



Fuente: Elaboración Propia

Siguiendo la clasificación mostrada en la Figura 1, cabe destacar que las alternativas de molienda convencional y molienda SAG, son las más ampliamente desarrolladas en la industria. Además, se puede adicionar que, la molienda SAG actualmente es la más desarrollada y utilizada ya que tiene y saca ventajas en comparación a los otros tipos de moliendas.

2.1.3 Lixiviación de Minerales

La lixiviación es un proceso químico en la minería para extraer minerales valiosos del mineral. La lixiviación también tiene lugar en la naturaleza, donde las rocas se disuelven por el agua. Después de la lixiviación, las rocas se quedan con una proporción menor de minerales de lo que originalmente contenían. El proceso de lixiviación en la minería se lleva a cabo como lixiviación por agitación o en pilas o insitu lixiviación.

El ácido sulfúrico es el agente lixivante más usado, La elección del agente químico de lixiviación va a depender de su costo, disponibilidad, estabilidad química, selectividad y

grado de generación de soluciones ricas del mineral, de tal forma que sea lo más económico y fácil de trabajar

Generalidades del proceso de lixiviación

Dentro de la industria química, el proceso de lixiviación se conoce comúnmente como extracción.

Primero, el solvente entra en contacto con la matriz sólida. Un solvente es generalmente un líquido que funciona para disolver una sustancia o soluto. Un soluto es la sustancia que se disuelve por un solvente. Por lo tanto, el solvente sería el líquido y el soluto sería la sustancia que desea extraer de la matriz sólida. Nuevamente, refiriéndose a nuestro ejemplo de té, el soluto sería su té verde extraído, mientras que el disolvente sería el agua caliente.

Luego, el solvente viaja a través de la matriz sólida, separando la sustancia o soluto de esta matriz para que pueda ser recolectada. Este paso se conoce comúnmente como percolación, que en realidad es solo una palabra elegante para filtrar. Básicamente, está filtrando o separando el soluto que desea de la matriz sólida, utilizando un disolvente.

Ambos pasos conducen al resultado final, que es la extracción de la sustancia deseada (es decir, un soluto). Si hacemos una descripción general rápida, hay tres partes principales que debe recordar: contacto, separar, extraer. Deje que el disolvente entre en contacto con la matriz sólida, separe la sustancia deseada de la matriz sólida con el disolvente y extraiga la sustancia deseada para su recolección.

La lixiviación es un proceso de extracción de una sustancia de un material sólido que se disuelve en un líquido. Este proceso se conoce comúnmente como extracción, particularmente en la industria química. Tres pasos básicos están involucrados en el proceso de lixiviación: contacto, separación y extracción. Un líquido debe entrar en contacto con una matriz sólida que contiene la sustancia que se debe extraer. Después del contacto, el líquido separará esta sustancia deseada de la matriz sólida. La extracción de esta sustancia puede seguir después de que se haya completado la separación. La lixiviación de contaminantes del suelo al agua subterránea es una preocupación ambiental.

Los ejemplos del proceso de lixiviación van desde la extracción de té de una bolsa de té hasta aplicaciones comerciales.

Lixiviación y medio ambiente

A veces, los contaminantes peligrosos pueden filtrarse de los suelos y penetrar en el agua subterránea, afectando directamente el suministro de agua potable. Los contaminantes solubles en agua, como los fertilizantes o pesticidas, a menudo usados en la agricultura, pueden ser transportados directamente por el agua a nuestros suelos. El suelo a menudo contiene agua subterránea valiosa utilizada como fuente de suministro de agua. La lixiviación de estos contaminantes peligrosos en el agua subterránea, desde el suelo, puede causar problemas ambientales.

El agua es el líquido que más sustancias disuelve (disolvente universal), esta propiedad se debe a su capacidad para formar puentes de hidrógeno con otras sustancias, ya que estas se disuelven cuando interaccionan con las moléculas polares del agua.

El agua en la naturaleza crea un medio para compuestos metálicos no solubles, en presencia de oxígeno, convirtiéndolos en sales más solubles que se disuelven en los líquidos generados. En presencia de sulfuros de hierro, este proceso de oxidación se potencia por la actividad biológica natural (biooxidación) en condiciones ácidas.

La lixiviación es proceso físico-químico donde los minerales en masas rocosas pasan por disolución bajo agua percolante y reacciones de intercambio anión / catión para generar sales metálicas en fase soluto / coloide que migran y se acumulan bajo fuerzas hidrológicas. Dependiendo de presencia de pirita (FeS) o pirrotita (Fe_{1-x}S) y condiciones ácidas / alcalinas, el proceso biológico de hierro y la oxidación de azufre por ciertas bacterias naturales también puede catalizar el proceso de lixiviación.

Los depósitos de mineral laterítico, los principales recursos de aluminio, níquel, platino, cobalto y algo de oro evidencian del proceso de lixiviación natural en curso a través de tiempos geológicos.

La lixiviación es el segundo paso fundamental después de la modificación física (fraccionamiento bajo temperatura extrema cambios y fuerzas de erosión) en el ciclo de meteorización de la roca al suelo tiene lugar en la naturaleza bajo condiciones de presión atmosférica.

Del mismo modo, la lixiviación es también un proceso natural importante que se produce a profundidades en la evolución de los depósitos minerales de origen hidrotermal. Los depósitos de mineral hidrotermal son producto de complejos procesos de interacción química que involucran fluidos hidrotermales y gases con las rocas huésped; es decir, una "lixiviación natural a alta temperatura y presión" seguida de un proceso de enfriamiento en una escala de tiempo geológica.

Agentes lixiviantes utilizados en la minería

Los objetivos principales de los procesos de lixiviación aplicados en la minería son los de disolución selectiva de los metales de interés, contenidos en los minerales, segregar la solución cargada (gestante) de sólidos y recuperar los metales disponibles en compuestos metálicos o en formas metálicas a través de tratamientos hidrometalúrgicos adicionales.

Los lixiviantes son soluciones químicas utilizadas en la extracción de lixiviación para mejorar la disolución de metales en minerales. El ácido sulfúrico y las sales de cianuro son los lixiviantes más comunes utilizados en los procesos de lixiviación en pilas o tanques aplicados bajo condiciones atmosféricas. La tiourea y el tiosulfato también son conocidos como lixiviantes para el cobre y los minerales de oro; sin embargo, no se utilizan en la práctica minera mundial por sus problemas más complejos de gestión de productos químicos y las preocupaciones ambientales. Actualmente, no está demostrado el éxito en las aplicaciones de estos lixiviantes a escala industrial que pueden considerarse dentro del contexto de las Mejores Técnicas Disponibles (MTD).

Técnicas de lixiviación utilizadas en la minería

La comprensión del mecanismo de lixiviación natural ha conducido a descubrimientos y desarrollos en las modernas técnicas de hidrometalurgia utilizadas en

el aprovechamiento de minerales de baja ley. Las técnicas empleadas en las modernas tecnologías de lixiviación imitan los procesos de lixiviación que se producen de manera natural bajo condiciones operativas optimizadas para una mejor productividad.

- **Lixiviación de vertederos**

Es una técnica; donde, en general, los vertederos de mineral de cobre sulfuroso se mojan con agua y / o ácido sulfúrico como lixivante para lixiviar las sales de cobre. La aplicación de esta técnica debe ser en sitios preparados. La aplicación a sitios no preparados ha sido descontinuada debido a preocupaciones ambientales e ineficiencias en la recuperación de la solución de cobre.

- **Lixiviación en Pilas**

La tecnología de lixiviación en pilas está encontrando una aplicación cada vez más extendida para recuperar los valores de los minerales de baja ley, especialmente en la industria del oro y el cobre. El atractivo particular del proceso es la recuperación de bajo costo del metal objetivo en el sitio sin la necesidad de una trituración intensiva de energía, siempre que el proceso se pueda combinar con una tecnología de recuperación de solución selectiva (por ejemplo, extracción con disolvente). Sin embargo, esto se contrasta con la recuperación a menudo lenta e ineficiente, y problemas técnicos tales como la mala permeabilidad del montón y la estabilidad posterior al cierre. Este documento ofrece una visión global de los principios de la lixiviación en pilas, ofrece un análisis crítico de la viabilidad económica del proceso y cómo ciertos inconvenientes técnicos de la tecnología afectan esto, así como también proporciona una breve descripción de las aplicaciones futuras y potenciales futuras de la tecnología. tecnología.

La lixiviación en pilas de minerales de oro y plata se lleva a cabo en aproximadamente 120 minas en todo el mundo. La lixiviación en pilas es uno de varios métodos de procesos alternativos para tratar minerales de metales preciosos, y se selecciona principalmente para aprovechar su bajo costo de capital

en comparación con otros métodos. La lixiviación en pilas para la plata se lleva a cabo utilizando los mismos principios y prácticas de operación que para el oro, pero las operaciones de lixiviación en pilas producen solo una pequeña fracción de la producción mundial de plata.

- **Lixiviación a Presión**

La lixiviación a presión es una opción para la recuperación de cobre a partir de la calcopirita. La lixiviación tiene lugar a altas temperaturas y presiones en presencia de un agente oxidante. El rendimiento de la presión los circuitos de lixiviación pueden mejorarse optimizando la configuración de autoclaves y el método de eliminación de calor.

- **Lixiviación In Situ**

La lixiviación in situ también conocida o extracción por disolución es una de los dos métodos primarios de extracción que actualmente se usan para obtener uranio de subterráneo. El método ISR se usa para recuperar uranio, pero también se puede usar para extraer varios otros metales como níquel, cobre y oro, donde otros mineros y los métodos de molienda pueden ser demasiado costosos o perjudiciales para el medio ambiente.

El proceso es una opción atractiva para los mineros debido a sus bajos costos operativos, generalmente un menor impacto ambiental y un tiempo de preparación relativamente corto.

2.1.4 Sedimentación o Espesamiento

La denominada sedimentación o espesamiento involucra el asentamiento por la gravedad de las partículas sólidas suspendidas en un líquido. En el procesamiento de minerales polimetálicos, los espesadores son en su mayoría universalmente usados para el espesamiento o sedimentación de relaves, para la recuperación de aguas de proceso y de muchos concentrados previos a la etapa de filtración. Estos equipos denominados espesadores son parte integral de los circuitos de decantación en contracorriente (CCD) y son los más usados frecuentemente, también se pueden emplear como un reservorio de

capacidad de agitación y para el desaguado intermedio de los productos de flotación de minerales. Estos comúnmente son utilizados para realizar las tareas simultáneamente: producir un Underflow (pulpa en la descarga) de alta densidad y un líquido sobrenadante de color claro, y comúnmente trabaja livianamente que no requiere una atención especial, pero si en algún momento estos fallaran o son erróneamente dimensionados, el efecto en la producción puede ser muy perjudicial.

Por consecuencia se dice que la sedimentación es una técnica de separación sólido líquido en la cual se utilizan equipos en forma cilíndrica comúnmente de gran diámetro, denominados espesadores. Este se usa para aumentar la concentración de la suspensión a través de la sedimentación, acompañada de la formación de un líquido claro.

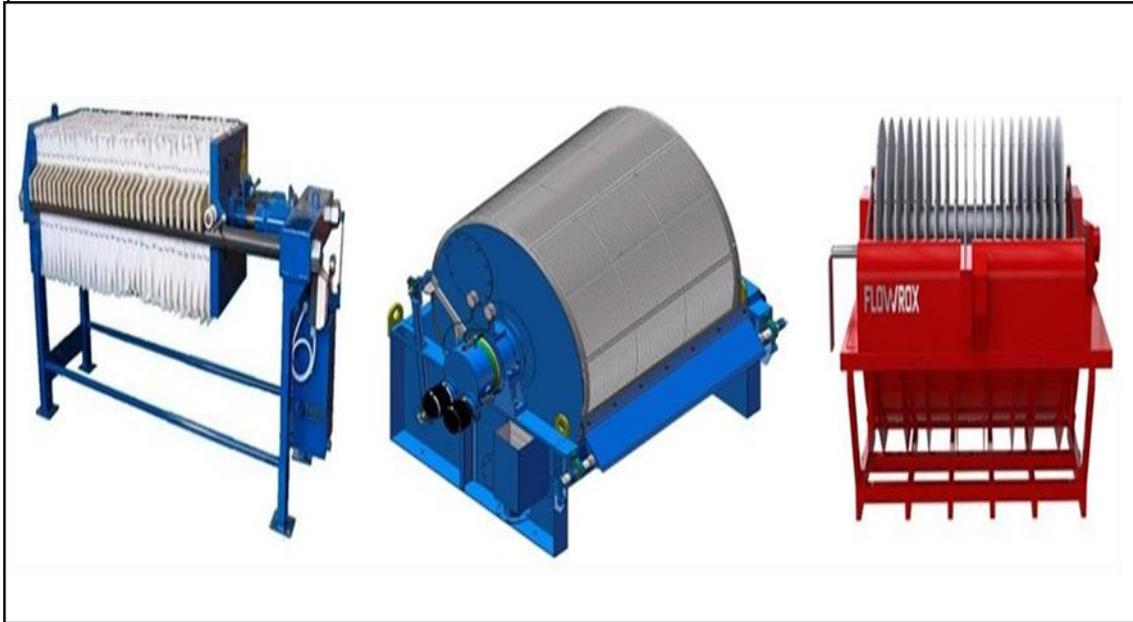
En general todos los espesadores se fundamentan en el principio de la gravedad para la sedimentación de sólidos. El dimensionamiento de los espesadores estará relacionado con las propiedades de la pulpa a ser espesada. En ocasiones algunas pulpas se sedimentarán dejando una línea clara de demarcación. Los factores más importantes que influyen en la velocidad de sedimentación son la dilución inicial de alimento, tamaño de partícula, forma de la partícula, gravedad específica de las partículas, la viscosidad de la mezcla y temperatura del líquido.

2.1.5 Filtración

La filtración es aquella operación de extracción mecánica de líquidos de las pulpas con la finalidad de obtener sus sólidos y/o recuperación de un líquido de valor, con una concentración adecuada para su proceso, transporte, disposición final o recuperación. Existen variedades y diferentes tipos de filtros, entre los más principales que destacan son los filtros prensa, filtros de tambor, filtro al vacío, filtros cerámicos entre muchos más.

Figura 2

Tipos de filtro



Fuente: Elaboración Propia

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Caracterización del mineral

3.1.1 Mineralogía

El mineral en estudio es completamente oxidado, predominando las limonitas (óxidos de hierro), presencia de silicatos (cuarzo), significativa presencia de malaquita, crisocola y el oro se encuentra ligado a los óxidos.

3.1.2 Composición química

El análisis químico de una muestra representativa del yacimiento se muestra en el Tabla 1.

Tabla 1

Leyes de cabeza de Cobre, Plata y Oro.

| Au (gr/TM) | Ag (Oz/TM) | Cu(total) (%) | Cu(ox) (%) |
|---------------|---------------|------------------|---------------|
| 7.39 | 0.02 | 2.75 | 2.06 |

Fuente: Elaboración Propia

Cabe mencionar que el yacimiento presenta zonas con mayores leyes que las analizadas.

3.1.3 Gravedad específica

La gravedad específica se determinó utilizando el método del PICNOMETRO.

$$\text{Gravedad específica} = 2.60 \text{ gr/cc}$$

3.1.4 Índice de trabajo

El Índice de trabajo (Work Index) fue determinado por el método de Bond.

$$\text{Work Index} = 16.00 \text{ Kw-h/T}$$

3.2 Análisis granulométrico del mineral de cabeza

La Tabla 2 nos muestra el análisis granulométrico típico del mineral de cabeza proveniente de mina.

La Figura 3 muestra la curva de Gates Gaudin Schuhmann (G-G-S) para la distribución granulométrica (distribución de tamaños) del mineral cabeza.

Tabla 2

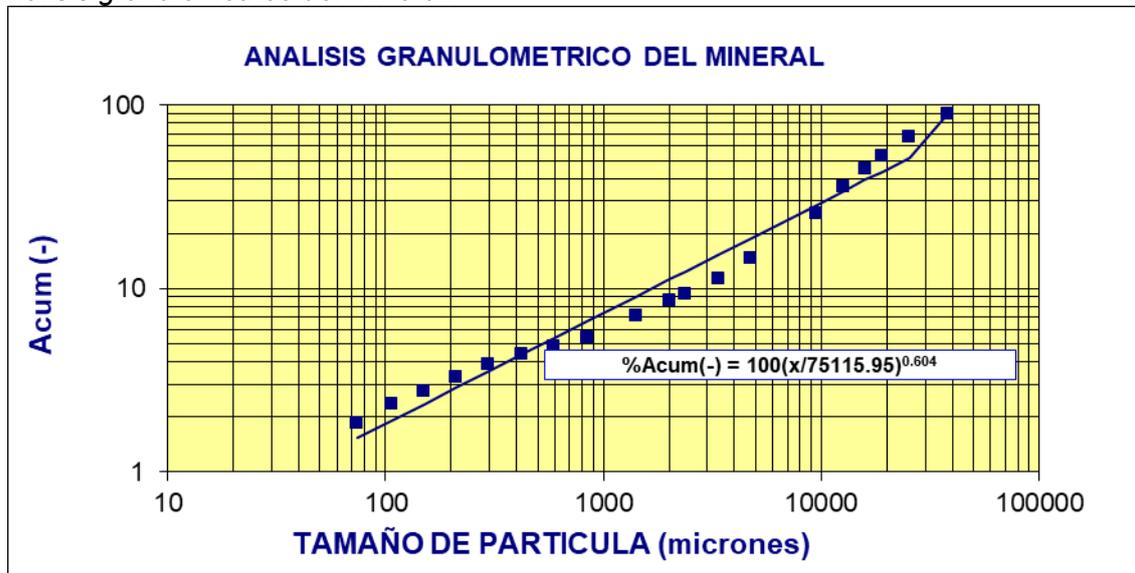
Análisis granulométrico del mineral de cabeza.

| mallá | Abertura (micrones) | Peso (gr) | % peso | Acum. (+) | Acum. (-) |
|-------|---------------------|-----------|--------|-----------|-----------|
| 11/2" | 38100 | 971.30 | 9.71 | 9.7 | 90.3 |
| 1" | 25400 | 2249.00 | 22.49 | 32.2 | 67.8 |
| 3/4" | 19050 | 1487.85 | 14.88 | 47.1 | 52.9 |
| 5/8" | 15875 | 784.60 | 7.85 | 54.9 | 45.1 |
| 1/2" | 12700 | 914.55 | 9.15 | 64.1 | 35.9 |
| 3/8" | 9510 | 1025.70 | 10.26 | 74.3 | 25.7 |
| 4 | 4760 | 1101.95 | 11.02 | 85.3 | 14.7 |
| 6 | 3360 | 333.90 | 3.34 | 88.7 | 11.3 |
| 8 | 2380 | 196.50 | 1.97 | 90.7 | 9.3 |
| 10 | 2000 | 77.10 | 0.77 | 91.4 | 8.6 |
| 14 | 1410 | 150.50 | 1.51 | 92.9 | 7.1 |
| 20 | 841 | 161.20 | 1.61 | 94.5 | 5.5 |
| 30 | 595 | 60.60 | 0.61 | 95.1 | 4.9 |
| 40 | 420 | 46.70 | 0.47 | 95.6 | 4.4 |
| 50 | 297 | 49.80 | 0.50 | 96.1 | 3.9 |
| 70 | 210 | 61.60 | 0.62 | 96.7 | 3.3 |
| 100 | 150 | 52.30 | 0.52 | 97.3 | 2.7 |
| 150 | 106 | 39.20 | 0.39 | 97.6 | 2.4 |
| 200 | 74 | 50.10 | 0.50 | 98.1 | 1.9 |
| -200 | | 185.55 | 1.86 | 100.0 | 0.0 |
| TOTAL | | 10000.00 | 100.00 | | |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 3

Análisis granulométrico del mineral.



