



UNIVERSIDAD  
**DE ATACAMA**

FACULTAD DE INGENIERÍA  
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA EN METALURGIA

**RECUPERACIÓN DE PIRITA COBALTIFERA  
CONTENIDA EN RELAVES DE COBRE**

Trabajo de titulación presentado en conformidad a los requisitos para  
obtener el título de Ingeniero Civil en Metalurgia

Profesor guía: Dr. Luis Valderrama

Francisco Calabacero  
Copiapó, Chile 2025



UNIVERSIDAD  
**DE ATACAMA**

FACULTAD DE INGENIERÍA  
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA EN METALURGIA

**RECUPERACIÓN DE PIRITA COBALTIFERA  
CONTENIDA EN RELAVES DE COBRE**

Trabajo de titulación presentado en conformidad a los requisitos para  
obtener el título de Ingeniero Civil en Metalurgia

Profesor guía: Dr. Luis Valderrama  
Comisión: Dr. Mario Santander  
Dr. Osvaldo Pavez

Francisco Calabacero  
Copiapó, Chile 2025

## **Tabla de contenidos**

	<b>Página</b>
Resumen - - - - -	5
Introducción - - - - -	8
Marco teórico - - - - -	10
Hipótesis y Objetivos - - - - -	16
Problemáticas y motivación - - - - -	17
Desarrollo experimental- - - - -	18
Resultados y discusiones - - - - -	25
Conclusiones - - - - -	48
Anexos - - - - -	50
Referencias - - - - -	55

## **Agradecimientos**

Quisiera agradecer a mi familia por apoyarme y creer en mí, y a mi profesor guía, Luis Valderrama, por su ayuda y consejo durante la elaboración de mi tesis.

También quisiera agradecer al profesor Danny Guzman y al proyecto FIC “Desarrollo de tecnologías para la valorización de relaves de cobre una ruta hacia una solución final” (Código BIP 40057846), por el apoyo que me brindaron para el desarrollo de mi tesis durante mi participación dentro del proyecto.

## Resumen

En este trabajo de titulación se realizaron pruebas de flotación de dos distintos relaves de cobre para recuperar la pirita, con el objetivo de diseñar un circuito de flotación para producir concentrado de pirita (especialmente pirita cobaltífera) de interés comercial a partir de relaves generados por la metalúrgia del cobre. Los dos relaves principales utilizados, fueron muestras obtenidas desde la planta Matta (ENAMI) y desde la faena Auricop (Minera San Marino), a los cuales se les referirá como “relave Matta” y “relave Auricop” respectivamente. Ambos relaves fueron analizados químicamente por laboratorios externos para determinar las leyes de hierro, cobalto y otros metales. Los relaves de Auricop contuvieron en promedio: 10,3% de hierro, 0,19% de cobre, 206 g/T de mercurio y 47 g/T de cobalto. Por su parte, los relaves de Matta contuvieron: 17,04% de hierro, 0,18% de cobre, 155 g/T de cobalto y menos de 5 g/T de mercurio. Ambos relaves fueron similares en su contenido de cobre, sin embargo presentaron diferencias marcadas en sus contenidos de hierro, cobalto y mercurio. El relave Auricop es considerablemente más rico en mercurio pero pobre en hierro y cobalto, probablemente debido a que se trata de un compuesto de relaves de cobre y oro, mientras que el relave de Matta se trata solo de un relave de cobre.

Se realizaron pruebas de flotación rougher tanto al relave Auricop y Matta. En el caso del relave de Auricop, las pruebas de flotación Rougher y Scavenger resultaron bastante desfavorables. Al realizar la prueba cinética de flotación rougher del relave Auricop, con un tiempo de 20 minutos, se obtuvo una recuperación máxima menor al 13%. Debido a lo anterior, se optó por no realizar una cinética de flotación scavenger ni pruebas de flotación cleaner para el relave de Auricop.

Los relaves de Matta tuvieron resultados más prometedores, las pruebas iniciales de flotación rougher y scavenger presentaron recuperaciones másicas y leyes favorables. Se realizaron pruebas cinéticas para las tres etapas (rougher, scavenger y cleaner) de la flotación del relave de Matta. Las recuperaciones metalúrgicas máximas de las cinéticas rougher, scavenger y cleaner fueron de 73,2%, 28,2% y 91% respectivamente. Los productos de flotación del relave Matta fueron analizados químicamente para determinar su contenido de metales. Los concentrados rougher, scavenger y cleaner contuvieron, respectivamente, leyes de cobalto de 1517 g/t, 2520 g/t y 345 g/t respectivamente, junto con 34,9%, 46,7% y 23,58% de hierro, 0,47%, 0,44% y 0,25% de cobre, además de trazas de zinc, molibdeno y níquel.

Se realizaron también pruebas de microscopía electrónica de barrido (SEM) a una briqueta elaborada a partir del concentrado rougher obtenido de la flotación del relave Matta. Se escogieron cuatro puntos de su superficie, previamente lijada y pulida hasta alcanzar una apariencia especular, para ser analizados bajo un aumento de 3000 veces. De las cuatro regiones observadas, en dos de ellas se detectó presencia de cobalto. La región “B”, compuesta principalmente de hierro y azufre, contuvo 0,7% de cobalto, mientras que la

región “C”, formada en su mayoría por oxígeno y carbono, contuvo 0,2% de cobalto. Los resultados parecen indicar que el cobalto se encuentra diseminado en la red cristalina de la pirita, y no concentrada solo en los bordes.

