



UNIVERSIDAD
DE ATACAMA

FACULTAD DE INGENIERÍA

DEPARTAMENTO INGENIERÍA DE METALURGIA

**RECUPERACIÓN DE FELDESPATOS MEDIANTE FLOTACIÓN DE
RELAVES MINEROS PROCEDENTES DE PLANTA COEMIN.**

Trabajo de titulación presentado en conformidad a los requisitos para obtener el
título de Ingeniero en Ejecución Metalúrgica

Profesores Guía: Dr. Osvaldo Pávez Miqueles

Dr. Luis Valderrama Campusano

Waldo Nicolas Cortes Cortes

Copiapó, Chile 2023



UNIVERSIDAD
DE ATACAMA

FACULTAD DE INGENIERÍA

DEPARTAMENTO INGENIERÍA DE METALURGIA

**RECUPERACION DE FELDESPATOS MEDIANTE FLOTACION DE
RELAVES MINEROS PROCEDENTES DE PLANTA COEMIN.**

Waldo Nicolas Cortes Cortes

Copiapó, Chile 2023

Dedicatoria

Esta tesis está dedicada a:

“ A toda mi familia en especial a mis padres , quienes siempre me apoyaron en la compleja decisión que fue realizar este proceso , y quienes siempre tenían palabras de austeridad y calma en los momentos más difíciles, además de ser las personas gracias a las cuales he logrado llegar a este punto”

“A Nino, Natalia y Matías, grandes amigos de la universidad quienes me acompañaron en todos los años de la carrera y siempre tuvieron palabras de apoyo y razonamiento en los momentos de duda e incertidumbre además de ser un gran pilar en cuanto a lo académico”

“A los profesores Alexis, Osvaldo, Luis y Ana quienes guiaron mi interés en la carrera y en lo que esta representa , llamando mi atención en cada clase y dándome la oportunidad de participar en cada una”

“Y como algo sumamente especial al profesor Miguel Gutiérrez Cortes, quien antes de todo fue la persona capaz de ver mi potencial y sacarlo a la luz , dando su incondicional apoyo y esfuerzo, alguien a quien le estoy sumamente agradecido ya que confió en mí y en lo que podía lograr”

Agradecimientos

“En primer lugar le agradezco a mi familia, mis padres , mis hermanas y a mi cuñado, quienes siempre han estado ahí brindándome su apoyo en toda meta que me he propuesto dándome aliento y palabras de calma cuando son necesarias, ellos son los que con su cariño me impulsan a seguir mis metas, sin contar que siempre han sido el pilar que me brindo todo lo necesario para llegar a donde me encuentro hoy en día”

“A mis profesores guías , Osvaldo y Luis , los cuales me dieron la oportunidad de participar en este proyecto y dándome el apoyo necesario para terminarlo, además de tener la paciencia y dedicación para fortalecer mis debilidades.

“Al profesor Bruno Zazzali quien siempre estuvo ahí para enseñar todos los procesos del trabajo y el como utilizar cada una de las herramientas, además de agradecer por su paciencia y apoyo”

“A mis amigos , quienes en todo momento fueron capaces de ayudarme, aunque no fuera de manera directa, con palabras de aliento, y siendo capaces de levantarme en los peores momentos”

Índice

Capítulo I: Marco Introductorio	8
1.1 Introducción.....	8
1.2 Planteamiento del problema.....	9
1.3 Objetivos.....	10
1.3.1 Objetivo General.....	10
1.3.2 Objetivos específico.....	10
Capítulo II: Marco Teórico.....	11
2.1 Flotación.....	11
2.1.1 Porcentaje de sólidos	12
2.1.2 aireación	12
2.1.3 pH	13
2.1.4 Reactivos de flotación.....	13
2.1.5 Angulo de contacto.....	14
2.2 Evaluación de los procesos de flotación.....	14
2.2.1 Recuperación metalúrgica.....	15
2.2.2 Recuperación en peso	15
2.2.3 Razón de enriquecimiento	15
2.2.4 Razón de concentración	15
2.3 Relaves	15
2.4 Minerales en los relaves	16
2.3.1 Magnetita	16

2.3.2 Pirita	17
2.3.3 Fosfato	18
2.3.4 Feldespato	19
2.5 Flotación de feldespato	24
2.6 Concentración de minerales	26
2.6.1 Concentración magnética	27
2.7 Planta COEMIN.....	29
Capítulo III: Metodología Experimental	31
3.1 Preparación del material	31
3.2 Separación magnética en húmedo.	31
3.3 Preparación de muestras	33
3.4 Cálculo de densidad	33
3.5 Preparación para flotación de pirita	35
3.5.1 Volumen útil de celda	35
3.5.2 Sólido a flotar	36
3.5.3 Peso pulpa	36
3.5.4 Reactivos de flotación	37
3.6 Flotación de pirita	37
3.7 Preparación para flotación de feldespato	39
3.7.1 Cálculo de densidad	39
3.7.2 Volumen útil de celda	39
3.7.3 Sólidos a flotar	40
3.7.4 Peso pulpa	40

3.7.5 Reactivos de flotación	40
3.8 Flotación de feldespato	40
Capítulo IV: Análisis y Resultados	43
4.1 Densidad o peso específico	43
4.1.1 Separación magnética	43
4.1.2 Flotación de Pirita	43
4.2 Análisis químico.....	44
4.2.1 Separación magnética	44
4.2.2 Flotación de Pirita	46
4.2.3 Flotación de Feldespato	47
4.3 Recuperación metalúrgica	49
4.4 Recuperación en peso.....	52
4.5 Razón de enriquecimiento	53
Capítulo V: Conclusiones	56
Capítulo VI: Bibliografía	58

Índice de Figuras:

Figura 2.1 Magnetita mineral	17
Figura 2.2 Pirita mineral	18
Figura 2.3 Muestra de apatita mineral	19
Figura 2.4 Sistema ternario de los feldespatos	20
Figura 2.5 Gráfico modificado de Robertson de los usos de los feldespatos	24
Figura 2.6 Gráfico comportamiento del potencial Z del Feldespato ante HCl y H ₂ SO ₄ como activadores	25
Figura 2.7 Planta Concentradora Cerrillos	30
Figura 3.1 Proceso de cuarteo de muestras	31
Figura 3.2 Separador magnético de baja intensidad	32
Figura 3.3 Muestras de material en el horno para secado	32
Figura 3.4 Picnómetro vacío en proceso de pesaje	34
Figura 3.5 Proceso de eliminación de burbujas del picnómetro por ultrasonido	35
Figura 3.6 Flotación Rougher de Pirita	38
Figura 3.7 Proceso de acondicionamiento para flotación Scavenger	38
Figura 3.8 Recolección de espuma de flotación Rougher de feldespato	41
Figura 4.1 Grafica de leyes productos obtenidos de la separación de Magnetita	45
Figura 4.2 Grafica de leyes productos obtenidos de la flotación de Pirita	47
Figura 4.3 Grafica leyes productos obtenidos de la flotación de feldespatos	48
Figura 4.4 Grafica evolución Recuperación metalúrgica del proceso	50

Índice de tablas

Tabla 2.1 Minerales de Feldespato y su distribución de Albita y Anortita	20
Tabla 2.2 Mayores exportadores de Feldespatos a nivel mundial	21
Tabla 2.3 Mayores importadores de Feldespatos a nivel mundial	21
Tabla 2.4 Composiciones requeridas para la utilización de feldespatos a nivel industrial.....	23
Tabla 3.1 Intensidad magnética para la separación magnética.....	28
Tabla 3.2 Ejemplos de separadores magnéticos.....	29
Tabla 4.1 Resumen peso específico material no magnético	43
Tabla 4.2 Resumen peso específico Relave	44
Tabla 4.3 Resultados análisis químico separación magnética	44
Tabla 4.4 Resultados análisis químico flotación Pirita	46
Tabla 4.5 Resultados Análisis químico flotación de feldespato	47

RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo estudiar el proceso de recuperación de feldespatos desde relaves mineros provenientes de plata COEMIN, ubicada en la comuna de tierra amarilla , región de Atacama , Chile. Esto en base a diversas técnicas de extracción y flotación. La muestra inicial del proyecto fue de 76 kg , los que pasaron por un proceso de homogeneización y disgregación para eliminar grumos o material aglomerado, la primera etapa del proceso fue la de separación magnética, utilizada para la extracción del material con alta concentración de hierro el cual puede ser perjudicial para las etapas más tardías, de este proceso se obtuvieron dos productos , en primer lugar el concentrado magnético equivalente a 22,6 kg y por otra parte el concentrado no magnético con una masa de 52,2 kg, Una vez obtenido el concentrado no magnético, parte de este paso a la segunda etapa de flotación de pirita , en la cual mediante un proceso de flotación Rougher y Scavenger se buscaba extraer la mayor cantidad de sulfuros (pirita) existente en la muestra por su alta capacidad de reacción con el ácido fluorhídrico utilizado en la etapa consiguiente, de esta se obtuvieron 3 productos, concentrados Rougher y Scavenger 2,875 y 0,555 kg respectivamente , los cuales fueron eliminados y el relave equivalente a 26,071 kg el cual era de nuestro interés. Por último, la totalidad de este material obtenido fue llevado a la última etapa de flotación de feldespato en la cual mediante una flotación Rougher-Cleaner y con la ayuda de ácido fluorhídrico como regulador de pH activador del feldespato y depresor del cuarzo, buscaba la extracción de los feldespatos, obteniendo de esta etapa tres productos , concentrado Rougher y Cleaner con masas de 2,292 y 1,226 kg respectivamente además del respectivo relave con una masa de 12,14 kg. una vez realizado cada proceso se analizó químicamente cada etapa para lograr una mejor observación de los productos obtenidos. De la primera etapa se obtuvo una recuperación en peso del 69,056%, con tasas de recuperación metalúrgica de SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O y CaO mayores al 80%. En consiguiente la segunda etapa presento una recuperación en peso del 88,39% en relación con el proceso anterior , logro en promedio recuperaciones metalúrgicas mayores al 94% además de aumentos en sus leyes de un 0,1% promedio. La última etapa nos trajo una recuperación metalúrgica general menor al 60% consistente con la pérdida de casi la mitad del mineral que entro a la etapa producto de la alta reactividad del ácido utilizado, además de disminución en las leyes para la sílice en los concentrados Rougher y Cleaner, representados en valores de razón de enriquecimiento menores a 1, constituyendo esto en una etapa desalentadora para la investigación.

ABSTRACT

The objective of this work is to study the feldspar recovery process from mining tailings from COEMIN silver, located in the commune of Tierra Amarilla, Atacama region, Chile. This is based on different extraction and flotation techniques. The initial sample of the project was 76 kg, which went through a process of homogenization and disintegration to eliminate lumps or agglomerated material, the first stage of the process was the magnetic separation, used for the extraction of material with high concentration of iron which can be detrimental to the later stages, from this process two products were obtained, first the magnetic concentrate equivalent to 22.6 kg and on the other hand the non-magnetic concentrate with a mass of 52.2 kg, Once the non-magnetic concentrate was obtained, part of it went to the second stage of pyrite flotation, in which a Rougher and Scavenger flotation process was used to extract the greatest amount of sulfides (pyrite) existing in the sample due to its high reaction capacity with the hydrofluoric acid used in the subsequent stage, From this we obtained 3 products, Rougher and Scavenger concentrates, 2.875 and 0.555 kg respectively, which were eliminated and the tailing equivalent to 26.071 kg, which was of interest to us. Finally, all this material obtained was taken to the last stage of feldspar flotation in which by means of a Rougher-Cleaner flotation and with the help of hydrofluoric acid as pH regulator, feldspar activator and quartz depressant, the extraction of feldspars was sought, obtaining from this stage three products, Rougher and Cleaner concentrate with masses of 2,292 and 1,226 kg respectively, in addition to the respective tailing with a mass of 12.14 kg. Once each process was carried out, each stage was chemically analyzed to obtain a better observation of the products obtained. From the first stage a recovery in weight of 69.056% was obtained, with metallurgical recovery rates of SiO₂, Al₂O₃, K₂O and CaO higher than 80%. Consequently, the second stage presented a recovery in weight of 88.39% in relation to the previous process, achieving on average metallurgical recoveries higher than 94% in addition to increases in its grades of 0.1% on average. The last stage brought an overall metallurgical recovery of less than 60%, consistent with the loss of almost half of the mineral that entered the stage due to the high reactivity of the acid used, in addition to a decrease in the grades for silica in the rougher and cleaner concentrates, represented in enrichment ratio values of less than 1, making this a discouraging stage for the research.