Fuente: Elaboración Propia

3.3 Moliendabilidad

Para obtener el tiempo óptimo de molienda en las pruebas de agitación se realizaron pruebas de molienda, se usa como referencia la malla 200 (74 micrones).

Las pruebas de molienda se realizan para determinar el tiempo que debe molerse un mineral hasta obtener la mejor liberación de la parte valiosa, los tiempos de molienda seleccionados fueron: 0', 5', 10', 15' y 20' los resultados se muestran en el Tabla 3.

La Figura 4 nos muestra la curva de moliendabilidad.

Tabla 3

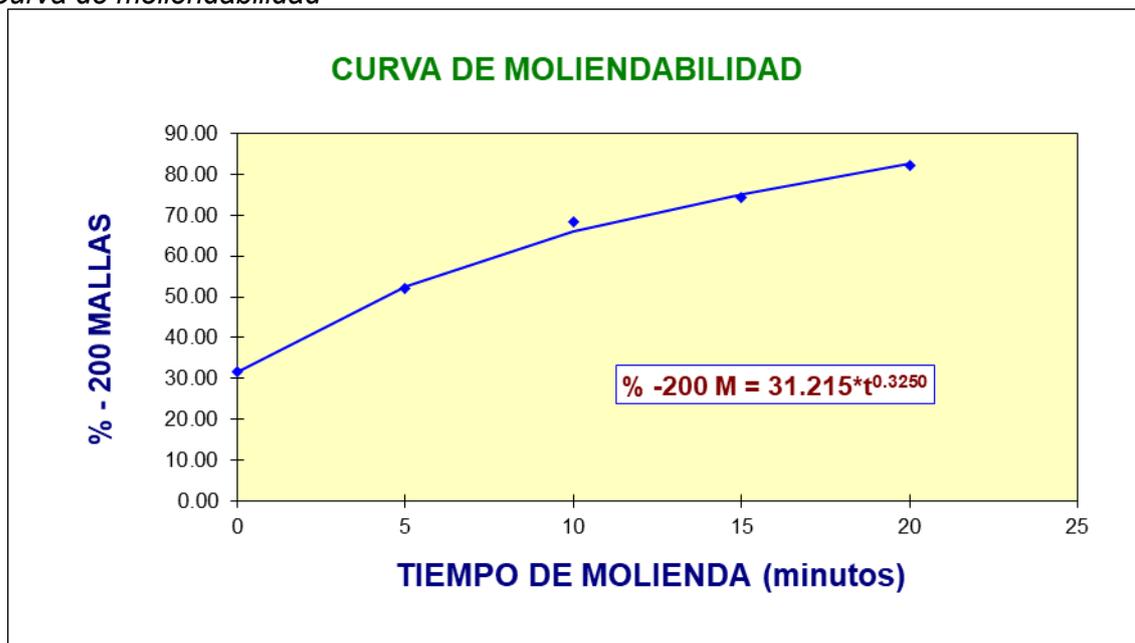
Tiempo Vs %-200 mallas.

| TIEMPO (minutos) | % - 200 mallas |
|------------------|----------------|
| 0 | 31.60 |
| 5 | 51.92 |
| 10 | 68.28 |
| 15 | 74.27 |
| 20 | 82.12 |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 4

Curva de moliendabilidad



Fuente: Elaboración Propia

3.4 Pruebas metalúrgicas

Las pruebas Metalúrgicas fueron orientadas en dos etapas:

Lixiviación Ácida de los óxidos de cobre: Donde se tendrá como parámetros la fuerza de ácido, la granulometría, tiempo de lixiviación, consumo de ácido.

Cianuración de los residuos de Lixiviación Ácida: Luego de lavar los residuos de lixiviación ácida se someterán a pruebas de cianuración considerando la variación de

parámetros como: pH, tamaño de grano (granulometría), concentración de cianuro (fuerza de cianuro) y adsorción de oro con carbón en pulpa; para el proceso de cianuración por agitación - adsorción y cianuración en columnas (heap leaching).

A continuación, se detallan las pruebas experimentales realizadas.

3.4.1 Lixiviación Ácida por agitación

Se realizaron dos pruebas de lixiviación donde se varió la granulometría del mineral a 100% - 1/2 "y 100% - 1/4".

Prueba de lixiviación Ácida por agitación N° 1

Condiciones

| | | |
|---------------------|---|---|
| Peso de mineral | : | 2 kg |
| Granulometría | : | 100% - 1/2" |
| L/S | : | 2/1 |
| Volumen solución | : | 4 lts |
| Fuerza de ácido | : | 50 gr H ₂ SO ₄ / lt |
| Densidad de ácido | : | 1.84 gr/cc |
| Consumo de ácido | : | 57.23 kg/TM |
| Tiempo de agitación | : | 24 horas |

La Tabla 4, nos muestra el Balance Metalúrgico por cobre de la prueba de lixiviación ácida por agitación del mineral en estudio.

La Figura 5, nos describe la curva cinética de extracción del cobre soluble.

La Tabla 5, nos muestra el consumo de Ácido Sulfúrico con respecto al tiempo de agitación pH de la prueba de lixiviación ácida por agitación.

La Figura 6, nos muestra la Curva de consumo de ácido sulfúrico (H₂SO₄).

Tabla 4

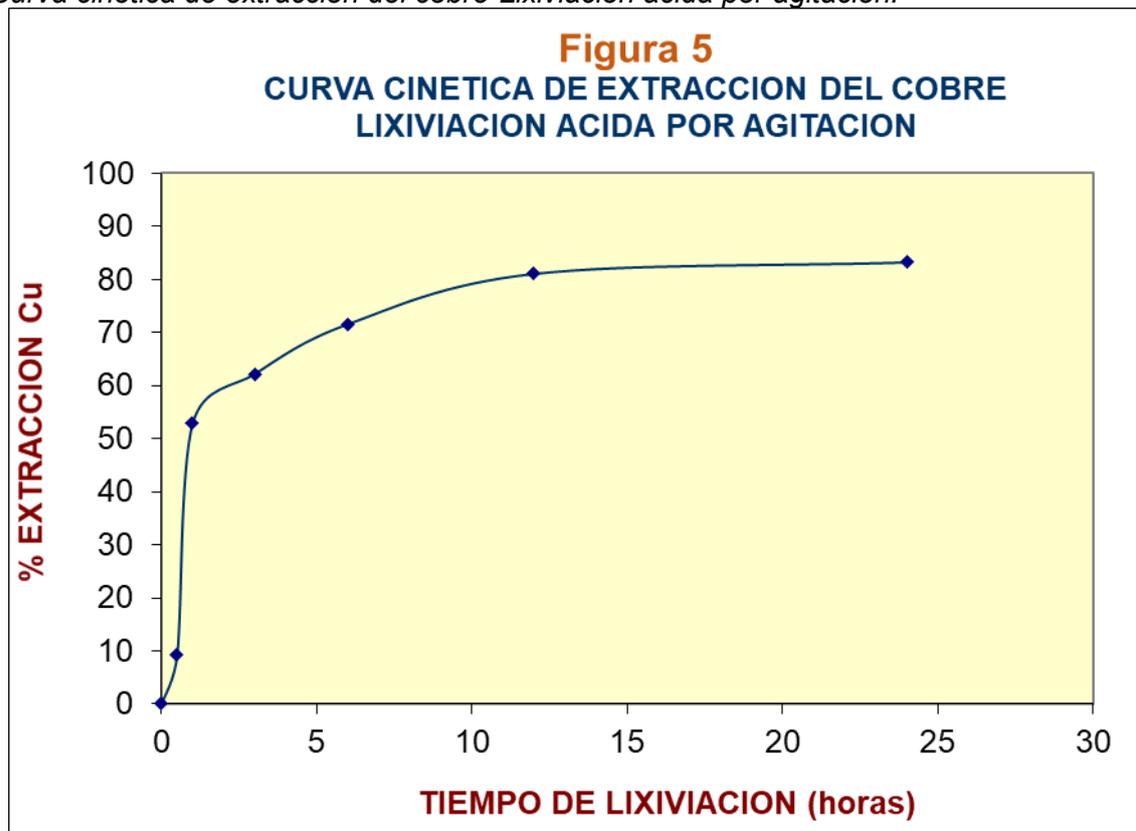
Balance metalúrgico de la prueba de lixiviación acida en botella N°1, 100% -1/2".

| TIEMPO (HORAS) | | VOL. SOL. | LEYES SOLUCIONES | FINOS | EXTRACCION Cu (%) | |
|---------------------------|-------|--------------|------------------|---------|-------------------|-------|
| PARC. | ACUM. | COSECHA (LT) | Cu (gr/lt) | Cu (gr) | PARCIAL | ACUM. |
| 2 | 0.5 | 4.00 | 0.950 | 3.800 | 9.20 | 9.20 |
| 3 | 1 | 4.00 | 5.450 | 21.848 | 43.70 | 52.91 |
| 11 | 3 | 4.00 | 6.340 | 25.680 | 9.28 | 62.19 |
| 8 | 6 | 4.00 | 7.230 | 29.557 | 9.39 | 71.58 |
| 24 | 12 | 4.00 | 8.120 | 33.479 | 9.50 | 81.07 |
| 24 | 24 | 4.00 | 8.240 | 34.365 | 2.15 | 83.22 |
| RELAVE (kg) (%) | | 1.980 | 0.350 | 6.930 | 16.78 | |
| CABEZA CALCULADA (kg) (%) | | 2.000 | 2.065 | 41.295 | 100.00 | |
| CABEZA ANALIZADA (kg)(%) | | 2.000 | 2.060 | | | |

(*) Para el cálculo de finos se considera los 50 ml de solución para los análisis de ácido y cobre en solución.

Figura 5

Curva cinética de extracción del cobre-Lixiviación acida por agitación.



Fuente: Elaboración Propia

Tabla 5

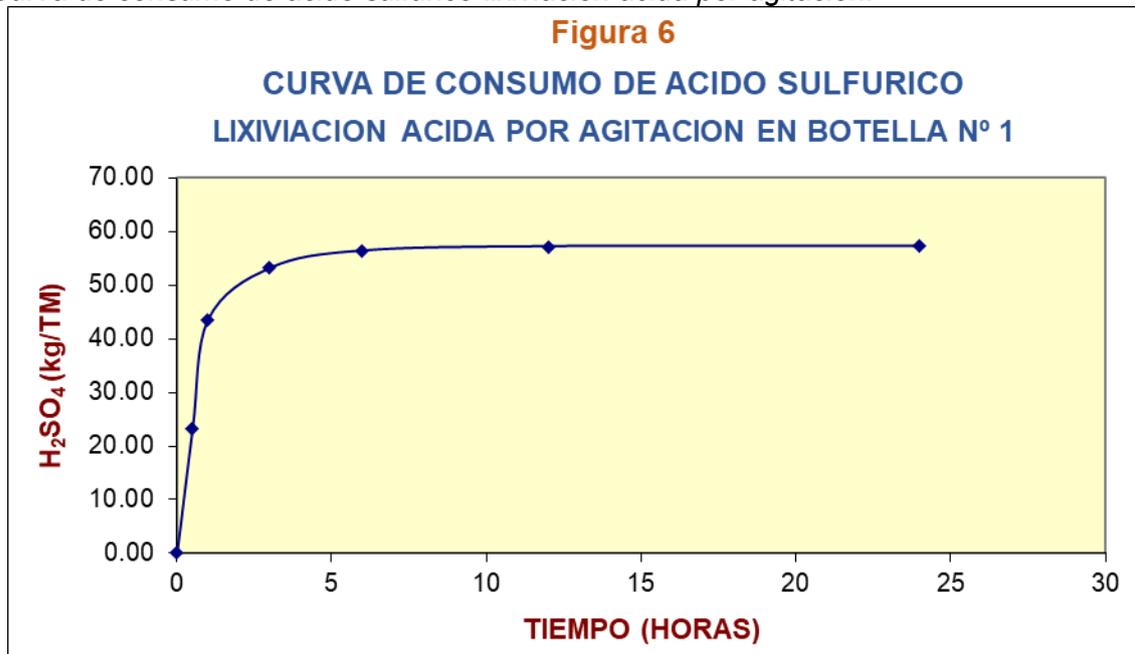
Consumo de ácido sulfúrico de la prueba de lixiviación en botella muestra N°1.

| TIEMPO (HORAS) | | CONSUMO H ₂ SO ₄ (kg/TM) | |
|----------------|-----------|--|-----------|
| PARCIAL | ACUMULADO | PARCIAL | ACUMULADO |
| 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| 0.50 | 0.50 | 23.20 | 23.20 |
| 0.50 | 1.00 | 20.34 | 43.54 |
| 2.00 | 3.00 | 9.60 | 53.14 |
| 3.00 | 6.00 | 3.24 | 56.38 |
| 6.00 | 12.00 | 0.80 | 57.18 |
| 12.00 | 24.00 | 0.05 | 57.23 |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 6

Curva de consumo de ácido sulfúrico-lixiviación ácida por agitación.



Fuente: Elaboración Propia

Prueba de lixiviación Ácida por agitación N° 2

Condiciones

- Peso de mineral : 2 kg
- Granulometría : 100% - 1/4"
- L/S : 2/1
- Volumen solución : 4 lts
- Fuerza de ácido : 50 gr H₂SO₄/ lt
- Densidad de ácido : 1.84 gr/cc
- Consumo de ácido : 72.02 kg/TM

Tiempo de agitación : 24 horas

La Tabla 6, nos muestra el Balance Metalúrgico por cobre de la prueba de lixiviación ácida por agitación del mineral en estudio.

La Figura 7, nos describe la curva cinética de extracción del cobre soluble.

La Tabla 7, nos muestra el consumo de Ácido Sulfúrico con respecto al tiempo de agitación pH de la prueba de lixiviación ácida por agitación.

La Figura 8, nos muestra la Curva de consumo de ácido sulfúrico (H₂SO₄).

Tabla 6

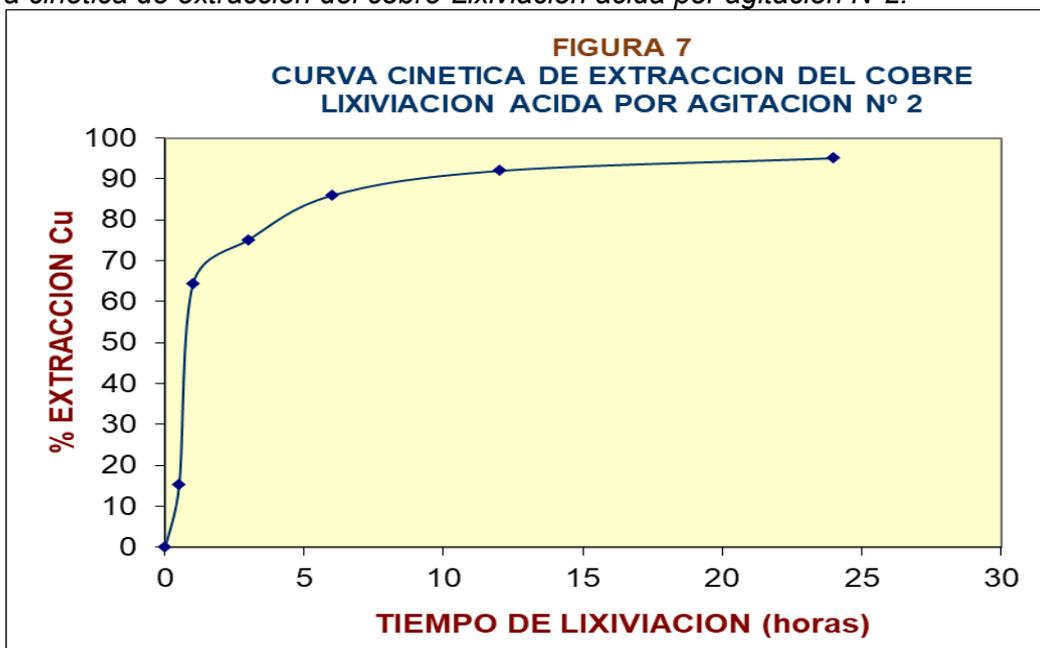
Balance metalúrgico de la prueba de lixiviación ácida en botella N°2, 100% -1/4".

| TIEMPO (HORAS) | | VOL. SOL. | LEYES SOLUCIONES | FINOS | EXTRACCION Cu (%) | |
|---------------------------|-------|--------------|------------------|---------|-------------------|--------|
| PARC. | ACUM. | COSECHA (LT) | Cu (gr/lit) | Cu (gr) | PARCIAL | ACUM. |
| 0.5 | 0.5 | 4.00 | 1.550 | 6.200 | 15.33 | 15.33 |
| 0.5 | 1 | 4.00 | 6.500 | 26.078 | 49.16 | 64.50 |
| 2 | 3 | 4.00 | 7.500 | 30.403 | 10.70 | 75.19 |
| 3 | 6 | 4.00 | 8.500 | 34.778 | 10.82 | 86.01 |
| 6 | 12 | 4.00 | 9.000 | 37.203 | 6.00 | 92.01 |
| 12 | 24 | 4.00 | 9.200 | 38.453 | 3.09 | 95.10 |
| RELAVE (kg) (%) | | 1.980 | 0.100 | 1.980 | 1.980 | 4.90 |
| CABEZA CALCULADA (kg) (%) | | 2.000 | 2.022 | 40.433 | 40.433 | 100.00 |
| CABEZA ANALIZADA (kg)(%) | | 1.000 | 2.060 | | | |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 7

Curva cinética de extracción del cobre-Lixiviación ácida por agitación N°2.