Adicionalmente a lo anteriormente mencionado, se realizaron también pruebas de flotación para un relave adicional, que se trató de un compósito de relaves de hierro, mayormente de El Trigo, perteneciente a la empresa CMP, por lo que será referido como “relave de Trigo”. Estas pruebas se realizaron meramente para confirmar o descartar la posibilidad de que el mismo proceso pudiera utilizarse para el aprovechamiento de otro tipo de relaves. Se realizaron dos cinéticas de flotación rougher para el relave de Trigo, en las cuales se obtuvieron recuperaciones máximas de 60% y 48% respectivamente, con tiempos de flotación de 20 minutos. La cinética fue lenta y las leyes de los concentrados obtenidos fueron extremadamente bajas. Debido a lo anterior, y a la poca disponibilidad de muestras para la realización de pruebas adicionales, se descartó el relave de El Trigo.

## **Abstract**

In this thesis project, flotation tests were carried out on two different copper tailings to recover pyrite, with the objective of designing a flotation circuit to produce pyrite concentrate (specially cobaltiferous pyrite) of commercial interest from tailings generated by copper metallurgy. The two main tailings used were samples obtained from the Matta plant (ENAMI) and from the Auricop operation (Minera San Marino), which will be referred to as “Matta tailings” and “Auricop tailings,” respectively. Both tailings were chemically analyzed by external laboratories to determine the grades of iron, cobalt, and other metals. The Auricop tailings contained on average: 10.3% iron, 0.19% copper, 206 g/t mercury, and 47 g/t cobalt. In contrast, the Matta tailings contained: 17.04% iron, 0.18% copper, 155 g/t cobalt, and less than 5 g/t mercury. Both tailings were similar in their copper content; however, they showed marked differences in their iron, cobalt, and mercury contents. The Auricop tailings were considerably richer in mercury but poorer in iron and cobalt, likely because they were a composite of copper and gold tailings, while the Matta tailings were solely copper tailings.

Rougher flotation tests were performed on both the Auricop and Matta tailings. In the case of the Auricop tailings, the rougher and scavenger flotation tests were quite unfavorable. In the rougher flotation kinetic test of the Auricop tailings, with a flotation time of 20 minutes, a maximum recovery of less than 13% was obtained. Due to this, it was decided not to conduct a scavenger flotation kinetic test or cleaner flotation tests for the Auricop tailings.

The Matta tailings showed more promising results. The initial rougher and scavenger flotation tests yielded favorable mass recoveries and grades. Kinetic tests were carried out for all three stages (rougher, scavenger, and cleaner) of the Matta tailings flotation. The maximum metallurgical recoveries of the rougher, scavenger, and cleaner kinetics were 73.2%, 28.2%, and 91%, respectively. The flotation products from the Matta tailings were chemically analyzed to determine their metal content. The rougher, scavenger, and cleaner

concentrates contained, respectively, cobalt grades of 1517 g/t, 2520 g/t, and 345 g/t, along with 34.9%, 46.7%, and 23.58% iron, 0.47%, 0.44%, and 0.25% copper, as well as traces of zinc, molybdenum, and nickel.

Scanning electron microscopy (SEM) tests were also performed on a briquette made from the rougher concentrate produced by the flotation of the Matta tailings. Four points on its surface, previously sanded and polished until a mirror-like appearance was achieved, were selected to be analyzed under 3000x zoom. Of the four observed regions, cobalt was detected in two of them. Region “B,” composed mainly of iron and sulfur, contained 0.7% cobalt, while Region “C,” mostly composed of oxygen and carbon, contained 0.2% cobalt. The results suggest that cobalt is disseminated through the pyrite crystal lattice, rather than only at the grain boundaries.

In addition to the above, flotation tests were also conducted on an additional tailings sample, which was a composite of iron tailings, mostly from El Trigo, belonging to the company CMP, thus, it will be referred to as “El Trigo tailings.” These tests were carried out solely to confirm or rule out the possibility that the same process could be used for the recovery of other kinds of tailings. Two rougher flotation kinetic tests were conducted for the Trigo tailings, in which maximum recoveries of 60% and 48% were obtained, respectively, with flotation times of 20 minutes. The kinetics were slow, and the grades of the obtained concentrates were fairly low. Due to this, and the limited availability of samples for additional tests, the El Trigo tailings were discarded.

## 1. INTRODUCCIÓN

La industria minera genera gran cantidad de residuos y pasivos ambientales. La metalurgia del cobre produce grandes volúmenes de relaves. Estos relaves se encuentran actualmente desechados en tranques de relave, de los cuales muchos se encuentran cerca de lugares poblados, y por su contenido de especies sulfuradas reactivas (pirita, calcopirita, calcosina) pueden representar un riesgo ambiental debido a filtraciones ácidas.

Además de la problemática ambiental, los relaves representan también una pérdida de minerales valiosos que podrían ser aprovechados por su contenido de elementos como el hierro, oro y cobalto. El cobalto es un elemento raro y de gran valor que suele encontrarse como impureza en variedad de minerales, incluyendo entre ellos la pirita. Debido al enorme volumen existente de relave de cobre, estas piritas cobaltíferas podrían ser la clave para aumentar la producción de cobalto en Chile, especialmente en de la región de Atacama. Esto no solo representaría un beneficio económico al producir cobalto como un subproducto, sino que también reduciría en gran medida el riesgo ambiental de los relaves, que es una problemática vigente.

En nuestro país, los yacimientos de cobalto se han explotado como mena primaria, junto al cobre, desde tiempos pasados. Entre estos yacimientos se encuentran los distritos de San Juan y Carrizal Alto, cercanos a la ciudad de Huasco, así como también vetas cercanas a la ciudad de Copiapó, ambas en la región de Atacama. Por otro lado, en la región de Coquimbo, se encuentran los yacimientos de cobre y cobalto del distrito de Tambillos – Minillas. En los sectores de El Volcán y Alto Río Maipo, existe mineralización de sulfuros de cobre y sulfosales de cobalto (Cobaltita) y de cobre oxidado con Eritrina (Cruzat, 1968; Caraballo et al., 2017).