CAPÍTULO I: MARCO INTRODUCTORIO

I.1 Introducción

Los feldespatos, minerales conocidos como aluminosilicatos y que componen un aproximado del 60% de la corteza terrestre, son formados por una base de silicio en la cual una parte es sustituida de forma isomórfica por aluminio, este tipo de mineral es de gran importancia por su utilización como materia prima para la industria vidriera y cerámica entre otros, lo cual lo transforma en uno de los minerales más utilizados a nivel mundial.

Al ser utilizado en bastantes industrias, este mineral posee una gran demanda, sobrellevando así la capacidad de extracción de la minería formal. lo cual he llevado a que en el último tiempo se comenzara la búsqueda de nuevas formas de conseguirlo, explorando nuevos yacimientos y procesos que no eran tomados en cuenta anteriormente, encontrándose entre estos nuevos puntos de vista el trabajo con el material residual obtenido de la minería, en específico los llamados relaves.

Los relaves compuestos comúnmente de grandes cantidades de silicatos, y minerales representan para las mineras un nuevo punto de extracción de distintas sustancias utilizadas en variadas industrias, lo cual conlleva a una economía circular , en la que de los mismos desechos que son producidos, se extraen las materias primas de variados procesos, desde un punto de vista medioambiental esto conlleva a la reducción en el impacto ambiental de la minería por la reducción de los residuos sólidos producidos.

En un afán por apoyar el desarrollo de estos nuevos métodos y ayudar en la recopilación de datos, la siguiente investigación se centrará en la recolección de feldespatos, desde relaves mineros, procedentes desde planta COEMIN, por medio de la eliminación de minerales de hierro por separación magnética, eliminación de pirita por flotación, y así lograr en una última instancia la recolección final de los feldespatos por medio de un último proceso de flotación.

I.2 Planteamiento del problema

Teniendo en consideración la creciente demanda de los minerales de feldspatos por su importancia en diversas industrias, es necesario el buscar nuevas fuentes de extracción no convencionales, por lo cual es de gran importancia realizar un estudio al proceso de extracción de estos minerales contenidos en relaves mineros.

I.3 Objetivos

I.3.1 Objetivo General

Estudiar el proceso de obtención de feldspatos desde material procedente de relaves mineros mediante la flotación con ácido fluorhídrico.

I.3.2 Objetivos Específicos

- Caracterizar de manera química el relave minero procedente de planta COEMIN
- Eliminar la magnetita presente en el relave mediante concentración magnética
- Extraer pirita del relave mediante flotación
- Realizar análisis químico a cada producto obtenido en los distintos procesos del proyecto
- Realizar la flotación de feldspatos en presencia de ácido fluorhídrico

CAPÍTULO II: MARCO TEORICO

2.1 Flotación

La flotación es un proceso químico-físico el cual es utilizado para la extracción de un mineral de interés en específico. Este proceso se basa en la utilización de una pulpa formada por mineral y agua entre otros agentes, los cuales pueden ser reactivos químicos y aire, en la cual se busca lograr la adhesión del mineral objetivo, a burbujas de aire, formadas por aire inyectado al proceso.

Como proceso, la flotación depende del aprovechamiento de las propiedades superficiales de los minerales, de los cuales se pueden distinguir dos sumamente importantes, la primera conocida como hidrofobicidad. La cual hace referencia a la capacidad de un material o en este caso de un mineral de repeler el agua, para el caso de la flotación el mineral debe poseer la característica de adherirse a las burbujas producidas. En segundo lugar, es posible encontrar la hidrofiliidad, la cual es la capacidad de un cierto mineral de adherirse al agua presente en el proceso.

De la flotación, es posible obtener dos productos, uno de ellos es el “concentrado”, el cual contiene en mayor porcentaje el mineral de interés, el cual pasa a distintos procesos de refinación posteriores para aumentar sus leyes dependiendo de su requisito de comercialización, por otra parte, también se obtiene el llamado relave o cola, el cual está compuesto de material que no es de interés.

Este proceso, puede dividirse en 3 etapas que pueden ser continuas, formando distintos circuitos, estas son:

- **Rougher:** en esta etapa se genera la primera recuperación, donde la ley del concentrado presenta una baja ley ya que aun contiene ganga. Comúnmente la alimentación de esta etapa proviene directamente de la molienda. Su concentrado es enviado a la etapa Cleaner.
- **Cleaner:** también llamada como etapa de limpieza posee la misión de aumentar la ley del concentrado obtenido de la etapa Rougher anterior, puesto que esta etapa

es mucho más selectiva ya que las partículas se encuentran en un mayor grado de liberación.

- **Scavenger:** conocido también como etapa de barrido, esta se encarga de recibir las colas o relaves de la etapa Rougher para aumentar la recuperación de dichas sustancias. De esta etapa se obtiene tanto el relave final, como concentrado de baja ley, el cual puede o no ser recirculado a etapas Rougher.

Dentro del proceso de flotación se reconocen distintos parámetros de gran importancia, como son:

2.1.1 Porcentaje de Sólidos

Para la realización del proceso es necesario expresar la proporción de sólido con respecto al agua que existe dentro de la pulpa a trabajar, puesto que esta cantidad afecta la eficiencia del proceso de extracción. Comúnmente en etapas de flotación Rougher el porcentaje de sólidos varía entre un 30% a un 45% de sólidos, mientras que en las etapas siguientes se llega a utilizar porcentajes menores.

Frecuentemente a este parámetro se le puede asociar con la densidad de la pulpa, la cual es regulada, ya que afecta los tiempos de estabilización y tratamiento de la pulpa.

2.1.2 Aireación

Este parámetro es controlado durante la operación de las celdas de flotación, siendo una variable que permite modificar los tiempos del proceso de colección o por su contraparte, retrasarlo.

La aireación consiste en la inyección de aire a presión, mediante un tubo dirigido en la misma dirección de las espas giratorias, que componen el sistema de flotación, esta inyección de aire es capaz de crear las burbujas con las cuales se extrae mediante adhesión el mineral.

2.1.3 pH

El pH o también conocido como parámetro de hidrógeno, es un parámetro utilizado para indicar si una solución es ácida o alcalina, y se mide en una escala numerada de 1 a 14, en donde se les clasifica de 0-6 como ácido, 7 neutro y 8-14 como alcalino. Este parámetro mide o determina la concentración de hidrogeno presente en la solución, la fórmula matemática para calcular el pH se denota como:

$$pH = -\log[H^+] \quad (1)$$

Una gran parte de las reacciones que permite el proceso de flotación, en especial la liberación de la especie útil, son dependientes del pH de la pulpa, por este motivo este parámetro es de gran importancia para maximizar la recuperación de distintas especies útiles, puesto que cada elemento o material posee una escala única de pH bajo las cuales puede o no trabajar, representándose esto como el potencial de reacción, el cual es posible corroborar en el llamado Diagrama de Pourbaix, en el cual se expresan los rangos de pH en los cuales el potencial de reacción de un cierto elemento será mayor, produciendo así reacciones espontaneas.

2.1.4 Reactivos

Para mejorar el proceso de flotación y lograr un concentrado libre de minerales no deseados, es necesario añadir ciertos reactivos, los cuales poseen diferentes funciones. Los reactivos son sustancias orgánicas que se utilizan para modificar las propiedades de los elementos que componen la pulpa, estos pueden clasificarse en:

- **Colector:** Comúnmente un compuesto orgánico el cual es adsorbido en la superficie del mineral a extraer, su principal función es la de transformar la superficie de este en hidrofóbica para que sea capaz de adherirse a la burbuja y no quedar en el agua.
- **Espumante:** Su principal función es la de entregar a la espuma a formar o en si a las burbujas una mejor resistencia para poder acarrear el mineral hacia la superficie.

- **Modificadores:** Esta sustancia es comúnmente agregada en presencia de colectores, espumantes y posee como principal función el modificar las propiedades superficiales de la partícula para permitir una mejor flotabilidad.
- **Activadores:** Sustancias cuya principal función es la de aumentar la adsorción de los colectores en la superficie del mineral
- **Depresores:** su principal función es la de disminuir la flotabilidad de un mineral, transformando su superficie en hidrofílica para así impedir su flotación. También es utilizado para forzar la decantación de minerales que no son de interés.
- **Regulador de pH:** Es utilizado para cambiar el pH de las soluciones a trabajar, ya sea mediante el aumento o disminución de la concentración de hidrogeno, volviendo la sustancia más alcalina o ácida.

2.1.5 Angulo de contacto

El ángulo de contacto hace referencia al comportamiento que toma la superficie de una partícula con respecto a los distintos reactivos que componen la pulpa, esto depende de las llamadas fuerzas superficiales, las cuales generan un ángulo de contacto entre la superficie de la partícula del mineral y la superficie de la burbuja que busca transportarlo.

La principal propiedad del ángulo de contacto en relación con la flotabilidad del mineral hace referencia a que, a mayor ángulo de contacto, mayor será la adhesión entre la burbuja y la partícula, por lo cual mayor será la flotabilidad de este, mientras que, en el caso contrario a menor ángulo de contacto, menor adhesión, es decir, menor flotabilidad.

2.2 Evaluación Proceso de Flotación

Una vez finalizados los procesos de flotación es de suma importancia evaluar la operación, por ellos es necesario poseer los índices de evaluación de la flotación, y determinar la recuperación y la eficiencia, todo esto a través de la Recuperación metalúrgica [R], Recuperación en peso [RP], Razón de concentración [K] y Razón de enriquecimiento [Re].

2.2.1 Recuperación metalúrgica

Esta propiedad se define como el porcentaje de materia útil de mineral que se transfiere por las distintas operaciones de concentrado, desde su alimentación. Por tanto, es la razón entre la masa de mineral útil en el concentrado y la masa de materia útil de la alimentación y se formula como:

$$\%R = \frac{C * c}{F * h} * 100 \quad (2)$$

2.2.2 Recuperación en peso

Es el porcentaje de la razón de la masa de concentrado y la masa del material que entra como alimentación, y se representa como:

$$\%RP = \frac{C}{F} * 100 \quad (3)$$

2.2.3 Razón de concentración

Hace referencia a las toneladas de mineral necesarias para obtener una tonelada de concentrado final, es decir es la razón entre la masa de la alimentación y la del concentrado:

$$K = \frac{F}{C} \quad (4)$$

2.2.4 Razón de enriquecimiento

Se define como la razón entre la ley del componente deseado en el concentrado y la ley del mismo elemento, pero en la alimentación:

$$RE = \frac{c}{h} \quad (5)$$

2.3 Relaves

Las colas o relaves de minera están formados por sólidos finamente molidos, obtenidos como descarte desde operaciones mineras, estos se producen por el proceso de

separación del mineral desde la roca, en el cual dependiendo del mineral a extraer es posible encontrarlo en concentraciones menores al 1%, por este motivo el material es triturado y tratado bajo procesos químicos conocidos como flotación en donde la concentración del mineral buscado aumenta para ser tratado o vendido, el resto del material que no es de interés ya que posee baja ley, baja concentración del mineral objetivo, o en consecuencia posee otros elementos que no son de interés, es denominado “relave”, este material, por ser resultado de tratamientos bajo distintos ácidos, producto de varias reacciones químicas, es necesario depositarlo de manera segura para su contención y nula interacción con el medio ambiente, esto se debe a que en un principio los relaves no son considerados como residuo tóxico, ya que en su mayor parte está formado de roca molida y agua, pero, esto no quiere decir que no pueda afectar a su entorno, minerales como el cobre, arsénico, cianuro, cinc entre otros son dañinos para el ser humano y el medio ambiente si son solubilizados, es por esto que los relaves son dispuestos en distintos tipos de depósitos para evitar cualquier tipo de reacción.