Fuente: Elaboración Propia

Tabla 7

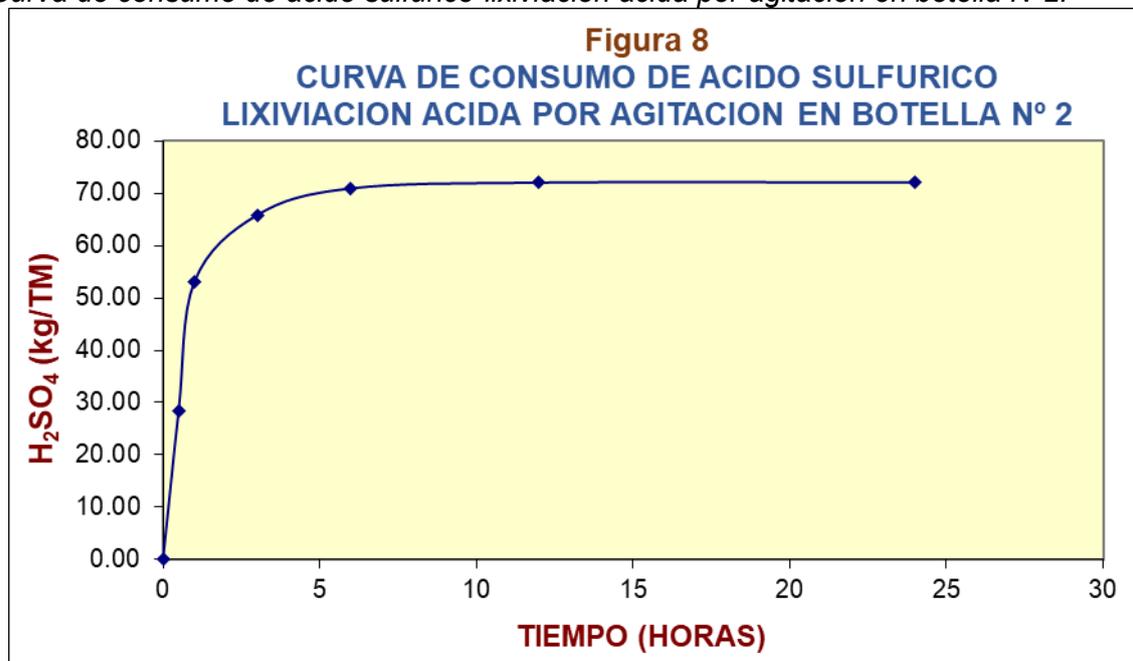
Consumo de ácido sulfúrico de la prueba de lixiviación en botella muestra N°2.

| TIEMPO (HORAS) | | CONSUMO H ₂ SO ₄ (kg/TM) | |
|----------------|-----------|--|-----------|
| PARCIAL | ACUMULADO | PARCIAL | ACUMULADO |
| 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| 0.50 | 0.50 | 28.52 | 28.52 |
| 0.50 | 1.00 | 24.60 | 53.12 |
| 2.00 | 3.00 | 12.70 | 65.82 |
| 3.00 | 6.00 | 5.10 | 70.92 |
| 6.00 | 12.00 | 1.10 | 72.02 |
| 12.00 | 24.00 | 0.05 | 72.07 |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 8

Curva de consumo de ácido sulfúrico-lixiviación ácida por agitación en botella N°2.



Fuente: Elaboración Propia

3.4.2 Cianuración por agitación

Se llevaron a cabo dos pruebas experimentales de cianuración de las 2 pruebas de lixiviación ácida.

Los residuos de las pruebas de lixiviación ácido por agitación N° 1 y N° 2, se sometieron a molienda y luego se cianuraron por agitación.

Prueba de Cianuración por Agitación N°1

Condiciones

Molienda

| | | |
|-----------------|---|------------------|
| Peso de mineral | : | 1000 g |
| Granulometría | : | 80% - 200 mallas |
| L/S | : | 1/2 |

Cianuración

| | | |
|---------------------|---|-----------------|
| Fuerza de NaCN | : | 0.2 % (2 gr/lt) |
| Tiempo de agitación | : | 72 horas |
| L/S | : | 2.5/1 |
| NaCN consumido | : | 3.82 kg/TM |
| Cal consumida | : | 4.00 kg/TM |

La Tabla 8, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro de la prueba de cianuración por agitación del mineral en estudio.

La Figura 9, nos describe la curva cinética de extracción del oro.

La Tabla 9, nos muestra el consumo de Cianuro con respecto al tiempo de agitación de la prueba de cianuración por agitación.

La Figura 10, nos muestra la curva de consumo de cianuro.

Tabla 8

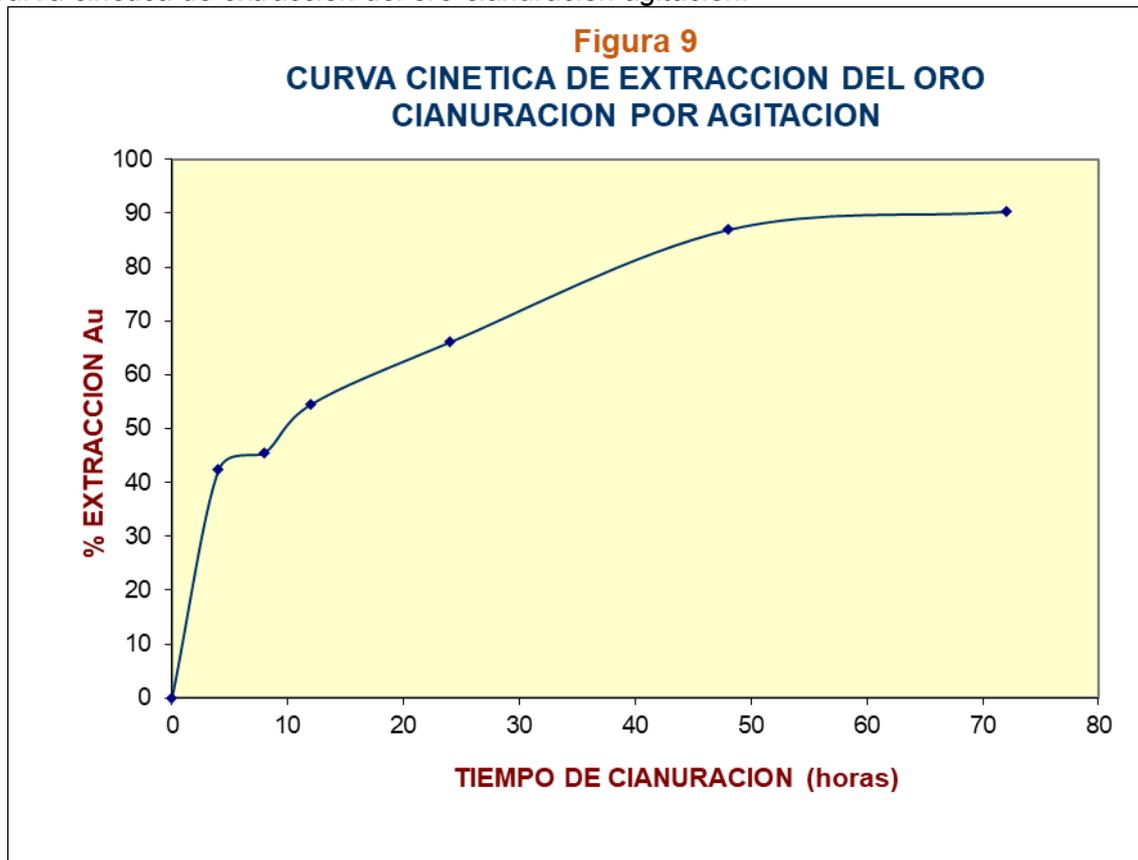
Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella N°1.

| TIEMPO (HORAS) | | VOL. SOL. | LEYES SOLUCIONES | FINOS | EXTRACCION Au (%) | |
|--------------------------|-------|--------------|------------------|---------|-------------------|--------|
| PARC. | ACUM. | COSECHA (LT) | Au (ppm) | Au (mg) | PARCIAL | ACUM. |
| 2 | 2 | 2.50 | 1.250 | 3.125 | 42.31 | 42.31 |
| 3 | 5 | 2.50 | 1.320 | 3.363 | 3.22 | 45.53 |
| 11 | 16 | 2.50 | 1.560 | 4.029 | 9.02 | 54.55 |
| 8 | 24 | 2.50 | 1.870 | 4.882 | 11.55 | 66.10 |
| 24 | 48 | 2.50 | 2.450 | 6.425 | 20.90 | 87.00 |
| 24 | 72 | 2.50 | 2.500 | 6.673 | 3.35 | 90.35 |
| RELAVE (kg) (%) | | 0.990 | 0.720 | 0.713 | | 9.65 |
| CABEZA CALCULADA (kg)(%) | | 1.000 | 7.385 | 7.385 | | 100.00 |
| CABEZA ANALIZADA (kg)(%) | | 1.000 | 7.390 | | | |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 9

Curva cinética de extracción del oro-cianuración agitación.



Fuente: Elaboración Propia

Tabla 9

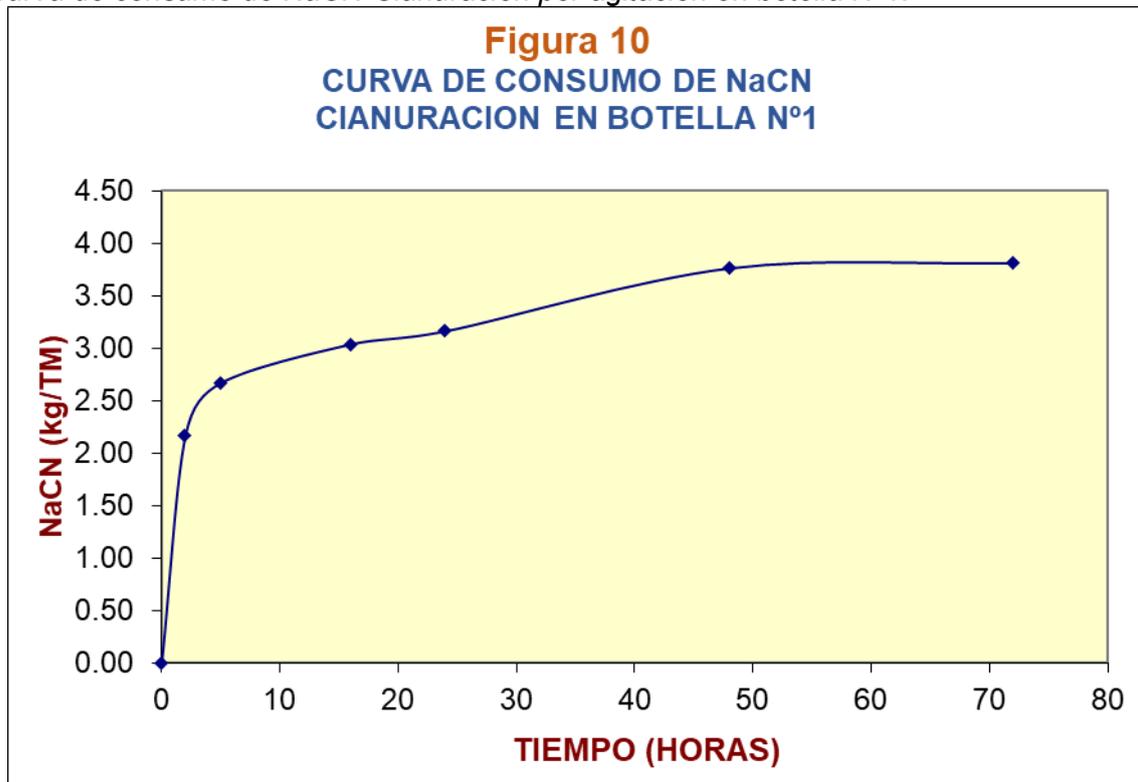
Consumo de Cianuro, Cal y variaciones del pH de la prueba de cianuración en botella muestra N°1.

| TIEMPO (HORAS) | | CONSUMO NaCN (kg/TM) | | CONSUMO CAL (kg/TM) | | pH |
|----------------|-----------|----------------------|-----------|---------------------|-----------|-------|
| PARCIAL | ACUMULADO | PARCIAL | ACUMULADO | PARCIAL | ACUMULADO | |
| 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 11.00 |
| 2.00 | 2.00 | 2.17 | 2.17 | 4.00 | 4.00 | 11.00 |
| 3.00 | 5.00 | 0.50 | 2.67 | 0.00 | 4.00 | 11.00 |
| 11.00 | 16.00 | 0.37 | 3.04 | 0.00 | 4.00 | 11.00 |
| 8.00 | 24.00 | 0.13 | 3.17 | 0.00 | 4.00 | 11.00 |
| 24.00 | 48.00 | 0.60 | 3.77 | 0.00 | 4.00 | 11.00 |
| 24.00 | 72.00 | 0.65 | 3.82 | 0.00 | 4.00 | 11.00 |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 10

Curva de consumo de NaCN-Cianuración por agitación en botella N°1.



Fuente: Elaboración Propia

Prueba de Cianuración por Agitación N°2

Condiciones

Molienda

| | | |
|-----------------|---|------------------|
| Peso de mineral | : | 1000 g |
| Granulometría | : | 80% - 200 mallas |
| L/S | : | 1/2 |

Cianuración

| | | |
|---------------------|---|------------------|
| Fuerza de NaCN | : | 0.2 % (2 gr/lit) |
| pH trabajo | : | 11 |
| Tiempo de agitación | : | 72 horas |
| L/S | : | 2.5/1 |
| NaCN consumido | : | 2.72 kg/TM |
| Cal consumida | : | 3.93 kg/TM |

La Tabla 10, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro de la prueba de cianuración por agitación del mineral en estudio.

La Figura 11, nos describe la curva cinética de extracción del oro.

La Tabla 11, nos muestra el consumo de Cianuro con respecto al tiempo de agitación de la prueba de cianuración por agitación.

La Figura 12, nos muestra la curva de consumo de cianuro.

Tabla 10

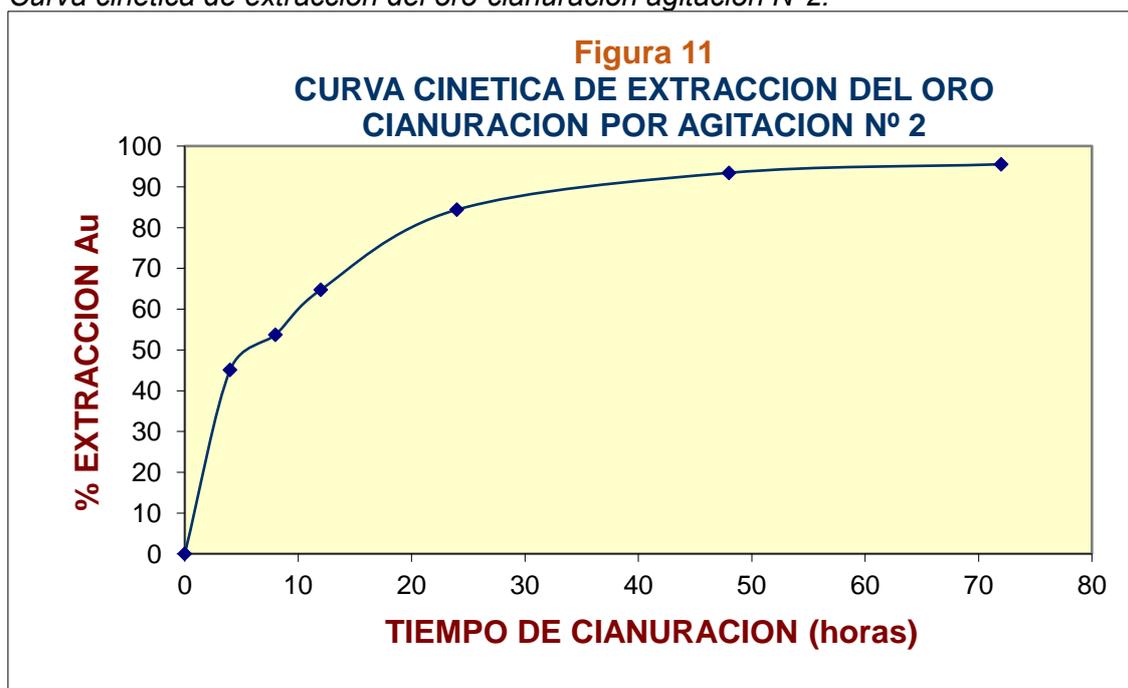
Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella N°1.

| TIEMPO (HORAS) | | VOL. SOL. | LEYES SOLUCIONES | FINOS | EXTRACCION Au (%) | |
|-----------------------|-------|--------------|------------------|---------|-------------------|-------|
| PARC. | ACUM. | COSECHA (LT) | Au (ppm) | Au (mg) | PARCIAL | ACUM. |
| 2 | 2 | 2.50 | 1.400 | 3.500 | 45.11 | 45.11 |
| 3 | 5 | 2.50 | 1.640 | 4.170 | 8.63 | 53.74 |
| 11 | 16 | 2.50 | 1.950 | 5.027 | 11.04 | 64.79 |
| 8 | 24 | 2.50 | 2.520 | 6.550 | 19.62 | 84.41 |
| 24 | 48 | 2.50 | 2.750 | 7.251 | 9.03 | 93.44 |
| 24 | 72 | 2.50 | 2.760 | 7.413 | 2.09 | 95.53 |
| RELAVE (kg) | | 0.990 | 0.350 | 0.347 | 4.47 | |
| CABEZA CALCULADA (kg) | | 1.000 | 7.760 | 7.760 | 100.00 | |
| CABEZA ANALIZADA (kg) | | 1.000 | 7.390 | | | |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 11

Curva cinética de extracción del oro-cianuración agitación N°2.