Actualmente en Chile, los minerales que contienen cobalto no son recuperados en procesos de concentración de cobre, oro o hierro, en su lugar pasan junto a la ganga a los depósitos de relaves. En el caso de los minerales sulfurados y las sulfosales de cobalto, al igual que la pirita y arsenopirita, estos minerales se encuentran en el relave. Dado que en la mayoría de yacimientos chilenos, ya sean de cobre, oro, hierro o combinaciones, se desconoce la ocurrencia de cobalto, es difícil en primera instancia determinar si este

elemento pudiera constituir un elemento potencial de interés, mucho menos si, de estar presente, es recuperable metalúrgicamente.

De acuerdo a (Townley et al., 2017), las máximas concentraciones reportadas se encontraron en muestras de cubetas de los depósitos de Delirio 3 de Punitaqui (190 ppm Co), en la región de Coquimbo, María Isabel (98 ppm Co), en la comuna de Tierra Amarilla, y Filtrados de Potrerillos (88 ppm Co) en la comuna de Diego de Almagro, todos ubicados en la región de Atacama.

La ley típica de cobalto asociado a yacimientos sulfurados es de 0,1% (Rojas, 2019). En el caso de Chile se han tomado concentraciones de cobalto en relaves de 0,019. Concentraciones demasiado bajas para ser consideradas de interés económico por si solo; no obstante, si se considera que actualmente existen depósitos de relave que se explotan y reprocesan para extraer otros elementos, principalmente cobre, se abre la oportunidad de evaluar la recuperación del cobalto como otro subproducto.

Este trabajo estudiará muestras de relave de cobre, con el objetivo de caracterizar las piritas para obtener un concentrado y su separación mediante procesos de flotación, para obtener concentrado de pirita cobaltífera y evaluar la posible extracción económica de cobalto a partir de este.

## 2. MARCO TEÓRICO

### 2.1. Relaves

Debido a que las reservas de cobre en Chile son mayormente de mineral sulfurado, la flotación es el proceso más utilizado para la extracción de cobre. Esto trae consigo la consecuencia de generar grandes cantidades de relaves que luego deben ser almacenados, representando un problema ambiental, así como siendo una limitante a la vida útil de los proyectos debido al limitado espacio y las restricciones legales. (Consejo Minero, s.f)

La cantidad de relaves producido históricamente es enorme, solo la división Andina de Codelco-Chile depositó sobre 229 millones de toneladas de relave, entre los años de 1970 a 1999. (Araya, 2001)

Los relaves están compuestos en mayor parte de partículas finas de sílice, carbonatos y arcillas, feldspatos, etc. Pero también contienen distintos minerales no recuperados durante la producción de cobre, como la magnetita o sulfuros reactivos como la calcopirita, calcosina y Pirita, los cuales en contacto con aire, agua y bacterias, producen filtraciones ácidas que contaminan las aguas subterráneas. La comuna de Copiapó es la que más tranques de relave posee en todo Chile, muchos de los cuales se encuentran peligrosamente cerca de sus habitantes.

A pesar de lo mencionado anteriormente los relaves no son desechos sin valor, poseen cantidades no menores de recursos valiosos, que además no requerirían una etapa de conminución para su extracción, por lo que hay gran interés en reprocesarlos. Actualmente la Planta Magnetita de CMP reprocesa relaves provenientes de la minera Candelaria para extraer magnetita y producir concentrado de hierro. Aún con esto, quedan aún recursos sin explotar presentes en los relaves, de entre los cuales es de gran interés el Cobalto que puede existir como impurezas dentro de la pirita.

Existe variedad de estudios respecto a los depósitos y recursos de cobalto a nivel mundial y nacional, sin embargo aún se encuentra sin explotar el cobalto presente en los residuos de otras industrias, como los relaves de la metalurgia del cobre. Según los datos proporcionados por el CORFO, se estima que la concentración de Co en relaves chilenos

podría alcanzar 0,019% en algunos casos. Si bien esta concentración sería demasiado baja para su explotación, considerando los enormes volúmenes de relave existentes y que estos contienen además otras especies valiosas, se vuelve atractiva su recuperación como subproducto (Townley et al., 2017). La pirita sería el mineral que más comúnmente contiene impurezas de cobalto en yacimientos de la región de Atacama, con concentraciones en peso de hasta 5% de Co. (Chepillo, J. 2019)

Existen ya estudios sobre la recuperación de especies minerales desde los relaves de cobre. En 2019 se propuso un circuito para la flotación de pirita a partir de relaves a nivel industrial, donde se demostró experimentalmente que la dosis de colector es la variable más estadísticamente significativa para la recuperación de pirita cobaltífera, y determinó las condiciones de trabajo utilizadas en esta tesis (Santander, M., Valderrama, L. 2019). También en 2019 se propuso un modelo de negocios para la producción de cobalto a partir de relaves, este fue un análisis desde el punto de vista de la gestión de empresas, el cual propone una estrategia basada en la generación de “valor compartido” económico, social y ambiental, a su vez que señala la necesidad de realizar estudios adicionales para determinar las leyes de cobalto presente en los yacimientos, y sobre los costos de producción. (Rojas, M. 2019)

En los últimos años ha habido esfuerzos para cerrar la brecha de conocimiento respecto al contenido y asociaciones mineralógicas del cobalto presente en menas y relaves. Diversos estudios realizados a nivel nacional buscan caracterizar a detalle los elementos y especies presentes en los yacimientos, así como en los productos y desechos de cada etapa en los procesos productivos (Barros et al., 2022).

## **2.2. Recursos en relaves de Atacama**

Analizando los datos geoquímicos recopilados por el servicio nacional de geología y minería (SERNAGEOMIN, 2023) pude estimar que en la Región de Atacama existe una cantidad aproximada de 44.758 toneladas de cobalto diseminada entre todos los relaves de la región. Esta cantidad fue calculada tomando en cuenta solo los depósitos de relave de los cuales se conocía su tonelaje en ese entonces y de los cuales se hubiera detectado la presencia de cobalto. Considerando que cada día se produce más relave debido a la actividad minera en la región, la cantidad real es probablemente mucho mayor.

