



**Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión**

**Facultad de Ingeniería Química y Metalúrgica**

**Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica**

**Evaluar colectores específicos de Ag-Pb para mejorar el contenido de Ag en el Pb**

**Tesis**

**Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico**

**Autores**

**Alberth Joshep Quezada Peña**

**Cayetano Muñoz Ascarruz**

**Asesor**

**Dr. Alberto Irhaam Sánchez Guzmán**

  
ING. ALBERTO IRHAAM SANCHEZ GUZMAN  
CIP 19681 DNQ187

**Huacho – Perú  
2026**



### **Reconocimiento - No Comercial – Sin Derivadas - Sin restricciones adicionales**

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/4.0/>

**Reconocimiento:** Debe otorgar el crédito correspondiente, proporcionar un enlace a la licencia e indicar si se realizaron cambios. Puede hacerlo de cualquier manera razonable, pero no de ninguna manera que sugiera que el licenciante lo respalda a usted o su uso. **No Comercial:** No puede utilizar el material con fines comerciales. **Sin Derivadas:** Si remezcla, transforma o construye sobre el material, no puede distribuir el material modificado. **Sin restricciones adicionales:** No puede aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros de hacer cualquier cosa que permita la licencia.



**UNIVERSIDAD NACIONAL**  
**JOSÉ FAUSTINO SÁNCHEZ CARRIÓN**  
**LICENCIADA**

*(Resolución de Consejo Directivo N° 012-2020-SUNEDU/CD de fecha 27/01/2020)*

**FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA y METALURGICA**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA**

**INFORMACIÓN**

<b>DATOS DEL AUTOR (ES):</b>		
<b>NOMBRES Y APELLIDOS</b>	<b>DNI</b>	<b>FECHA DE SUSTENTACIÓN</b>
Alberth Joshep Quezada Peña	72231461	19 de junio del 2025
Cayetano Muñoz Ascarruz	76683315	19 de junio del 2025
<b>DATOS DEL ASESOR:</b>		
<b>NOMBRES Y APELLIDOS</b>	<b>DNI</b>	<b>CÓDIGO ORCID</b>
Alberto Irháám Sánchez Guzmán	15758117	<a href="https://orcid.org/0000-0003-1575-8466">https://orcid.org/0000-0003-1575-8466</a>
<b>DATOS DE LOS MIEMROS DE JURADOS – PREGRADO/POSGRADO-MAESTRÍA-DOCTORADO:</b>		
<b>NOMBRES Y APELLIDOS</b>	<b>DNI</b>	<b>CODIGO ORCID</b>
Máximo Tomas Salcedo Meza	15602588	<a href="https://orcid.org/0000-0003-1993-2513">https://orcid.org/0000-0003-1993-2513</a>
Jaime Iman Mendoza	40936175	<a href="https://orcid.org/0000-0001-6232-0884">https://orcid.org/0000-0001-6232-0884</a>
Víctor Raúl Coca Ramírez	15601160	<a href="https://orcid.org/0000-0002-2287-7060">https://orcid.org/0000-0002-2287-7060</a>

# Quezada Peña Alberth Joshep- Exp044756-2025 Mu...

## Evaluar colectores específicos de Ag-Pb para mejorar el contenido de Ag en el Pb

- Quick Submit
- Quick Submit
- Facultad de Ingeniería Química y Metalúrgica

### Detalles del documento

Identificador de la entrega

trnoid::13275111767

Fecha de entrega

12 Jun 2025, 3:55 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

12 Jun 2025, 4:06 p.m. GMT-5

Nombre de archivo

BORRADOR\_DE\_TESIS\_QUEZADA\_Y\_MU\_OZ.docx

Tamaño de archivo

1013.1 KB

59 Páginas

9859 Palabras

51.540 Caracteres



Página 2 of 63 - Descripción general de integridad

Identificador de la entrega trnoid::13275111767

## 17% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

### Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Coincidencias menores (menos de 10 palabras)

### Fuentes principales

- 15% Fuentes de Internet
- 1% Publicaciones
- 7% Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

### Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

No se han detectado manipulaciones de texto sospechosas.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitan distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y lo revise.

### **DEDICATORIA**

Este trabajo es para mis padres. Gracias a su inmenso esfuerzo y apoyo constante, logré el camino profesional que hoy presento. Espero que esta investigación sea una pequeña muestra de lo agradecido que estoy por todo lo que me dieron.

## **AGRADECIMIENTO**

Quiero agradecer a todos los profesionales, técnicos y administrativos, así como a todos los empleados en general, que nos abrieron las puertas y confiaron en nuestro trabajo. Su apoyo fue clave para poder hacer esta investigación.

## RESUMEN

La Planta Concentradora de Beneficio Quilcay N°1 puede procesar 70 toneladas métricas de mineral al día (TMD). Todo empieza en una tolva de gruesos que guarda hasta 100 toneladas. De ahí, el mineral cae a una zaranda vibratoria de 4 x 2 pies con una malla de  $\frac{3}{4}$  de pulgada. El material que no pasa por esta primera zaranda (el más grande) va a una chancadora de quijada de 10 x 16 pulgadas para el chancado inicial. Luego, lo que sale de esta chancadora se junta con el material más fino de la primera zaranda y ambos van a una faja transportadora. Después, el material llega a una segunda zaranda vibratoria de 3 x 5 pies con una malla de  $\frac{1}{2}$  pulgada. Lo que es demasiado grande para esta zaranda pasa a una segunda chancadora de quijada Denver de 8 x 10 pulgadas. Finalmente, el producto de esta segunda chancadora se guarda en una tolva de finos, que tiene capacidad para 120 toneladas métricas.

El mineral que sale de la tolva de finos se mueve por una faja transportadora de 17 pulgadas por 15 pies hacia la siguiente fase: la molienda y clasificación. Para esto, la planta utiliza un molino de bolas de 4x5 pies y un clasificador helicoidal de 24 pulgadas por 13 pies. El material que sale del molino va directamente a una celda Denver de 32x32 pulgadas, donde se obtiene un primer concentrado "bulk" (que contiene cobre, plomo y plata).

El material de desecho, o relave, que sale de esta celda Denver, pasa directamente al clasificador helicoidal. De ahí, la parte más fina, que es aproximadamente entre el 56% y el 60% más pequeña que la malla 200, se va a un banco de ocho celdas Denver de 32 x 32 pulgadas.

Aquí se obtiene el segundo concentrado bulk, que se une al primero. Juntos, se dirigen a un acondicionador de 5 x 5 pies. Después de este acondicionamiento con los reactivos adecuados, el material pasa a un banco de cuatro celdas Denver de 24 x 24 pulgadas. En estas celdas, mediante flotación inversa, se obtiene el concentrado de plomo, y por flotación directa, se consigue el concentrado de cobre. Ambos concentrados están listos para la venta.

El material de desecho (relave) que sale del banco de ocho celdas Denver de 32x32 pulgadas recibe sulfato de cobre para activar el zinc, además de colectores y espumantes de última generación para su acondicionamiento antes de la flotación.

Esta mezcla de mineral (pulpa) se dirige a una celda Serrano, donde, a través de flotación directa, obtenemos el primer concentrado de zinc. Luego, el relave de la celda Serrano pasa a

otro banco de ocho celdas Denver de 32x32 pulgadas. Aquí, agregamos los reactivos necesarios para conseguir el segundo concentrado de zinc.

Este, a su vez, se une con el primer concentrado de zinc que viene de la celda Serrano. Ambos concentrados combinados se bombean a nuestras pozas de zinc con la ayuda de una bomba Denver de 1 ½ por 1 ¼ pulgadas. Desde allí, el concentrado es transportado por una tubería hacia las pozas de sedimentación, donde se preparará para su posterior retiro, secado y venta.

El material de desecho final (o relave final) que sale de las últimas ocho celdas Denver (las de Zinc) se bombea con una bomba Denver de 3x3 pulgadas hasta la planta de filtrado. Allí, usamos un filtro de seis discos y unas lagunas de sedimentación (cochas) que nos ayudan a atrapar cualquier pequeña cantidad de lodos que se escape del proceso de filtrado. El resultado de este filtrado es un relave con una humedad promedio del 12%. Este material se transporta y guarda en un depósito de 100 hectáreas, ubicado a unas cuatro horas de la planta. Para manejar los lodos que se acumulan en las cochas de sedimentación, hemos instalado una bomba de 1 ½ x 1 ¼ pulgadas que se encarga de bombearlos.

**Palabras Claves:** zaranda, relave, molienda, pulpa y concentrado bulk.

## ABSTRACT

The Quilcay Beneficiation Concentrator Plant No. 1 can process 70 metric tons of ore per day (MTD). It all starts in a coarse ore hopper that holds up to 100 tons. From there, the ore falls onto a 4 x 2-foot vibrating screen with a 3/4-inch mesh screen. The material that doesn't make it through this first screen (the largest) goes to a 10 x 16-inch jaw crusher for initial crushing. The material exiting this crusher is then combined with the finer material from the first screen, and both are conveyed to a conveyor belt. The material then reaches a second 3 x 5-foot vibrating screen with a 1/2-inch mesh screen. Any material too large for this screen goes to a second 8 x 10-inch Denver jaw crusher. Finally, the product from this second crusher is stored in a fines hopper, which has a capacity of 120 metric tons. The ore exiting the fines hopper moves along a 17-inch by 15-foot conveyor belt to the next stage: grinding and classification. For this, the plant uses a 4x5-foot ball mill and a 24-inch by 13-foot helical classifier. The material exiting the mill goes directly to a 32x32-inch Denver cell, where the first "bulk" concentrate (containing copper, lead, and silver) is obtained.

The waste material, or tailings, exiting this Denver cell goes directly to the helical classifier. From there, the finest portion, which is approximately 56% to 60% smaller than 200 mesh, goes to a bank of eight 32x32-inch Denver cells.

Here, the second bulk concentrate is obtained, which is combined with the first. Together, they are directed to a 5x5-foot conditioner. After conditioning with the appropriate reagents, the material passes to a bank of four 24 x 24-inch Denver cells. In these cells, the lead concentrate is obtained through reverse flotation, and the copper concentrate is obtained through direct flotation. Both concentrates are ready for sale.

The waste material (tailings) exiting the bank of eight 32 x 32-inch Denver cells receives copper sulfate to activate the zinc, as well as state-of-the-art collectors and skimmers for conditioning before flotation.

This mineral mixture (pulp) is directed to a Serrano cell, where, through direct flotation, we obtain the first zinc concentrate. The tailings from the Serrano cell then pass to another bank of eight 32 x 32-inch Denver cells. Here, we add the necessary reagents to obtain the second zinc concentrate.

This, in turn, is combined with the first zinc concentrate from the Serrano cell. Both concentrates combined are pumped to our zinc ponds with the help of a 1 1/2 by 1 1/4-inch

Denver pump. From there, the concentrate is transported through a pipeline to the sedimentation ponds, where it will be prepared for subsequent removal, drying, and sale.

The final waste material (or final tailings) exiting the last eight Denver cells (the Zinc cells) is pumped with a 3x3-inch Denver pump to the filtration plant. There, we use a six-disc filter and sedimentation lagoons (cochas) to help us trap any small amount of sludge that escapes from the filtration process. The result of this filtration is a tailings with an average moisture content of 12%. This material is transported and stored in a 100-hectare reservoir, located about four hours from the plant. To handle the sludge that accumulates in the sedimentation ponds, we have installed a 1 1/2 by 1 1/4-inch pump to pump it.