2.4 Minerales en los relaves

Conforme a datos entregados por el Servicio Nacional de Geología y Minería (SERNAGEOMIN), en Chile se produce diariamente un aproximado de 1.5 millones de toneladas diarias de relaves mineros, los cuales son resultados de procesos de concentración mayoritaria de cobre y hierro, pero no son solamente desecho ya que según análisis realizados por el servicio nacional de geología estos poseen distintas concentraciones de elementos de interés, los cuales pueden ser recuperados, minerales tales como hierro en forma de magnetita, cobre, asociado a calcopirita, distintos minerales asociados a pirita, fosfatos y feldespatos.

2.4.1 Magnetita

La magnetita, mineral de hierro, de fórmula Fe_3O_4 también conocido como tetroxido de hierro u óxido ferroso férrico, es un mineral de estructura cristalina cúbica de cara centrada en el cual “el hierro compone el 72,4% y el oxígeno el 27,6% en masa” (Cortes,2013), es un mineral de color negro y dureza variable entre 5,5 a 6.

Este óxido es sumamente común en distintos tipos de rocas de origen ígneas, metamórficas y sedimentarias, por su composición química la magnetita es ferromagnética en condiciones normales lo cual provoca que sea susceptible a la atracción de campos magnéticos de baja intensidad.

Por otra parte, este mineral es utilizado en la industria manufactureras de pinturas como pigmento en la fabricación de óleo o pinturas, industria textil, industria vidriera en la cual se utiliza para aumentar la resistencia del vidrio al agua, o como colorante, ya que da tonalidades opacas a estos, otras utilidades de este material son en la creación de imanes permanentes por sus propiedades magnéticas.

Figura N° 2.1 Magnetita mineral



2.4.2 Pirita

La pirita o disulfuro de hierro (II) que contiene en su composición cerca de un 47% de hierro y un 53% de azufre, es uno de los minerales más abundantes de la corteza terrestre, este mineral posee un habito cristalino cubico con una dureza variable entre 6-6,5, en la naturaleza este posee colores variables entre amarillo latón, dorado o gris.

Este mineral es considerado de importancia en la extracción de oro, esto debido a que las condiciones de formación de los dos minerales es la misma, produciendo que existan menas en las cuales la pirita contenga un porcentaje cercano al 0,25% de oro en % peso, lo cual en temas económicos resulta bastante lucrativo, dependiendo de la eficiencia

a las cual se pueda llevar el proceso de extracción. En la antigüedad la pirita también fue utilizada como material principal en la producción de azufre y ácido sulfúrico, lo cual con el paso del tiempo fue reemplazado por procesos más eficientes, hoy en día la pirita posee un uso más que nada estético, puesto que es más que nada utilizada como piedra ornamental o de colección.

Figura N° 2.2 Pirita mineral



2.4.3 Fosfato

Los fosfatos son minerales que poseen un alto contenido de fósforo en su composición, estos minerales por su parte forman un grupo amplio y complejo, los cuales poseen como principal característica la presencia del anión PO_4^{3-} , estos conocidos también como ortofosfatos, su distribución en la naturaleza es variada ya que es posible encontrarlos en diversidad de ambientes, sobre todo en minerales como la Apatita o llevado a un punto dentro de los seres vivos en huesos y dientes.

Los fosfatos y parte de sus compuestos son utilizados para la formulación de abonos minerales, para la industria agrónoma, ya que es indispensable en el crecimiento de plantas, otros usos a nivel industrial son en la producción de alimentos y bebidas, confección de cerámicas, en productos de limpieza como jabones, detergentes e insecticidas entre otros.

Figura N° 2.3 Muestra de Apatita mineral



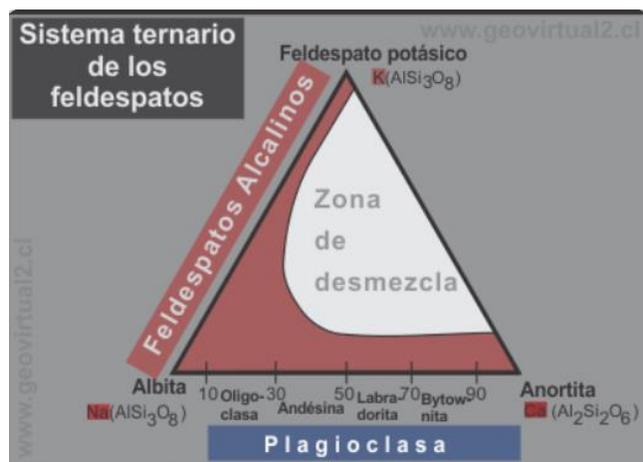
2.4.4 Feldespato

La clasificación de feldespato corresponde a un grupo variado de minerales, formados por aluminosilicatos, combinados en tres formas, potásicos, sódicos y cálcicos. Es debido a esto que, su formulación química es $XAlSiO_8$, en la cual la variable X puede ser Potasio, Sodio o Calcio.

Este tipo de minerales en general posee una dureza de 6 a 6,5 en la escala de Mohs, un peso específico variable entre 2,5 y 2,8, su punto de fusión se logra entre los 1100 °C y los 1550 °C, mientras que su color puede variar dependiendo de los compuestos que lo forman, tomando desde tonos incoloros y blancos, hasta tonos amarillos, verde, rojos o rosado.

Estos aluminosilicatos al ser sumamente comunes se transforman en parte esencial en la composición de muchas rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas. Por otra parte, por su composición, es posible formar 3 grandes grupos o componentes de los feldespatos, siendo estos, los feldespatos potásicos ($KAlSiO_8$), Albitas ($NaAlSi_3O_8$) y las Anoritas ($CaAl_2Si_2O_8$). Los minerales compuestos de albita y feldespatos potásicos son denominados feldespatos alcalinos, mientras que los formados a partir de albita y anortita forman las llamadas plagioclasas. Las distintas relaciones existentes pueden presentarse en el sistema ternario de los feldespatos.

Figura 2.4 Sistema ternario de los feldespatos



(W.Griem,2001)

Como es posible observar, las plagioclasas poseen distinto nombre dependiendo del contenido en porcentaje de albita y anortita, tomando los nombres de:

Tabla 2.1 Minerales de feldespato y su distribución de albita y anortita

Tipo de Plagioclasa	Formula	% Albita	% Anortita
Albita	$\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$	100 – 90	0 – 10
Oligoclasa	$(\text{Na,Ca})(\text{Si,Al})_4\text{O}_8$	90 – 70	10 – 30
Andesita	-	70 – 50	30 – 50
Labradorita	$(\text{Ca,Na})(\text{Si,Al})_4\text{O}_8$	50 – 30	50 – 70
Bytownita	$(\text{Na,Ca})(\text{Si,Al})_3\text{O}_8$	30 – 10	70 – 90
Anortita	$\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$	10 - 0	90 – 100

(W.Griem,2001)

Otro punto llamativo es la llamada zona de desmezcla, la cual figura para representar las composiciones entre feldespato potásico y anortita en las cuales no es

posible el formar cristales homogéneos, sino que en su lugar forma dos cristales o compuestos diferentes, uno por su parte rico en anortita y otro rico en feldespatos potásico, es por este motivo que pueden encontrarse dos feldespatos distintos en una misma roca.

Los feldespatos y también las rocas feldespáticas son explotadas prácticamente en la mayoría de los países del mundo, para su consumo interno, siendo una minoría de estos los capaces de ser autosuficientes y muchos menos, capaces de exportar este recurso, entre los años 2019 y 2021 los mayores exportadores fueron, Turquía, Sudáfrica, India, Tailandia y China.

Tabla 2.2 Mayores exportadores de feldespato a nivel mundial

País	% Exportación a nivel mundial	Valor en dólares
Turquía	44,3	220 M
Sudáfrica	10,4	51,5 M
India	10,3	51,2 M
Tailandia	4,82	23,9 M
China	3,82	19 M
otros	26,36	130,9 M

(OEC,2022)

Por otra parte, también existen países que para cumplir su necesidad de feldespato necesitan la importación de este, los mayores importadores a nivel mundial entre los años 2019 y 2021 fueron España, Italia, India, Bangladesh y Rusia.

Tabla 2.3 Mayores importadores de feldespato a nivel mundial

País	% Exportación a nivel mundial	Valor en dólares
------	-------------------------------	------------------

España	19,3	95,9 M
Italia	16,8	83,5 M
India	11,4	56,6 M
Bangladesh	5,56	27,1 M
Rusia	4,51	22,4 M
Otros	42,43	210,83 M

(OEC,2022)

Para ser comercializados, los minerales de feldespato deben cumplir condiciones de pureza o contenido de elementos, por este motivo para lograr su comercialización los feldespatos potásicos deben poseer al menor un 10% de K_2O en su composición, mientras que las plagioclasas necesitan al menos un 7% de Na_2O , otro punto a recalcar es la necesidad de la eliminación o reducción del hierro presente el cual, para ser comercializado el feldespato, debe presentarse en valores cercanos a 1%.

Por sus propiedades físicas y químicas, los Feldespatos son utilizados principalmente en la industria del vidrio y cerámica.

La industria del vidrio se utiliza casi un 60% del feldespato producido a nivel global, esto se debe al aporte del SiO_2 como elemento vitrificaste, del Na_2O y K_2O como elementos fundentes y por último el Al_2O_3 como elemento estabilizante de las reacciones. Es decir, los feldespatos actúan como catalizador fundente, reducen las temperaturas de fusión de los cuarzos al mismo tiempo que ayudan a mantener la viscosidad del vidrio a altas temperaturas, otros puntos en los que suman los feldespatos son en el aumento de resistencia mecánica y en la estabilidad química de los productos.

En la figura 2.2 es posible observar las especificaciones técnicas para el feldespato utilizado en la industria del vidrio, en donde se muestra que es requerido para esta industria un porcentaje de SiO_2 variable entre 63 a 69 %, un porcentaje de K_2O variable entre 3 a 3,9%, y un porcentaje de Na_2O entre 6 -7,15%.

Tabla 2.4 Composiciones requeridas para la utilización de feldespato a nivel industrial

Detalle	Vidrio F-20%	Vidrio C-20%	Vidrio G-40%	Vidrio G-40%
SiO ₂	68,20	68,90	67,70	63,10
Al ₂ O ₃	22,0	18,75	18,50	22,00
Fe ₂ O ₃	0,10	0,07	0,10 Max	0,10
CaO	5,60	1,85	0,90	5,60
MgO	Indicios	Indicios	Indicios	Indicios
K ₂ O	3,00	3,85	3,85	3,00
Na ₂ O	6,00	7,15	7,15	6,00
LOI	0,20	0,13	0,13	0,20

(D.Estrada,2012)

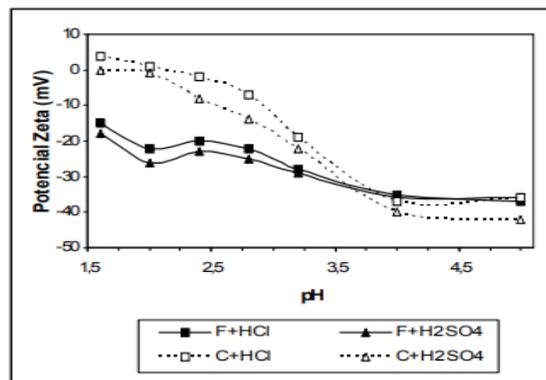
Otra industria que utiliza un gran porcentaje el feldespato extraído es la industria de la cerámica , la cual consume un 30% de la producción mundial del mineral, en esta industria se produce un desbalance en la fundición de las materiales, puesto que los cuarzos y arcillas poseen temperaturas de fusión distintas , produciendo el derretimiento de algunas sustancias antes que otras, es aquí donde interceden los feldespatos , ya que produce la aceleración de la fusión de estos materiales , mientras ayuda a la estabilización de la mezcla.