Además del cobalto, los relaves contienen una gran variedad de elementos valiosos, como el oro, mercurio, y tierras raras. Entre los relaves con contenido de Cobalto hay también 36,4 toneladas de Oro, 52,78 toneladas de Mercurio y 386.719 toneladas de tierras raras, mayormente Cerio (44,78%), Lantano (25,53%) y Neodimio (16,44%).

Estos son solo una parte de los elementos de posible valor que se hallan dispersos entre todos los relaves de Atacama.

## **2.3. Cobalto**

El Cobalto es el elemento de número 27, encontrándose entre el Hierro y el Níquel en la tabla periódica, es un metal de un color gris plateado. Su radio iónico es de 0,72 Å (Co +2) o 0,63 Å (Co +3) según su estado de oxidación, similar al radio iónico de varios metales (Cu+2, Mg+2, Mn+2, Fe+2, Fe+3, etc.) incluyendo al hierro, además de poseer propiedades magnéticas similares a éste último. Debido a estas razones, el Cobalto es muy afín a sustituir a otros metales en diversas especies minerales, en consecuencia los minerales primarios de cobalto no son muy abundantes.

Es un metal muy valorizado en el mercado debido a sus diversas aplicaciones como la fabricación de pigmentos, aleaciones de alta resistencia, imanes permanentes y baterías. Este último uso es de especial relevancia hoy en día, debido al auge de los dispositivos móviles y vehículos eléctricos, resultando en un aumento en la demanda de Cobalto que crece año tras año.

## 2.4. Pirita cobaltífera

La pirita es la ganga sulfurada más común en las menas de cobalto (Dehaine, 2019). Cuando la pirita presenta sustituciones de cobalto en su estructura, es llamada Pirita Cobaltífera y se puede representar por la fórmula  $(\text{Fe},\text{Co})\text{S}_2$ . Puede llegar a tener un color más blanquecino en comparación a la pirita común, aunque su identificación suele realizarse por métodos de espectrometría para detectar átomos de Co en su red cristalina. Si bien la cantidad de cobalto es mucho menor a la de hierro, debido a la gran abundancia de relaves, se vuelve atractiva su explotación como subproducto a partir de concentrados de pirita.

Dependiendo de cómo se haya formado el mineral de pirita, geológicamente hablando, la diseminación y cantidad de pirita dentro de los cristales será distinta, pudiendo esta concentrarse en los bordes, al centro, o estar distribuida de forma más uniforme. (Chepillo, 2019)

Los minerales que contienen cobalto están presentes en casi cien variedades en la naturaleza, principalmente asociados con níquel, cobre, hierro, plomo, zinc, plata, manganeso, etc., en depósitos de minerales de sulfuro. El contenido de cobalto en estos minerales generalmente es bajo. Los minerales que contienen cobalto son la cobaltita  $(\text{CoAsS})$  carrolita  $(\text{Cu}(\text{Co},\text{Ni})_2\text{S}_4)$ , y lineeite  $(\text{Co}_3\text{S}_4)$ . Estos a menudo se asocian con minerales de cobre y pirita y sulfuros de hierro pirrotina, como la bravoita  $(\text{Fe},\text{Co},\text{Ni})\text{S}_2$ ; Pentlandita  $(\text{Co},\text{Ni},\text{Fe})_9\text{S}_8$ ; Carrollita  $\text{Cu}(\text{Co},\text{Ni})_2\text{S}_4$  (Dehaine, et al., 2021).

## **2.5. Flotación**

La flotación es un proceso de naturaleza físico-química basado en la diferencia de propiedades superficiales entre especies de minerales que se encuentran finamente molidos y sumergidos en fluido (usualmente agua), el cual se encuentra agitado y se le inyecta aire para formar burbujas (fase gaseosa). Aquellas partículas que sean hidrofóbicas tenderán a adherirse en la superficie de estas burbujas y flotarán hasta la superficie del líquido, de este modo produciendo un concentrado. La adhesión de una partícula a una burbuja de aire depende de la hidrofobicidad de la superficie mineral. Muchos minerales son naturalmente hidrofóbicos bajo ciertas condiciones, sin embargo esto suele ser insuficiente para la flotación a escala industrial. Por ello se utilizan también diversos reactivos para modificar las propiedades superficiales de los minerales presentes con el fin de facilitar la recuperación de la especie de interés. (Castellón et al., 2022)

## **2.6. Flotación de pirita**

En la producción de metales generalmente se considera a la pirita como parte de la ganga, por lo que el método general es depresarla durante la flotación. La cal, comúnmente utilizada para el control de pH, es un depresor de pirita (Jefferson et al., 2023).

Para nuestros propósitos, la pirita será nuestra especie de valor, por lo que nos interesa su flotación selectiva, en lugar de depresarla como parte de la ganga.

Existen variados colectores que pueden utilizarse en la flotación de pirita, incluyendo Xantatos, ditiofosfatos y ácidos grasos. Los colectores del tipo Xantato son los más utilizados (Xiang-Huai, W., Eric, F., 1991).

La pirita, al ser un mineral sulfurado, tiene propiedades semiconductoras y su flotación es de naturaleza electroquímica. Se ha propuesto un mecanismo general para la hidrofobización de pirita. La oxidación de los Xantatos para formar Dixantógenos hidrofóbicos que se adsorben en la superficie oxidada de pirita, debido a la presencia de compuestos superficiales (Hossein M., Mahdi G., 2017).