**Keywords:** sieve, tailings, grinding, pulp and bulk concentrate.

## ÍNDICE

<b>DEDICATORIA</b> .....	5
<b>AGRADECIMIENTO</b> .....	6
<b>RESUMEN</b> .....	7
<b>ABSTRACT</b> .....	9
<b>INTRODUCCIÓN</b> .....	13
<b>1.1. Descripción</b> .....	15
<b>1.2. Formular el problema</b> .....	15
<b>1.2.1. Problema general</b> .....	15
<b>1.2.2. Problemas específicos</b> .....	15
<b>1.3. Objetivos de la investigación</b> .....	16
<b>1.3.1. Objetivo general</b> .....	16
<b>1.3.2. Objetivos específicos</b> .....	16
<b>1.4. Justificaciones en investigación</b> .....	16
<b>Justificación metodológica</b> .....	16
<b>Justificación científica</b> .....	16
<b>Justificación conceptual</b> .....	16
<b>Justificación social</b> .....	17
<b>Justificación económica</b> .....	17
<b>1.5. Delimitaciones estudio</b> .....	17
<b>1.6. Viabilidad</b> .....	18
<b>Capítulo II. Marco teórico</b> .....	19
<b>2.1. Antecedentes</b> .....	19
<b>2.1.1. A. internacionales</b> .....	19
<b>2.1.2. Antecedentes nacionales</b> .....	20
<b>2.2. Bases de teoría</b> .....	21
<b>2.3. Definiciones básicas</b> .....	32
<b>2.4. Formular hipótesis</b> .....	34
<b>2.4.1. Hipótesis general</b> .....	34
<b>2.4.2. Hipótesis específica</b> .....	34
<b>2.5. Operacionalizar variables</b> .....	35
<b>Capítulo III. Marco Metodológico</b> .....	38
<b>3.1. Diseño de metodología</b> .....	38

<b>3.2. Población y muestra</b> .....	38
<b>3.2.1. Población</b> .....	38
<b>3.2.2. Muestra</b> .....	38
<b>3.3. Fuentes y técnicas, recolección de información</b> .....	39
<b>3.4. Tratamiento de información</b> .....	40
<b>Capítulo IV. Analisis de los Resultados</b> .....	41
<b>Capítulo V. Discusion</b> .....	41
<b>5,1 Discutir los resultados</b> .....	48
<b>Capítulo VI. Conclusiones y recomendaciones</b> .....	50
<b>6.1. Conclusion:</b> .....	50
<b>6.2. Recomendaciones</b> .....	50
<b>Capítulo VII. Referencias bibliográficas</b> .....	51
<b>ANEXOS</b> .....	52

## INTRODUCCIÓN

Este trabajo tiene como meta mostrar cómo evolucionó técnicamente la Planta Concentradora Quilcay N° 1 de la Compañía Minera HUINAC SAC en los últimos cinco años. Nos enfocamos en las mejoras y las evaluaciones metalúrgicas que aplicamos en procesos clave como la mezcla del mineral (blending), el chancado, la molienda y la flotación. También destacamos los cambios implementados durante este periodo.

Es importante señalar que la Compañía Minera HUINAC SAC nunca tuvo las evaluaciones metalúrgicas fundamentales. Como no se dedican a la pequeña minería, no contaban con un ingeniero metalurgista en su equipo.

En 2010, la planta apenas lograba procesar unas 45 toneladas métricas de mineral al día (TMD). Había un problema importante: la plata se iba con los concentrados de zinc, llegando a perder entre 25 y 30 onzas por tonelada corta de plata. Esto significaba que el relave, o desecho final, todavía contenía entre 3 y 3.5 onzas de plata por tonelada corta. Como resultado, la recuperación de plata era muy baja, a menudo no superaba el **70%**. Varios factores contribuían a esta ineficiencia metalúrgica. Por ejemplo, el chancado del mineral era demasiado grueso (un 25% de material quedaba por encima de la malla de ¼ de pulgada), lo que le restaba capacidad al molino. Además, no se cargaban suficientes bolas en el molino para lograr la finura deseada del mineral, que debería haber sido del 60% por debajo de la malla 200. Todos estos aspectos afectaban gravemente la eficiencia general del proceso.

En este trabajo, nos enfocamos en las evaluaciones metalúrgicas y los cambios que implementamos en las distintas etapas del proceso durante los últimos años. Todo esto lo hicimos con un objetivo claro: mejorar nuestros resultados metalúrgicos. ¿Qué buscábamos con eso? Principalmente, aumentar la producción, elevar la calidad de nuestros concentrados y, crucialmente, reducir la cantidad de mineral valioso (ley) en el relave a menos de 2 onzas por tonelada corta. Para lograrlo, hemos estado cambiando equipos o mejorando los que ya teníamos.

Hoy en día, la Compañía Minera Huinac se ha propuesto un nuevo objetivo ambicioso: aumentar su capacidad de procesamiento de 70 a 100 toneladas métricas de mineral al día (TMD). Para lograrlo, estamos haciendo varias mejoras importantes.

Primero, hemos instalado un molino cónico Hardinge de 3x4 pies. Además, estamos construyendo una planta móvil con una capacidad de 100 TMD. Pero eso no es todo; también

hemos implementado un sistema de filtrado para quitarle la humedad al relave. Esto nos permitirá transportar y almacenar el relave fuera de nuestra cancha actual, llevándolo a un nuevo depósito de 100 hectáreas ubicado a unas dos horas de Huaraz.

## Capítulo I. Planteo del problema

### 1.1. Descripción

La Compañía Minera HUINAC SAC es dueña de una extensa propiedad de 800 hectáreas en la zona polimetálica de HUINAC. Este terreno está registrado con el número de padrón minero N° 0101115494. El señor Henry Vizcarra Mayorga es tanto el dueño de esta propiedad como el gerente general de la empresa. La compañía se encuentra en el distrito de La Merced, en la provincia de Aija, dentro del departamento de Áncash.

Nuestra planta concentradora, ubicada en Huaraz, produce concentrados de Plomo, Cobre y Zinc. Estos productos se venden tanto en el mercado peruano como en el internacional.

Antes, la planta concentradora obtenía su energía de una central hidroeléctrica ubicada en Huaraz. Sin embargo, esta ha sido reemplazada recientemente por un generador MICHELL – BANKI.

### 1.2. Formular el problema.

#### 1.2.1. Problema general

¿Cómo maximizar la recuperación de óxido de cobre en la Planta mediante la Evaluación de colectores específicos de Ag-Pb para mejorar el contenido de Ag en el Pb?

#### 1.2.2. Problemas específicos

¿Cuál es la mejor manera de organizar el proceso de flotación en nuestra planta?

¿Cómo podemos controlar de manera más efectiva la Evaluación de colectores específicos de Ag-Pb para mejorar el contenido de Ag en el Pb?

¿Cuál es la cantidad de colectores específicos de Ag-Pb para mejorar el contenido de Ag en el Pb?

### **1.3. Objetivos de la investigación**

#### **1.3.1. Objetivo general**

Lograr la máxima recuperación de la Evaluación de colectores específicos de Ag-Pb para mejorar el contenido de Ag en el Pb.

#### **1.3.2. Objetivos específicos**

Diseñar el mejor diagrama de flujo posible para el tratamiento de la Evaluación de colectores específicos de Ag-Pb para mejorar el contenido de Ag en el Pb.

Analizar cómo influyen las variables clave del proceso de flotación en la Evaluación de colectores específicos de Ag-Pb para mejorar el contenido de Ag en el Pb.

Evaluación de colectores específicos de Ag-Pb es una buena opción para mejorar la recuperación Ag en el Pb.

### **1.4. Justificaciones en investigación**

#### **Justificación metodológica**

Para optimizar el proceso, necesitamos encontrar el tiempo ideal de molienda en el laboratorio. Esto es crucial porque nos permite determinar la granulometría (el tamaño de las partículas) y el nivel de liberación que necesitamos. La idea es conseguir partículas lo suficientemente pequeñas y delgadas.

Este proceso es importante porque las partículas más grandes que no alcanzan el tamaño deseado serán recirculadas en la planta de beneficio. Esto asegura que solo el material con la finura correcta avance al siguiente paso: el proceso de cianuración.

#### **Justificación científica**

Para saber cuál es el tiempo ideal de lixiviación y así lograr los mejores resultados, investigamos a fondo en recursos científicos. Esto nos permitió comparar nuestros hallazgos y confirmar si el método que usamos fue el correcto. Gracias a las pruebas

metalúrgicas, conseguimos altas recuperaciones de oro, que oscilan entre el 80 y el 85% en general.

### **Justificación conceptual**

Al optimizar el tiempo de molienda, logramos aumentar la recuperación de oro durante la lixiviación, lo que hace que todo el proceso sea más eficiente. Esto no solo nos beneficia económicamente al reducir los gastos, sino que también nos ayuda a cumplir con las condiciones favorables de los ECAS (Estándares de Calidad Ambiental).

### **Justificación social**

Cuando esta actividad minera crece, ya sea a escala piloto o industrial, genera un impacto positivo directo en las comunidades o pueblos cercanos. Esto se traduce en más oportunidades de empleo y desarrollo para la mano de obra local y profesiones afines, tal como lo establece la Ley del Canon N.º 27506. Por eso, los resultados de este trabajo serán muy valiosos. Servirán como una guía útil para futuros investigadores, estudiantes y cualquier persona que emprenda proyectos de mejora continua o iniciativas similares.

### **Justificación económica**

La actividad minera juega un papel enorme en la economía de Perú, aportando un 14% del PBI. Esto abre una gran oportunidad para que la Empresa o Planta de beneficio crezca. De hecho, los buenos resultados que estamos obteniendo en el proceso de lixiviación ya nos están ayudando a producir más y ser más rentables.

## **1.5. Delimitaciones estudio**

### **a) Delimitación temporal**

Actualmente, estamos llevando a cabo una evaluación del proceso de lixiviación a escala de laboratorio.

### **b) Delimitación espacial**

Estudiantes de la Escuela de Ingeniería Metalúrgica, en la zona norte de Lima.

### **c) Delimitación cuantitativa**

La investigación se basó en un muestreo probabilístico.

#### **d) Delimitación conceptual**

Definiciones vigentes a considerar.

#### **1.6. Viabilidad**

Se considera, debido a su autofinanciación, biblioteca, profesores expertos en el tema que respaldan las investigaciones, además de metodólogos, asesores en tema, estadísticos y expertos en software para cálculos estadísticos en la investigación.

## Capítulo II. Marco teórico

### 2.1. Antecedentes

#### 2.1.1. A. internacionales

**Munnier, C. (2019)** Según la investigación, antes de moler el mineral, se le aplica un tratamiento térmico previo para que la operación de conminución (reducción de tamaño) sea más eficiente y consuma mucha menos energía.

En el laboratorio, se hicieron pruebas con dos tipos de mineral traídos de un yacimiento en Chile. El objetivo era ver cómo la temperatura afectaba su moliendabilidad y si esto significaba un ahorro significativo en costos energéticos. Sin embargo, la evaluación económica mostró que, aunque se reducía el consumo de electricidad al moler el mineral tratado, este ahorro **no** era suficiente para compensar el costo del propio tratamiento.

**Santos, J. (2020)** en su estudio de los minerales de Atacama, se encontró una mezcla de pirita, magnetita y calcopirita, con una cantidad notable de cobalto. Tras realizar pruebas en el laboratorio, se llegó a una conclusión importante:

El cobalto no está ligado ni a la magnetita ni a la pirita. En cambio, se encuentra unido a minerales de cobre como la calcopirita y también al apatito. Por lo tanto, se sugiere que primero se separe el material magnético (la magnetita) y luego se recupere el cobalto junto con el cobre en un pH básico.

Para confirmar esta hipótesis, Santos recomienda realizar un estudio mineralógico más detallado del concentrado de cobalto de alta ley, utilizando técnicas microanalíticas para observar directamente sus reacciones.