Otros usos de los feldespatos conllevan la utilización solo del 10% del mineral producido, industrias como la pintura, aislante, utilizándolo también como abrasivo o sellador, esto es representado de mejor manera en el grafico modificado de Robertson en el cual describe de mejor manera los usos del feldespato.

negativamente” (Utilización de estudios de potencial zeta en el desarrollo de un proceso alternativo de flotación de mineral feldespático, C. Mantilla, J. Pedraza, D. Laverde,2007).El rol del ácido fluorhídrico es el de alterar la capa superficial del feldespato , volviéndola sumamente negativa , puesto que remueve los cationes positivos y deposita en su lugar moléculas negativas de fluoruro, esto produce un aumento en la hidrofobicidad del feldespato al también ser enriquecido en su superficie por elementos como sodio, potasio y aluminio, lo cual optimiza la flotación del mismo.

A través de estos mismos experimentos se ha evaluado con el paso de los años la utilización de otros tipos de ácidos como el sulfúrico (H_2SO_4) o el clorhídrico (HCl), ya que “los iones de fluoruro son sumamente perjudiciales para el ambiente, lo cual aumentaría los costos de producción debido al tratamiento de las colas del proceso” (Developing effective separation of feldspar and quartz while recycling tailwater by HF pretreatment, W. Wang, J. Cong, J. Deng, 2018). En la figura 2.4 se muestra la evaluación al proceso de flotación del feldespato con los dos ácidos nombrados anteriormente.

Figura 2.6 Grafico comportamiento Del potencial z del feldespato ante HCl y H_2SO_4 como activadores



(C. Mantilla,J.Pedraza.2007)

Es posible observar que a un pH variable entre 1.5 y 3, los potenciales z del feldespato y el cuarzo se dividen, dando un rango más amplio que el trabajo con ácido fluorhídrico, y aunque existan resultados sobresalientes en los cuales la extracción de los

feldespatos alcanza porcentajes óptimos, se sigue considerando al ácido fluorhídrico como la mejor opción de extracción y separación del cuarzo y del feldespato.

2.6 Concentración de minerales

La concentración de minerales se define como la operación metalúrgica en la cual se busca el aumentar en porcentaje la concentración de un cierto mineral de valor separándola de la ganga o del mineral sin valor, mediante la utilización de equipos de separación, que provocan la división de dos o varias especies minerales. Para que esto sea posible es necesario implementar alguno de estos dos métodos de separación:

1. Métodos que utilizan propiedades fisicoquímicas de superficie:

- La hidrofobicidad del agua, es decir la capacidad de adsorción o no del agua en la superficie de algún sólido, de esto se desprende que se diferencien en hidrofílicos cuando se humectan o adsorben líquido y en hidrofóbicos, cuando este lo repele.
- Aglomeración selectiva de uno o más minerales mediante la adsorción selectiva de un tensoactivo, el que también se encarga de mantener disperso a los demás, minerales de la solución.

2. Métodos que emplean diferentes propiedades físicas o volumétricas de los minerales:

- Concentración magnética, mediante la diferencia entre los movimientos de las partículas minerales producidos por un campo magnético de intensidad variable.
- Concentración gravimétrica, la cual se basa en las diferencias de velocidad de sedimentación producido por las densidades de los sólidos
- Concentración eléctrica, basada en la adhesión que se logra entre las partículas minerales y una placa metálica dentro de un campo eléctrico.

2.6.1 Concentración Magnética

El proceso de concentración magnética se basa en el aprovechamiento de las propiedades, magnéticas de los minerales, y su interacción con los campos magnéticos aplicados, los cuales son conocidos como fuerzas magnéticas, las cuales para cumplir su cometido deben poseer una mayor intensidad en comparación con fuerzas como la gravitacional, centrífuga, inercial entre otras.

Este tipo de concentración se utiliza comúnmente a nivel industrial para separar diversos minerales dependiendo de su importancia comercial o su finalidad a nivel industrial.

Todos los materiales pueden ser clasificados dependiendo de sus interacciones con las fuerzas o propiedades magnéticas es de esta manera que existen:

Los minerales “Paramagnéticos” reaccionan con los campos magnéticos, siendo atraídos a lo largo de las líneas de fuerza hasta sus puntos de mayor intensidad, esto conlleva a que este tipo de materiales puedan ser concentrados en los llamados separadores de alta intensidad, ejemplos de estos son minerales como la Wolframita, Monacita, Siderita, Rutilo, Hematita y minerales de manganeso. Elementos como el níquel, manganeso, cromo, titanio, cobalto y cesio también son catalogados dentro de este tipo de materiales.

Los minerales “Ferromagnéticos” los cuales pueden ser considerados como una categoría especial del paramagnetismo, en este caso los materiales poseen una susceptibilidad alta ante las fuerzas magnéticas, poseen la característica de retener parte del magnetismo cuando son alejados del campo, siendo llamada esta característica como remanencia, gracias a esto los distintos materiales ferromagnéticos pueden ser concentrados en los llamados separadores de baja intensidad.

Por último, se encuentran los llamados materiales “Diamagnéticos”, los cuales poseen las características de que son repelidos a lo largo de las líneas de fuerza magnética

hasta los puntos de menor intensidad, produciendo que estos materiales no puedan ser concentrados ya que no responden al magnetismo.

Para ejemplificar se presenta la tabla N°3 en la cual se muestran algunos minerales y las respectivas intensidades necesarias para separarlas.

Tabla N°3.1 Intensidad magnética para separación magnética

Intensidad requerida [Gauss]	Intensidad magnética	Mineral
500-5000		Fuertemente magnético Magnetita, Franklinita, Leucita, Sílice
5000 - 10000		Moderadamente magnético Ilmenita, Biotita, Granate, Wolframita
10000 – 18000		Débilmente magnético Hematita, Columnita, Limonita, Pirolusita, Rodocrosita, Siderita, Manganita
18000 - 23000		Pobremente magnético Rutilo, Rodonita, Dolomita, Tantalita, Cerusita, Epidota, Monacita, Fergusonita, Zircón, Ceragirita, Argentita, Pirita, Esfalerita, Molibdenita, Bornita, Wilimita

(O.Pavez,2005)

Para la realización de este tipo de proceso se utilizan los llamados “Separadores magnéticos”, los cuales son los encargados de crear los campos magnéticos para lograr la atracción de uno u otro material, estos dispositivos pueden ser categorizados en dos dependiendo de que es lo que reduce su campo magnético, siendo estos dos electroimanes o de imanes permanentes. Los electroimanes se basan en un núcleo de hierro dotado de energía con corriente directa, el cual es recubierto con vueltas de cable de cobre o aluminio, mientras que los imanes permanentes no requieren la actuación de energía

externa, ya que los materiales u aleaciones de estos imanes produce constantemente un campo magnético de forma indefinida posterior a su carga inicial.

A su vez que los separadores son distinguidos dependiendo de su fuente de magnetismo, también es posible diferenciarlos por el tipo de material a trabajar o su potencia de trabajo, es así como existen los llamados separadores de alta o baja intensidad, dependiendo de la fuerza magnética que son capaces de producir. En la tabla N° 3.2 se dan ejemplos de estos dispositivos.

Tabla 3.2 Ejemplos de separadores magnéticos

Separador magnético de baja intensidad	Separadores magnéticos de tambor
	Separadores magnéticos de banda cruzada
	Separadores de disco
Separador magnético de alta intensidad	Separador magnético de rodillo inducido
	Separador magnético WHIMS Jones

2.7 Planta COEMIN

Coemin S.A es una compañía de exploración y extracción mineral de capitales chileno-rumana .Grupo Coemin posee en su haber el yacimiento subterráneo de calcopirita llamado minera Carola, el cual se encuentra ubicado a 20 km al sur de la ciudad de Copiapó, asimismo, esta empresa cuenta con Planta Cerrillos, planta concentradora de cobre ubicada a 30 km de la capital regional de Atacama, esta planta utiliza el proceso de flotación convencional para extraer el metal desde las rocas provenientes de minera Carola y otros yacimientos. Esta planta también cuenta con un espesador de relaves de última tecnología el cual se encarga de aumentar la densidad del relave final, extrayendo porcentajes de agua la cual pasa a ser reutiliza en nuevos procesos mientras que el desecho o relave concentrado es almacenado en un acopio de tipo tranque.

Figura 2.7 Planta Concentradora Cerrillos

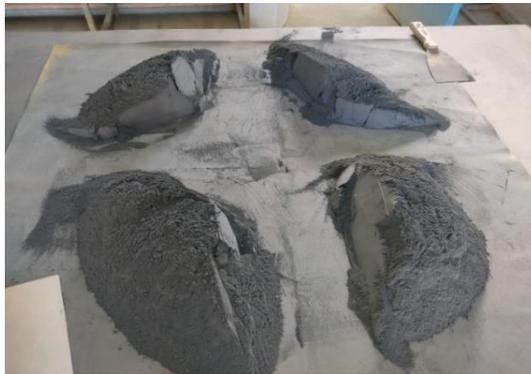


CAPÍTULO III: METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

3.1 Preparación de material

Para dar comienzo al desarrollo del experimento, es necesario homogeneizar la muestra cuyo peso es de alrededor de 76 kilogramos de relave de cobre procedente desde planta COEMIN, mediante la extensión de este sobre una superficie amplia para luego pasar manualmente un rodillo, eliminando así material compactado. Una vez listo este proceso se comienza nuevamente la extensión del material para su posterior homogeneización mediante paleo y cuarteo continuo, en el cual el material se distribuye en 4 zonas por paleo para luego reunirlos nuevamente y repetir la división de este, lo cual se realiza un total de 12 veces para lograr un mejor resultado.

Figura 3.1 Proceso de cuarteo de muestras



Una vez ya terminado el proceso de homogeneización el material pasa a un proceso de cono y cuarteo en donde su totalidad es separada en 4 partes de las cuales dos secciones opuestas son elegidas como representativas mientras que las restantes son almacenadas, este proceso es repetido hasta obtener una muestra cercana a los 150 gramos, la cual será almacenada para análisis químico.

3.2 Separación Magnética en húmedo

Posterior a la homogeneización, el material debe ser tratado mediante separación magnética para eliminar la magnetita presente, para esto en primer lugar debe ser dividido en muestras de 3,6 kilogramos equivalente al 30% de la capacidad en volumen del

separador magnético, las muestras se preparan mediante la utilización de un cortador de rifles para dividir el material obtenido del proceso de cono y cuarteo. Una vez listas y embolsadas las muestras se procedió a la separación, El equipo posee una intensidad magnética de 0,075 Tesla, una velocidad de giro del rodillo de 25 rpm y una tasa de alimentación de 1,2 LPM y de flujo de agua de 1 LPM.