La flotabilidad de la pirita puede variar dependiendo de varios factores, incluyendo su textura (tamaño y estructura de los cristales) y composición (presencia de distintas

impurezas), pudiendo variar incluso según su origen geográfico. Un menor tamaño de grano implica mayor superficie expuesta, lo cual facilita las reacciones de oxidación. Por su parte, la presencia de Oro o Cobalto afectan a la estructura cristalina de la pirita, esto causa que adsorba más Xantato y sea más estable que la pirita pura. (Jefferson et al., 2023)

Comúnmente los colectores no son tan selectivos como para flotar únicamente la especie de interés. Aquellos colectores que se adhieren a la pirita suelen también adherirse a otras especies sulfuradas, como la calcopirita, o a filosilicatos. (Castellón et al., 2022)

Los principales problemas ambientales generados por el almacenamiento de relaves en depósitos o presas de relaves incluyen el riesgo para la población ante un evento sísmico de gran magnitud, la posible percolación de contaminantes a las aguas subterráneas, el impacto visual, la destrucción del suelo y el hábitat, y la alteración de la vida silvestre.

Los relaves de cobre contienen minerales sulfurados reactivos, como pirita, calcopirita, calcosina y otros minerales metálicos residuales (Lv et al., 2017). Los minerales sulfurados, principalmente la pirita, en presencia de aire, agua y bacterias pueden sufrir una rápida oxidación para producir agua ácida (Beauchemin et al., 2018). Las aguas ácidas disuelven otros metales, produciendo soluciones que pueden transportar sustancias químicas tóxicas al medio ambiente, como mercurio y arsénico (Shepherd et al., 2018). Se han propuesto las siguientes medidas para prevenir la oxidación de la pirita y, en consecuencia, la generación de aguas ácidas: restringir la entrada de agua y/o la penetración de oxígeno a través del aire utilizando materiales como arcilla compactada, hormigón, asfalto y HDPE.

Considerando que el contenido de pirita en los relaves puede variar entre el 4% y el 8%, una alternativa para prevenir la generación de aguas ácidas es recuperar la pirita como subproducto. Esto resolvería parte de un problema ambiental futuro y mejoraría la rentabilidad de las plantas de flotación que concentran minerales de cobre. La pirita se utiliza para producir azufre elemental o ácido sulfúrico, como desinfectante y protector de la madera en la producción de sulfato ferroso, como colorante en la industria del vidrio, en frenos y recubrimientos abrasivos, y como combustible en la pirometalurgia del cobre.

También existen estudios que demuestran que la pirita puede utilizarse como catalizador para la descontaminación de aguas contaminadas con nitratos (Soler et al., 2006).

### **3. HIPÓTESIS Y OBJETIVOS**

#### **3.1. Hipótesis**

A partir de relaves de cobre, mediante procesos de flotación se puede obtener un concentrado de pirita cobaltífera apto para la extracción económica de cobalto.

#### **3.2. Objetivo general**

Estudiar la factibilidad de recuperar, mediante flotación, las piritas cobaltíferas contenidas en los relave de cobre.

#### **3.3. Objetivos específicos**

- 1) Realizar una caracterización química, granulométrica y mineralógica, del relave de cobre procedente de planta Matta y Auricop.
- 2) Realizar pruebas de flotación para determinar las variables de operación, tales como pH, dosis de reactivos, para obtener un concentrado de pirita
- 3) Realizar pruebas cinéticas de flotación, para determinar los tiempos de flotación óptimos para las etapas de flotación rougher, scavenger y cleaner.
- 4) Caracterizar el contenido de Cobalto mediante microscopía electrónica de barrido, en el concentrado de pirita.

### **3.4.PROBLEMÁTICAS**

Esta investigación aborda dos problemas clave relacionados con los relaves de cobre:

- 1) El riesgo ambiental de los relaves producidos por la industria minera en el país, millones de toneladas están ya depositados en tranques, varios de los cuales se encuentran adyacentes a áreas habitadas y presentan un riesgo para la salud y el ambiente. En particular, los relaves de cobre contienen minerales sulfurados bastante reactivos, como la Pirita, que en presencia de agua y/o bacterias, produce ácido que puede filtrarse hacia napas subterráneas y arrastrar otras sustancias nocivas.
- 2) Una problemática económica respecto a la producción de cobalto. El Co es un metal de gran valor, hoy más que nunca debido al auge de los dispositivos móviles y vehículos eléctricos, que no se encuentra en estado puro en la naturaleza y escasamente forma minerales primarios. Debido al aumento de su demanda, se prevé un déficit de cobalto en la siguiente década.

### **3.5. MOTIVACIONES**

Teniendo en cuenta las problemáticas mencionadas anteriormente, la posibilidad de extraer pirita cobaltífera de los relaves sería una buena oportunidad para resolver dos problemáticas. No solo sería una buena forma de generar valor y crecer la producción de Cobalto en Chile, sino que reduciría enormemente la contaminación producida por los relaves.

### 3. DESARROLLO EXPERIMENTAL

#### 3.1 Materiales y equipos

**Horno de secado:** Las muestras y productos obtenidos a lo largo de las distintas pruebas fueron secadas en un horno eléctrico de laboratorio, generalmente a temperaturas de alrededor de 80°C.

**Rodillo de hierro:** Utilizado en la disgregación inicial de las muestras de relave, así como de los queques de concentrado y relave producidos en pruebas de flotación, etc. Fue utilizado sobre superficies de lona y bolsas plásticas para evitar que el material se adhiriera a su superficie. Fue limpiado entre usos para evitar contaminar las muestras.

**Lona:** Se utilizaron lonas para diversos fines durante la preparación de muestras, por ejemplo para realizar roleo y cuarteo, o como superficie para la disgregación de relaves y/o concentrados.

**Cortadores de rifle:** Se utilizaron cortadores de rifles durante la preparación de muestras de alimentación para las pruebas de flotación, análisis granulométricos, etc.

**Tamices ASTM:** Utilizados para los análisis granulométricos y deslamado de muestras. Se utilizaron de distintas aberturas y tamaños, desde malla #70 a #400.