**Soto, D. (2017)** Según la investigación, en la compañía minera Sierra Gorda, se probaron diferentes alternativas en uno de sus yacimientos, que presentaba dificultades en su tratamiento, con el objetivo de aumentar la producción. La conclusión fue la siguiente:

Al combinar distintas cantidades de Unidades Geometalúrgicas (UGMs), se logró un tratamiento más eficiente de estos minerales. Esto resultó en un aumento de las recuperaciones de metal y una reducción en el porcentaje de ganga o impurezas en los concentrados. Además, en las pulpas, los minerales arcillosos se disolvieron, lo que

llevó a un incremento en la recuperación de cobre y molibdeno, y a una mejora tanto en la cinética de flotación como en la masa de material flotado.

### **2.1.2. Antecedentes nacionales**

**Díaz, J. (2015)**, Según el estudio a menudo la recuperación de oro y plata que se logra en la práctica no siempre coincide con los resultados que muestran los análisis metalúrgicos.

Este trabajo propone implementar un proceso que se enfoque en la recuperación del oro recirculante, es decir, aquel oro que no se está recuperando actualmente. Existen dos métodos ya probados para esto: la gravimetría, con un 27.57% de recuperación, y la flotación Flash, que ha mostrado un rendimiento superior del 88.4%. Díaz considera que la moliendabilidad es un factor clave en este proceso.

La meta final es instalar un equipo específico, un Skim Air de Outokumpu. Este equipo, que ha dado excelentes resultados en varias plantas de flotación, busca aumentar significativamente la recuperación tanto de oro como de plata.

**Cuadros, D. (2020)** Según la investigación, para mejorar la reducción de tamaño del mineral, es crucial ajustar los datos para que se acerquen lo más posible a los resultados experimentales. Su conclusión es clave:

Al implementar un control preciso en los circuitos de molienda y realizar pruebas experimentales, se pueden programar los datos para estimar los factores operativos de los molinos de bolas. Esto no solo asegura una operación continua, sino que también permite obtener un producto final con un 40% de cobre (Cu) y una recuperación comercial del 90%.

Un ejemplo de éxito es Minera Las Bambas, que rediseñó su proceso usando un software especializado que se adapta a su sistema de datos único. Al evaluar la operación en su circuito de molinos de bolas, lograron beneficios y ventajas significativas. Además, las características del mineral influyen directamente en la molienda: un mayor beneficio y grado de liberación impactan variables como el flujo de agua, el tamaño de las partículas y el desgaste de los medios de molienda.

**Echavaudis, E. & Perez, Y. (2017)** su estudio se centró en analizar la granulometría y realizar pruebas de molienda experimental con minerales sulfurados de plomo. El objetivo principal era encontrar los valores específicos del tamaño del mineral en función del tiempo en el laboratorio. Esto es crucial cuando se busca liberar los granos de los minerales, especialmente aquellos con un tamaño de partícula menor a 100 micras.

Para este análisis, utilizaron muestras cuyas características se determinaron mediante análisis químico y granulométrico. Esto les permitió establecer la concentración, el tamaño de partícula, el tiempo de molienda y la gravedad específica del mineral. Los resultados obtenidos de los experimentos de molienda y de la curva granulométrica son el producto del procedimiento aplicado en la conminución, siempre con el propósito primordial de hallar el grado de liberación del mineral.

## **2.2. Bases de teoría**

Según el estudio mineralógico realizado por Dr. César Canepa, se estableció que el mineral contenido en el cobre concentrado posee las siguientes características:

- a. Los resultados de este estudio muestran que la distorsión en la granulometría del Concentrado de Cobre se debe a que el material tiende a formar grumos. Esto significa que los granos finos se pegan entre sí, haciendo que parezcan más grandes de lo que son y, por lo tanto, quedan atrapados en tamices que no les corresponden. Es muy probable que esto ocurra porque el operador, buscando una buena liberación, intenta moler el mineral lo más fino posible. Si bien la compleja mineralogía del yacimiento requiere una molienda enérgica, la mayoría de los minerales son frágiles por naturaleza. Por eso, es fundamental controlar estrictamente el proceso de clasificación para evitar la sobremolienda. Una medida adicional para corregir esto sería dosificar con mucho cuidado la relación entre floculantes y dispersantes.
- b. La calidad de nuestra muestra se ve comprometida por la cantidad de contaminantes, especialmente esfalerita, galena y pirita. Estos no solo aparecen como partículas mixtas (unidas a otros minerales), sino también como partículas libres.

Para solucionar esto, sugerimos ajustar los parámetros del proceso para asegurar que la galena se dirija correctamente al concentrado de plomo (Concentrado Pb). Sin embargo, no tiene sentido intentar deprimir la esfalerita y la pirita, ya que terminarían contaminando el Concentrado Pb de igual manera. En cuanto a las partículas mixtas, podríamos probar a remoler el material que es más grande que la malla 200 para mejorar su liberación. Pero ojo, esta medida debe ir de la mano con un control muy estricto del proceso de clasificación para evitar problemas.

- c. Según el diagrama de flujo de la planta, la muestra que estudiamos proviene de un circuito diseñado para separar cobre (Cu) y plomo (Pb). Aquí surge un punto importante: algunos de los minerales presentes, como la bournonita y la seligmannita, son sulfosales de cobre y plomo.

En pocas palabras, estos minerales son "menas dobles", lo que significa que sus metales (los cationes) no pueden separarse con un proceso físico como la flotación. En pocas palabras, estas menas pueden flotar tanto en el circuito de plomo como en el de cobre, y por lo tanto, inevitablemente contaminan uno u otro concentrado. Esta situación es algo que no podemos controlar actualmente. Este problema solo se resolverá cuando la minería llegue a niveles más profundos, pues es ahí donde estos sulfosales suelen dejar de aparecer.

- d. El problema de la calidad del concentrado comienza, de hecho, en el punto de alimentación del circuito donde separamos Cobre y Plomo. Para evitar que la esfalerita y la pirita estén presentes en exceso, debemos actuar a tiempo. Esto significa que necesitamos mejorar la eficiencia del Banco de Celdas, que es el encargado de enviar el mineral tanto al circuito de Cobre-Plomo como al de Zinc.

De acuerdo con el estudio realizado, se pueden extraer las siguientes conclusiones de los relaves:

- a. El estudio microscópico nos ha revelado algo importante: las pérdidas de valor que vemos en los análisis químicos no se deben a minerales que podamos identificar fácilmente con el microscopio óptico. Lo más probable es que estos minerales se estén escapando como granos ultrafinos, es decir, partículas extremadamente pequeñas.

Como es de esperar, la mayoría de estos granos ultrafinos se encuentran en la fracción de malla -325. Sin embargo, hemos notado un problema: debido a que el

material forma grumos con frecuencia (como se ve en las fotos), estos granos ultrafinos de mineral aparecen en casi todas las fracciones de tamaño, no solo en las más finas.

- b. Para optimizar la calidad del Concentrado de Cobre, es fundamental aplicar las medidas que ya mencionamos. Esto significa evitar la sobremolienda controlando de forma muy estricta el proceso de clasificación del material que alimenta el circuito de separación Cobre-Plomo (Cu-Pb).

Notablemente, nos sorprendió constatar que el uso de lime aumentó significativamente, pasando de 9.52 a 15.23 kg por metric ton (MT).

Este incremento inusual queda bajo observación para su análisis.

- A partir de la fecha de análisis, el molino se alimenta continuamente a razón de 2.89 toneladas métricas por hora (TMS/h). Hemos logrado normalizar la carga circulante, alcanzando un promedio del 250%. Además, se calculó que el índice de trabajo (Work Index) del molino es de 24.51 kWh/TM.
- Hacia finales de 2010, se procesaba un promedio de 55 toneladas métricas de mineral al día (TM/día). De este proceso, se obtenían dos tipos de concentrados:
- Concentrado Bulk: Este concentrado, con un promedio de 159.39 onzas de plata por tonelada corta (oz/TC), contenía también 46.27% de plomo (Pb) y 7.06% de zinc (Zn).
- Concentrado de Zinc: Este concentrado tenía 26.83 onzas de plata por tonelada corta (oz/TC), junto con un 0.48% de plomo (Pb) y un 50.47% de zinc (Zn).
- El análisis de granulometría del rebose del clasificador helicoidal mostró que el 63.58% del material era menor a la malla 200 (o menos de 74 micras).
- Durante la toma de datos de los parámetros y dosificaciones en la planta concentradora, se observaron los siguientes puntos:
- Se registró un alto consumo de cal (hidróxido de calcio). En una guardia de 8 horas (de 3 p.m. a 11 p.m.), se utilizaban aproximadamente 11 sacos de cal, lo que equivale a unos 220 Kg por guardia.
- El consumo de bolas para la molienda era de 40 Kg por día, lo que representa un factor de molienda de 0.8.

- Finalmente, las leyes de cabeza para el blending, tomadas el 03 de diciembre de 2009, fueron las siguientes: (asumo que la lista de leyes iría aquí).

	Ag. onz / tc	Pb %	Zn %
Mineral Olegario Nv. 3	22.89	2.75	9.89
Mineral palacios Nv. 3	17.79	5.91	9.69
Mineral Polo Nv. 6	22.02	4.22	18.17

Para el blending, o la mezcla del mineral, normalmente trabajamos con tres tipos de mineral: Olegario, Palacios y Polo. Nuestro objetivo ideal es siempre mezclarlos en una proporción 1:1:1 de cada uno.

Sin embargo, como siempre tenemos mineral de Olegario, pero a veces nos falta Palacios (no tenemos suficiente), la mezcla se hace de otra forma en esas ocasiones: dos partes de mineral Olegario por una parte de Polo. El resultado de esta mezcla es un promedio de 20.12 onzas por tonelada corta de plata (Ag), 4.22% de plomo (Pb) y 9.69% de zinc (Zn).

### **CHANCADO.**

Para fines de 2008, se estableció un **control de chancado muy estricto**: el objetivo era que el **60% del material fuera menor a la malla ¼** (es decir, de menos de 6 mm). Este parámetro debería usarse como referencia para asegurar un chancado correcto.

La **mall a de ¼ de pulgada** se fabricó utilizando una malla con orificios circulares de esa abertura, y se le colocaron soportes de madera en los laterales.

Es importante saber que, si bien lo ideal para alimentar el molino de bolas es que el 80% del material pase la malla de ¼ de pulgada, lograr esa finura

requeriría usar otro tipo de chancadora, como una cónica. Por lo tanto, con nuestro circuito actual de chancadoras de quijada, un 60% de paso por la malla de  $\frac{1}{4}$  de pulgada se considera un tamaño óptimo.

### **2.2.1. MOLIENDA.**

Se Agrega a fines del Año 2008, 35 kilogramos de Bolas de acero de 3 “al Molino, para obtener un promedio de 60 - 61 % menos malla 200 (74 micra), liberación óptima para la liberación de los minerales a recuperar; siendo el factor de molienda para dicho efecto 0.7, dato que debe ser considerado como un factor para evaluaciones posteriores.

El consumo de cal se redujo de 11 sacos por guardia a solamente 8 sacos, tal reducción se realizó por considerarlo innecesario y en todo caso era perjudicial en la recuperación de la plata.

PH de control a partir del 13 de diciembre el de 7.5 para el Bulk y 12 para el Zinc. La forma en que se realizaba tal control era insuficiente para el concentrado bulk; porque las mediciones se realizaban cuando el flotador observaba algún problema en la pulpa, lográndose de esta manera que la plata se desplazara al concentrado zinc.

La medición del Ph para el concentrado zinc lo realizaba en el relave, es decir justo antes de que llegara a la bomba Fima 3”\*3”, la cual indicaría que si tomaba la medición en el acondicionador de Zinc se estaría flotando Zinc a un Ph de 14.