Fuente: Elaboración Propia

Tabla 11

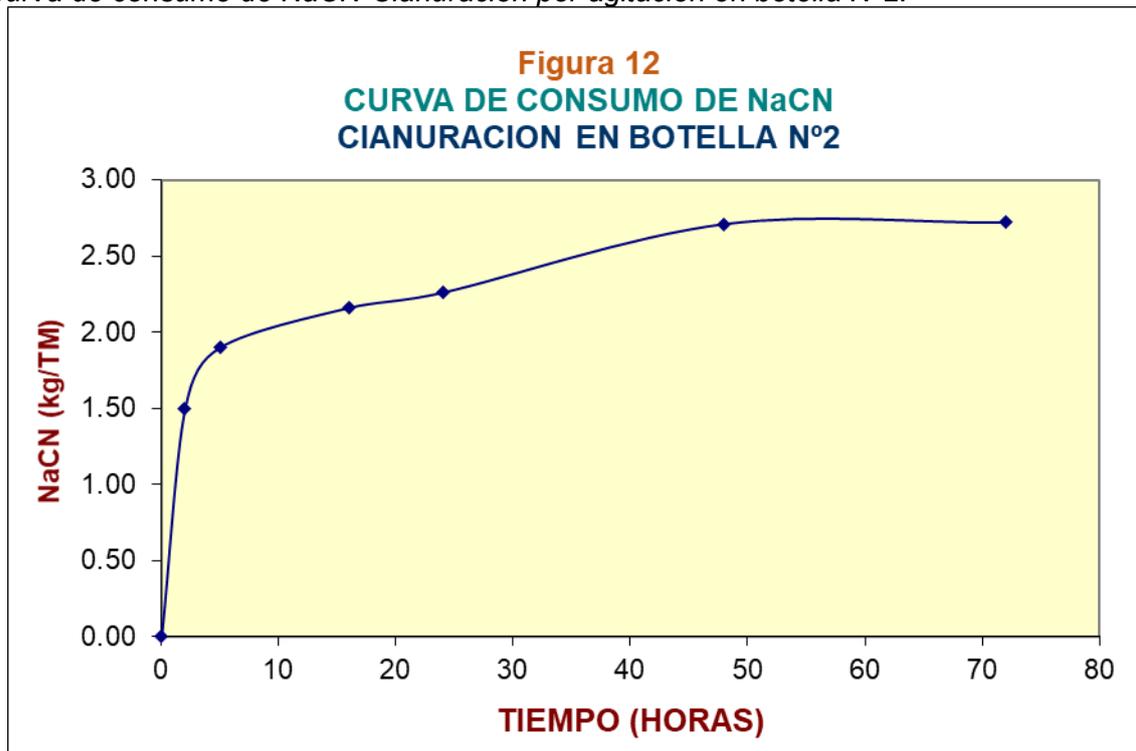
Consumo de Cianuro, Cal y variaciones del pH de la prueba de cianuración en botella muestra N°2.

| TIEMPO (HORAS) | | CONSUMO NaCN (kg/TM) | | CONSUMO CAL (kg/TM) | | Ph |
|----------------|-----------|----------------------|-----------|---------------------|-----------|-------|
| PARCIAL | ACUMULADO | PARCIAL | ACUMULADO | PARCIAL | ACUMULADO | |
| 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 11.00 |
| 2.00 | 2.00 | 1.50 | 1.50 | 3.90 | 3.90 | 11.00 |
| 3.00 | 5.00 | 0.40 | 1.90 | 0.01 | 3.91 | 11.00 |
| 11.00 | 16.00 | 0.26 | 2.16 | 0.02 | 3.93 | 11.00 |
| 8.00 | 24.00 | 0.10 | 2.26 | 0.00 | 3.93 | 11.00 |
| 24.00 | 48.00 | 0.45 | 2.71 | 0.00 | 3.93 | 11.00 |
| 24.00 | 72.00 | 0.01 | 2.72 | 0.00 | 3.93 | 11.00 |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 12

Curva de consumo de NaCN-Cianuración por agitación en botella N°2.



3.4.3 Lixiviación ácida en columna

El mineral en estudio se sometió a la prueba estática de lixiviación ácida del cobre oxidado en columna de lixiviación, para comparar estos resultados con los obtenidos en las pruebas de agitación.

Condiciones

| | | |
|-----------------------|---|--|
| Peso de mineral | : | 30 kg |
| Granulometría | : | 100% - 1/4" |
| Flujo de solución | : | 5 cc/min |
| Volumen solución | : | 7.2 lts |
| Fuerza de ácido | : | 50 gr H ₂ SO ₄ /lt |
| Densidad del ácido | : | 1.84 gr/cc |
| Consumo de ácido | : | 53.19 kg/TM |
| Tiempo de lixiviación | : | 15 días |

La Tabla 12, nos muestra el Balance Metalúrgico por cobre de la prueba de lixiviación ácida en columna.

La Figura 13, nos describe la curva cinética de extracción del cobre soluble.

La Tabla 13, nos muestra el consumo de Ácido Sulfúrico con respecto al tiempo de la prueba de lixiviación ácida en columna.

La Figura 14, nos muestra la curva de consumo de ácido sulfúrico en la prueba de lixiviación ácida en columna.

Tabla 12

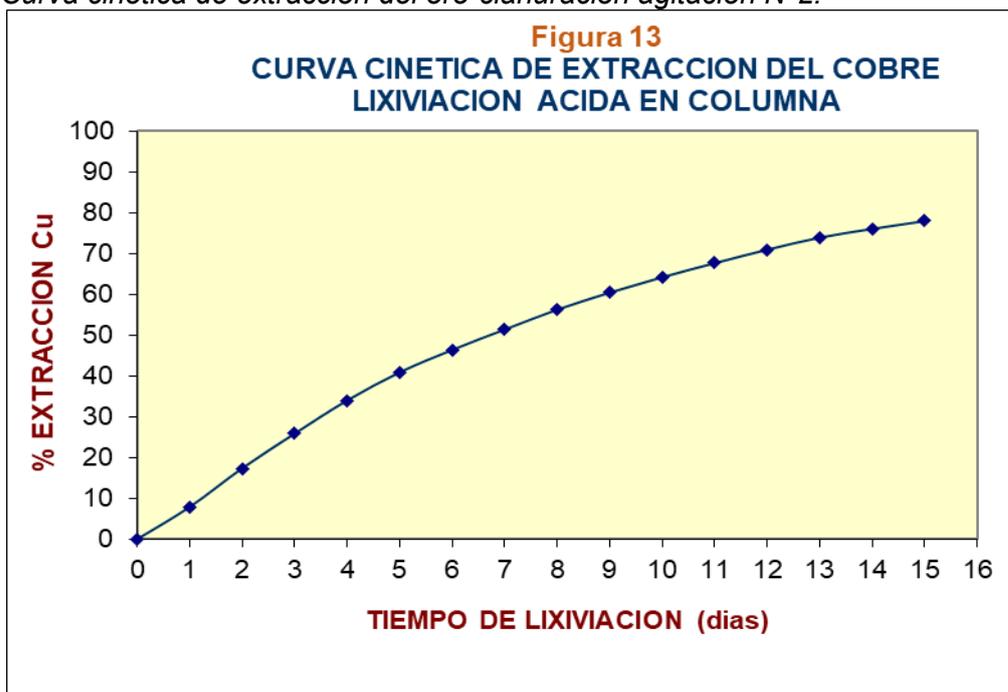
Balance metalúrgico de la prueba de lixiviación ácida en Columna N°1.

| TIEMPO (DIAS) | | VOL. SOL. | VOL. SOL. | LEYES SOLUCIONES | FINOS Cu (GR) | | EXTRACCION Cu (%) | |
|---------------------------|-------|------------------|--------------|------------------|---------------|--------|-------------------|-------|
| PARC. | ACUM. | LIXIVIACION (LT) | COSECHA (LT) | Cu (gr/lt) | PARC. | ACUM. | PARCIAL | ACUM. |
| 1 | 1 | 7.2 | 4.54 | 10.500 | 47.67 | 47.670 | 7.89 | 7.89 |
| 1 | 2 | 7.2 | 6.80 | 8.450 | 57.46 | 105.13 | 9.52 | 17.41 |
| 1 | 3 | 7.2 | 7.15 | 7.200 | 51.48 | 156.61 | 8.53 | 25.93 |
| 1 | 4 | 7.2 | 7.20 | 6.800 | 48.96 | 205.57 | 8.11 | 34.04 |
| 1 | 5 | 7.2 | 7.18 | 5.800 | 41.64 | 247.21 | 6.90 | 40.94 |
| 1 | 6 | 7.2 | 7.20 | 4.600 | 33.12 | 280.33 | 5.48 | 46.42 |
| 1 | 7 | 7.2 | 7.20 | 4.200 | 30.24 | 310.57 | 5.01 | 51.43 |
| 1 | 8 | 7.2 | 7.16 | 4.100 | 29.35 | 339.93 | 4.86 | 56.29 |
| 1 | 9 | 7.2 | 7.20 | 3.500 | 25.20 | 365.13 | 4.17 | 60.47 |
| 1 | 10 | 7.2 | 7.15 | 3.200 | 22.88 | 388.01 | 3.79 | 64.26 |
| 1 | 11 | 7.2 | 7.20 | 2.900 | 20.88 | 408.89 | 3.46 | 67.71 |
| 1 | 12 | 7.2 | 7.12 | 2.800 | 19.93 | 428.82 | 53.60 | 71.01 |
| 1 | 13 | 7.2 | 7.12 | 2.500 | 17.80 | 446.62 | 2.95 | 73.96 |
| 1 | 14 | 7.2 | 7.20 | 1.800 | 12.96 | 459.58 | 2.15 | 76.11 |
| 1 | 15 | 7.2 | 7.20 | 1.600 | 11.52 | 471.10 | 1.91 | 78.02 |
| RELAVE (kg)(%) | | | 29.500 | 0.450 | 132.75 | | 21.98 | |
| CABEZA CALCULADA (kg) (%) | | | 30.000 | 2.013 | 603.856 | | 100.00 | |
| CABEZA ANALIZADA (kg)(%) | | | 30.000 | 2.060 | | | | |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 13

Curva cinética de extracción del oro-cianuración agitación N°2.



Fuente: Elaboración Propia

Tabla 13

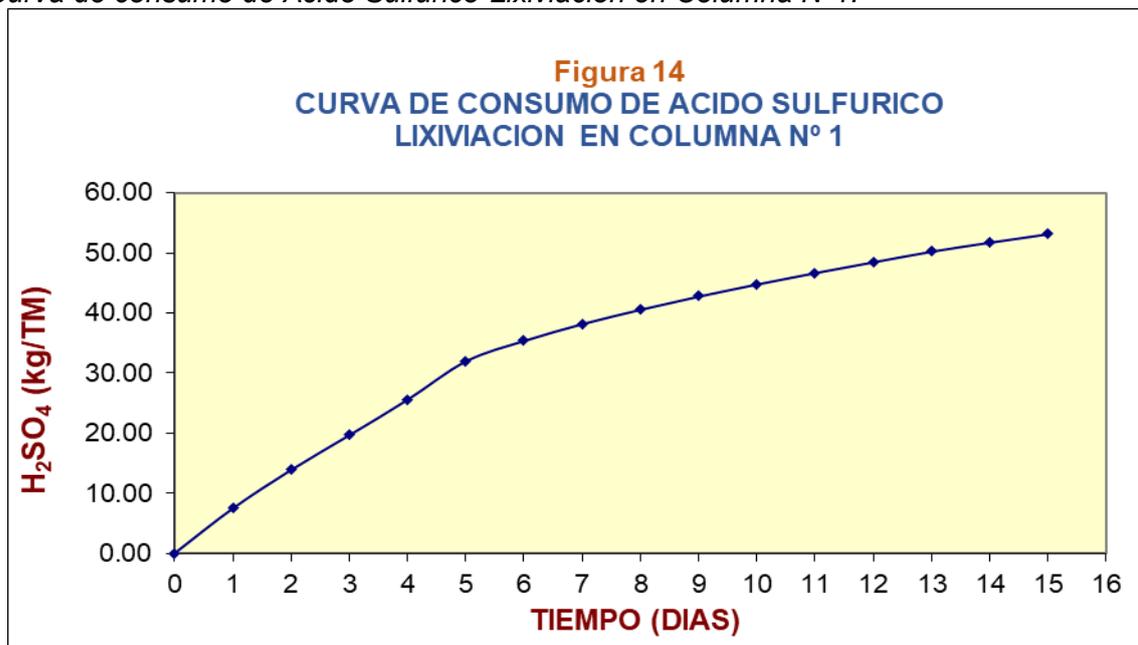
Consumo de ácido sulfúrico en la prueba de lixiviación en columna N°1.

| TIEMPO (DÍAS) | | CONSUMO H ₂ SO ₄ (kg/TM) | |
|---------------|-----------|--|-----------|
| PARCIAL | ACUMULADO | PARCIAL | ACUMULADO |
| 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| 1.00 | 1.00 | 7.50 | 7.50 |
| 1.00 | 2.00 | 6.40 | 13.90 |
| 1.00 | 3.00 | 5.80 | 19.70 |
| 1.00 | 4.00 | 5.90 | 25.60 |
| 1.00 | 5.00 | 6.40 | 32.00 |
| 1.00 | 6.00 | 3.40 | 35.40 |
| 1.00 | 7.00 | 2.80 | 38.20 |
| 1.00 | 8.00 | 2.40 | 40.60 |
| 1.00 | 9.00 | 2.20 | 42.80 |
| 1.00 | 10.00 | 2.01 | 44.81 |
| 1.00 | 11.00 | 1.90 | 46.71 |
| 1.00 | 12.00 | 1.80 | 48.51 |
| 1.00 | 13.00 | 1.78 | 50.29 |
| 1.00 | 14.00 | 1.50 | 51.79 |
| 1.00 | 15.00 | 1.40 | 53.19 |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 14

Curva de consumo de Ácido Sulfúrico-Lixiviación en Columna N°1.



Fuente: Elaboración Propia

3.4.4 Cianuración en columna

El mineral sometido en la columna para la prueba de lixiviación ácida, fue lavado y alcalinizado con cal para neutralizar los remanentes de ácido y limpiar el mineral de residuos de cobre soluble. En la misma columna se procedió a la cianuración.

Condiciones

| | | |
|-----------------------|---|-----------------|
| Peso de mineral | : | 30 kg |
| Granulometría | : | 100% - 1/4" |
| Flujo de solución | : | 5 cc/min |
| pH | : | 11 |
| Volumen solución | : | 7.2 lts |
| Fuerza de NaCN | : | 2 gr/lit (0.1%) |
| Consumo de NaCN | : | 3.59 kg/TM |
| Consumo de cal | : | 5.05 kg/TM |
| Tiempo de cianuración | : | 15 días |

La Tabla 14, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro de la prueba de cianuración en columna.

La Figura 15, nos describe la curva cinética de extracción del oro soluble.

La Tabla 15, nos muestra el consumo de NaCN, Cal y la variación del pH durante la prueba de cianuración en la columna.

La Figura 16, nos muestra la curva de consumo de cianuro en la prueba de cianuración en la columna.

Tabla 14

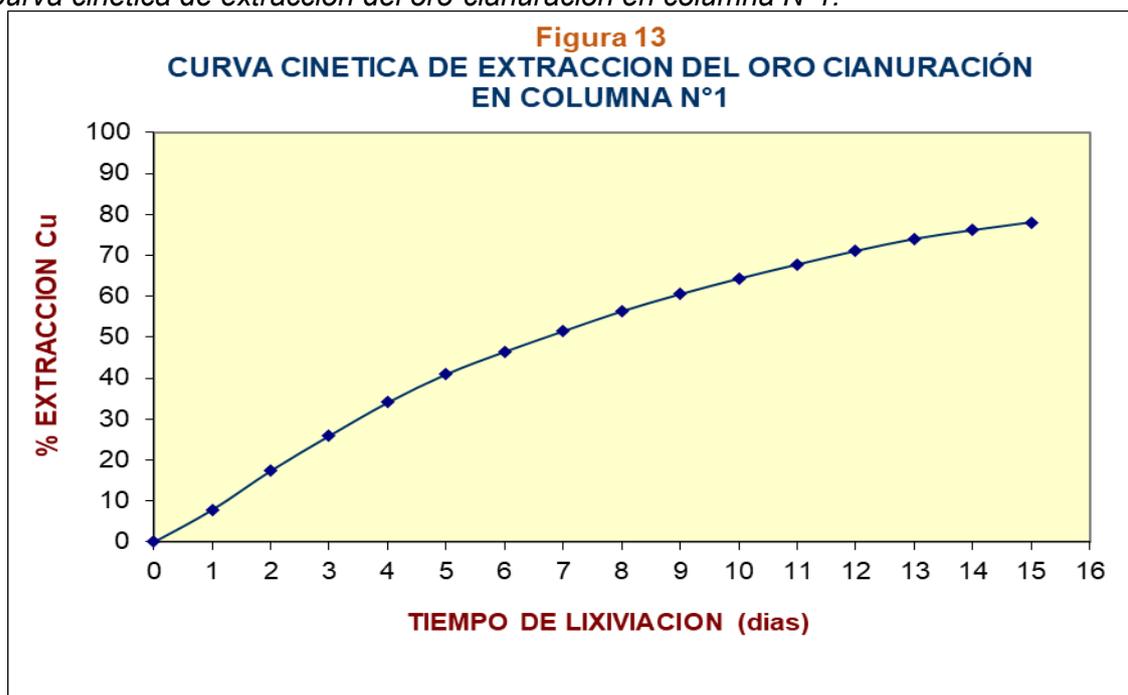
Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en Columna N°1

| Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en Columna N°1. TIEMPO (DIAS) | | VOL. SOL. LIXIVIACION (LT) | VOL. SOL. COSECHA (LT) | LEYES SOLUCIONES Au (ppm) | FINOS Au (mg) | | EXTRACCION Au (%) | |
|---|-------|----------------------------|------------------------|---------------------------|---------------|---------------|-------------------|--------------|
| PARC. | ACUM. | | | | PARC. | ACUM. | PARCIAL | ACUM. |
| 1 | 1 | 7.20 | 7.10 | 2.500 | 17.75 | 17.750 | 8.09 | 8.09 |
| 1 | 2 | 7.20 | 7.20 | 2.500 | 18.00 | 35.750 | 8.21 | 16.30 |
| 1 | 3 | 7.20 | 7.15 | 2.200 | 15.73 | 51.480 | 7.17 | 23.47 |
| 1 | 4 | 7.20 | 7.20 | 2.100 | 15.12 | 66.600 | 6.89 | 30.36 |
| 1 | 5 | 7.20 | 7.20 | 2.000 | 14.40 | 81.000 | 6.56 | 36.92 |
| 1 | 6 | 7.20 | 7.20 | 1.900 | 13.68 | 94.680 | 6.24 | 43.16 |
| 1 | 7 | 7.20 | 7.20 | 1.800 | 12.96 | 107.64 | 5.91 | 49.07 |
| 1 | 8 | 7.20 | 7.16 | 1.500 | 10.74 | 118.38 | 4.90 | 53.96 |
| 1 | 9 | 7.20 | 7.20 | 1.400 | 10.08 | 128.46 | 4.59 | 58.56 |
| 1 | 10 | 7.20 | 7.15 | 1.200 | 8.580 | 137.04 | 3.91 | 62.47 |
| 1 | 11 | 7.20 | 7.20 | 1.100 | 7.920 | 144.96 | 3.61 | 66.08 |
| 1 | 12 | 7.20 | 7.20 | 1.050 | 7.560 | 152.52 | 53.23 | 69.53 |
| 1 | 13 | 7.20 | 7.20 | 0.980 | 7.056 | 159.57 | 3.22 | 72.74 |
| 1 | 14 | 7.20 | 7.20 | 0.580 | 4.176 | 163.75 | 1.90 | 74.65 |
| 1 | 15 | 7.20 | 7.20 | 0.350 | 2.520 | 166.27 | 1.15 | 75.79 |
| RELAVE (kg) | | | 29.500 | 1.800 | | 53.100 | | 24.21 |
| CABEZA CALCULADA (kg) | | | 30.000 | 7.312 | | 219.37 | 2 | 100.00 |
| CABEZA ANALIZADA (kg) | | | 30.000 | 7.390 | | | | |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 15

Curva cinética de extracción del oro-cianuración en columna N°1.