**ROTAP (agitador de tamices):** Agitador automático de tamices, con temporizador, utilizado durante los análisis granulométricos.

**Filtro a presión:** Utilizado para eliminar el exceso de agua de los productos obtenidos de las pruebas de flotación, cinéticas, deslamados, etc. El resultado es un “queque” que debe ser secado en el horno para eliminar el resto de la humedad.

**Matraz de Le Chatelier:** Utilizado para determinar densidades de las muestras de relave y de los productos de flotación. Información útil para determinar el tamaño de muestra para alimentar la celda de flotación.

**Celdas de flotación:** Se utilizaron celdas de flotación a escala de laboratorio, con un agitador mecánico e inyección de aire a presión.

### **3.2 Metodología de preparación de muestras**

Se analizarán dos relaves de cobre, Provenientes del tranque de la faena Auricop, de la empresa Minera San Marino y de la planta Manuel A. Matta de ENAMI. El tranque de Auricop contiene relaves tanto de cobre como de oro y se encuentra inactivo. Planta Matta lleva operando más de 50 años procesando minerales oxidados y sulfurados de cobre. El relave que utilizaremos proviene de su línea de sulfuros de cobre.

El relave de Auricop fue extraído, con palas, de 15 puntos distintos del tranque. El depósito contaba ya con varias calicatas con profundidades mayores a un metro, el relave fue extraído desde el fondo de estas calicatas y depositado en recipientes plásticos y, una vez se extrajo aproximadamente 200 kg de relaves, fueron transportados hacia la universidad para su posterior uso.

El relave de planta Matta fue extraído directamente desde la línea de relaves en planta Matta, pesando en total unos 240 kg, y transportado para su uso en tesis y proyectos.

Las muestras fueron secadas al interior de un horno, a una temperatura de 80°C para eliminar el exceso de humedad antes de realizar las pruebas pertinentes. El tiempo de secado puede variar según la humedad inicial de cada bolsa de muestra, siendo mayor para las muestras más arcillosas, las cuales retienen mayor humedad en su interior, por lo que es conveniente disgregarlas lograr utilizando un rodillo de hierro sobre una superficie de lona.

Habiendo ya secado el relave, se procedió a realizar una homogenización inicial, mediante el método de paleo fraccionado, esto únicamente para dividir la totalidad del relave en partes más manejables para su disgregación.

Se procedió a disgregar manualmente el relave, utilizando un tamiz de malla #18 sobre un recipiente (en este caso, un tambor de acero), recolectando la porción fina del relave y descartando la porción retenida sobre la malla. La fracción fina de relave fue almacenada en baldes pesados y numerados antes de proceder a la siguiente etapa.

Finalmente, el relave ya disgregado, fue homogenizado utilizando cortadores de rifle. Inicialmente, utilizando el cortador de mayor tamaño, se dividió el relave en dos partes, una de las cuales se deja a un lado, mientras que la otra se corta nuevamente en

dos, formando nuestras dos “ramas” (compositos idénticos, a los cuales se les realizarán los mismos procesos y pruebas, a modo de duplicado). Tras el corte inicial, una porción del relave descartado inicialmente fue utilizada para cuadrar las masas de ambas ramas alrededor de los 64 kg (para facilitar su corte a muestras de 1 kg), dejando el sobrante como rechazo.

### **3.3 Caracterización**

#### **3.3.1 Caracterización física**

Fue necesario conocer en detalle las características físicas de cada relave, incluyendo su granulometría y densidad. Para esto se realizarán los siguientes métodos

##### **Análisis Granulométrico:**

Se prepararon muestras de aproximadamente 350 gramos, las cuales deberán ser deslamadas utilizando un tamiz de malla 400#, sobre un balde para recolectar las lamas, que se dejaron decantar antes de ser filtradas. El material que permaneció sobre la malla fue secado en un horno a 80°C.

El relave, ya deslamado y seco, fue sometido a un análisis granulométrico utilizando una batería de tamices ASTM con las siguientes aberturas: 16, 20, 30, 40, 50, 70, 100, 140, 200, 270, 325 y 400. Inicialmente, la fracción gruesa (mallas 16 a 70) fue tamizada empleando un fondo colector para retener el material con un tamaño inferior a la malla 70. Esta batería fue sellada y montada en un agitador mecánico tipo ROTAP durante un tiempo de 15 minutos. Posteriormente, el material retenido en cada tamiz fue recolectado y pesado de forma individual.

El material que pasó a través del fondo de la primera batería (inferior a malla 70) fue sometido a una segunda etapa de tamizado con la fracción fina de la batería (mallas 100 a 400), bajo las mismas condiciones de agitación. Al finalizar, se determinó la masa de material retenido en cada malla, incluyendo el fondo de la batería, el cual se consideró como la fracción “-400”.

Paralelamente, las lamas fueron filtradas a presión y secadas en horno para su posterior pesaje. Tanto las lamas filtradas como el material al fondo de la batería se considerarán también parte de la fracción granulométrica “-400”.

### **Determinación de densidad:**

Las densidades se determinaron mediante el método de matraz de Le Chatelier, el cual consiste en introducir lentamente el relave a un matraz (evitando taponarlo) con un volumen conocido de agua, hasta alcanzar una segunda medida con la cual se puede determinar el desplazamiento total del líquido. Tomando nota del peso inicial de la muestra de relave y del peso final del material que restara (de haberlo), se puede determinar la masa total introducida al matraz, que junto al volumen desplazado de agua, permite calcular la densidad del material.

### **3.1.3 Caracterización química**

Se realizaron distintas pruebas para caracterizar la composición de los relaves.

Se prepararon muestras para análisis químico (a partir de la cual puede obtenerse la ley de cabeza del relave), análisis de azufre, y para la elaboración de briquetas.