A partir de Inicios del Año 2009, las mediciones se realizan cada hora, y el capataz debe realizar un control permanente de las dosificaciones de todos los reactivos, para lo cual se ha elaborado una hoja de control en donde se anota las dosificaciones, así como observaciones para posibles correcciones en futuro-según análisis químico.

Siendo el porcentaje de sólido en Molienda de 69.35 %, con una densidad de pulpa promedio de 1830 gr / lt.(densidad del mineral es de 2.89 gr/cc).

Se debe mencionar que según las observaciones realizadas el pH en el concentrado bulk debe ser 7.5, para lo cual el flotador debe tomar un recipiente

en el rebose del clasificador y esperar unos 5 minutos y en solución clara medir el pH, ya que medir directamente en la pulpa conlleva a errores.

Las dosificaciones deben ser los mencionados en el cuadro de abajo durante el proceso de molienda.

Reactivos	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Cal (kg / TM)	2.5	118.75	3562.50
AR – 1242	15.69	0.78	23.54
NaHSO <sub>3</sub>	182.04	7.37	221.18
NaCN	54.49	2.72	81.74
AR – Na	31.21	1.44	43.07
ZnSO <sub>4</sub>	340.18	16.16	484.76

### 2.2.2. CONCENTRADO BULK:

Manteniendo los parámetros ya antes mencionados, así como dosificación de los reactivos que se detallan, y un control estricto en el pH de 7.5.

Por observaciones se ha logrado deducir que cuando el pH del concentrado bulk sube a 8.0 el desplazamiento de plata al concentrado de zinc se hace evidente, obteniendo concentrados de Bulk con leyes de 136.64 – 176.02 oz / TC, 40.56 – 40.77 % Plomo y 7.06 – 7.27 % de Zinc, con un desplazamiento de la plata de 24.94 – 18.52 oz / TC. en el concentrado de zinc.

Cuando el Ph del concentrado bulk es 7.0 el desplazamiento de la plata se minimiza dando concentrados bulk con leyes de 146.85 – 150.64 oz / TC, 27.68 – 28.10 % Plomo y 7.67 – 6.76 % de Zinc con ley de plata en el concentrado de zinc de 8.46 – 10.79 oz / TC.

En control permanente del pH es primordial, siendo insuficiente el papel indicador de pH, para el control permanente se debería contar con un medidor digital de pH instalado en el rebose del clasificador o con uno portátil a cargo de los jefes de guardia; el equipo de medición digital debería ser considerado y evaluada por la Gerencia General.

Con un porcentaje de sólido de flotación de 19.95 % con una densidad de pulpa de 1140 gr / lt.

Reactivos - Celda Unitaria	gr / tm	kg - Día	Kg - Mensual
Z-11	39.01	1.77	53.25
ER-440	27.11	0.99	29.69

Reactivos Rebose del Clasificador	gr / tm	kg - Día	Kg - Mensual
Z-11	13	0.59	17.75
AR-1404	30.17	1.22	36.66

Reactivos Circuito de Plomo	gr / tm	kg - Día	Kg - Mensual
ZnSO <sub>4</sub>	226.79	10.77	323.18
ER-440	4.84	0.18	5.30
AR-1242	4.28	0.21	6.42

### 2.2.3. CONCENTRADO ZINC.

Manteniendo los parámetros, antes, mencionados así como la dosificación de reactivos que se detallan se obtendrán los resultados mencionados.

Cuando se controla el pH en el concentrado bulk las leyes de plata en el concentrado de zinc son bajas dando un promedio de 12.54 oz / TC y una ley de zinc de 56.32 % de zinc.

Por observaciones cuando se logra una ley promedio de 55 % de zinc en el concentrado de zinc, las leyes de plata el Relave es de 2 - 2.53 oz / TC.

Por lo que se recomienda una ley promedio de 51 – 52 % de zinc en el concentrado de zinc, para minimizar la ley de plata en el Relave menor a 2.0 oz / TC.

No se ha determinado un pH óptimo para el concentrado de zinc (no se cuenta con información, es decir tendría el mismo efecto flotar a un pH de 12 o 14).

Optimizar el Ph de flotación sería una forma de disminuir el consumo de cal, así como también de reducir el Ph de las aguas en la cancha de relave, observación mencionada por el Ministerio de Energía y Minas (Ing. Condor) en su visita de inspección a la planta concentradora.

Con un porcentaje de sólido de 10 % en la flotación, siendo la densidad de pulpa de 1070 gr / lt.

<b>Reactivos Relave de Plomo</b>	<b>gr / tm</b>	<b>kg - Dia</b>	<b>Kg – Mensual</b>
Cal	12128.1	570.02	18192.15
CuSO4	612.98	29.12	919.47
AR – 131	15.12	0.53	22.68

<b>Reactivos Acondicionador de Zn</b>	<b>gr / tm</b>	<b>kg - Dia</b>	<b>Kg – Mensual</b>
Z-6 / Z-11	312.06	14.20	425.96
AR –Na	156.03	7.18	215.32

<b>Reactivos Circuito de Zn</b>	<b>gr / tm</b>	<b>kg - Dia</b>	<b>Kg – Mensual</b>
Z-6 / Z-11	312.06	14.20	425.96
D - 250	30.55	1.45	43.53

#### 2.2.4. RELAVE FINAL

A partir del 13 de diciembre de 2008, las leyes promedios son de 2.04 oz / TC, 0.26 % Plomo y 1.16 % de Zinc, manteniendo los parámetros sugeridos con anterioridad las leyes en el relave se minimizan lográndose bajar la ley de zinc a 0.66 – 0.71 % zinc en los relaves.

Siendo el porcentaje de sólidos del relave de 7.28 % con una densidad de pulpa de 1050 gr / lt.

#### 2.2.5. CONSUMO TOTAL DE REACTIVOS

Reactivos	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Cal ( KG / TM)	16.138	758.49	22754.64
ZnSO4	566.96	26.93	807.92
NaHSO3	182.04	7.37	221.18
NaCN	54.49	2.72	81.74
AR- 1404	271.5	11.00	329.87
AR - 1242	19.97	1.00	29.96
Z – 6	312.06	14.20	425.96
Z – 11	364.08	16.57	496.97
CuSO4	612.98	307.07	9212.17
D – 250	81.47	3.87	116.09
AR – Na	187.24	8.61	258.39
AR - 131	15.12	0.53	15.88
ER – 440	31.96	1.17	35.00

#### 2.2.6. MINA

Minera Huinac S.A.C., el titular actual de la Unidad Económica Administrativa (UEA) Admirada Atila y la Concesión Amapola 5, lleva a cabo sus actividades de extracción y explotación en un total de siete concesiones mineras.

De estas, las concesiones Fulgencio I y Fulgencio VII, Juan, Susana, Madrugada II y Madrugada III se encuentran en la Microcuenca de la Quebrada Montecristo y Macshay 1. Por otro lado, las concesiones Admirada Atila y Amapola están

ubicadas en la microcuenca Huinac. Todas las concesiones mencionadas se ubican en el paraje Huinac desde el Año 2000.

Cabe destacar la mineralización Localizada en esta concesión es considerada parte de la subprovincia metalogénica denominada Metalotecto Polimetálico de los Andes del Norte, llamada así en base a su litología encajonante favorable para la mineralización, control estructural (fallamientos y fracturamientos) y magmatismo asociado.

Las operaciones mineras de extracción y explotación se realizan mediante minado subterráneo, utilizando el método de corte y relleno ascendente, se extraen minerales con leyes químicas de 8 % Plomo (Pb), 13 % de Zinc (Zn) y 20 oz / tc de Plata (Ag), el mineral extraído es transportado a la planta de Beneficio Quilcay, ubicado en el distrito de Independencia, de la ciudad de Huaraz (distante 63 Km., a la mina).

#### **2.2.7. DESCRIPCION DE LAS OPERACIONES MINERAS.**

##### **Explotación: Método de Corte y Relleno ascendente.**

Considerando un ancho de veta entre 0.20 y 0.60 m, la producción mensual a obtener por este método será de alrededor de 750 tmh / mes.

La explotación del yacimiento será subterránea y por el método convencional de corte y relleno ascendente, que consiste en cortar una tajada horizontal de mineral de veta con taladros verticales (perforación neumática) de 1.2 m. de longitud, a la vez se usa el sistema de circado por vetas angostas con potencias entre 0.2 a 0.6 m. la malla de perforación en los tajos será de 0.75 \* 0.6 m. el carguío de los taladros se realizara con dinamita de 65 % con cartuchos de 7/8” \* 7”, para la voladura de los taladros se utilizara fulminante y guía de seguridad.

Las galerías tienen una sección de 6’ \* 7’ a través de las cuales, se realizará el transporte de interior mina a superficie utilizando carros mineros U35, con capacidad de dos toneladas impulsados manualmente para luego ser clasificados y trasladados a la tolva de gruesos y de aquí son transportados por terceros en

volquetes de 6 m. cúbicos a la planta Concentradora de Beneficio, que existe en la ciudad de Huaraz a 63 Km. de distancia de la Mina.

El desmonte de mina y/o material estéril excedente del relleno, sin valor económico constituido por calizas, silicio (pórfido dáctico), volcánicos y mineral de baja ley son depositados en plataformas ubicadas en el exterior cercanas a la bocamina de la galería.

La clasificación del mineral se realizará en forma manual con lampas acarreado hacia la tolva mediante carretillas.

En las labores de exploración, desarrollo y preparación se utilizan los mismos equipos de explotación, agregándose a ellos perforadoras stopper para chimeneas con sección de 4' x 4', y un cargador con bastidor y motor, con capacidad de carga útil de 2.5 TM.

El rendimiento del método de explotación es de 1.1 TM / hombre – guardia (El sircado es perforar todo el material estéril, efectuando el disparo se limpia el desmonte, luego se perfora solamente la veta y se dispara consiguiendo un mineral con altas leyes, este proceso incide en el mayor número de explosivos).

#### **2.2.8. Secuencia de Minado.**

El ciclo de minado implica varias etapas clave: primero, la perforación y voladura para fragmentar el material; luego, la limpieza del tajo y el relleno de las áreas excavadas; y finalmente, el acarreo y transporte del mineral.

**Perforación:** Para la perforación, usamos equipos neumáticos Atlas Copco BBC-16W Puma. Los taladros que hacemos tienen una profundidad de 1.2 metros y un diámetro de 0.034 metros. La distribución de estos taladros, lo que llamamos la "malla de perforación", es de 0.75 por 0.60 metros.

**Carguío y Voladura.** Estos taladros se cargan con explosivos y se detonan, generando 5.90 metros cúbicos de material fragmentado por cada frente.

**Ventilación:** Después del disparo, se deja pasar un tiempo específico para permitir que el área se ventile. Esta ventilación se logra bombeando aire directamente al frente de disparo.

**Limpieza y extracción del mineral:** Después de que el área de disparo esté bien ventilada, se procede a limpiar y extraer todo el material fragmentado. Este material se deposita en las canchas de desmonte o de mineral, según corresponda.

**Depósito de Desmonte:** A solo 100 metros de la bocamina, hemos habilitado una amplia zona para guardar el desmonte. El material de suelo que se extraiga de ahí se reservará para usarlo en el plan de cierre de ese mismo depósito. Se calcula que este depósito puede almacenar aproximadamente 12,000 metros cúbicos.

**Deposito del Mineral:** Para este propósito, se construyó una tolva de almacenamiento tipo chute con capacidad para 200 toneladas métricas (TM). Esta tolva, ubicada a solo 50 metros de la bocamina, asegura que el mineral pueda ser transportado eficientemente por camiones volquetes de terceros hasta la planta concentradora de beneficio en Huaraz.