Fuente: Elaboración Propia

Tabla 15

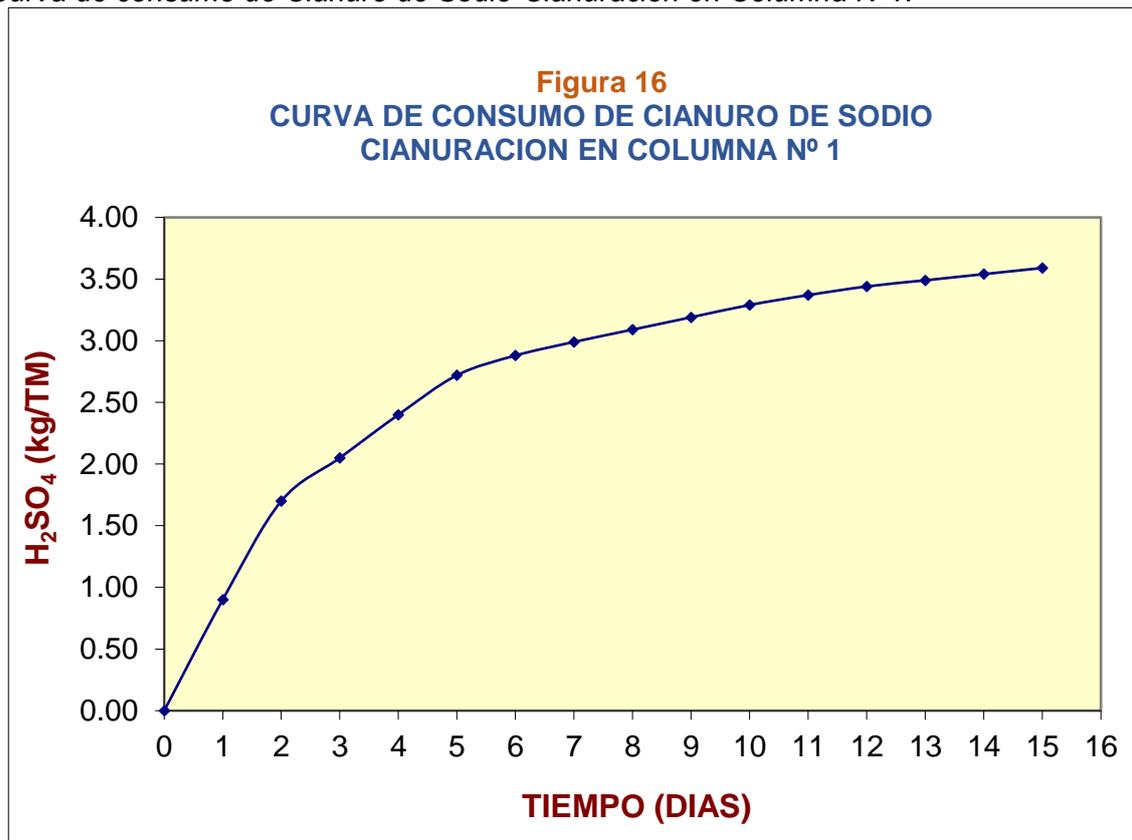
Consumo de Cianuro, Cal y variaciones del pH de la prueba de cianuración en columna N° 1

| TIEMPO (DÍAS) | | CONSUMO H ₂ SO ₄ (kg/TM) | | CONSUMO CAL (kg/TM) | | pH |
|---------------|-----------|--|-----------|---------------------|-----------|-------|
| PARCIAL | ACUMULADO | PARCIAL | ACUMULADO | PARCIAL | ACUMULADO | |
| 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| 1.00 | 1.00 | 0.90 | 0.90 | 3.80 | 3.80 | 11.00 |
| 1.00 | 2.00 | 0.80 | 1.70 | 0.60 | 4.40 | 10.20 |
| 1.00 | 3.00 | 0.35 | 2.05 | 0.50 | 4.90 | 10.10 |
| 1.00 | 4.00 | 0.35 | 2.40 | 0.10 | 5.00 | 10.80 |
| 1.00 | 5.00 | 0.32 | 2.72 | 0.05 | 5.05 | 10.90 |
| 1.00 | 6.00 | 0.16 | 2.88 | 0.00 | 5.05 | 11.00 |
| 1.00 | 7.00 | 0.11 | 2.99 | 0.00 | 5.05 | 11.00 |
| 1.00 | 8.00 | 0.10 | 3.09 | 0.00 | 5.05 | 11.00 |
| 1.00 | 9.00 | 0.10 | 3.19 | 0.00 | 5.05 | 11.00 |
| 1.00 | 10.00 | 0.10 | 3.29 | 0.00 | 5.05 | 11.00 |
| 1.00 | 11.00 | 0.08 | 3.37 | 0.00 | 5.05 | 11.00 |
| 1.00 | 12.00 | 0.07 | 3.44 | 0.00 | 5.05 | 11.00 |
| 1.00 | 13.00 | 0.05 | 3.49 | 0.00 | 5.05 | 11.00 |
| 1.00 | 14.00 | 0.05 | 3.54 | 0.00 | 5.05 | 11.00 |
| 1.00 | 15.00 | 0.05 | 3.59 | 0.00 | 5.05 | 11.00 |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 16

Curva de consumo de Cianuro de Sodio-Cianuración en Columna N°1.



Fuente: Elaboración Propia

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1 Diseño de la planta de tratamiento

4.1.1 Parámetros de diseño

En base a los resultados obtenidos los parámetros de diseño a considerar se muestran en el Tabla 16.

Tabla 16

Parámetros de diseño.

| | |
|--|---------------|
| Work Index | 16.00 kw-h/T |
| Dureza del mineral | Medio Duro |
| Peso específico | 2.60 gr/cc |
| LIXIVIACION OXIDOS DE COBRE | |
| Granulometría Lixiviación óxidos cobre | 100% -3/8" |
| Fuerza de ácido | 50 gr/lit |
| Consumo de Acido | 60 kg/TM |
| Consumo de Chatarra de Fierro | 4 kg/Kg Cu Fe |
| % Extracción Cobre | 95% |
| Tiempo de Agitación | 5 horas |
| CIANURACION DEL ORO | |
| Granulometría seleccionada | 100% - 3/8" |
| Cianuro en el curado | 0.2% |
| Fuerza de cianuro en la solución | 0,10% |
| pH de trabajo | 10.5 – 11 |
| Tiempo de Cianuración | 30 días |
| % Extracción del Au | 80 % |
| Consumo de cianuro | 3.50 kg/TM |
| Consumo de cal | 8.00 kg/TM |

Fuente: Elaboración Propia

4.1.2 Selección de equipos y materiales

Los equipos y materiales para la instalación de la planta de lixiviación de óxidos de cobre-cianuración por heap leaching para una capacidad de 50 tm/ día; se detallarán:

Tabla 17***Equipos y materiales para sección chancado.***

| ITEM | DESCRIPCION | CANTIDAD | HP |
|------|---|----------|------|
| 01 | Parrilla de rieles de 10" de luz (4.5 m x 3.5 m) | 01 | |
| 02 | Tolva de gruesos de 4.5 m x 3.5 m x 3.5 m con una capacidad de 100 TM | 01 | |
| 03 | Alimentador de Cadena | 01 | |
| 04 | Parrilla estacionaria de 3" de luz | 01 | |
| 05 | Chancadora de quijada de 10" x 16" con todos sus accesorios | 01 | 20.0 |
| 06 | Faja transportadora N° 01 de 18" x 20 m | 01 | 5.0 |
| 07 | Faja transportadora N° 02 de 18" x 20 m | 01 | 5.0 |
| 08 | Zaranda vibratoria de 3' x 6' de un piso con cedazo de 3/8" x 3/8" de abertura de malla | 01 | 3.5 |
| 09 | Chancadora cónica de 22" Symons Standard | 01 | 25.0 |
| 10 | Zona de Almacenamiento de material Chancado | 01 | |

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 18***Equipos y materiales para sección lixiviación óxidos de cobre.***

| ITEM | DESCRIPCION | CANTIDAD | HP |
|------|---|----------|------|
| 11 | Tanque de agitación de 10' x 16' para capacidad de 8 TM. El tanque debe estar recauchado con jebe para protegerlo contra el ácido al igual que su eje de agitación. | 01 | 15.0 |
| 12 | Cochas de Almacenamiento del material lixiviado de 25 TM | 04 | |
| 13 | Poza de almacenamiento de la solución cosecha. 50 m ³ | 01 | |
| 14 | Sistema de Cementación del Cobre con chatarra de hierro | 01 | |
| 15 | Poza de almacenamiento de la solución Barren 50 m ³ | 01 | |
| 16 | Tanque de Almacenamiento de Ácido Sulfúrico de 50 TM | 01 | |
| 17 | Elementos de interconexión de flujos (canaletas, tuberías, válvulas, líneas de agua) | | |

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 19***Equipos y materiales para sección cianuración en pilas.***

| ITEM | DESCRIPCION | CANTIDAD | HP |
|------|--|----------|-----|
| 18 | Piso o PAD de lixiviación de 20 m x 30 m | 01 | |
| 19 | Vinimanta para el PAD (m ²) | 1000 | |
| 20 | Tanque de solución de cianuro de 60 m ³ de capacidad | 01 | |
| 21 | Acondicionador 2' x 2' para preparación de NaCN | 01 | 3.0 |
| 22 | Acondicionador 2' x 2' para preparación de lechada de cal | 01 | 3.0 |
| 23 | Poza de paso para recepción de solución cosecha | 01 | |
| 24 | Columnas de Carbón Activado (1 m x 3 m) | 03 | |
| 25 | Lote de Carbón Activado (kg) | 1200 | |
| 26 | Poza de recepción de la solución barren 60 m ³ | 1 | |
| 27 | Bomba SRL C DENVER 1 ½" x 1 ¼" | 01 | 2.0 |
| 28 | Suministros eléctricos para la planta | | |
| 29 | Elementos de interconexión de flujos (canaletas, tuberías, válvulas, líneas de agua) | | |

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 20***Equipos y materiales para sección flotación.***

| ITEM | DESCRIPCION | CANTIDAD | HP |
|------|--|----------|------|
| 30 | Tolva de finos de 4.5 m x 3.5 m x 3.0 m con una capacidad de 100 TM | 01 | |
| 31 | Faja transportadora N° 03 de 18" x 10 m | 01 | 3.0 |
| 32 | Balanza eléctrica RAMSEY de control de alimentación del mineral al molino para faja transportadora N°03 | 01 | |
| 33 | Molino de bolas de 5' x 5' con todos sus accesorios eléctricos y de control | 01 | 41.0 |
| 34 | Lote de bolas para molino de dimensiones: 3" de ϕ = 1.7 TM 2" de ϕ = 1.7 TM 1 ½" de ϕ = 1.7 TM | 01 | |
| 35 | Ciclón D - 6 | 02 | |
| 36 | Bomba SRL C DENVER 1 ½" x 1 ¼" | 01 | 2.0 |
| 37 | Acondicionador tipo serrano 6'x6' | 01 | 5.0 |
| 38 | Banco de 10 Celdas de Flotación (12 psi ³) | 01 | 50.0 |
| 39 | Cochas de Recepción de Concentrado | 03 | |
| 40 | Suministros eléctricos para la planta | | |
| 41 | Elementos de interconexión de flujos (canaletas, tuberías, válvulas, líneas de agua) | | |

Fuente: Elaboración Propia

4.2 Descripción del Proceso

4.2.1 Sección Chancado

El mineral procedente de la mina se transportará en volquetes los cuales descargarán en una zona aledaña a la tolva de gruesos en forma de rumas. Desde las rumas el mineral será alimentado mediante una pala mecánica a la tolva de gruesos de concreto armado de 100 TM de capacidad, según las cantidades que se requieran manteniendo así constantemente un buen stock en reserva. La tolva de gruesos tendrá en la parte superior una parrilla de 4.5 m x 3.5 m, formada por rieles con abertura de 10".

La tolva de gruesos descargará el material empleando un alimentador de cadena a una parrilla fija con una luz de 3".

El oversize de la parrilla alimentará a la chancadora primaria de quijada: Allis Chalmers de 10" x 16" con un set de descarga de 2", el producto de la chancadora primaria

alimentará a la faja transportadora N°01 de 18" x 20 m que además contendrá el undersize de la parrilla.

La faja transportadora N°01 alimentará a la zaranda vibratoria de 3' x 6' con 3/8" de abertura de malla (zaranda N°01); el undersize de la zaranda caerá directamente a la zona de almacenamiento de finos y el oversize alimentará a la chancadora cónica Symons de 22" con un set de descarga de 1/4"; el producto de la Symons alimentará a la faja transportadora N°02.

La faja transportadora N°02 de 18" x 20 m descargará el mineral en la faja transportadora N°01.

El tiempo de chancado calculado será de 16 horas diarias.

4.2.2 Sección lixiviación y cementación de cobre

Lixiviación Ácida

El mineral chancado a 100% -3/8" ubicado en la zona de almacenamiento será transportado para ser alimentado al tanque de lixiviación de óxidos de cobre.

La lixiviación se realizará por etapas de la siguiente forma:

8 TM del mineral chancado a 100% -3/8" se depositarán en el tanque de Agitación.

Se adicionará 16 m³ de solución lixivante con una fuerza de ácido de 50 gr/lit.

Se agitará por un periodo de 5 horas.

Se parará el agitador y se procederá a su descarga, la pulpa será evacuada por tuberías hacia las cochas de decantación.

La solución cosecha decantada se trasladará por canaletas hacia la poza de solución cosecha.

Se lavará con agua fresca el mineral en las cochas hasta neutralizar el ácido y recuperar el cobre impregnado.

Se debe realizar 3-4 ciclos por día, para procesar mineral de 24- 32 TM por día.

Cementación de Cobre

La solución cosecha de cobre será alimentada a la poza de cementación donde previamente se ha colocado la chatarra de Fierro, la cual reaccionara con el cobre en solución produciéndose el cemento de cobre. El tiempo de residencia de la solución en la poza de cementación debe ser el adecuado para que se recupere eficientemente el cobre en solución.

De acuerdo al chequeo de la poza cada cierto tiempo se procederá a la evacuación del cemento.

La solución procesada se depositará en una poza de solución barren de donde se debe recircular hacia el tanque de agitación o de lo contrario se debe eliminar.

4.2.3 Sección cianuración

El mineral recuperado de las cochas de decantación será trasladado y depositado en la zona de PAD de cianuración, este PAD tiene una capacidad de 600 TM.

El tanque de solución cianurante de 60 m³ de capacidad alimentara mediante una válvula y por tuberías de 2" diámetro a la red de tuberías colocadas sobre la pila de mineral. Estas tuberías estarán agujereadas para por goteo alimentar la solución cianurante de 0.1% NaCN, la cual debe tener un pH=11.

La solución cosecha conteniendo el oro y plata disuelto se depositará en una poza de paso, de donde por gravedad alimentará a las columnas de carbón Activado, donde se producirá la adsorción del oro y la plata.

La solución barren obtenida se depositará en una poza de 60 m³ de donde por medio de una bomba SRL 1 ½" x 1 ¼" se recirculará hacia el tanque de solución cianurante para ser usado para el proceso.

4.2.4 Sección molienda y flotación

Molienda

El mineral recuperado de las cochas de decantación será trasladado y depositado en la Tolva de finos de 100 TM.

La tolva de finos contará con un shut de descarga que alimentará a la faja transportadora N°03 de 18" x 10 m; en esta faja transportadora se encuentra la balanza eléctrica RAMSEY que registrará el peso del mineral que pasará por la faja mediante la cual se obtendrá el tonelaje por hora, guardia o día que alimentará al molino.

El molino de bolas 5' x 5' de 41 HP de potencia trabajará en circuito cerrado con un ciclón D - 6 que requiere de una bomba SRL 1 ½" x 1 ¼", el underflow del ciclón retornará al molino.

En el molino se adicionará la cal y otros reactivos colectores de cobre.

Flotación

La pulpa procedente del overflow del ciclón D - 6, es conducida por tuberías a un acondicionador 6'x 6' tipo serrano donde se adicionarán los reactivos (colectores, espumantes). Si la cabeza del mineral es alta el acondicionador serrano producirá concentrado limpio el cual será conducido directamente a las cochas de concentrado.

Por otro lado, el acondicionador alimentará la pulpa a las 3 primeras celdas de flotación Rougher donde se flotará fuerte para obtener una buena recuperación del cobre. El concentrado Rougher se alimentará a la primera celda de limpieza (Cleaner I) donde se producirá un concentrado este concentrado alimentará a la segunda celda de limpieza (Cleaner II) donde se producirá el concentrado final de cobre. Este concentrado final se mezclará con el concentrado de la celda serrano y serán depositados en las cochas de concentrados donde se producirá la separación sólido-liquido.