Figura 3.2 Separador magnético de baja intensidad



Para iniciar el proceso, las bolsas de muestra son depositadas en el concentrador ya lleno en un 70% con agua, para luego encender el mezclador así homogeneizando la pulpa, una vez ya lista, se abre la manguera de paso para alimentar el concentrador, del cual será eliminada por el rodillo el material magnético (Magnetita) y por su parte inferior se eliminará el material no magnético (relave). Los cuáles serán reservados en recipientes para su decantación, extracción de un gran porcentaje de agua y por último horneado.

Figura 3.3 Muestras de material en el horno para secado



Mencionado lo anterior, en este proceso se trabajó con alrededor de 75,6 kilogramos, de los cuales resultaron 22,5 kilogramos de material magnético y 52,2 kilogramos de material no magnético.

3.3 Preparación de las muestras

Una vez obtenidos los productos del anterior proceso, es necesario el homogeneizar las muestras, lo cual ha de realizarse mediante su extensión sobre un paño para luego ser tratada con un rodillo manual para lograr la armonización del material. Esto ha de efectuarse para el material magnético y para el no magnético.

Una vez listo el proceso de homogeneizado del material, e debe muestrear para análisis químico y determinación de densidad. Esto ha de realizarse mediante un procedimiento de cono y cuarteo, del cual se deberán obtener finalmente 4 muestras de aproximadamente 100 gramos, las cuales seguirán a un proceso de pulverización donde las muestras serán reducidas hasta una malla 400.

3.4 Cálculo de densidad

Para llevar a cabo el cálculo de la densidad del material no magnético se aplicó el método conocido como picnometría

Este proceso se basa en la utilización de un instrumento llamado Picnómetro y es utilizado para determinar de manera precisa la densidad de sustancias mediante la comparación de las masas del instrumento bajo distintas condiciones, ya que para esto es necesario tener en consideración la masa del picnómetro completamente seco y tapado (W1), la masa del picnómetro sumado a una porción del mineral (W2), la masa del picnómetro con el mineral más agua (W3), y por último la masa del picnómetro lleno de agua (W4).

Figura 3.4 Picnómetro con mineral en proceso de pesaje



Para calcular finalmente de la densidad se ha de utilizar la siguiente formula:

$$\rho = \frac{(W_2 - W_1)}{(W_4 - W_1) - (W_3 - W_2)} \quad (6)$$

Se considero que para la realización de esto es necesaria la verificación del estado de los instrumentos a utilizar es decir que los Picnómetros estén limpios y secos para la primera medición (W_1), que no exista humedad para la segunda medición (W_2), que el agua se agregue de manera pertinente, sin derramar material, y lograr una buena homogeneización de estos dos para ser depositado en el ultrasonido por un tiempo de 90 segundos para así eliminar gran parte de las burbujas, para luego ser secado el picnómetro y llevado a la balanza digital, para obtener W_3 , por ultimo lavar completamente el picnómetro eliminando cualquier rastro de mineral existente y llenando hasta el tope con agua para hallar de esta manera W_4 . Este proceso se ha de realizar un total de 6 veces para lograr una cantidad pertinente de resultados para así asumir el valor más acertado.

Figura 3.5 Proceso de eliminación de burbujas del picnómetro por ultrasonido



Una vez ya terminadas las mediciones, los datos obtenidos son llevados a la formula, obteniendo así la densidad del material buscada.

Tomando en cuenta todo lo indicado anteriormente, la densidad obtenida de este proceso fue de 2,47 Kg/L

3.5 Preparación de muestras para flotación de pirita

Con la densidad del material no magnético ya obtenida, se procede la flotación de la Pirita encontrada en este, debido a esto se ha de realizar un proceso de flotación Rougher-Scavenger, del cual se extraerá este mineral mediante las burbujas, para lo cual se utilizará una máquina de flotación de laboratorio modelo Denver Metso D-12,

3.5.1 Volumen útil de celda

Como primer paso en la preparación de las muestras es necesario el conocer el volumen útil de la celda de flotación, proceso que consta en primer lugar de ubicar la celda a utilizar en una balanza y tarar su peso, para no contar este en los siguientes pasos, una vez listo lo anterior, se procede al llenado de la celda con agua, para ubicarla posteriormente en la celda de flotación, en donde se establece una velocidad de rotación de 1400 rpm, y un tiempo de trabajo de 5 minutos, una vez terminado este tiempo se procede a pesar nuevamente la celda obteniendo así el volumen a utilizar.

Establecido ya el proceso, el volumen de la celda a utilizar equivale a 2773,2 cc.

3.5.2 Sólido a flotar

La masa de material a flotar o también conocida como sólidos a flotar equivale a la masa específica con la cual se ha de realizar el proceso de flotación, esta depende de los datos obtenidos de los procesos anteriores y estableciendo un porcentaje de sólidos a flotar (%S) de 35% se procede a calcular la masa de sólidos a flotar utilizando la siguiente formula:

$$SS = \frac{(\%S \times Vol. util)}{(1 - \%S) + \left(\frac{\%S}{\rho}\right)} \quad (7)$$

Reemplazados una vez los datos obtenidos anteriormente hallados, se obtuvo una masa de sólidos a flotar de 1,226 kg.

Lo cual conlleva en la preparación de las muestras con este peso, es así como se procedió a la utilización de los 52,2 kg de material no magnético para la preparación de 24 muestras de pesos aproximados a 1,226 kg, equivalentes a 29,494 kg

3.5.3 Peso pulpa

Este dato equivale a la masa máxima de pulpa que puede ser trabajado en la celda de flotación, para esto es necesario utilizar la siguiente formula:

$$PP = \frac{SS}{\%S} \quad (8)$$

Utilizando la masa de sólidos a flotar (SS) en conjunto al porcentaje de sólido (%S) ya establecido es posible hallar este valor.

Tomando en cuenta esto, se obtuvo que el peso de pulpa a trabajar equivale a 3,502 kg.

3.5.4 Reactivos de flotación

Para este proceso se utilizarán tanto colector como espumante para recuperar la pirita, en primer lugar, el colector a utilizar será amilxantato de potasio, también conocido como PAX con una dosificación de 50 g/t de mineral, por otro lado, como espumante se utilizará Metil Isobutil Carbinol (MIBC), con una dosificación de 20 g/t para la etapa de Rougher, mientras que para la etapa Scavenger se utilizaran 10 g/t.

Adecuando las dosificaciones a la masa de mineral a trabajar, es posible obtener que las dosificaciones para cada flotación serán de 0,0613 g de PAX, 0,0245 g de MIBC Rougher y 0,01226 g de MIBC para Scavenger.

3.6 Flotación de pirita

Una vez realizadas la preparaciones, es posible comenzar con el proceso de flotación Rougher , el cual inicia con la preparación de la pulpa , para esto se coloca en la pesa digital la celda de flotación , para tarar su masa y eliminarla de los cálculos , ya listo , se añade a esta una de las muestras de material no magnético , con peso equivalente a 1,226 kg, para posteriormente llenar con agua la cual es preparada a pH 8, hasta llegar a una masa conjunta de 3,502 g entre el material y el agua. Lista ya la pulpa comienza su acondicionamiento, lo cual se realiza colocando la celda bajo un paleteo constante por 10 minutos a una velocidad de 1400 RPM, durante este periodo de tiempo se añade también el espumante y el colector para activar sus efectos, una vez ya terminado el acondicionamiento es abierto el paso de aire, el cual está restringido a 7,5 LPM durante todo el proceso, lo cual activa el espumante produciendo así las burbujas y recolectando la pirita. Ya abierto el flujo de aire se inicia a su vez el paleteo manual para recolectar la espuma, esto se realiza cada 15 segundos mientras es depositado el producto en bandejas, por un periodo de 15 minutos.

Figura 3.6 Flotación Rougher de Pirita



Una vez listo el proceso anterior se pasa a un nuevo proceso de acondicionamiento esta vez para la etapa Scavenger, este consta de 10 min de homogeneización de la pulpa sin inyectar aire, agregando la segunda dosis de espumante al inicio de este proceso. Ya transcurrido el periodo de 10 minutos se abre el paso de aire, comenzando nuevamente el paleteo manual cada 15 min por un transcurso de 10 min, depositando lo recolectado nuevamente en bandejas.

Figura 3.7 proceso de acondicionamiento para flotación Scavenger



Una vez ya obtenidos los concentrados Rougher, Scavenger y el relave, son pasados por un filtro, eliminando humedad para ser posteriormente enviados a un horno para su secado.

Este proceso se realizó un total de 24 veces, una por cada muestra de material no magnético.

Como producto del proceso de flotación de la pirita se obtuvieron 26,071 kg de relave, 2,857 kg de concentrado Rougher (pirita Rougher) y 0,555 kg de concentrado Scavenger (Pirita Scavenger).

Una vez terminado el proceso, se procedió a la preparación de las muestras que se enviaran a laboratorio para análisis químico, homogeneizando las muestras de relave, concentrado Scavenger y de concentrado Rougher, para eliminar grumos, posterior se redujo la masa de las muestras hasta unos 100 gramos mediante el proceso de cuarteo.

3.7 Preparación para flotación de Feldespato

Una vez ya homogeneizados los tres productos de la extracción de pirita, son apartados tanto el concentrado Rougher como el Scavenger ya que estos no presentan altas concentraciones de los minerales que se requieren para la investigación, es así como se inició la preparación del relave para la extracción del feldespato

3.7.1 Cálculo de densidad

Como primer paso antes de la flotación del feldespato, es necesario para todos los cálculos posteriores, el conocer la densidad del relave, es por esto nuevamente se utilizó la picnometría para determinarla.

Lo cual resultó en una densidad de $2,55 \text{ g/cm}^3$.

3.7.2 Volumen útil de celda

Siguiendo los mismos pasos que para el cálculo del volumen útil utilizados en la flotación de pirita, pero ahora variando la velocidad de agitación en 1200 rpm es posible obtener que para este proceso el volumen útil de celda equivale a 2642,6 cc.

3.7.3 Sólido a flotar

Teniendo en cuenta que para la flotación de feldespato es necesario un porcentaje de sólidos equivalentes al 30%, además utilizando la misma fórmula que se utilizó para la flotación de pirita, y reemplazando los nuevos valores para este caso, se obtuvo que la masa de sólidos a flotar es de 990,4 g

Posterior el cálculo se procedió a la preparación de las muestras de 990 g aproximados de la muestra de relave obtenido de la flotación de pirita, esto mediante un proceso de cuarteo, del cual se obtuvieron un total de 26 muestras de aproximadamente 990 gramos cada una.

3.7.4 Peso pulpa

Con los datos de la masa del sólido a flotar (990 g) y del porcentaje de sólidos (30%) se llevó a cabo el cálculo del peso de la pulpa, obteniendo que la masa total a trabajar equivalía a 3,301 kg.

3.7.5 Reactivos de flotación

Para la extracción de los feldespatos del relave se utilizará como reactivo más importante el ácido fluorhídrico, el cual cumplirá las funciones de regulador de pH, puesto que se encargará de disminuir el pH de la pulpa hasta un valor de 2, Depresor, ya que a pH 2 este ácido se encarga de suprimir las partículas de cuarzo, separándolas de los feldespatos y por último, la función de colector, esto se debe a que el ácido aumenta la hidrofobicidad de las partículas de los feldespatos, al modificar su composición.

En segundo lugar, se utilizará el espumante Flotigam 2835, ya que su capacidad de espumante no se ve afectada por el trabajo a pH bajo, este se utilizará con una concentración de 850 g/t.

3.8 Flotación de feldespato

El proceso de flotación de feldespato inicia una vez terminados todos los preparativos mencionados, para iniciar este es necesario el modificar el pH del agua a

2, para esto se llena con agua común un recipiente en el cual se deposita además ácido fluorhídrico como regulador, esto se mezcla durante un periodo de tiempo para posteriormente dejar reposar.