**Transporte del Mineral.:** Para mover el mineral dentro de la mina, usamos carros mineros U 35 con capacidad de 2 toneladas, que son impulsados manualmente. Una vez clasificado, el material se lleva a las tolvas de gruesos. De ahí, volquetes de 6 metros cúbicos se encargan de transportarlo a la planta concentradora, que se encuentra en la ciudad de Huaraz, en el departamento de Ancash.

## **2.3. Definiciones básicas**

### **2.3.1. El cobre gris.**

Este concentrado contiene plata, que se encuentra principalmente como partículas libres y cuya cantidad aumenta a medida que las mallas son más finas. La plata, además, suele formar crecimientos sencillos con galena, esfalerita y pirita.

Es común ver la pirita como inclusiones "relictas" (restos antiguos) dentro del cobre gris. También vemos a menudo que el cobre gris se mezcla de forma compleja con sulfosales de cobre-plomo, o que aparece junto a combinaciones como esfalerita con galena, esfalerita con pirita, galena con pirita y galena con gangas.

Los sulfosales de cobre-plomo (Cu-Pb) se componen de seligmanita y bournonita. La seligmanita es la que más abunda en las mallas más gruesas.

Si bien es cierto que algunos de estos minerales se encuentran como partículas sueltas, es muy frecuente verlos formando estructuras simples junto a la galena y el cobre gris, y en menor medida, con la esfalerita.

La calcopirita es un mineral poco abundante aquí. A veces, se encuentra como partículas libres, sobre todo en los tamaños de mineral más grandes. Otras veces, forma crecimientos sencillos con esfalerita o combinaciones más complejas con cobre gris y/o esfalerita.

### **2.3.2. La esfalerita.**

Este mineral es, en su mayoría, del tipo blenda, y por lo general se presenta como partículas libres. También lo encontramos formando crecimientos de geometría simple con galena, y con menos frecuencia con pirita. A veces, aparece en crecimientos complejos, unido a combinaciones de cobre gris/calcopirita, cobre gris/galena, cobre gris/pirita y galena/pirita.

### **2.3.3. La galena**

Se presenta tanto como partículas libres como formando conjuntos sencillos con cobre gris, esfalerita, pirita y sulfosales de cobre-plomo.

Además, constituye entre crecimientos complejos con cobre gris/esfalerita, cobre gris, pirita, cobre gris/gangas y esfalerita/pirita, principalmente.

#### **2.3.4. La enargita.**

Es muy escasa, generalmente forma entre crecimientos complejos con cobre gris, esfalerita y galena.

La piritita es porosa y se encuentra generalmente como partículas libres, también suele formar amarres de geometría simple con cobre gris y/o esfalerita y algo más complejos con cobre gris/piritita, cobre gris/galena y esfalerita/galena.

#### **2.3.5. Cinética de flotación por García – Zúñiga.**

García - Zúñiga establece una analogía algebraica con las ecuaciones de reacción de cinética química de primer orden, subrayando que en la flotación, la recuperación de una especie valiosa se mide por una función exponencial del tiempo.

$$R = R_{\infty} (1 - e^{-k.t}) \quad (3.2)$$

### **2.4. Formular hipótesis**

#### **2.4.1. Hipótesis general**

creemos que, si utilizamos diseños experimentales, Lograremos la máxima recuperación de la Evaluación de colectores específicos de Ag-Pb para mejorar el contenido de Ag en el Pb.

#### **2.4.2. Hipótesis específica**

Diseñaremos el mejor diagrama de flujo posible para el tratamiento de la Evaluación de colectores específicos de Ag-Pb para mejorar el contenido de Ag en el Pb.

Analizaremos cómo influyen las variables clave del proceso de flotación en la Evaluación de colectores específicos de Ag-Pb para mejorar el contenido de Ag en el Pb.

Las Evaluaciones de colectores específicos de Ag-Pb es una buena opción para mejorar la recuperación Ag en el Pb.

## 2.5. Operacionalizar variables

La flotación es un proceso con muchísimas variables, y todavía necesita de incontables estudios y explicaciones para entender todos sus detalles. Esto se debe, más que nada, a que no se conocen bien todas las variables de flotación. De hecho, algunos expertos señalan que hay hasta 37 variables distintas que influyen en el proceso.

Stherland y Wark los clasificaron según las **fases que producen**, de la siguiente manera:

### a. Variables relacionadas con la materia prima (mineral):

- Cómo se presenta el mineral (su forma mineralógica).
- Con qué otros materiales están asociados.
- Si tiene impurezas o sales solubles.
- El pH natural del mineral.
- Qué tan oxidado está el mineral.
- Si se oxida durante su extracción (explotación).
- Cuánta agua útil de cristalización contiene.

### b. Variables relacionadas a los procesos previos de Molienda y Clasificación:

- Durante la molienda, el mineral está expuesto a la oxidación.
- Tamaño de liberación (fineza de partículas, diferente asociación).
- Grado de dureza de los minerales (de cada componente).
- Tiempo en el circuito de molienda.
- Molienda diferencial.

- Adición de reactivos durante la molienda.

**c. Variables relacionadas al agua:**

- Las impurezas que el agua trae disueltas, y que a menudo no se eliminan antes de usarla, pueden tener consecuencias, tanto buenas como malas.
- La presencia de gases disueltos, como el H<sub>2</sub>S o el SO<sub>4</sub>, también influye.
- El nivel de alcalinidad o acidez del agua (su pH) es otro factor importante.
- La dureza del agua también juega un papel clave.

**d. Variables relacionadas al acondicionamiento:**

- La densidad de la pulpa (la mezcla de mineral y agua).
- Los lugares exactos donde se añaden los reactivos, así como el uso de cualquier reactivo adicional.
- La cantidad y la forma en que se agregan los reactivos.
- El tamaño de los acondicionadores y de las celdas de flotación.
- El tiempo de acondicionamiento.
- Factores como la temperatura, la agitación y el pH.

**e. Variables relacionadas a la flotación:**

- La densidad de la pulpa (la mezcla de mineral y agua).
- El pH de la pulpa.
- El tiempo de flotación.
- El nivel de la espuma.
- La carga circulante (la cantidad de material que recircula en el proceso).
- El tamaño de las partículas.
- La intensidad y el tipo de aireación.
- La temperatura de la pulpa y del agua.
- Los reactivos específicos para cada circuito y sus dosis.

**f. Variables relacionadas a las máquinas de flotación:**

- El tipo de máquina que se utiliza.
- La cantidad de potencia que consume.
- Qué tan alta está la zona de espumas.

- El nivel de agitación.
- El grado de aireación (cuánto aire se introduce).

Para llevar a cabo esta investigación, se analizaron algunas de las variables que se han mencionado previamente.

## Capítulo III. Marco Metodológico

### 3.1. Diseño de metodología

#### **Tipo Investigación**

Es aplicado, porque permite resolver problema entre la sociedad y empresa recibiendo apoyo de investigación básica; descriptivo - correlacional, obtenida información de las variables, con enfoque cuantitativa, la información recopilada de las pruebas pre experimentales se analizan y contrasta resultados al plantearse la hipótesis (Hernandez, Fernandez, & Baptista, 2014)

#### **Método Investigación**

Método Cuantitativo.

#### **Procedimiento de estrategia en contratación hipótesis**

Para prueba hipótesis, se emplean datos estadístico relacionados entre ambas variables. A continuación, se analizan estadísticamente resultados.

### 3.2. Población y muestra

#### **3.2.1. Población**

La población de estudio se compone de 10 kilogramos de minerales oxidados.

#### **3.2.2. Muestra .**

Para nuestro estudio, una muestra de 500 gramos de mineral será sometida a los procesos de chancado, molienda y análisis granulométrico. Realizaremos pruebas de molienda en diferentes intervalos de tiempo (5, 10, 15 y 20 minutos) con el fin de determinar el tiempo óptimo de molienda.

### **3.3. Fuentes y técnicas, recolección de información.**

Es la materia prima, llegando a explorar, describir y explicar hechos o fenómenos que definen un problema de investigación (Mendez Alvarez, 2012). Por tal razón definimos las técnicas medios emplearse en recolectar datos, y las fuentes en adquirir tal información, hechos o documentos. De investigación se muestran continuación:

#### **3.3.1. Fuentes secundarias y primarias:**

Toda investigación, acude al tipo de fuente secundaria, suministra información básica; Bibliotecas: libros, periódicos y Otros materiales documentales: tesis, revistas.

#### **3.3.2. Fuentes Primarias:**

Directamente suministra el investigador, a través de relatos o escritos por los participantes en suceso o acontecimiento, como: El investigador, siguiendo lo propuesto por Méndez Álvarez (2012), realizó observaciones directas y fue parte activa del grupo. Para analizar la información, se utilizaron técnicas de codificación y tabulación.

Una vez que tenemos la muestra completa, lo siguiente es dividirla en muestras representativas y codificarlas. Esto nos permite tener un control más preciso y organizado. Es crucial estar en contacto directo con la muestra, actuando siempre con cautela y orden: Figuras 5, 6, 7 y 8.

#### **Técnicas:**

- Análisis documental
- Observación

#### **Instrumentos:**

- Bibliotecas
- Datos observaciones.
- Entrevistas.

### **3.4. Tratamiento de información**

Determina los procedimientos para codificación y tabulación, el recuento, clasificación y ordenación de la información en tablas o cuadros. (Mendez Alvarez, 2012).

#### **3.4.1. Análisis Documental**

Tabulada y ordenada, sometido a tratamiento “técnica análisis matemático” carácter estadístico (Mendez Alvarez, 2012). Mediante observación y respectivo instrumento: interrelaciones entre personas, situaciones o circunstancias, eventos suceden a través del tiempo.

#### **3.4.2. Técnica estadísticas**

Una vez que se tiene la muestra completa, lo siguiente es dividirla en porciones que la representen fielmente y asignarles códigos. Esto ayuda a llevar un control preciso y ordenado. Es crucial manejar la muestra directamente, siempre con cuidado y de forma organizada.

## Capítulo IV. Analisis de los Resultados

MT-4220

Producto	Tiempo (min)	%Peso	Leyes (% y oz/TM)					Distribución (%)					Factor Metalúrgico				
			Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
FLASH	1.5	2.14	64.17	1.66	37.58	3.59	4.98	45.21	5.12	66.23	2.80	1.12	953.81	12.22	2046.62	3.48	1.20
ROUGHER BULK 1	4.5	3.29	25.21	9.86	7.45	6.69	14.02	27.30	46.72	20.18	8.03	4.86	226.30	662.56	123.64	18.59	14.66
ROUGHER BULK 2	7.5	3.72	10.03	5.1	1.27	8.66	17.52	12.25	27.26	3.88	11.72	6.86	40.41	199.95	4.05	35.13	25.83
Relave		90.85	0.51	0.16	0.13	2.34	9.11	15.23	20.91	9.71	77.45	87.16					
Cabeza Calculada		100.00	3.04	0.70	1.22	2.89	4.65	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00					
Cabeza Ensayada			2.51	0.69	1.55	2.81	10.59										

Producto	Tiempo (min)	Leyes (% y oz/TM)					Distribución Acumulada (%)					Factor Metalúrgico Acumulado				
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc 1	1.5	64.17	1.66	37.58	3.59	4.98	45.21	5.12	66.23	2.80	1.12	953.81	12.22	2046.62	3.48	1.20
Conc 1+2	4.5	40.57	6.63	19.33	5.47	10.46	72.51	51.83	86.41	10.83	5.99	1180.12	674.77	2170.26	22.07	15.87
Conc 1+2+3	7.5	28.17	6.01	12.00	6.76	13.32	84.77	79.09	90.29	22.55	12.84	1220.52	874.73	2174.31	57.20	41.70