Los medios de la flotación pasaran a las 5 celdas de flotación Scavenger, donde se recuperará el cobre que no flote en la primera etapa y retornara a la flotación rougher.

El concentrado de las cochas será evacuado a un piso impermeabilizado donde secará y será encostalado para su comercialización.

4.2.5 Sección depósito de relaves

El relave obtenido de la cianuración será previamente tratado con hipoclorito de sodio (NaClO).

El relave tratado será transportado hasta el área determinada para depósito de relaves para formar el talud de la cancha mientras que el rebose (finos) se depositarán en la parte central de la cancha de relaves.

4.2.6 Sección almacenamiento de relaves

El sistema empleado desde el punto de vista de contaminación ambiental es considerado seguro, ya que no es necesario descargar solución alguna al medio ambiente ya que se realizará la recirculación de la solución empleando una bomba centrífuga de 2 ½" x 1 ½" SRL DENVER (bomba N°02).

El relave no contendrá cianuro libre, al haber sido tratado anteriormente con hipoclorito de sodio.

4.3 Balance Metalúrgico

La Tabla 21 presenta el balance metalúrgico Proyectado para la producción diaria y mensual de cemento de cobre en la Sección de Lixiviación Ácida de Cobre oxidado.

La Tabla 22 presenta el balance metalúrgico Proyectado para la producción mensual de oro en la Sección de Cianuración.

Tabla 21***Balance metalúrgico proyectado diario y mensual para la lixiviación ácida de cobre oxidado.***

| BALANCE METALURGICO DIARIO PROYECTADO | | | | |
|---|---------|------------|----------|-----------------|
| | PESO | LEY Cu Ox. | FINOS Cu | RECUPERACION Cu |
| MATERIAL | (TM) | (%) | (TM) | (%) |
| CABEZA | 32.00 | 3.00 | 0.960 | 100.00 |
| CEMENTO DE COBRE | 1.642 | 55.00 | 0.903 | 94.06 |
| SOLUCION BARREN (m ³) (kg/m ³) | 64.00 | 0.14 | 0.009 | 0.94 |
| SOLUCION COSECHA (m ³) (kg/m ³) | 64.00 | 14.25 | 0.912 | 95.00 |
| RELAVE | 31.09 | 0.15 | 0.048 | 5.00 |
| BALANCE METALURGICO MENSUAL PROYECTADO | | | | |
| | PESO | LEY Cu Ox. | FINOS Cu | RECUPERACION Cu |
| MATERIAL | (TM) | (%) | (TM) | (%) |
| CABEZA | 960.00 | 3.00 | 28.80 | 100.00 |
| CEMENTO DE COBRE | 49.26 | 55.00 | 27.09 | 94.06 |
| SOLUCION BARREN (m ³) (kg/m ³) | 1920.00 | 0.14 | 0.27 | 0.94 |
| SOLUCION COSECHA (m ³) (kg/m ³) | 1920.00 | 14.25 | 27.36 | 95.00 |
| RELAVE | 932.70 | 0.15 | 1.44 | 5.00 |

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 22***Balance metalúrgico proyectado mensual para la cianuración de oro.***

| BALANCE METALURGICO MENSUAL PROYECTADO | | | | |
|--|--------|---------|----------|-----------------|
| | PESO | LEY Au | FINOS Au | RECUPERACION Au |
| MATERIAL | (TM) | (gr/TM) | (gr) | (%) |
| CABEZA | 600.00 | 8.00 | 4800.00 | 100.00 |
| CARBON ACTIVADO CARGADO (*) | 1.20 | 3.20 | 3840.00 | 80.00 |
| RELAVE | 960.00 | 0.40 | 384.00 | 5.00 |

(*) La Ley del Carbón esta dado en grAu/Kg carbón.

Fuente: Elaboración Propia

4.4 Energía y Agua

Energía

Se ha determinado que, para cubrir la demanda del proyecto de expansión integral de operaciones, se necesitarán 144.76 Kw efectivos de energía como se detalla en el Tabla 23.

Tabla 23

Resumen de la energía horaria requerida por los equipos seleccionados para la planta de tratamiento.

| DESCRIPCION | HP | Kw | hr | Kw-h |
|---|-----|--------|----|---------|
| Chancadora de quijada de 10" x 16". | 20 | 14.91 | 16 | 238.56 |
| Zaranda Vibratoria N° 01, de 3' x 6' de un piso. | 3.5 | 2.61 | 16 | 41.76 |
| Faja transportadora N° 01, de 18" x 20 m. | 5 | 3.73 | 16 | 59.68 |
| Faja transportadora N°02, de 18" x 20 m. | 5 | 3.73 | 16 | 59.68 |
| Trituradora cónica de 22 "Symons Standard. | 25 | 18.64 | 16 | 298.24 |
| Tanques de Agitación Lixiviación de 10' x 16' | 15 | 11.19 | 24 | 268.56 |
| Faja transportadora N° 03, de 18" x 10 m. | 3 | 2.24 | 24 | 53.76 |
| Acondicionador 2'x2' para preparación de NaCN | 3 | 2.24 | 24 | 53.76 |
| Acondicionador 2'x2' para adición de lechada de cal | 3 | 2.24 | 24 | 53.76 |
| Molino de bolas de 5' x 5' | 41 | 30.59 | 24 | 734.16 |
| Bomba SRL DENVER 1 ½" x 1 ¼" | 3 | 2.24 | 24 | 53.76 |
| Celda Serrano 6'x6' | 10 | 7.47 | 24 | 179.28 |
| Banco de Celdas de Flotación | 50 | 37.33 | 24 | 895.92 |
| Bomba centrífuga SRL DENVER 2 ½" x 1 ½" | 7.5 | 5.60 | 24 | 134.40 |
| TOTAL | | 144.76 | | 3125.28 |
| Kw-h/TM | | | | 104.18 |

Fuente: Elaboración Propia

De acuerdo con las necesidades de energía eléctrica necesaria para el alumbrado y movimiento de las máquinas de la planta está considerada la adquisición de un grupo electrógeno de 200 Kw.

Agua

Para el inicio de las operaciones en Planta se requeriría de 120 m3/día de agua. Considerando que, por recirculación de agua, se tendrá una recuperación de 20 m3/día.

Aproximadamente el requerimiento de agua fresca de la planta será de 100 m3/día.

En resumen, tendremos el siguiente consumo de agua:

Tabla 24

Consumo de agua.

| CONSUMO DE AGUA | (m³/día) |
|------------------------|----------------------------|
| * Mina | 5.00 |
| * Planta | 100.00 |
| * Servicios generales | 25.00 |
| * Imprevistos (10%) | 13.00 |
| CONSUMO TOTAL | 143.00 |

Fuente: Elaboración Propia

La captación de agua será mediante un tanque de 100 m³.

El sistema de suministro será por gravedad y el de recirculación por bombas, utilizando canales y tuberías.

La fuente principal que debe satisfacer la demanda será captada de zonas aledañas a la mina.

4.5 Servicios Auxiliares

Dentro del proyecto se considera los siguientes servicios auxiliares:

Taller Electro - Mecánico

Se estima instalar un taller para las labores de reparación y mantenimiento que ocupará un área de construcción de 20 m², el que contará con los siguientes equipos: torno, fresadora, cepillo, taladros, equipo de soldadura, herramientas en general.

Almacén

Se instalará un edificio en un área de 12 m², donde se ubicarán todos los equipos y materiales de repuestos existentes.

Oficinas Administrativas

Dentro del proyecto se considera indispensable la construcción de una oficina para el control de operaciones y administración. Para este fin se estima un área no menor a 12 m².

Vivienda

La vivienda para el personal directivo de la planta, mina, empleados y obreros será ubicada en las cercanías a la planta de tratamiento.

4.6 Aspectos de Medio Ambiente

El estudio de Impacto Ambiental (EIA) es una forma de establecer la sustentabilidad de un proyecto minero; el EIA es en esencia una suma de los impactos positivos (la generación de empleo, de divisas, infraestructura, desarrollo social, tecnológico) y negativos (contaminación ambiental).

La generación de contaminantes minerales es un proceso espontáneo pero la actividad minera sin embargo acelera estos procesos naturales y la contaminación se da en gran parte porque la misma cantidad de elementos nocivos se producen en un periodo relativamente corto que la propia naturaleza, no soporta.

4.6.1 Medidas de mitigación en planta

El ambiente de trabajo puede estar sometido a partículas de polvo y ruidos por efecto del proceso de Chancado, pero se considera que el impacto en los trabajadores será mínimo porque usarán respiradores y protectores auditivos de ruidos.

Si el impacto persistiese se deberá buscar la tecnología más económica y adecuada para disminuir los polvos.

El posible impacto principal de la relavera podría ser por la percolación de las aguas de relave a la capa freática, por lo que la cancha de relave deberá contar con un canal de desfogue de aguas decantadas.

4.6.2 Control de efluentes

Se propone construir canales recolectores de efluentes con doble revestimiento a fin de evitar accidentes por posibles fugas y ofrecer máxima protección ambiental.

La zona donde se encuentre construida la cancha de relaves deberá ser un terreno eriazos donde no exista ningún tipo de vida silvestre.

De la descarga del ciclón N°02 los gruesos serán utilizados para formar la corona y conformar el talud aguas abajo (parte externa de la relavera o presa de relaves), los finos serán colocados en el interior del depósito.

4.6.3 Control de producción de polvos en la sección chancado

La concentración de polvos en el ambiente de trabajo por efecto del chancado del mineral es importante de ser tomado en cuenta por el bienestar de los trabajadores.

La concentración de polvos se encontraría en el área del chancado secundario; en las zonas de la zaranda vibratoria N°01 y la chancadora primaria la concentración de polvos sería uniforme; mientras que las concentraciones más bajas se registrarían en los túneles de las fajas.

Como medida de prevención y si la concentración de polvos es elevada se propone la instalación de un extractor de polvos.

4.6.4 Control de derrames producidos en la sección molienda

En cuanto al rebose o derrames de pulpa o agua se propone tomar acciones de canalización para la solución de este problema ya que puede ocasionar problemas de salud en los trabajadores.

4.6.5 Medidas a tomarse para el diseño de la cancha de relaves

Como se mencionó el impacto principal de la relavera podría ser por la percolación de las aguas de relave a la capa freática, por lo que la cancha de relave deberá contar con canales de desfogue de aguas decantadas. Estas aguas serán recirculadas a la planta empleando una bomba centrífuga de 2 ½" x 1 ½" SRL DENVER (bomba N°02).

El fondo de la cancha de relaves estará revestido por una capa de vinimanta de 1 mm de espesor para evitar cualquier filtración.

Se ha mencionado que la cancha de relaves recibirá del ciclón N°02 material grueso que será utilizado para formar la corona y conformar el talud aguas abajo (parte externa de la relavera), el material fino será colocado en el interior del depósito.

4.6.6 Métodos para la destrucción del cianuro remanente en los residuos líquidos y sólidos producidos durante la operación de la planta

Se sabe los desechos industriales que contienen cianuro originan serias alteraciones ecológicas, no todas las plantas de cianuración presentan el mismo grado de severidad del problema. Los compuestos en que se presenta el cianuro en los residuos líquidos son compuestos complejos de metales tales como: $\text{Cu}(\text{CN})_4^{2-}$.

Adicionalmente las aguas residuales contendrán iones libres (CN^-) y el anión SCN^- que aparece por la reacción de productos de oxidación del sulfuro con el cianuro libre. El grado de toxicidad de los compuestos citados es variable, siendo el CN^- el que representa el mayor peligro.

Las leyes peruanas precisan que los cursos de agua no deberán tener contenidos de cianuro mayores a 0.01 gm/l (0.01 ppm) lo que, para ser cumplido, requiere que las plantas de cianuración implementen un proceso de destrucción o regeneración del cianuro.

Los procesos de destrucción del cianuro son utilizados para la eliminación del ión cianuro contenido en las aguas residuales.

Conclusiones

Los procesos de Lixiviación por agitación tanto para el cobre oxidado y para el oro son de alta eficiencia (Extracciones superiores al 90% del cobre y el oro).

Los procesos estáticos de lixiviación y cianuración en pilas son de menor eficiencia en la extracción del cobre y el oro.

La recuperación del oro empleando carbón activado es el adecuado, mientras el contenido de plata en el mineral es bajo. El mineral tiene bajo contenidos de plata.

Al inicio de las operaciones todos los tanques a usarse deben ser pozas cubiertas de manta de plástico impermeabilizante, con ello se debe de reducir los costos.

Para inicios del trabajo el mineral se debe acumular en una zona preparada (stock pile), de donde se alimentará a la parrilla de ½", con carretillas, con ello se evitará en los inicios la construcción de la tolva de gruesos.

El Chancado en el inicio de las operaciones solo puede trabajar con la chancadora primaria con un set descarga ajustado adecuadamente para obtener el producto de Chancado lo más fino posible. Esto incrementara el tiempo de Chancado probablemente a 24 horas.

Se debe analizar con mucho cuidado el volumen de mineral con el cual se va a comenzar las operaciones, ya que de ello depende la rentabilidad del proceso, se estima que el volumen a tratarse debe ser mayor a 20TM/día ó 600 TM/mes.

Los tanques de carbón activado deben estar asegurados con candados y cadenas, por seguridad.

Para el descargado de los tanques de carbón activado, la empresa debe nombrar al personal idóneo y de su confianza, para que se encuentre presente en el momento en que se abran las columnas y se coseche el carbón.

El tratamiento de desorción y refinación del carbón activado se debe realizar en Lima, a un laboratorio previamente seleccionado por nuestra empresa, puede ser Sudamericana, Finesse, etc.

Con la finalidad de reducir los Costos de Inversión y los Costos de operación se recomienda comenzar las operaciones de la planta de Tratamiento empleando para los óxidos de cobre y oro el proceso de lixiviación en pilas.

Para lo cual se debe en primer lugar curar el mineral Chancado con ácido sulfúrico puro y después de 1 día de fraguado será cargado a la Pila de lixiviación donde será tratado con una solución de ácido sulfúrico de 50 gr/lit, por periodo de 15-20 días. Luego será lavado y alcalinizado para proceder a la cianuración del oro contenido en los residuos.

Se recomienda para un proceso continuo trabajar con 3 PADS de lixiviación, para que uno se esté cargando, mientras el segundo esté operando y el tercero se esté descargando de tal forma de mantener la operación en forma continua.

Recomendaciones

Realizar lixiviación acida para el Oro con tiourea lixivía muy bien el problema está en recuperar el Oro de la solución, comparando la recuperación del Oro de la solución cianurada es más eficiente.

Desarrollar el modelo geo metalúrgico de los diversos frentes que aporta el yacimiento e integrar para el diseño de planta y el proceso metalúrgico.

Es importante la evaluación económica del yacimiento en base a su mineralogía ley, recuperación de valores y penalidades de contaminantes, para el diseño de planta y el proceso metalúrgico determinado.

Caracterización geo metalúrgico con equipos de tecnología: microscopía electrónica de barrido MEB, es una información importante para definir el proceso metalúrgico óptimo.

Lixiviación de mineral cobre mediante el uso de agua de mar en los procesos es una alternativa, técnica que algunos autores han utilizado en Chile esta investigación trata en medios clorurados utilizando botellas agitadas en condiciones ambientales temperatura moderada.

Existen minerales óxidos de cobre que tienen buena flotabilidad, como son los carbonatos Malaquita, Azurita y el Oro acondicionando con reactivos tiene buena flotabilidad acompañado con partículas mixtas de sulfuros primarios y secundarios obteniendo óptimas recuperaciones mayores o igual a 90%.

Caracteriza los minerales óxidos de cobre:

| | |
|-------------|---|
| Cuprita | Cu_2O |
| Tenorita | CuO |
| Malaquita | $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ |
| Azurita | $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ |
| Brochantita | $2\text{CuSO}_4 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ |
| Crisocola | $\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ |

Las especies minerales óxidos de Cu según orden de abundancia:

crisocola

atacamita (hidróxido y cloruro)

Calcosina

Malaquita (carbonato e hidróxido)

Melanotalita

Nantokita.