Una vez ya disminuido el pH del agua inicia la preparación de la pulpa, para esto se coloca en una pesa la celda de flotación y separar su masas, para no tener falla en los cálculos , lo siguiente consiste en depositar una de las muestras de aproximadamente 990 gramos preparadas anteriormente, para llenar posteriormente con agua hasta alcanzar una masa en conjunto de 3,301 gramos, dejando posteriormente en el agitador para homogeneizar la mezcla, por un periodo de 6 min ininterrumpidos, tras los cuales es necesario realizare la medición nuevamente del pH de la pulpa , para ajustar con ácido fluorhídrico buscando nuevamente en pH 2. Ya estabilizada la pulpa se añade el Flotigam, dejando nuevamente reposar la pulpa por 6 min.

Una vez transcurrido todo el tiempo de preparación y de ajuste de la pulpa, se inicia la flotación, abriendo así el paso de aire a la celda restringido a 5 LPM y con una velocidad de agitación de 1200 rpm por un tiempo cercano a 8 min, en los cuales la espuma es recolectada mediante paletado manual cada 10 segundos y depositada en recipientes etiquetados. Para luego cerrar el paso de aire y dejar la pulpa nuevamente en estabilización por 6 minutos para dar inicio al procedo Cleaner.

Figura 3.8 Recolección de espuma de flotación Rougher de feldespatos



El proceso Cleaner da inicio al pasar 6 minutos de acondicionamiento de la pulpa, para luego dar paso a la inyección de aire a 5 LPM y 1200 RPM, en un tiempo aproximado de paleteo manual de 6 minutos en los cuales la espuma es nuevamente recolectada en recipientes y separados del concentrado Rougher obtenido.

El concentrado Rougher, concentrado Cleaner y el relave son llevados al proceso de filtrado , eliminando parte de su humedad para posteriormente ser trasladado al horno secando completamente las muestras, las cuales después de ser recolectadas son homogeneizadas mediante rodillo manual eliminando cualquier grumo o imperfección ,para seguir con la preparación de muestras para análisis químico mediante cono y cuarteo, preparando así tres muestras una de cada producto de peso equivalente a 80 gramos cada una.

CAPÍTULO IV: ANÁLISIS Y RESULTADOS

4.1 Densidad o peso específico

4.1.1 Separación Magnética

Posterior al proceso de separación magnética, se realizó la medición de la densidad del material útil, en este caso el concentrado no magnético, para este proceso se realizaron 6 mediciones, de las cuales una fue eliminada para mantener la armonía de los resultados. En la tabla 4.1 se muestran los resultados obtenidos de este paso, incluyendo la densidad promedio utilizada.

Tabla 4.1 Tabla resumen peso específico material no magnético

W1	W2	W3	W4	Densidad Real (kg/L)
40,571	43,89	92,13	90,143	2,49
40,697	44,72	92,57	90,17	2,48
40,9	45,93	93,34	90,37	2,44
39,71	43,02	91,9	89,96	2,41
39,83	44,11	92,52	89,92	2,55
Densidad promedio				2,47

4.1.2 Flotación Pirita

Tras la extracción de la pirita del concentrado, y una vez obtenidos los productos del proceso, es necesario el cálculo de la densidad del relave del proceso, el cual es el material útil. Para este caso se realizaron al igual que en el cálculo de densidad realizada anteriormente, se realizaron 6 mediciones de las cuales se eliminó una para mantener la armonía de los resultados, en la tabla 4.2 se presentan los resultados obtenidos.

Tabla 4.2 Tabla resumen peso específico relave

W1	W2	W3	W4	Densidad Real (kg/L)
39,79	44,95	92,73	89,85	2,52
40,04	46,3	93,76	89,9	2,77
39,99	44,05	92,38	89,97	2,61
40,57	45,25	93,04	90,216	2,26
40,91	45,79	93,38	90,21	2,6
Densidad promedio				2,55

4.2 Análisis químico

4.2.1 Separación Magnética

En la tabla 4.3, es posible observar las leyes obtenidas para variados minerales de importancia, obtenidos del análisis químico realizado a las muestras obtenidas del proceso de separación magnética.

Tabla 4.3 Resultados análisis químico separación magnética

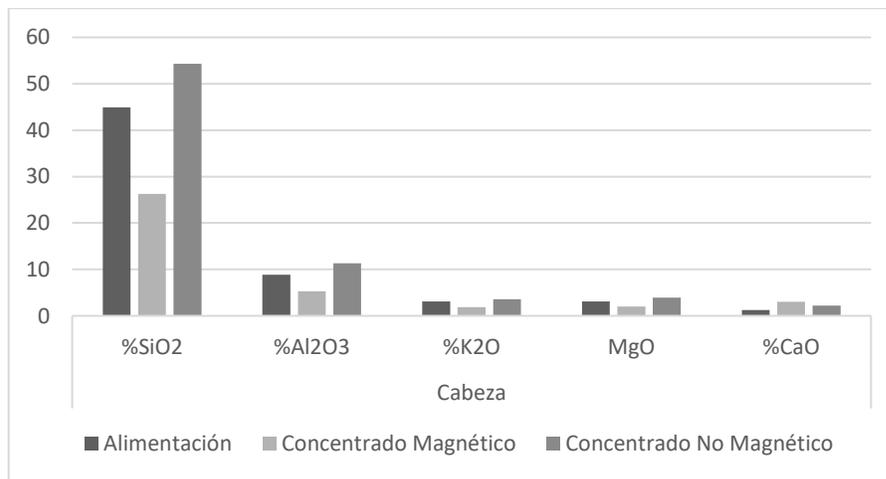
Producto	Peso Kg	Ley %				
		SiO2	Al2O3	K2O	MgO	CaO
Alimentación	75,59	44,9	8,86	3,07	3,08	1,28
Concentrado Magnético	22,6	26,3	5,28	1,85	1,98	3,05
Concentrado No Magnético	52,2	54,3	11,3	3,6	3,93	2,23

Del análisis químico realizado a las muestras referidas al proceso de separación magnética, se observa que de los 75,59 kilogramos de material que ingreso como alimentación, se obtuvo un 69,05% de material no magnético equivalente a 52,2 kilogramos de materia sin contenido de hierro, en consecuente del mismo proceso se rescató un 29% de material magnético, el cual represento 22,6 kilogramos, los cuales fueron almacenados.

Con estas masas obtenidas se puede observar que el material obtenido desde planta Coemin posee una gran cantidad de hierro (Magnetita) en su composición ya que aproximadamente un tercio de la masa de la alimentación poseía alta concentración de hierro.

Para un análisis más a fondo de las concentraciones obtenidas y una representación más grafica se presenta la figura N°1 en la cual se muestran las concentraciones de los minerales de interés para el proceso.

Figura 4.1 Grafica de leyes productos obtenidos de la separación magnética



Analizando de forma más específica las concentraciones de los minerales de interés, es posible observar que las leyes del concentrado magnético obtenido disminuyeron en comparación a las obtenidas de la alimentación, a excepción del óxido de calcio el cual presento un aumento. Mientras que las leyes de los mismos minerales, en el concentrado no magnético presentaron aumentos considerables, recalando compuestos

como la sílice y la alúmina, los cuales aumentaron sus concentraciones desde 44,9% y 8,86% a 54,3% y 11,3% respectivamente. Esto quiere decir que más de la mitad del concentrado magnético obtenido correspondiente a 28,35 kilogramos es sílice, mientras que 5,89 kilogramos corresponden a alúmina. Esto es una muy buena señal ya que los feldspatos o aluminosilicatos se componen de estos dos elementos.

4.2.2 Flotación de pirita

En la tabla 4.4 es posible observar las leyes obtenidas del análisis químico de todos los elementos resultantes del proceso de flotación de la pirita, estos son las leyes de compuestos de interés en las muestras Scavenger, Rougher y el Relave.

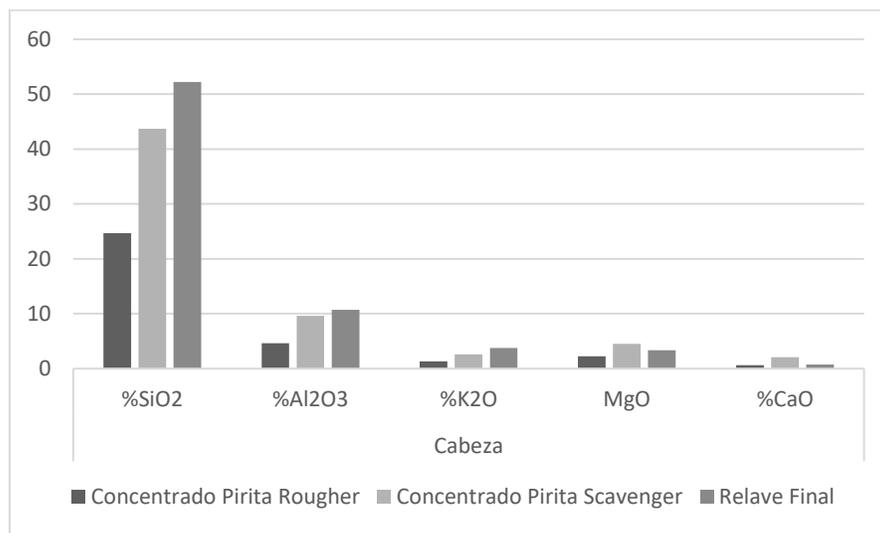
Tabla 4.4 Resultados análisis químico Flotación Pirita

Producto	Peso Kg	Ley %				
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	MgO	CaO
Concentrado Pirita Rougher	2,857	24,7	4,65	1,31	2,25	0,625
Concentrado Pirita Scavenger	0,555	43,7	9,6	2,63	4,5	2,08
Relave Final	26,071	58,9	11,8	4,12	4,25	2,35

Al observar los resultados obtenidos del análisis químico a los productos de la flotación de pirita, obtenemos en un plano general que de los 29,494 kilogramos que fueron ingresados como alimentación, un 9,69% de la masa representa 2,857 kilogramos equivalen a concentrado pirita Rougher, otro 1,88% de concentrado de pirita Scavenger el cual hace equivalencia a 0,555 kilogramos. En último lugar se observa que el relave del proceso es decir el material de interés para el experimento, representa un 88,39% de la masa inicial, es decir 26,071 kilogramos.

Para un análisis más a fondo de las leyes obtenidas, y así mismo dar una representación más gráfica, se presenta la figura 4.2, en la cual mediante barras se muestra la variación de las concentraciones en los distintos productos del proceso.

Figura 4.2 Grafica de leyes productos obtenidos de la flotación de Pirita



Al realizar un análisis más a fondo de las leyes, tenemos que la concentración de sílice alcanzo su mayor concentración en el relave, con un 58,9 %, la cual es aún mayor que la encontrada en la alimentación del proceso de flotación de pirita, la cual poseía un valor de 54,3%, esto quiere decir que el nuevo proceso de flotación aumento la ley de sílice en un 4.3 %..Por otra parte la concentración de alúmina también se vio aumentada en un 0,5% comparando nuevamente con el material que sirvió como alimentación. Se da prioridad al análisis de este producto de la flotación ya que es el que será utilizado para el siguiente paso del proceso.

4.2.3 Flotación de feldespato

En la tabla 4.5 se presentan los resultados obtenidos del análisis químico realizado a los tres productos obtenidos del proceso de flotación de feldespato. Los cuales son concentrado Rougher, concentrado Scavenger y el relave final.