Colector 1

Producto	Tiempo (min)	%Peso	Leyes (% y oz/TM)					Distribución (%)					Factor Metalúrgico				
			Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
FLASH	1.5	3.23	28.42	2.99	29.82	5.53	7.15	34.01	14.76	62.66	6.25	2.71	357.51	67.32	1213.76	11.96	4.17
ROUGHER BULK 1	4.5	3.01	26.36	7.31	11.35	11.34	9.85	29.37	33.60	22.21	11.94	3.48	286.41	374.71	163.74	46.84	7.38
ROUGHER BULK 2	7.5	3.39	10.29	4.66	2.61	10.43	10.5	12.89	24.07	5.74	12.34	4.17	49.05	171.15	9.73	44.53	9.42
Relave		90.37	0.71	0.2	0.16	2.2	8.45	23.73	27.58	9.39	69.47	89.63					
Cabeza Calculada		100.00	2.70	0.66	1.54	2.89	4.65	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00					
Cabeza Ensayada			2.51	0.69	1.55	2.81	10.59										

Producto	Tiempo (min)	Leyes (% y oz/TM)					Distribución Acumulada (%)					Factor Metalúrgico Acumulado				
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc 1	1.5	28.42	2.99	29.82	5.53	7.15	34.01	14.76	62.66	6.25	2.71	357.51	67.32	1213.76	11.96	4.17
Conc 1+2	4.5	27.43	5.07	20.91	8.33	8.45	63.38	48.35	84.87	18.19	6.20	643.92	442.03	1377.50	58.80	11.55
Conc 1+2+3	7.5	21.40	4.93	14.48	9.07	9.17	76.27	72.42	90.61	30.53	10.37	682.98	613.18	1387.23	103.33	20.97

Colector 2

Producto	Tiempo (min)	%Peso	Leyes (% yoz/TM)					Distribución (%)					Factor Metalúrgico				
			Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
FLASH	1.5	3.37	26.38	3.66	29.48	3.72	6.43	34.24	18.33	69.68	4.38	2.40	348.00	99.71	1441.44	5.64	3.32
ROUGHER BULK 1	4.5	4.53	18.07	6.25	5.87	7.44	11.77	31.53	42.05	18.64	11.77	5.90	219.70	390.64	76.78	30.31	14.93
ROUGHER BULK 2	7.5	4.40	8.62	3.27	1.59	7.47	9.98	14.61	21.37	4.91	11.48	4.86	48.57	103.89	5.47	29.68	10.43
Relave		87.71	0.58	0.14	0.11	2.36	8.94	19.61	18.25	6.77	72.36	86.84					
Cabeza Calculada		100.00	2.59	0.67	1.43	2.89	4.65	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00					
Cabeza Ensayada			2.51	0.69	1.55	2.81	10.59										

Producto	Tiempo (min)	Leyes (% yoz/TM)					Distribución Acumulada (%)					Factor Metalúrgico Acumulado				
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc 1	1.5	26.38	3.66	29.48	3.72	6.43	34.24	18.33	69.68	4.38	2.40	348.00	99.71	1441.44	5.64	3.32
Conc 1+2	4.5	21.61	5.14	15.94	5.85	9.49	65.77	60.37	88.32	16.15	8.30	567.70	490.35	1518.22	35.94	18.25
Conc 1+2+3	7.5	16.96	4.47	10.81	6.43	9.67	80.39	81.75	93.23	27.64	13.16	616.27	594.24	1523.69	65.62	28.68

Colector 3

Producto	Tiempo (min)	%Peso	Leyes (% y oz/TM)					Distribución (%)					Factor Metalúrgico				
			Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
FLASH	1.5	2.69	26.68	1.89	38.76	3.21	4.66	27.33	7.76	60.70	3.04	1.37	277.92	22.40	1370.90	3.37	1.38
ROUGHER BULK 1	4.5	3.83	22.31	7.06	12.61	7.43	10.7	32.57	41.31	28.15	10.02	4.50	276.99	445.54	206.82	25.76	10.35
ROUGHER BULK 2	7.5	3.41	13.95	4.76	2.18	8.26	9.82	18.12	24.79	4.33	9.91	3.67	96.36	180.22	5.50	28.32	7.76
Relave		90.07	0.64	0.19	0.13	2.43	9.15	21.97	26.14	6.82	77.04	90.45					
Cabeza Calculada		100.00	2.62	0.65	1.72	2.89	4.65	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00					
Cabeza Ensayada			2.51	0.69	1.55	2.81	10.69										

Producto	Tiempo (min)	Leyes (% y oz/TM)					Distribución Acumulada (%)					Factor Metalúrgico Acumulado				
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc 1	1.5	26.68	1.89	38.76	3.21	4.66	27.33	7.76	60.70	3.04	1.37	277.92	22.40	1370.90	3.37	1.38
Conc 1+2	4.5	24.11	4.93	23.39	5.69	8.21	59.90	49.07	88.85	13.05	5.87	554.91	467.94	1577.72	29.13	11.73
Conc 1+2+3	7.5	20.62	4.87	16.11	6.57	8.76	78.03	73.86	93.18	22.96	9.55	651.27	648.16	1583.22	57.45	19.49

**Colector 4**

Producto	Tiempo (min)	%Peso	Leyes (% y oz/TM)					Distribución (%)					Factor Metalúrgico				
			Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
FLASH	1.5	3.49	20.06	3.25	24.62	3.84	7.66	34.28	18.21	72.36	4.82	2.72	337.14	95.11	1501.73	6.40	4.48
ROUGHER BULK 1	4.5	3.93	13.70	6.78	4.47	5.61	11.46	26.40	42.85	14.82	7.94	4.59	177.24	466.90	55.84	15.41	11.31
ROUGHER BULK 2	7.5	4.31	6.75	2.65	1.34	5.89	9.75	14.28	18.37	4.86	9.14	4.26	47.24	78.24	5.48	18.63	8.98
Relave		88.27	0.58	0.145	0.11	2.46	9.84	25.04	20.57	7.96	78.11	88.41					
Cabeza Calculada		100.00	2.04	0.82	1.19	2.89	4.65	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00					
Cabeza Ensayada			2.51	0.69	1.55	2.81	10.59										

Producto	Tiempo (min)	Leyes (% y oz/TM)					Distribución Acumulada (%)					Factor Metalúrgico Acumulado				
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc 1	1.5	20.06	3.25	24.62	3.84	7.66	34.28	18.21	72.36	4.82	2.72	337.14	95.11	1501.73	6.40	4.48
Conc 1+2	4.5	16.89	5.12	13.94	4.78	9.67	60.69	61.06	87.18	12.75	7.31	514.39	562.02	1557.57	21.80	15.78
Conc 1+2+3	7.5	13.03	4.21	9.31	5.19	9.70	74.96	79.43	92.04	21.89	11.59	561.63	640.25	1563.05	40.43	24.76

**Colector 5**

Producto	Tiempo (min)	%Peso	Leyes (% y oz/TM)					Distribución (%)					Factor Metalúrgico				
			Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
FLASH	1.5	3.16	25.86	3.16	38.60	4.52	6.74	33.81	12.03	65.65	5.01	2.37	361.49	45.76	1363.33	7.83	3.44
ROUGHER BULK 1	4.5	4.09	17.04	6.67	8.21	8.03	9.82	29.02	32.81	18.05	11.49	4.47	206.09	263.47	79.71	31.94	9.44
ROUGHER BULK 2	7.5	3.86	8.29	8.02	4.99	6.25	11.82	13.35	37.29	10.37	8.46	5.09	46.16	360.02	27.83	18.29	12.93
Relave		88.89	0.64	0.17	0.12	2.41	8.89	23.82	17.87	5.93	75.04	88.07					
Cabeza Calculada		100.00	2.40	0.83	1.86	2.89	4.65	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00					
Cabeza Ensayada			2.51	0.69	1.55	2.81	10.59										

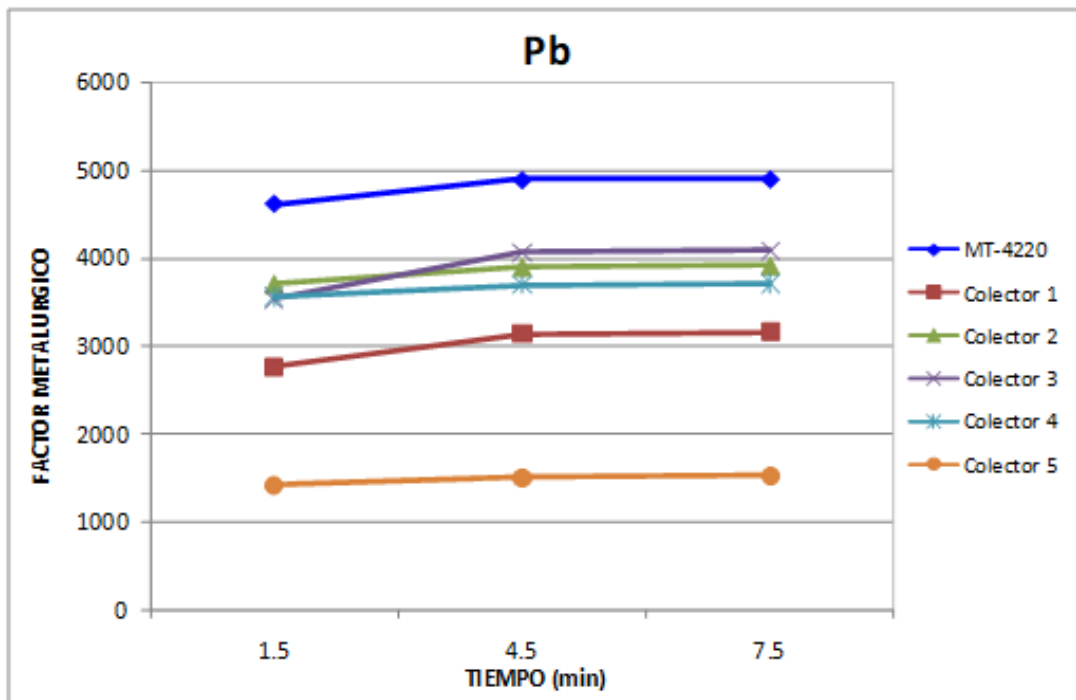
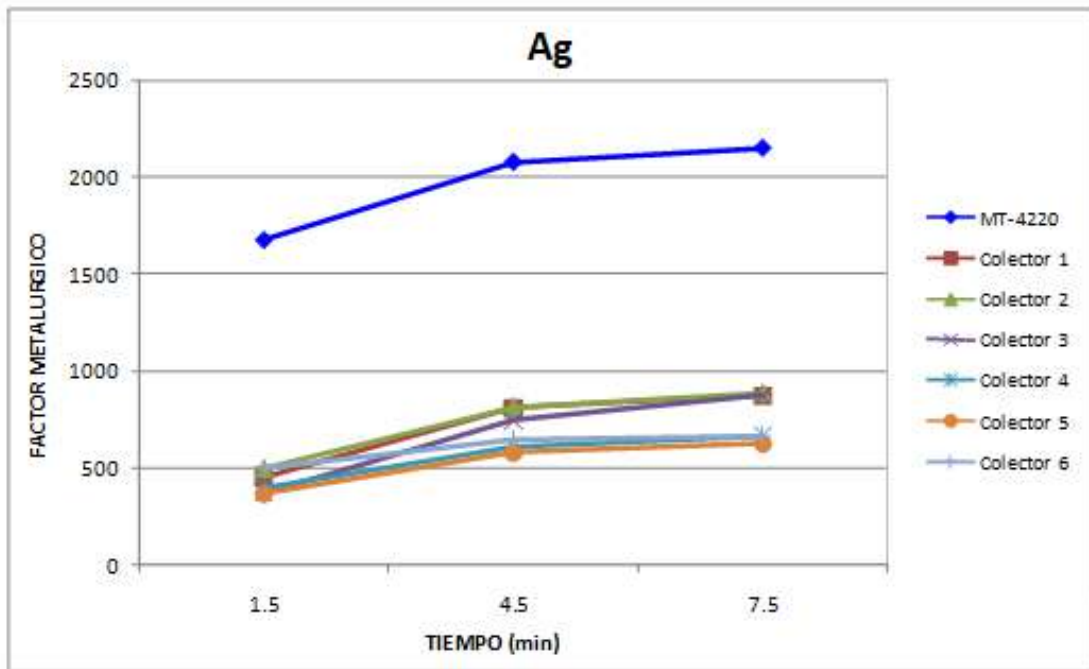
Producto	Tiempo (min)	Leyes (% y oz/TM)					Distribución Acumulada (%)					Factor Metalúrgico Acumulado				
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc 1	1.5	25.86	3.16	38.60	4.52	6.74	33.81	12.03	65.65	5.01	2.37	361.49	45.76	1363.33	7.83	3.44
Conc 1+2	4.5	20.80	5.14	21.47	6.50	8.48	62.83	44.84	83.70	16.50	6.85	567.57	309.23	1443.04	39.77	12.89
Conc 1+2+3	7.5	16.45	6.14	15.74	6.41	9.64	76.18	82.13	94.07	24.96	11.93	613.73	669.25	1470.87	58.06	25.82