Las muestras fueron cortadas, pulverizadas y embolsadas, correctamente identificadas para sus respectivas pruebas. La pulverización se realizó manualmente con un mortero, el cual fue limpiado y secado tras cada uso, para evitar contaminar las muestras. Los análisis químicos y de azufre fueron realizados en laboratorios externos.

Las briquetas fueron elaboradas con concentrado pulverizado y resina, resultando en un cilindro rígido. Para su uso en microscopía electrónica de barrido, su superficie debió ser extremadamente lisa, por lo que fueron lijadas cuidadosamente con una serie de lijas de distintos granos, y pulidas con alúmina hasta alcanzar una superficie uniforme y especular.

### **3.2. Flotación**

Las pruebas de flotación fueron realizadas a escala de laboratorio en una celda mecánica con un volumen útil de 2380 centímetros cúbicos. Se trabajará en todo momento con agua a pH 8, controlado mediante adición de carbonato de sodio.

Conociendo la densidad del relave, el volumen útil de la celda a utilizar y el porcentaje de sólidos de la pulpa (en este caso definimos un valor de 35%) se calculó la masa necesaria de alimentación seca para cada etapa de flotación. La muestra se introduce a la celda de flotación y se le añade agua hasta completar la masa de pulpa. La pulpa es activada por 10 minutos con sulfato de cobre antes de añadir los reactivos y acondicionar por otros 10 minutos (con el agitador encendido, pero sin flujo de aire) antes de proceder con la flotación.

El tiempo de flotación para las pruebas iniciales fue de 15 minutos, paleteando manualmente cada 15 segundos y recolectando la espuma en bandejas rotuladas para los distintos intervalos de tiempo. Se añadió agua de relleno (preparada para mantener la concentración de colectores y espumante) periódicamente para mantener el nivel de pulpa.

La espuma recolectada en cada etapa de flotación fue filtrada, secada y pesada para determinar la recuperación en masa. Posteriormente, se prepararon muestras pulverizadas de los productos para su análisis, que permitirá determinar la ley de los concentrados y la recuperación metalúrgica en cada etapa.

Las pruebas cinéticas se realizan para poder evaluar la velocidad y eficiencia de la extracción de pirita en función del tiempo de residencia. Conociendo la ley y recuperación metalúrgica en distintos intervalos de tiempo, es posible determinar el tiempo óptimo de flotación para cada etapa. Los productos obtenidos la flotación a tiempo óptimo fueron analizados.

Las pruebas de flotación constaron de tres etapas: Rougher, Cleaner y Scavenger. Los reactivos seleccionados y sus dosificaciones serán detallados a continuación.

### **3.2.1 Etapa Rougher:**

Alimentación: Relave de cobre

Colectores: Xantato Amilico de Potasio (PAX); 40 g/t.

: di sec butil-ditiofosfato de sodio (A-404); 40 g/t

Espumante: Metil Isobutil Carbinol (MIBC); 20 g/t.

Activador: Sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>); 100 g/t

### **3.2.2 Etapa Scavenger:**

Alimentación: Relave Rougher

Colectores: Xantato Amilico de Potasio (PAX); 8 g/t.

: Aero 404 (A-404); 8 g/t

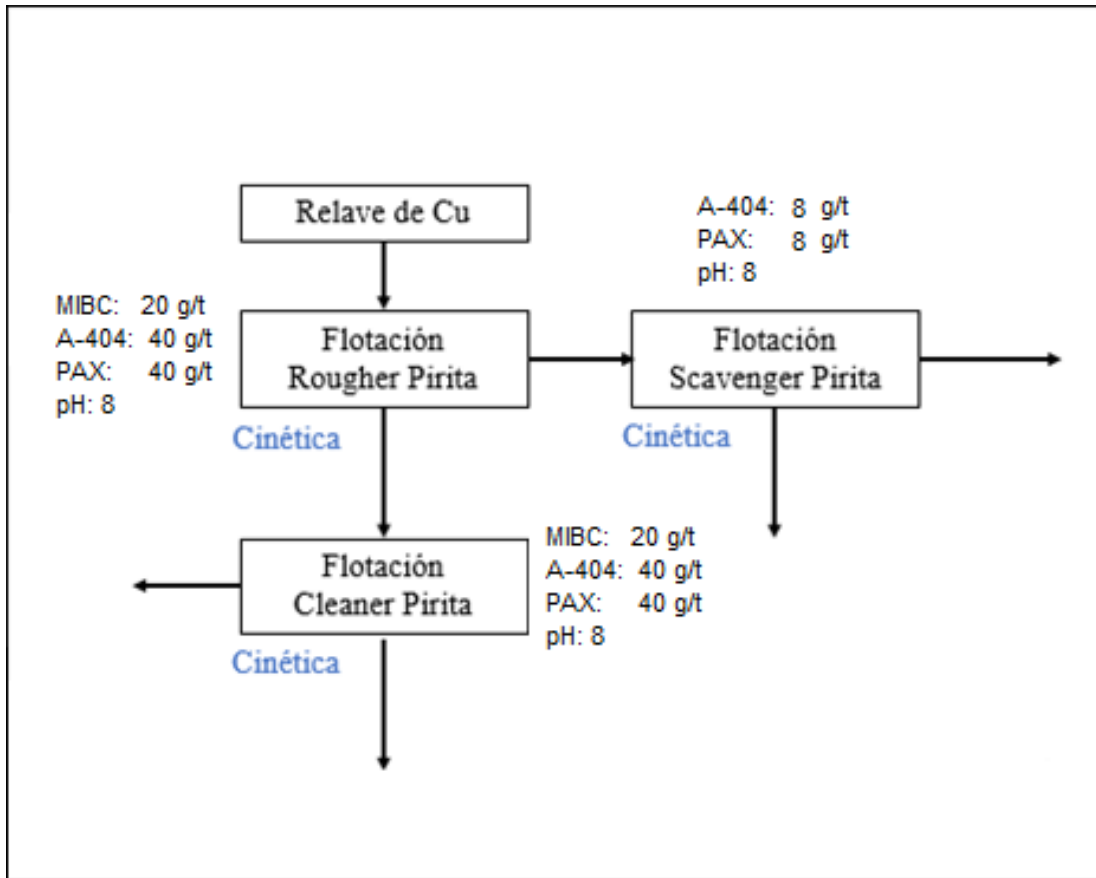
### **3.2.3 Etapa Cleaner:**

Alimentación: Concentrado Rougher

Colectores: Xantato Amilico de Potasio (PAX); 40 g/t.