Tabla 4.5 Resultados análisis químico flotación de Feldespatos

Producto	Peso Kg	Ley %				
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	CaO	Na ₂ O

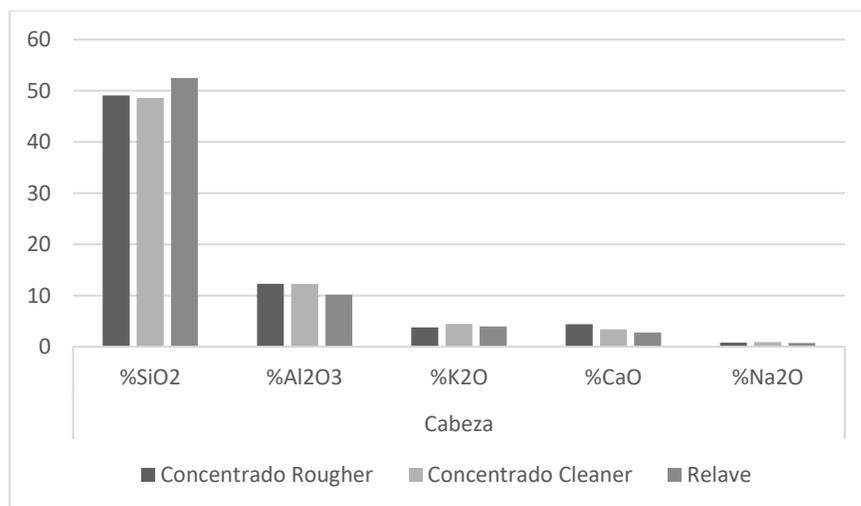
Concentrado Rougher	2,292	49,1	12,3	3,78	4,4	0,763
Concentrado Cleaner	1,226	48,6	12,3	4,45	3,4	0,891
Relave	12,14	52,5	10,2	3,98	2,8	0,739

Para esta parte del proceso es necesario realizar un análisis a fondo de los tres productos obtenidos. En el término general de las masas es posible observar que de los 25,74 kilogramos que ingresaron como alimentación, fueron reducidos tras el proceso a 15,658 kilogramos por la utilización del ácido fluorhídrico, el cual por sus propiedades y composición fue capaz de consumir parte del contenido inicial de la alimentación.

El concentrado del proceso Rougher represento un 14,64% del material total recuperado, mientras que el segundo concentrado obtenido es decir el Cleaner, toma un valor de 7,83%. En último lugar el relave obtenido de la flotación de feldespatos, figuro un 77,53%, esto quiere decir que el material recuperado fue bastante bajo ya que entre los dos procesos de flotación no se logró obtener más de un 3,6%.

Para presentar de manera gráfica y más optima los resultados de las leyes obtenidas de los elementos de interés, se presenta en la figura 4.3 el grafico de barras correspondiente.

Figura 4.3 Grafica leyes productos obtenidos de la flotación de feldespatos



Al estudiar el gráfico y la información de la tabla 4.5 es posible observar que la concentración de sílice, alúmina y demás elementos de interés, fue sorprendentemente similar para los tres productos obtenidos.

En el caso de la sílice la ley obtenida en el concentrado Rougher y en el Cleaner fue sumamente parecida, siendo 49,1% y 48,9% respectivamente, siendo su equivalencia en masa a 1,125 kilogramos de sílice en el concentrado Rougher y 0,599 kilogramos de sílice para el concentrado Cleaner. En tercer lugar, tenemos el relave producido, el cual presenta una ley un poco mayor que la de los concentrados, es así como esta posee un valor de 52,5%, llevando el valor a masa, este representa 6,373 kilogramos. de lo cual es posible concluir que la mayor parte del material que debió haber sido extraído en los concentrados, quedó en el relave.

Por otra parte otro elemento de interés es la alúmina, para la cual sus leyes de concentrado Rougher y Cleaner poseen valores de 12,3% para las dos, en tanto a sus valores en masa estos equivalen a 0,281 kilogramos y 0,151 kilogramos respectivamente. En tanto el relave posee una ley de alúmina equivalente a 10,2%, la cual es menor que la de los concentrados, mientras tanto su masa alcanza los 1,238 kilogramos, lo cual supera en gran cantidad a las anteriores, por este motivo es posible definir que gran parte de la masa quedó en el relave.

4.3 Recuperación metalúrgica

En la tabla 4.6 se muestra la información respectiva a la recuperación metalúrgica de todo el proceso de recuperación de feldespato, incluyendo la separación magnética, flotación de pirita y flotación de feldespatos.

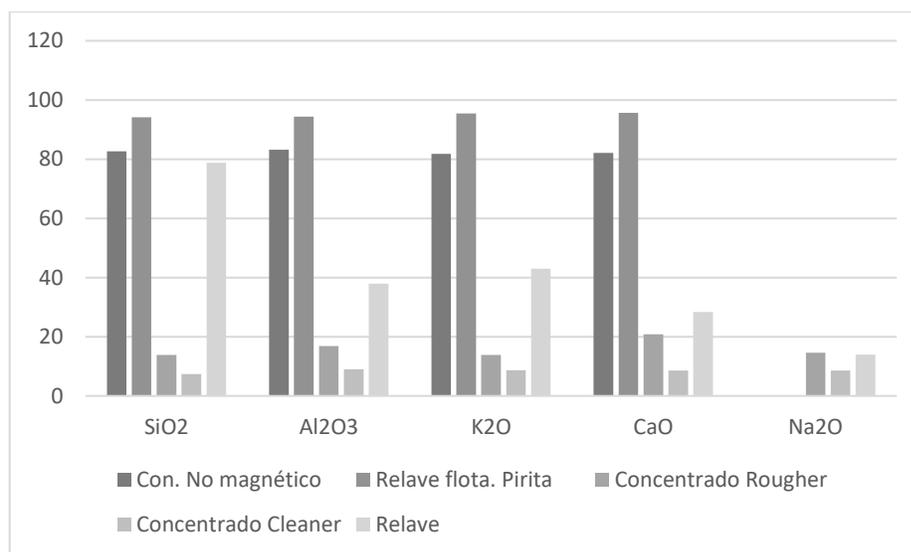
Tabla 4.6 Recuperación metalúrgica para los elementos de interés

Producto	Recuperación metalúrgica %				
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	CaO	Na ₂ O
Con. No magnético	82,667	83,176	81,802	82,106	-

Relave flota. Pirita	94,191	94,327	95,467	95,625	-
Concentrado Rougher	13,901	16,836	13,804	20,833	14,655
Concentrado Cleaner	7,352	8,987	8,668	8,542	8,621
Relave	78,747	37,964	42,933	28,344	13,906

Para simplificar más los datos y dar una representación más visual de los resultados se presenta la figura 4.4, en la cual se expresa el porcentaje de recuperación para cada material valioso en cada proceso.

Figura 4.4 Grafica evolución recuperación metalúrgica del proceso



Como es posible observar en el grafico el mayor porcentaje de recuperación de todos los elementos analizados, se dio en el proceso de flotación de la pirita, ya que su relave, el cual en este caso era el material de interés supero para todos los elementos el 94%.siguiendo con un punto de vista general, también es posible reparar que la mayor caída en la recuperación se dio en el proceso de flotación del feldespato, en donde este presento caída bastante grande en los concentrados Rougher y Cleaner, además de una diferencia bastante grande con el encontrado en el relave.

Llevando a un punto de vista más específico , la evolución de la recuperación de sílice en el proceso, fue bastante variante, comenzando en la separación magnética en donde el material no magnético alcanzo una recuperación de 82,667% del material recibido desde planta Coemin, a continuación en el proceso de flotación de pirita , alcanzo su punto más alto, con un porcentaje de 94,191% es decir que del total del material de sílice existente en la alimentación del proceso, la mayor cantidad quedo en el relave el cual era el material de interés. Por último, en el proceso de flotación de los feldespatos, sufrió una caída estrepitosa en sus tres productos, en especial en lo que debiese haber sido los dos productos que recuperarían en mayor cantidad, es así como en el concentrado Rougher tomo un valor de 13,901% mientras que en el concentrado Cleaner un 7,352%, mucho menor a lo esperado ya que era la principal misión recuperar mediante estas flotaciones toda la sílice posible. En última parte se tiene que en el relave el porcentaje de recuperación del material alcanzo un total de 78,747%, siendo en general estos números sumamente menores a lo esperado, ya que disminuyen demasiado en comparación a la parte anterior del proceso.

Tomando ahora en cuenta los datos pertenecientes a la alúmina, como la totalidad de los otros elementos analizados, presento una variación positiva en la primera parte del proceso , es así como la recuperación metalúrgica del material no magnético, alcanzo un 83,176% , el cual aumento al finalizar el proceso de extracción de la pirita alcanzando un valor de 94,327%, lo cual significa que se recuperó en casi la totalidad de la alúmina presente en la alimentación de este proceso, el cual quedo en el relave del proceso , siendo este el material útil para el seguimiento del proyecto. En la última parte del proceso se analizó los 3 productos de la flotación de feldespato, para los cuales los resultados obtenidos no fueron muy optimistas referido a los esperado, esto se debe ya que los concentrados Rougher y Scavenger en los cuales se debió haber logrado altas recuperaciones de alúmina al extraer los feldespatos, presentaron en verdad un bajo porcentaje, es así como el Concentrado Rougher alcanzo una recuperación metalúrgica de 16,836%, mientras que el Cleaner una recuperación de 8,987%.en tanto la mayor parte de la recuperación de la alúmina al igual que en el caso del sílice, se dio en el relave, en el

cual tomo un valor de 37,96%. Sumamente menor en comparación a la del proceso anterior y aun así mucho mayor que en los concentrados flotados.

4.4 Recuperación en peso

Tabla 4.7 Recuperación en peso de los productos del proceso

Producto	Recuperación en peso (%)
Concentrado Magnético	29,898
Concentrado No Magnético	69,056
Pirita Rougher	9,686
Pirita Scavenger	1,881
Relave	88,394
Concentrado Rougher	8,904
Concentrado Cleaner	4,763
Relave	47,163

La recuperación en peso nos muestra el porcentaje de mineral recuperado como concentrado en comparación a la masa completa de la alimentación, es así como en la primera parte el proceso, es decir en la separación magnética, se obtuvo una recuperación total del 98,954%, en la cual el concentrado magnético corresponde al 29,898% y el concentrado magnético al 69,056%. Posteriormente en la segunda parte del proceso se logró una recuperación en peso del 99,961%, dividiendo esta recuperación en los tres productos, en orden de obtención, la pirita Rougher alcanzo una recuperación en peso de 9,686%, la pirita Scavenger un 1,881% y el relave de esta flotación alcanzo un 88,394%. En la última parte del proceso trabajado se encuentra la flotación de los

feldespatos , en este proceso se logró una recuperación en peso de 60,83% lo cual significo una pérdida sumamente grande de material proveniente de la alimentación, esta recuperación general se obtuvo de los tres productos del proceso. El concentrado Rougher alcanzo un porcentaje de 8,904%, el concentrado Cleaner un 4,763% y en último lugar el relave en el cual se recuperó un 47,163% de la masa de la alimentación.