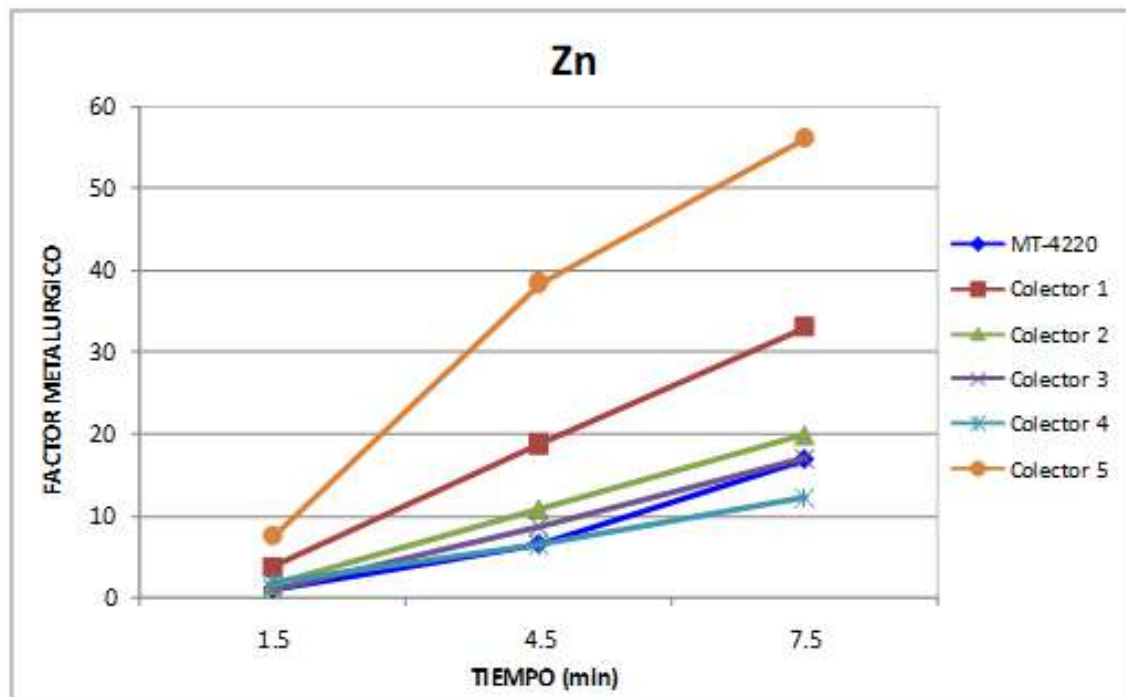
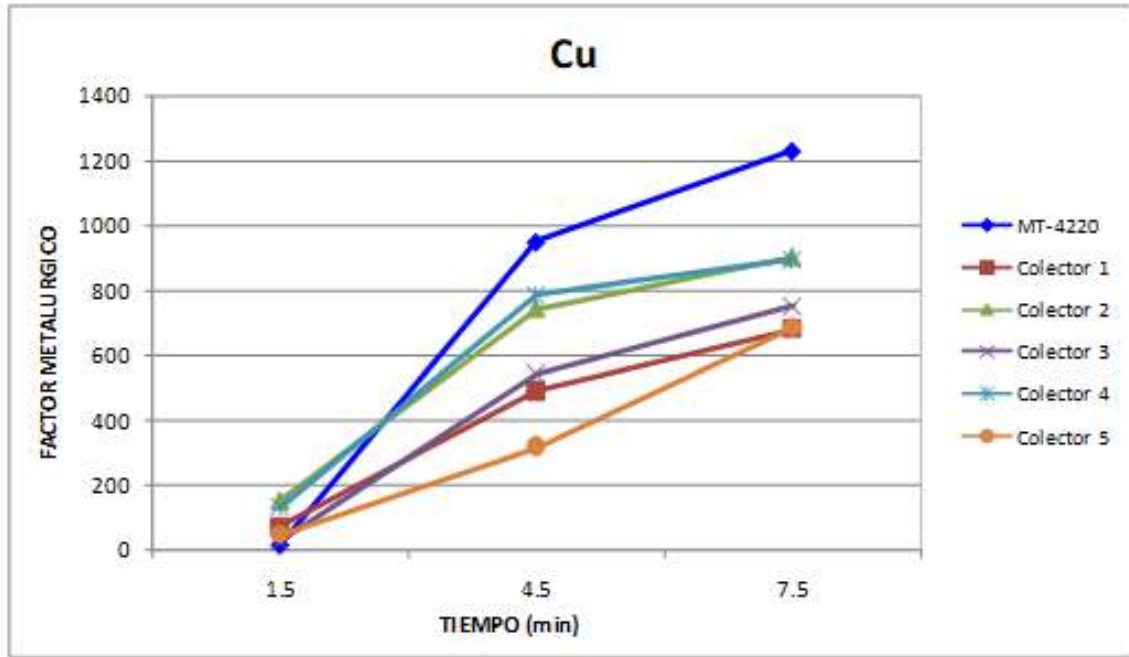
Colector6

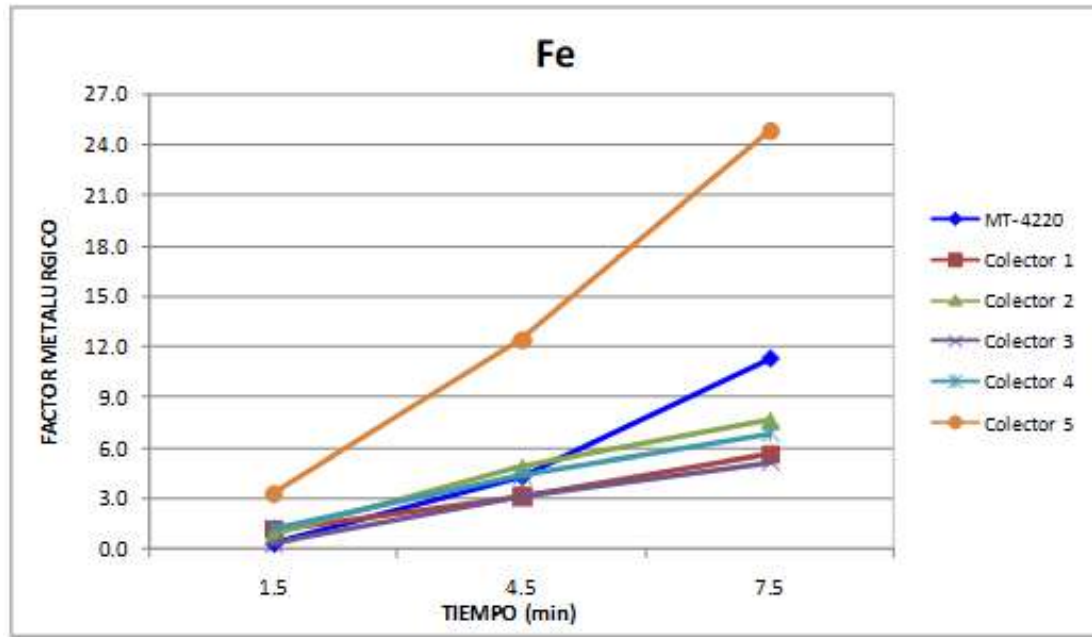
Producto	Tiempo (min)	%Peso	Leyes (% yoz/TM)					Distribución (%)					Factor Metalúrgico				
			Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
FLASH	1.5	4.11	26.62	3.11	34.82	4.04	7.24	45.57	15.38	76.94	5.81	3.31	484.16	65.13	1507.15	8.13	5.16
ROUGHER BULK 1	4.5	3.42	15.82	8.23	4.6	6.4	9.08	22.54	33.88	8.46	7.67	3.46	142.35	379.69	21.90	16.98	6.76
ROUGHER BULK 2	7.5	3.38	5.79	3.72	1.01	6.28	11.2	8.15	15.13	1.84	7.41	4.22	18.82	76.63	1.05	16.04	10.15
Relave		86.56	0.71	0.21	0.13	2.57	9.84	25.52	21.78	5.96	77.93	94.93					
Cabeza Calculada		97.47	2.51	0.73	1.78	2.89	4.65	101.78	86.16	93.20	98.82	105.92					
Cabeza Ensayada			2.51	0.69	1.55	2.81	10.59										

Producto	Tiempo (min)
Conc 1	1.5
Conc 1+2	4.5
Conc 1+2+3	7.5

Leyes (% yoz/TM)					Distribución Acumulada (%)					Factor Metalúrgico Acumulado				
Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
26.62	3.11	34.82	4.04	7.24	44.77	17.85	82.55	5.88	3.13	484.16	65.13	1507.15	8.13	5.16
21.71	5.44	21.09	5.11	8.08	66.92	57.17	91.63	13.64	6.40	626.51	444.82	1529.04	25.10	11.92
16.78	4.90	14.87	5.47	9.04	74.93	74.72	93.60	21.13	10.38	645.33	521.45	1530.10	41.14	22.07







## Capítulo V. Discusion

### 5.1. Discutir los resultados

En este periodo se realizó en forma estricta los análisis granulométricos en toda la planta y así tener una idea del comportamiento granulométrico del mineral en los diferentes puntos.

También se puede apreciar que la carga circulante que de un inicio era de 300 % se redujo a 249.9 %, lográndose con esta medida un aumento considerable de tratamiento de mineral, es decir darle mas capacidad a nuestro molino

Para el presente Periodo se realizó el tratamiento del mineral oxidado con las siguientes observaciones:

El pH natural es de 1.5, se lavo cuatro veces y el pH aumento a 2.3; con lo cual se procedió a agregar cal directamente al mineral con la finalidad de disminuir su acidez – la relación fue; por cada 10 TM de mineral oxidado una bolsa de cal (22 kilos aproximadamente).

Durante su tratamiento cuando su pH supera el 7.0 se tiene problemas de los reactivos, se debilitan disminuyendo su poder colector principalmente el los Xantatos y Ditiolfosfatos.

El silicato de sodio origina mayor desplazamiento de la plata hacia el relave

El sulfuro de sodio adicionado al molino origina un incremento de la plata en el relave.

Las variaciones con respecto a los espumante son varios al inicio no resulto el ER-440, por lo cual se procedió a utilizar Metil amyl alcohol para finalmente utilizar D-250 conjuntamente con el AR-2510.