Los principales minerales de sulfuro de cobre son:

Calcopirita (CuFeS₂)

Calcocita (Cu₂S)

Covelita (CuS)

Bornita (Cu₅FeS₄)

Tetraedrita ((Cu, Fe)₁₂Sb₄S₁₃)

Enargita (Cu₃AsS₄)

Apuntes de clases de la Universidad

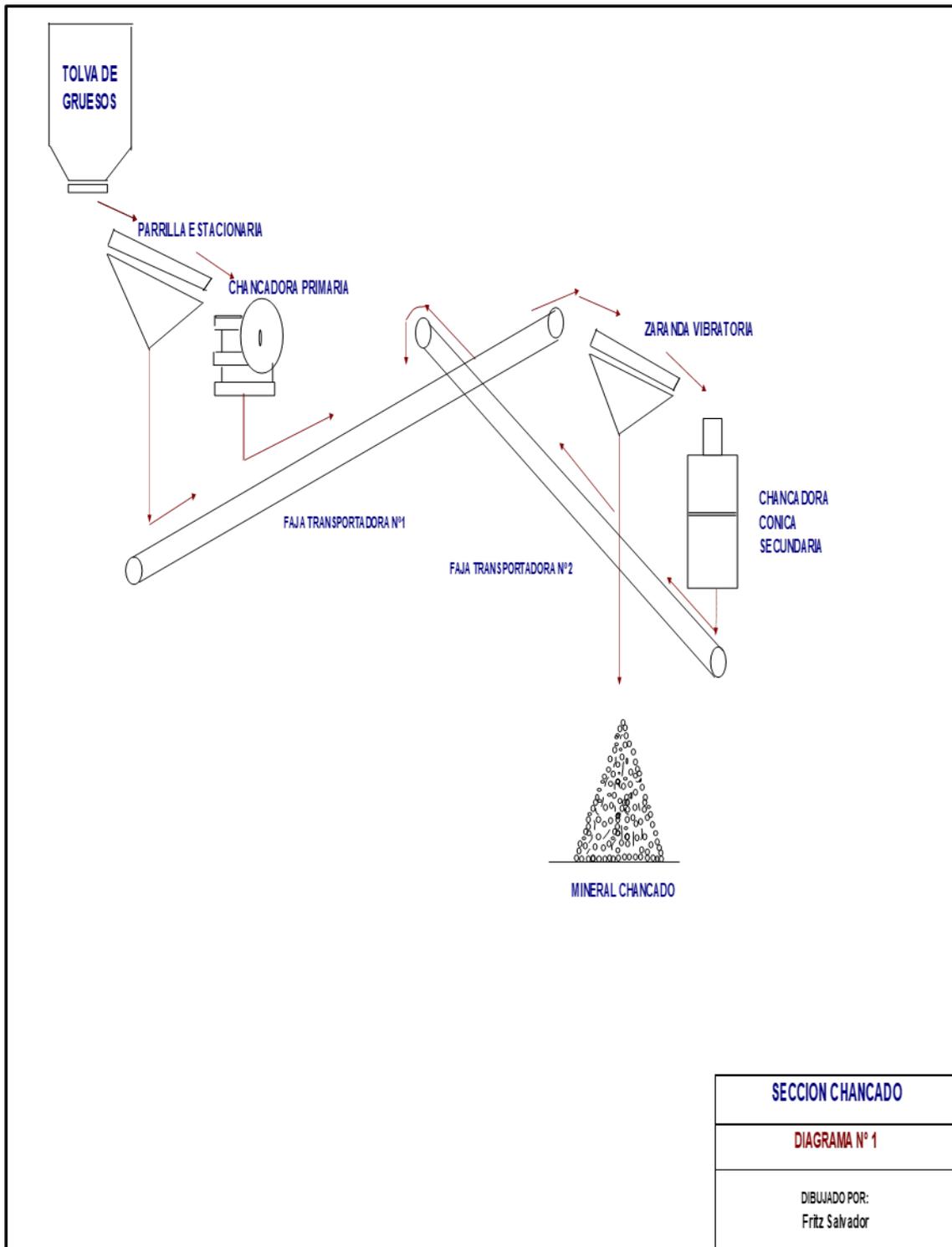
Referencias bibliográficas

- Ayala Mina Jorge y Pardo Mercado Richard (1995). Optimización por diseños experimentales con aplicaciones en ingeniería. Lima Perú.
- Morales, A., J. F. Hevia y G. Cifuentes. "Lixiviación amoniaca de polvos de fundición de cobre y precipitación como sulfuro de cobre". Revista de Metalurgia 45, n.º 6 (30 de diciembre de 2009): 406–14. <http://dx.doi.org/10.3989/revmetalm>.
- Durán, J., J. M. Amo y C. M. Durán. "Aportaciones de estaño-plata y estaño-cobre en la soldadura blanda por capilaridad de canalizaciones de cobre". Revista de Metalurgia 37, n.º 2 (30 de abril de 2001): 336–43. <http://dx.doi.org/10.3989/revmetalm.2001.v37.i2>.
- Herreros, O., N. Bernal, R. Quiroz, G. Fuentes y J. Viñals. "Lixiviación de concentrados de cobre utilizando NaCl y el cobre soluble aportado por el propio concentrado". Revista de Metalurgia 41, n.º 5 (30 de octubre de 2005): 384–92. <http://dx.doi.org/10.3989/revmetalm.2005.v41.i5>.
- Solvay, Interlox. "Caro's Acid Laboratory Procedure for Hydrometallurgy " Technical Bulletin AO.5.5, Warrington, UK, 1985, (1985).
- Valderrama, Luis, Miguel Gonzalez, Mario Santander y Bruno Zazzali. "RECUPERACIÓN DE COBRE CONTENIDO EN ESCORIA DE COBRE MEDIANTE FLOTACIÓN". HOLOS 5 (14 de noviembre de 2018): 40–50. <http://dx.doi.org/10.15628/holos.2018.7118>.
- Vicencio, Celis Andrés Alejandro. "Co-Simulación de leyes de cobre total y cobre soluble". Tesis, Universidad de Chile, 2017. <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/146575>.
- Vilar, Ramon. "Cobre". Educación Química 13, n.º 2:142.

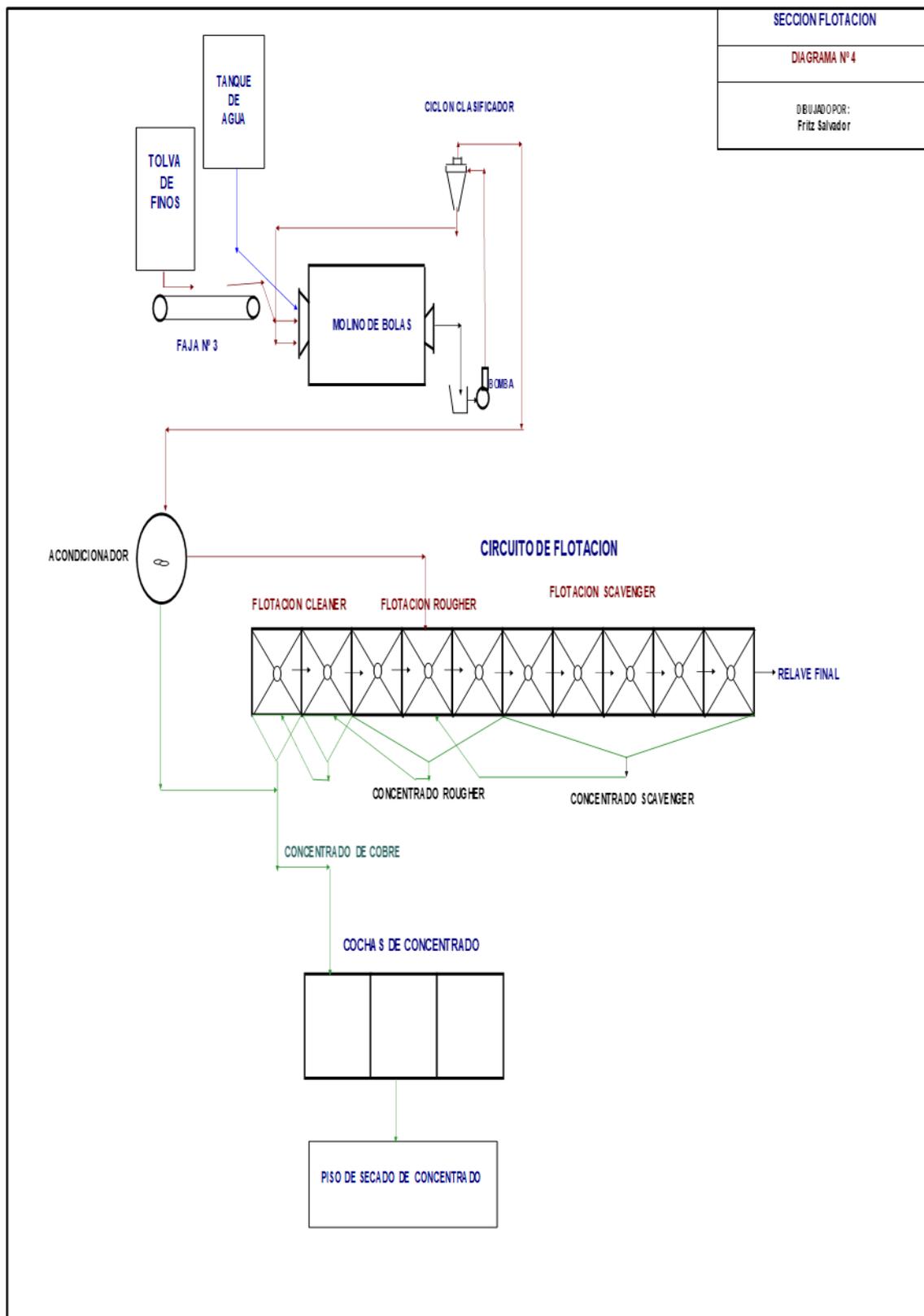
Anexos

| | Pág. |
|---|------|
| Anexo 1: Sección de Chancado..... | 2 |
| Anexo 2: Sección de Molienda y Flotación..... | 3 |
| Anexo 3: Sección de Lixiviación y Cementación. | 4 |
| Anexo 4: Sección de Cianuración. | 5 |
| Anexo 5: Heap Leaching..... | 6 |
| Anexo 6: Caracterización microscopia electrónica de barrido (MEB) | 7 |

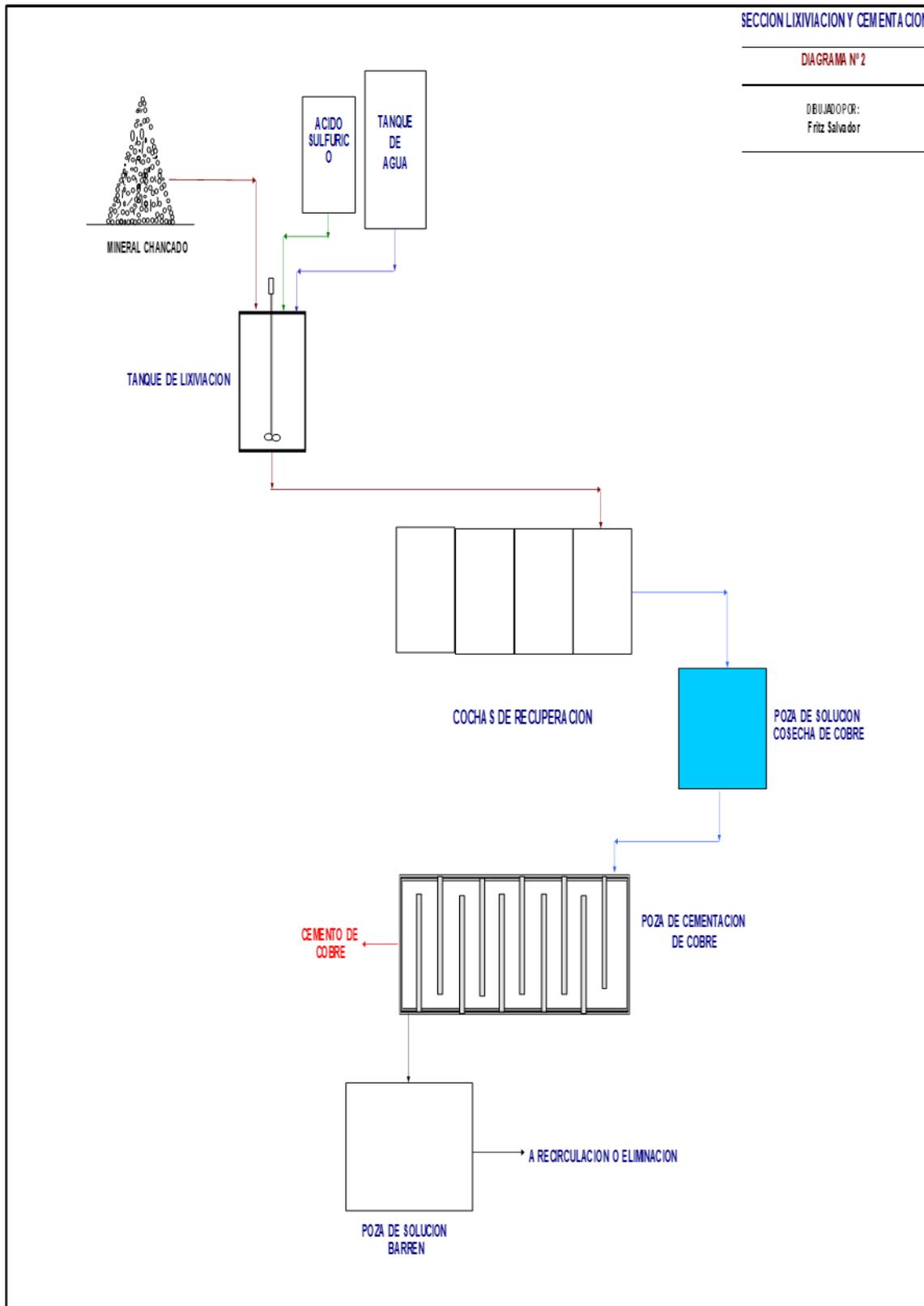
Anexo 1: Sección de Chancado.



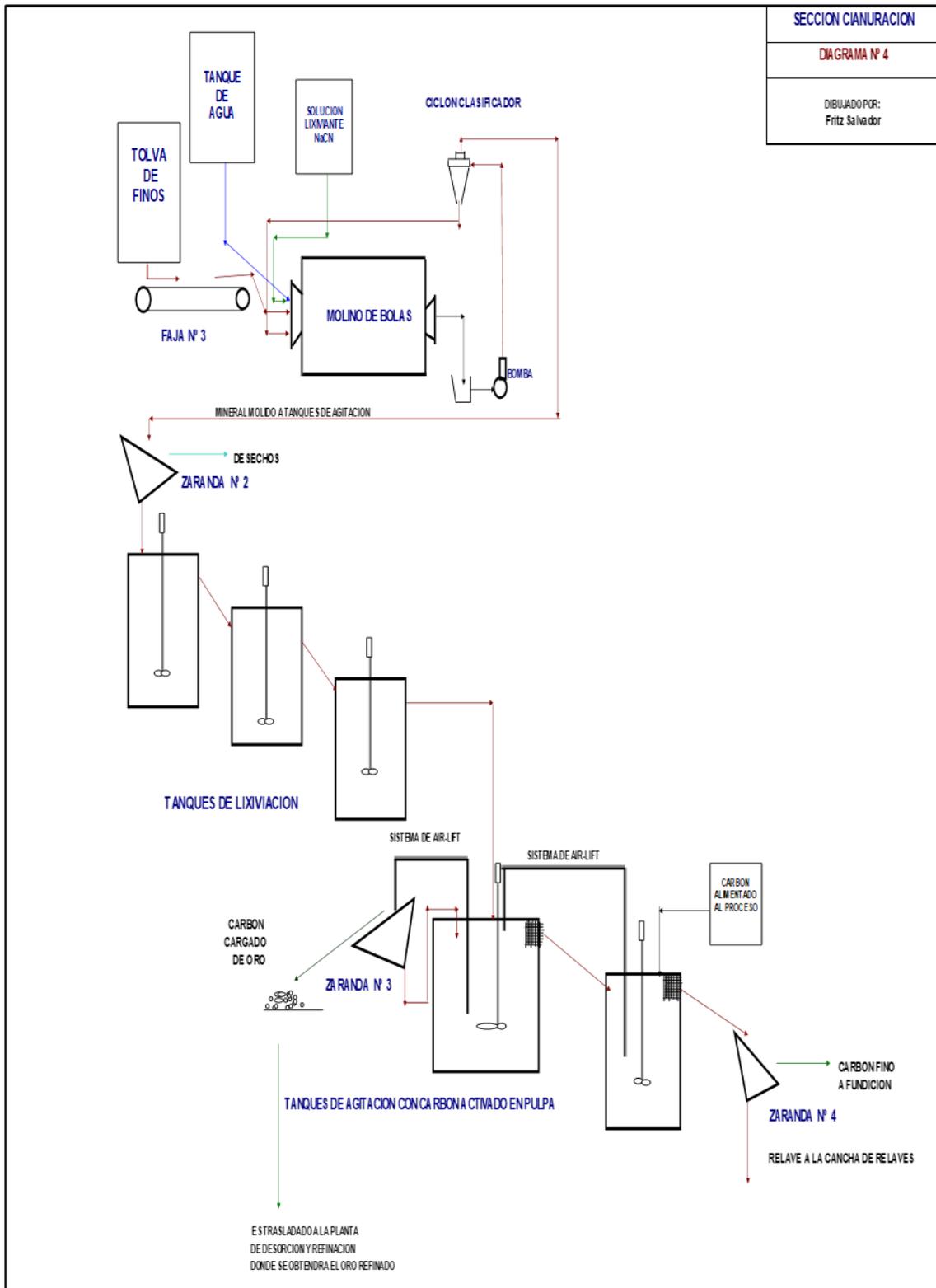
Anexo 2: Sección de Molienda y Flotación.



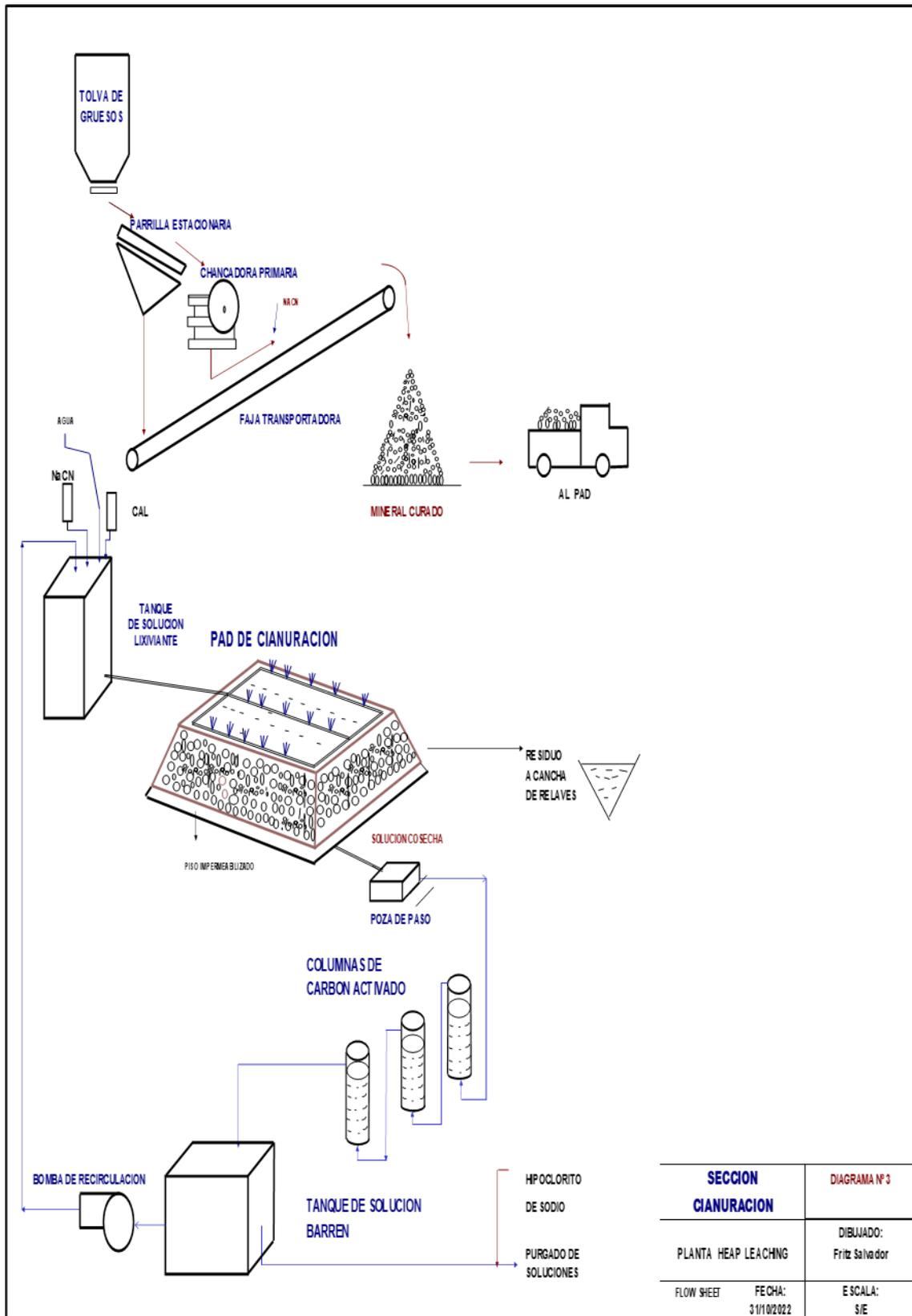
Anexo 3: Sección de Lixiviación y Cementación.