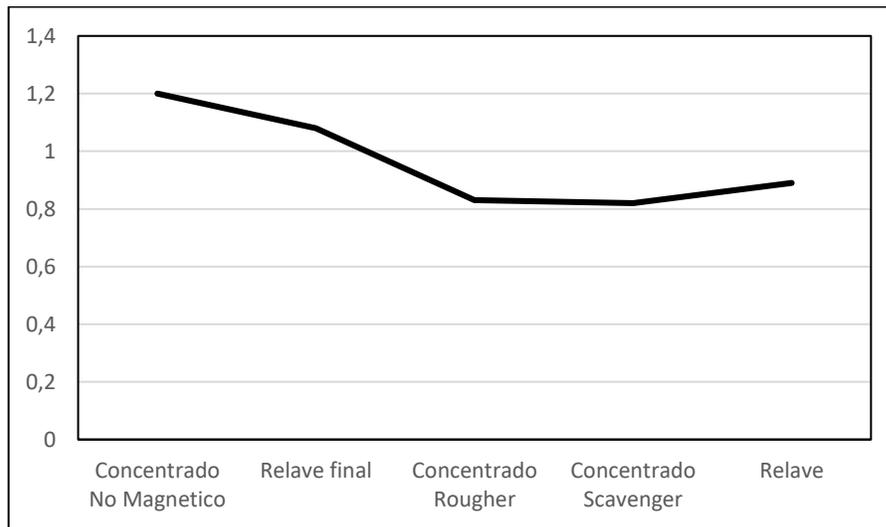
4.5 Razón de enriquecimiento

Tabla 4.8 Razón de enriquecimiento de los elementos de valor del proyecto

Producto	Razón de Enriquecimiento				
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	MgO	CaO
Concentrado No Magnético	1,2	1,27	1,17	1,27	1,74
Relave final	1,08	1,04	1,14	1,08	1,05
Concentrado Rougher	0,83	1,04	0,91	1,03	-
Concentrado Scavenger	0,82	1,04	1,08	0,8	-
Relave	0,89	0,86	0,96	0,65	-

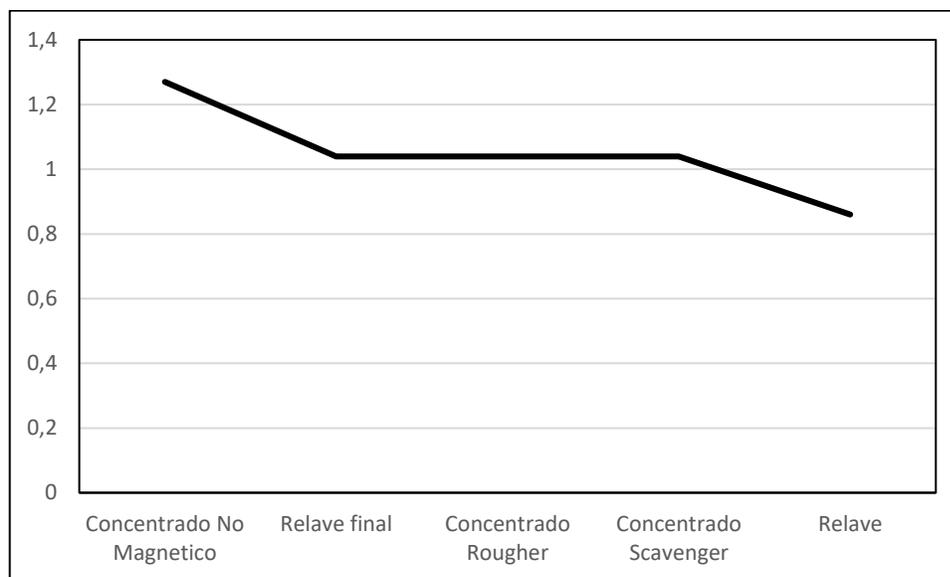
La razón de enriquecimiento representa la variación de las leyes de los elementos de interés o concentrados en comparación a las mismas leyes encontradas en la alimentación del proceso, para realizar un análisis mas a fondo de las variaciones de estas en el proceso se representan mediante la figura 4.5 y 4.6

Figura 4.5 Evolución Razón de enriquecimiento de la sílice para elementos de interés



La figura 4.5 nos muestra de manera más gráfica la evolución que posee la razón de enriquecimiento para la sílice durante el transcurso del proyecto. Analizando por tramos, es posible definir que la razón entre la alimentación inicial es decir el relave recibido desde planta Coemin y el primer concentrado útil el cual es el concentrado no magnético, como un valor de 1.2, es decir que la ley de sílice del concentrado aumentó en 0,2 veces en comparación a la de la alimentación, una vez tratado el concentrado no magnético, siendo extraída la magnetita y tomando como nuevo concentrado útil el relave, se tiene que la nueva razón como el valor de 1,08, por lo cual la ley de sílice del relave de la flotación de pirita fue 0,08 veces mayor. Para el último proceso de flotación del feldespato se analizaron las tres muestras obtenidas, para las cuales se obtuvieron razones que representaron disminuciones en las leyes de sílice, es así como para el concentrado Rougher la razón de enriquecimiento como un valor de 0,83, a su vez la concentración Cleaner disminuyó a un valor de 0,82 y la del relave como un valor de 0,89, esto quiere decir que en general el proceso de flotación de feldespato disminuyó las leyes obtenidas de sílice.

Figura 4.6 Evolución Razón de enriquecimiento de la alúmina para elementos de interés



En la figura 4.6 se muestra al igual que con la figura 4.5 la evolución de la razón de enriquecimiento durante el transcurso del proyecto, pero esta vez para la alúmina, comenzando con el análisis, el primer valor de la razón de enriquecimiento entre la alimentación entregada por Coemin, y el concentrado no magnético (primer producto útil), posee un valor de 1,27 lo cual se puede representar como un aumento de 0,27 veces en la ley de la alúmina. En consiguiente para el segundo proceso, el material útil o a utilizar es el relave de la flotación de pirita. Para la cual la razón de enriquecimiento tomo un valor de 1,04, de lo cual se difiere que la ley del relave fue mayor o aumento en comparación a la del material no magnético. Por último, se evaluaron los tres productos de la flotación de los feldspatos, en los cuales sorpresivamente se presentó que tanto la razón de enriquecimiento del concentrado Rougher y Cleaner tomo un valor de 1,04. Mientras que para el relave esta razón bajo a 0,86 lo cual representa una baja en la ley en comparación al material de alimentación.

CAPÍTULO V: CONCLUSIONES

La flotación y recuperación de feldespatos desde relaves mineros mediante la flotación con ácido fluorhídrico, es posible, pero requiere el cumplimiento de una serie de procesos y parámetros los cuales pueden condicionar el resultado buscado. En primer lugar, la caracterización del relave recibido da paso a la creación de un proceso o serie de procesos para lograr la extracción de elementos que puedan interferir con el fin.

Con respecto a lo anterior el primer proceso realizado, correspondiente a la Separación magnética del material entregado por COEMIN para eliminar la magnetita presente, tuvo resultados alentadores para con el fin del proyecto, ya que la eliminación de elementos ferrosos, aumento las leyes existentes de sílice, alúmina, óxido de potasio, entre otros minerales de interés. Esto conllevó a obtener recuperaciones metalúrgicas bastante optimas, mayores al 81% en promedio y razones de enriquecimiento mayores a 1 en todos los compuestos, contando de igual manera una recuperación en peso equivalente al 69,056% del material ingresado.

Durante el segundo proceso respectivo a la flotación de la Pirita, mineral sumamente reactivo con el HF. Se vio una mejora óptima para el avance del proyecto, esto debido a que la etapa Rougher y Scavenger ayudaron a la disminución de elementos contaminantes o innecesarios, y aunque extrajeran parte de los elementos de interés, sus cantidades fueron realmente bajas alcanzando una recuperación en peso de 11,567% entre las dos. Mientras que, en el relave, el cual era el material de interés que pasaría a la siguiente etapa alcanzo un 88,394% de recuperación del material proveniente de la alimentación, a su vez al igual que en la separación magnética las razones de enriquecimiento de todos los elementos analizados fueron mayor a 1, lo cual significó que, al extraer la pirita, nuevamente aumentamos las leyes de estos. Por último y no menos importante se obtuvieron en esta etapa los mejores resultados respecto la recuperación metalúrgica del proceso, ya que en promedio se superó el 94%.

Por último, la parte final del proyecto contemplo la flotación del feldespato mediante la utilización de ácido fluorhídrico. Parte del proceso en la que los resultados

fueron los menos óptimos, como primer dato , se halló una recuperación en peso total del 60,83%, es decir se perdió casi el 40% del material con que se alimentó esta etapa, esto debido en su mayoría a la utilización del HF, y al pH al que es necesario trabajar para lograr separa el cuarzo y otros elementos de los feldespatos , el cual es pH 2.por otra parte tenemos que en esta parte del proceso se generaron para los tres productos , Concentrado Rougher, Concentrado Cleaner y relave , las recuperaciones metalúrgicas con menor valor para los elementos de interés , promediando para el concentrado Rougher un 16,005%, para el concentrado Scavenger 8,43%, y un 40,37% para el relave, esto quiere decir que la mayor parte de los elementos que buscábamos flotar , quedaron en el relave, es decir que no fueron capaces de ser captados por las burbujas de aire.

Realizando un análisis final es posible concluir que tanto la separación magnética como la flotación de pirita fueron procesos que ayudaron al aumento de la ley y concentración de los elementos que componen a los feldespatos. Pero en caso contrario el último proceso , que buscaba la recolección de estos conllevó a la pérdida de casi el 40% del material alimentado, bajas significativas en las recuperaciones y en la razón de enriquecimiento, lo cual nos indica que además de disminuir la masa del proceso, disminuyó a la par las leyes de los elementos de interés. Todo este desbalance ocurrido puede poseer variadas causas, contando entre ellas el manejo del pH a la hora de trabajar ya que es sumamente complicado mantener un pH tan bajo al realizar el proceso, la presencia de algún otro elemento que no se tomó en cuenta que pudo haber afectado el funcionamiento del ácido como recolector o del espumante, otro aspecto a considerar es el tiempo ya que en el proceso de flotación puede haberse requerido un mayor tiempo de trabajo para asentamiento de la pulpa.

Capítulo VI: Bibliografía

Mantilla, C. Pedraza, J. Laverde, D. (2007). Utilización de estudios de potencial Zeta en el desarrollo de un proceso alternativo de flotación de mineral feldespático. Universidad industrial de Santander.

Malgan, S. Flotation Separation of Feldspar-Quartz. (1976). Laboratorio de investigación mineral. Universidad estatal de ingeniería, USA.

Yaxiong, X. Qiming, F. Flotation Separation of Feldspar from Quartz under Weak Acidity Medium. (2017).

Larsen, E. Kleiv, R. (2016). Flotation of Quartz from Quartz-Feldspar mixtures by HF method. Minerals Engineering,98.49-41.

Sekulic, Z. Canic, N. Bartulovic, Z. Dakovic, A. (2004). Application of different collectors in the flotation concentration of Feldspar, Mica and Quartz sand. Minerals Engineering.17.77-80.

Weiqing, W. Cong, J. Jie, D. Xiaoqing, W. Yiming, L. Yang, H. Tiefeng, P. (2018). Developing effective separation of Feldspar and Quartz while recycling tailwater by HF pretreatment.

Argüelles, A. Taboada, J. García, F. Araujo, M. (2013). “EFECTOS DE LAS VARIABLES DE FLOTACION EN LA CONCENTRACION DE ARENAS FELDESPATICAS”. Universidad de Vigo. España.

Contreras, G. (2021). Mecanismo de separación de Feldespato de Aluminosilicatos en relaves mineros con potencial geo metalúrgico [Tesis de Magister. Universidad de

Colombia].<https://repositorio.unal.edu.co/bitstream/handle/unal/80556/675045.2021.pdf?sequence=4&isAllowed=y>

Velásquez ,V.(2018).Optimización de la recuperación del cobre en el circuito de flotación de CODELCO-El Salvador en base a la evaluación de nuevas formulaciones de reactivos de flotación.[Tesis de título. Universidad de Concepción]

SERNAGEOMIN. (2022). Anuario de la minería de Chile 2021.Servicio Nacional de Geología y Minería. Santiago. Chile.

Sánchez, L. García, J. Feldspatos: Mineralogía. Yacimientos y aplicaciones. Departamento de Geología. Museo Nacional de Ciencias Naturales. Madrid, España.

911Metallurgist.Catalogo máquina de flotación de laboratorio Denver Metso D-12.
<https://www.911metallurgist.com/metalurgia/maquina-de-flotacion-de-laboratorio-denver-metso-d-12/>

Hulburt, C & Klein, C.(1982).Manual de mineralogía de Dana, Barcelona

Griem ,W . (2010) . Atacama virtual. <https://www.geovirtual2.cl>