Al final se trabajó con un pH de 4.0 promedio en el circuito de Plomo y un pH 5.0 – 6.0 en el circuito de zinc.al inicio del tratamiento se tuvo problemas con la dosificación de la cal porque los alimentadores no eran los suficientes para dosificar en forma continua gran cantidad de cal requerida, pero después de la adición de cal al mineral se pudo trabajar en forma continua y uniforme sin complicaciones en la espumación.

El uso del cianuro para el mineral oxidado origina gran desplazamiento de plata al relave.

El sulfuro de sodio adicionado en la celda cerrado mejora la recuperación en el circuito de zinc de la plata.

Siguiendo los cuidados mencionados se puede obtener un Relave de 2.71 oz / tc análisis realizado el 27 de Diciembre.

A partir del 02 de Enero de 2009 se ha realizado la mezcla de mineral sulfurado con el concentrado del mineral oxidado en relación de 8 a 1 ; siendo el tratamiento diario de 16, mineral de tratamiento normal, con dos del concentrado del mineral oxidado, lográndose los mismo resultados; pero se debe tener presente lo siguiente:

El pH de tratamiento en el circuito de plomo es de 11.6 llegando hasta 12.0, este incremento se debe a que si disminuye el pH de tratamiento las espumas se debilitan llegando incluso a que el celda unitaria no se obtenga ningún concentrado.

Un aumento de todos los Ditiofosfatos como AR -2510 y AR-131 en un 25 % del consumo normal.

Un aumento del Ditiofosfato AR-1242 en el circuito de zinc en 300 % del consumo normal.

A Sugerencia se realizó la prueba de mezclar el mineral Normal con el mineral oxidado en una relación de 70 a 30 % respectivamente para ser flotado en la celda de laboratorio observando lo siguiente.

El pH natural es de 2.6

Durante el tratamiento se observa la activación de zinc en el concentrado de plomo.

El pH de tratamiento fue de 9.3.

## Capítulo VI. Conclusiones y recomendaciones

### 6.1. Conclusion:

- En los gráficos de Factor Metalúrgico vs Tiempo de flotación tenemos que para la Ag, Pb y Cu la mayor performance es para el estándar de Raura, es decir el uso del MT-4220.
- La activación de Zn también es menor con el estándar de Raura.
- No hay colector ni mezcla de ellos que supere la performance metalúrgica del estándar de Raura.

### 6.2. Recomendaciones

- Estamos por acabar de instalar la bomba que va a llevar los concentrados de las celdas Serrano y del circuito de zinc (las celdas Denver) hasta las pozas nuevas de zinc. Además, deberíamos considerar reemplazar los ejes de algunas celdas, ya que están muy desgastados.
- Actualmente, la empresa enfrenta un período de baja producción de mineral debido a que la veta se ha reducido. Esta situación nos ha obligado a procesar mineral oxidado, algo que antes no hacíamos, ya que teníamos suficiente mineral sulfurado.
- La llegada de este mineral oxidado ha provocado cambios importantes en nuestro proceso de flotación, y también nos ha traído algunas complicaciones. Hemos notado un comportamiento irregular, con un alto consumo de cal. Además, hemos realizado pruebas directamente en la planta con reactivos alternativos mucho más económicos que los que usamos habitualmente. Sin embargo, en muchos casos, estos reactivos han resultado ineficientes, provocando un importante desplazamiento de plata hacia los concentrados de zinc.

## Capítulo VII. Referencias bibliográficas

- Fundamentos de la flotación de Minerales por: Dow. CH. CO
- Fundamentos de la Teoría y práctica del empleo de los reactivos de flotación por: Dr. S.I. Mitrofanov y el Dr. S.V. Dudenkov.
- Catalogo Ditiiofosfato/ Xantatos/ Espumantes por : Compañía RENASA.
- La Resolución Directoral del ministerio de Energía y Minas N° 222-97 EM/DGM. Del 12 de Junio de 1997.
- El Diseño Definitivo del Nuevo Depósito de Relave, elaborado en Septiembre de 1997, por ARA INGENIEROS S.A.ç
- Estudio del Impacto Ambiental UEA Admirada Atila y concepción Amapola 5, en Agosto del 2000.
- Estudio Especial del Medio ambiente – Minera Huinac SAC, UEA Admirada Atila y Amapola 5, en referencia al Informe N° 091-2001 DGAA/ER, diciembre del 2002, realizada por Enviromental Quality Analytical Services S.A. “Equas S.A.”
- Declaración del Impacto Ambiental, Proyecto Huinac “Proyecto de Explotación de Mineral Polimetalicó Concepción Minera” Unión Huinac RV” Julio del 2006.
- Hidrometalurgia Tomo I y Tomo II Autores: Ph .D. H. H. Haung, Ph. D. L. G.
- Twidwel, Ph. D. D. Miller, Traducidos por: Ms. Sc Luis M. Chia Aquije y Ms. Sc. F. Chia Aquije.
- Ingeieria Metalurgica – Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales, Por Ivan Quiroz Nuñez.
- Introducción a la flotacion de Minerales Por Nenacio Astucuri T. – 1994
- Introducción al procesamiento de Minerales por: Errol G. Nelly - Universidad of Auckland y David J. Spottiswood – Colorado School of Mines.
- Denver Equipment Index – Second Edition – Volumen 1.
- Dimensionamiento y Optimizacion de las Planatas Cocnetradoras Meediante Tecnicas de Modelacion Matematica por: Dr. Jaime Sepúlveda e Ing. Leon Gutierrez R.
- Manual de Productos Quimicos Para Minería – Cytec- Cyanamid

## ANEXOS



## APENDICE

### Función de Distribución de Gates – Gaudin- Shuhmann

La distribución de Gates-Gaudin-Schuhmann (G-G-S) es una forma común de describir el tamaño de las partículas en nuestro campo. Su fórmula es la siguiente:

$$F(x)=100(x/x_0)^\alpha$$

Aquí,  $F(x)$  representa el porcentaje acumulado de partículas que pasan por un tamiz, lo que significa que si  $F(x)=100$ , entonces  $x$  es igual a  $x_0$ . En otras palabras, el 100% de las partículas son más pequeñas que el tamaño máximo  $x_0$ . La letra griega  $\alpha$  (alfa) es una constante de la distribución.

Normalmente, la distribución G-G-S se representa en un gráfico **log-log**. En este tipo de gráfico, se plotea el **logaritmo de  $F(x)$**  en el eje vertical (ordenadas) y el **logaritmo de  $x$**  en el eje horizontal (abscisas).

La razón por la que se forma una línea recta en este tipo de gráfico es porque la ecuación original:

$$F(x)=100(x/x_0)^\alpha$$

Se transforma, al aplicar logaritmos, en:

$$\log F(x)=\alpha \log x+\log(100/x_0)^\alpha$$

En esta nueva forma,  $\alpha$  (**alfa**) representa la **pendiente de la recta**, y  $\log(100/x_0)^\alpha$  es el punto donde la recta cruza el eje vertical (la ordenada al origen).

Si tienes datos sobre el tamaño de las partículas y el porcentaje que pasa por cada tamiz, puedes revisar si se ajustan a la distribución G-G-S. Para lograrlo, solo necesitas graficar en un papel log-log el tamaño de las partículas frente a su porcentaje acumulado respectivo. Luego, observa qué tan bien se correlacionan los puntos con una línea recta. Incluso, para un ajuste más exacto, puedes utilizar el método de los mínimos cuadrados. Para determinar la función de frecuencia  $f(x)$ , que te da el porcentaje en peso de las partículas, basta con derivar  $F(x)$ :

$$f(x)=F'(x)=\alpha(100^\alpha/x_0^\alpha)x^{\alpha-1}$$

Además, podemos calcular el tamaño promedio de las partículas ( $\mu$ ) de la distribución usando una integral que, simplificando, queda así:

$$\mu = \frac{\alpha + 1}{\alpha} x_0$$

Finalmente, para hallar la **varianza ( $\sigma^2$ )**, que nos indica la dispersión de los tamaños de partícula, utilizamos esta ecuación que se resuelve como:

$$\sigma^2 = \frac{(\alpha + 2)(\alpha + 1)}{\alpha^2} x_0^2$$

La distribución de Gates-Gaudin-Schuhmann es la que más se utiliza en nuestro ámbito.

### **Función de Distribución de Rosin - Rammler.**

Un conjunto de datos de aberturas de malla y los porcentajes de material fino que las atraviesan encajarán con una distribución de Rosin-Rammler (R-R) siempre que cumplan esta fórmula:

$$F(x) = 100(1 - \exp[-(x/x_r)^a])$$

Aquí,  $x_r$  y  $a$  son constantes.

Podemos obtener el porcentaje en peso acumulado retenido, **G(x)**, utilizando esta ecuación:

$$F(x) + G(x) = \int_0^x f(z) dz + \int_0^\infty f(z) dz = 100$$

Esto nos da:

$$G(x) = 100 - F(x) = 100 \exp[-(x/x_r)^a]$$

Recuerda que **G(x)** representa el porcentaje en peso acumulado que ha sido retenido.

Podemos modificar la expresión anterior de esta manera:

$$100/G(x) = \exp[(x/x_r)^a]$$

Si tomamos logaritmos, obtenemos:

$$\ln[100/G(x)] = a \ln x - a \ln x_r$$

Cuando graficamos el  $\ln[100/G(x)]$  versus  $\ln x$ , obtendremos una línea recta. La pendiente de esta recta será 'a' y el punto donde cruza el eje vertical (la ordenada al origen) será  $-\ln x_r$ .

Existe un papel especial de Rosin-Rammler diseñado para hacer este gráfico directamente. En él, puedes plotear directamente el tamaño de la abertura de malla ( $x$ ) y el porcentaje en peso retenido acumulado ( $G(x)$ ). Alternativamente, puedes usar un papel log-log, donde plotearás directamente  $x$ , pero necesitarás tabular los valores de  $\ln[100/G(x)]$  para ubicarlos en el eje vertical. Un ejemplo de este tipo de gráfico se muestra en la página 55.

En este gráfico, cuando  $X = x_r$ , el valor de  $G(x)$  es 63.2%. Esto se puede deducir de la expresión 2.16.

Al igual que con la distribución de Gates-Gaudin-Schuhmann (G-G-S), si conocemos  $F(x)$ , podemos determinar  $f(x)$ , la función de porcentajes en peso, usando la expresión  $f(x)=dF(x)/dx$ . Para la distribución de R-R,  $f(x)$  resulta ser:

$$f(x)=F'(x)=(a/x_r)(x/x_r)^{a-1} \exp[-(x/x_r)^a]$$

Podemos determinar la media ( $\mu$ ) y la varianza ( $\sigma^2$ ) de esta distribución usando las siguientes integrales:

$$\mu = \int_0^\infty x f(x) dx / \int_0^\infty f(x) dx$$

$$\sigma^2 = \int_0^\infty (x-\mu)^2 f(x) dx / \int_0^\infty f(x) dx$$

Las soluciones para la media y la varianza son:

$$\mu = x_r \Gamma[(a+1)/a]$$

$$\sigma^2 = x_r^2 (\Gamma[aa+2] - \Gamma^2[aa+1])$$

Aquí,  $\Gamma$  representa la función gamma.

Es importante destacar que las funciones G-G-S y R-R son equivalentes cuando el tamaño de partícula ( $x$ ) es mucho menor que  $x_r$  ( $x \ll x_r$ ). Si desarrollamos la expresión de R-R usando el teorema de Taylor, obtenemos:

$$F(x) = 100(1 - \exp[-(x/x_r)^a])$$

$$F(x)=100(1-[1-(x/xr)^a+21(x/xr)^{2a}+31(x/xr)^{3a}\dots])$$

Esto simplifica a:

$$F(x)\approx 100(x/xr)^a$$

Esta fórmula se parece mucho a la de la distribución de G-G-S.