Anexo 4: Sección de Cianuración.



Anexo 5: Heap Leaching



Anexo 6: Caracterización microscopia electrónica de barrido (MEB)

Muestra polimetálica

En microscopia del concentrado Rougher Bulk se observa que tiene manganeso 3.27%

Cobre 20.93 y Plomo 13.17; Activación del Zn 8.73%

Sector o Área marcada

Map

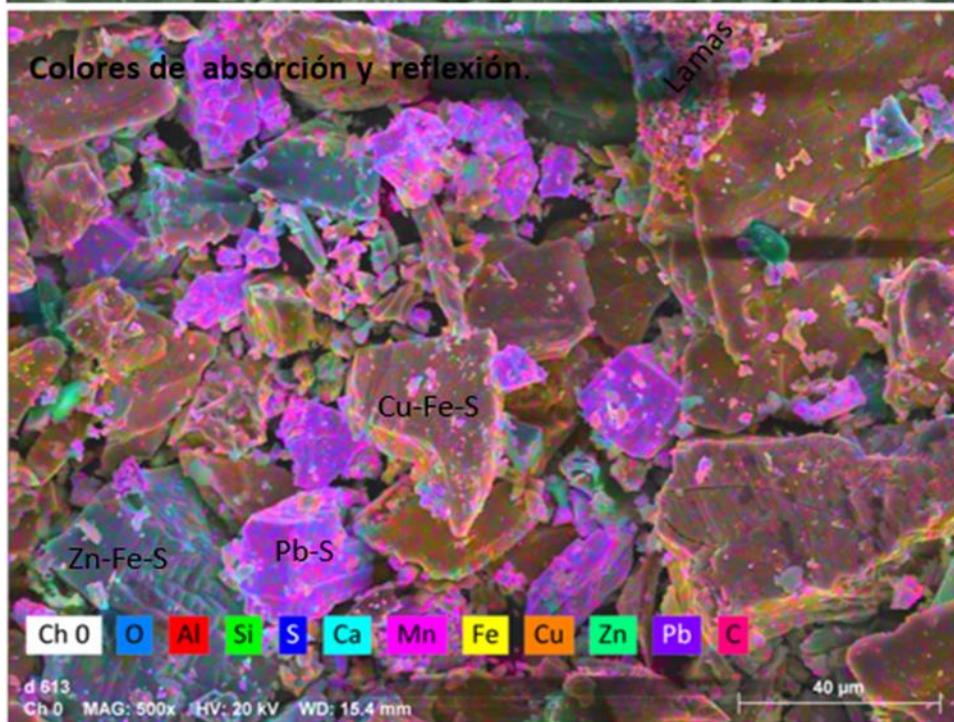
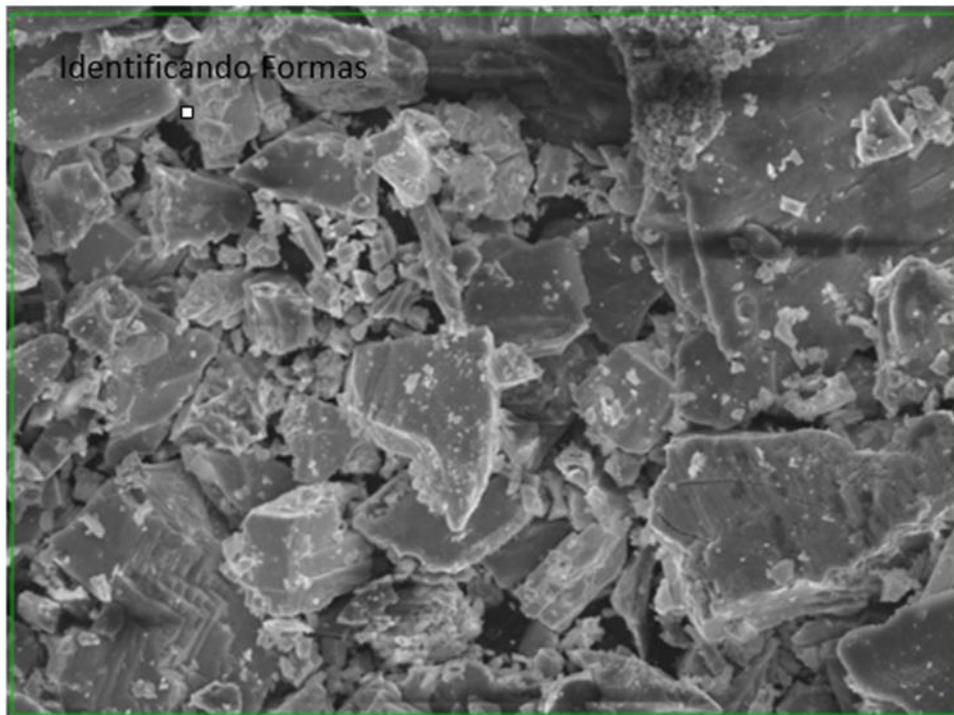
| Element | At. No. | Line s. | Netto | Mass [%] |
|-----------|---------|------------|------------|--------------|
| Carbono | | 6 K-Serie | 1744 | 1.53 |
| Oxígeno | | 8 K-Serie | 7796 | 2.63 |
| Aluminio | | 13 K-Serie | 8347 | 0.95 |
| Silicio | | 14 K-Serie | 11805 | 0.88 |
| Azufre | | 16 K-Serie | 266440 | 18.34 |
| Calcio | | 20 K-Serie | 5432 | 0.52 |
| Manganeso | | 25 K-Serie | 27435 | 3.27 |
| Hierro | | 26 K-Serie | 154978 | 20.66 |
| Cobre | | 29 K-Serie | 94736 | 20.93 |
| Cinc | | 30 K-Serie | 35156 | 8.73 |
| Plomo | | 82 L-Serie | 15371 | 13.17 |
| | | | Sum | 91.62 |

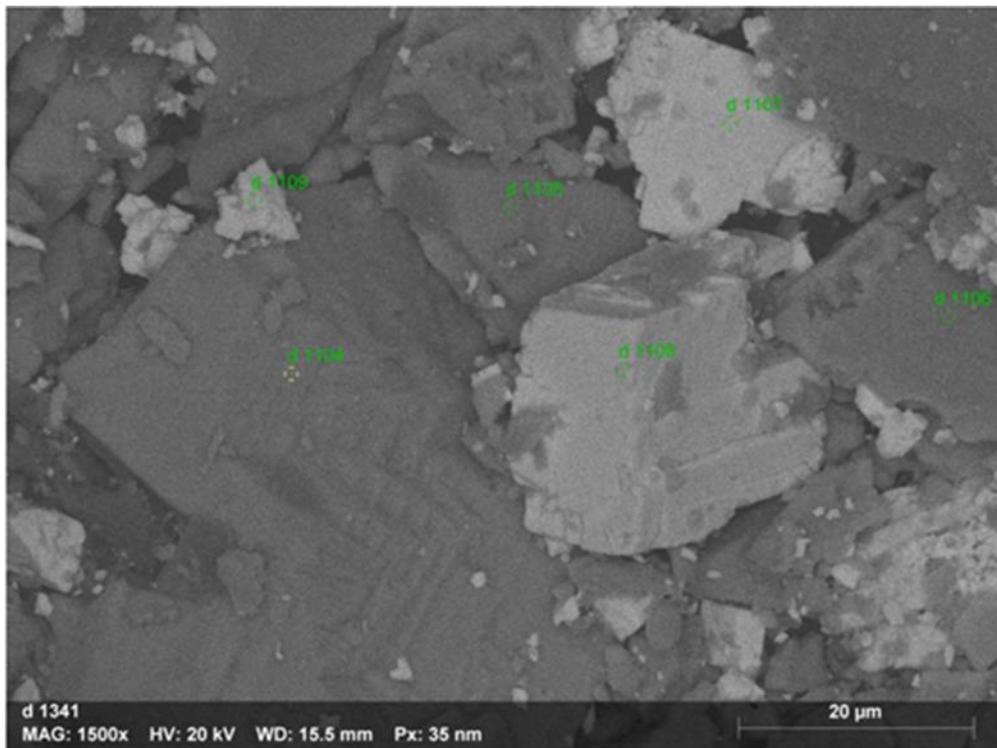
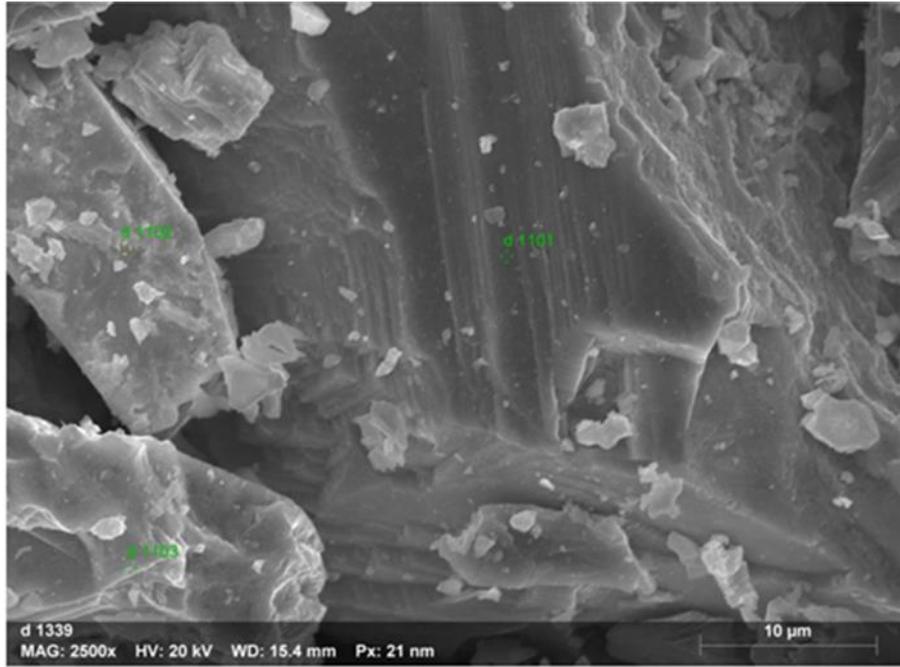
Fuente propia

Map

| Element | At. No. | Line s. | Netto | Mass [%] |
|----------|---------|------------|--------|----------|
| Oxígeno | | 8 K-Serie | 5844 | 3.89 |
| Aluminio | | 13 K-Serie | 4074 | 0.99 |
| Silicio | | 14 K-Serie | 10751 | 1.73 |
| Azufre | | 16 K-Serie | 110842 | 16.54 |
| Potasio | | 19 K-Serie | 834 | 0.15 |
| Calcio | | 20 K-Serie | 4938 | 1.00 |
| Hierro | | 26 K-Serie | 74432 | 19.64 |
| Cobre | | 29 K-Serie | 38122 | 16.15 |
| Cinc | | 30 K-Serie | 14742 | 7.05 |
| Arsénico | | 33 K-Serie | 2389 | 2.27 |
| Plata | | 47 L-Serie | 1381 | 0.36 |
| Plomo | | 82 L-Serie | 5194 | 8.65 |

Fuente propia





Los puntos señalados son para ver la calidad del mineral y los elementos químicos que componen su estructura

| d 1101 | | | | | d 1102 | | | | | d 1103 | | | | |
|-----------|---------|---------|-------|----------|----------|---------|---------|-------|----------|----------|---------|---------|-------|----------|
| Element | At. No. | Line s. | Netto | Mass [%] | Element | At. No. | Line s. | Netto | Mass [%] | Element | At. No. | Line s. | Netto | Mass [%] |
| Carbono | 6 | K-Serie | 514 | 4.30 | Aluminio | 13 | K-Serie | 2051 | 3.22 | Carbono | 6 | K-Serie | 618 | 3.13 |
| Sodio | 11 | K-Serie | 9870 | 10.86 | Azufre | 16 | K-Serie | 12305 | 12.79 | Oxígeno | 8 | K-Serie | 978 | 1.42 |
| Aluminio | 13 | K-Serie | 797 | 0.64 | Hierro | 26 | K-Serie | 4100 | 2.73 | Aluminio | 13 | K-Serie | 873 | 0.61 |
| Azufre | 16 | K-Serie | 69196 | 29.15 | Cobre | 29 | K-Serie | 3036 | 2.92 | Silicio | 14 | K-Serie | 229 | 0.10 |
| Manganeso | 25 | K-Serie | 2430 | 1.72 | Cinc | 30 | K-Serie | 2335 | 2.42 | Azufre | 16 | K-Serie | 51853 | 21.33 |
| Hierro | 26 | K-Serie | 12042 | 9.60 | Selenio | 34 | K-Serie | 642 | 1.59 | Hierro | 26 | K-Serie | 42249 | 22.33 |
| Cobre | 29 | K-Serie | 1001 | 1.33 | Plomo | 82 | L-Serie | 20766 | 78.61 | Cobre | 29 | K-Serie | 22546 | 21.24 |
| Cinc | 30 | K-Serie | 26667 | 44.62 | | | | | | Cinc | 30 | K-Serie | 5697 | 6.08 |
| Plata | 47 | L-Serie | 191 | 0.13 | | | | | | Arsénico | 33 | K-Serie | 844 | 1.89 |
| Cadmio | 48 | L-Serie | 299 | 0.21 | | | | | | Plata | 47 | L-Serie | 0 | 0.00 |

| d 1104 | | | | | d 1105 | | | | | d 1106 | | | | |
|-----------|---------|---------|-------|----------|----------|---------|---------|-------|----------|----------|---------|---------|-------|----------|
| Element | At. No. | Line s. | Netto | Mass [%] | Element | At. No. | Line s. | Netto | Mass [%] | Element | At. No. | Line s. | Netto | Mass [%] |
| Carbono | 6 | K-Serie | 765 | 6.46 | Carbono | 6 | K-Serie | 1393 | 8.77 | Carbono | 6 | K-Serie | 2190 | 10.01 |
| Sodio | 11 | K-Serie | 9619 | 9.80 | Aluminio | 13 | K-Serie | 755 | 0.60 | Oxígeno | 8 | K-Serie | 403 | 0.59 |
| Aluminio | 13 | K-Serie | 766 | 0.55 | Azufre | 16 | K-Serie | 71657 | 32.62 | Aluminio | 13 | K-Serie | 1054 | 2.52 |
| Azufre | 16 | K-Serie | 69076 | 28.89 | Hierro | 26 | K-Serie | 42079 | 25.60 | Silicio | 14 | K-Serie | 196 | 0.32 |
| Manganeso | 25 | K-Serie | 3253 | 2.46 | Cobre | 29 | K-Serie | 25167 | 26.63 | Azufre | 16 | K-Serie | 27777 | 43.00 |
| Hierro | 26 | K-Serie | 12628 | 10.73 | | | | | | Hierro | 26 | K-Serie | 66866 | 25.74 |
| Cobre | 29 | K-Serie | 1687 | 2.37 | | | | | | Cobre | 29 | K-Serie | 37921 | 28.45 |
| Cinc | 30 | K-Serie | 23991 | 41.43 | | | | | | Cinc | 30 | K-Serie | 1103 | 0.92 |
| Cadmio | 48 | L-Serie | 252 | 0.18 | | | | | | Arsénico | 33 | K-Serie | 621 | 1.01 |

| d 1107 | | | | | d 1108 | | | | | d 1109 | | | | |
|----------|---------|---------|-------|----------|----------|---------|---------|-------|----------|----------|---------|---------|-------|----------|
| Element | At. No. | Line s. | Netto | Mass [%] | Element | At. No. | Line s. | Netto | Mass [%] | Element | At. No. | Line s. | Netto | Mass [%] |
| Carbono | 6 | K-Serie | 262 | 1.07 | Carbono | 6 | K-Serie | 692 | 2.70 | Carbono | 6 | K-Serie | 819 | 3.75 |
| Aluminio | 13 | K-Serie | 1329 | 1.23 | Oxígeno | 8 | K-Serie | 5016 | 13.66 | Oxígeno | 8 | K-Serie | 946 | 2.83 |
| Azufre | 16 | K-Serie | 20301 | 12.32 | Aluminio | 13 | K-Serie | 1685 | 1.14 | Aluminio | 13 | K-Serie | 1052 | 0.71 |
| Hierro | 26 | K-Serie | 3016 | 3.38 | Azufre | 16 | K-Serie | 23446 | 10.52 | Azufre | 16 | K-Serie | 23373 | 10.23 |
| Cobre | 29 | K-Serie | 1807 | 2.83 | Hierro | 26 | K-Serie | 7707 | 8.64 | Hierro | 26 | K-Serie | 4453 | 5.19 |
| Plomo | 82 | L-Serie | 12583 | 87.83 | Cobre | 29 | K-Serie | 2440 | 3.90 | Cobre | 29 | K-Serie | 2448 | 3.93 |
| | | | | | Cinc | 30 | K-Serie | 1208 | 2.12 | Cinc | 30 | K-Serie | 809 | 1.42 |
| | | | | | Plomo | 82 | L-Serie | 7264 | 47.34 | Selenio | 34 | K-Serie | 1269 | 5.78 |
| | | | | | | | | | | Plomo | 82 | L-Serie | 5756 | 37.42 |

Existe mineral de plomo de baja ley, se observa también Selenio

El mineral de Zinc con baja ley de 41 a 44%, se observa también manganeso, por lo que la molienda no debería ser muy fina.

Se debe tener en cuenta el grado comercial conveniente que se desea alcanzar en el concentrado tomando en cuenta la composición química de la estructura, por más molienda que se dé no se va a liberar.