: Aero 404 (A-404); 40 g/t

Espumante: Metil Isobutil Carbinol (MIBC); 20 g/t.



**Figura 1. Diagrama de pruebas de flotación de relaves de cobre**

Diagrama de la batería de pruebas de flotación de relaves. Se realizaron 3 tipos de pruebas; Rougher, Scavenger y Cleaner (en ese orden). Para cada etapa se realizó también una prueba cinética para determinar tiempo óptimo. Los productos flotados a tiempo óptimo fueron utilizados para la caracterización química.

## 4. RESULTADOS Y DISCUSIONES

### 4.1 Caracterización física

**Tabla 1. Densidad de relaves Matta**

Relave MATTÁ (Alimentación fresca)		
N°	Densidad por matraz de Le Chatelier	Promedio
1	3,113	3,096
2	3,084	
3	3,092	
Relave Rouguer Matta		
N°	Densidad por matraz de Le Chatelier	Promedio
1	2,89	2,967
2	3,04	
3	2,97	
Concentrado Rougher Matta		
N°	Densidad por matraz de Le Chatelier	Promedio
1	2,97	2,995
2	3,054	
3	2,96	

**Tabla 2. Densidad relaves Auricop**

N°	Relave Auricop (Alimentación fresca)	Promedio
1	2,903	2,895
2	2,871	
3	2,91	

**Tabla 3. Densidad relaves Trigo**

N°	Relave Trigo (Alimentación fresca)	Promedio
1	2,96	2,996
2	3,032	
3	3,00	

### 4.2 Caracterización química

#### 4.2.1 Análisis químico de Relave Auricop

La tabla 1 muestra el análisis químico del relave de cobre proveniente de la empresa Auricop, que beneficia minerales de la Región de Atacama.

**Tabla 4. Composición química de muestra cabeza de relave Auricop**

Análisis	Unidad	Muestra Q1	Muestra Q2	Promedio
Cu Total	%	0,19	0,18	0,19
Fe	%	10,59	10,02	10,31
Al	%	0,81	0,93	0,87
Ca	%	2,71	2,01	2,36
SiO <sub>2</sub>	%	21,56	21,15	21,36
Co	g/T	47	47	47
Hg	g/T	191	221	206

La tabla presenta una ley de cobalto de 47 g/t, como también una alta ley de cobre (0,19%) y de hierro (10,31%).

#### 4.2.2 Análisis químico de Relave de Planta Matta

La tabla 2 muestra el análisis químico del relave de cobre proveniente de planta Manuel Antonio Matta

**Tabla 5. Composición química de muestra cabeza de relave Matta**

Elemento	(%)		Elemento	(gt <sup>-1</sup> )	Elemento	(gt <sup>-1</sup> )
Cu <sub>T</sub>	0,18		Zn	131	Co	155
Fe <sub>T</sub>	17,044		Cd	<1	Pb	<5
Si	18,15		Ar	145	Mo	21
Al	1,53		Ni	26	S	1,43 (%)
Ca	2,57		Hg	<5		

La tabla presenta un contenido promedio de 155 gramos por tonelada de cobalto y un alto contenido de Cobre (0,18%) y de Hierro (17,044%).

La tabla 3 muestra el análisis químico de los productos de la flotación del relave proveniente de planta Matta.

**Tabla 6. Análisis químico de productos de flotación Matta**

Muestra	Cu <sub>T</sub> [%]	Zn [gt <sup>-1</sup> ]	Co [gt <sup>-1</sup> ]	Fe <sub>T</sub> [%]	Mo [gt <sup>-1</sup> ]	Ni [gt <sup>-1</sup> ]
C. Rougher:	0,47	173	1517	34,89	49	186
R. Rougher:	0,13	138	66	25,23	31	22
C. Cleaner:	0,44	131	2520	46,72	54	305
R. Cleaner:	0,47	208	217	19,30	49	46
C. Scavenger:	0,25	168	345	23,58	38	64
R. Scavenger:	0,13	140	59	26,25	32	24

La tabla presenta un contenido considerable de cobalto en los concentrados rougher (1517 gt<sup>-1</sup>) y cleaner (2520 gt<sup>-1</sup>), pero también un alto contenido de hierro (34,89% y 46,72%) y cobre (0,44% y 0,47%).

### 4.3. Resultados de pruebas de flotación:

#### 4.3.1 Relave de Auricop

La tabla muestra las recuperaciones en masa obtenidas durante las pruebas de flotación rougher y scavenger para el relave de cobre Auricop.

**Tabla 7. Recuperaciones en masa de pruebas previas a pruebas cinéticas Auricop.**

Productos	Pr. 1	Pr. 2	Pr. 3	Pr. 4	Promedio	Prom. [%]
Alimentación (g)	1215,7	1225	1215,7	1218,7	1218,8	100 %
C.Rougher (g)	50,5	30,7	31,3	30,4	35,74	2,9 %
C.Scavenger (g)	21,2 g	19,9 g	15,76	14,31	17,8 g	1,5 %
R.Scavenger (g)	1144	1174,4	1168,6	1174,2	1165,3	95,6 %

Se puede observar que las recuperaciones en masa fueron bastante bajas, rondando el 2,93% en promedio para la etapa Rougher y el 1,46% para la etapa Scavenger.

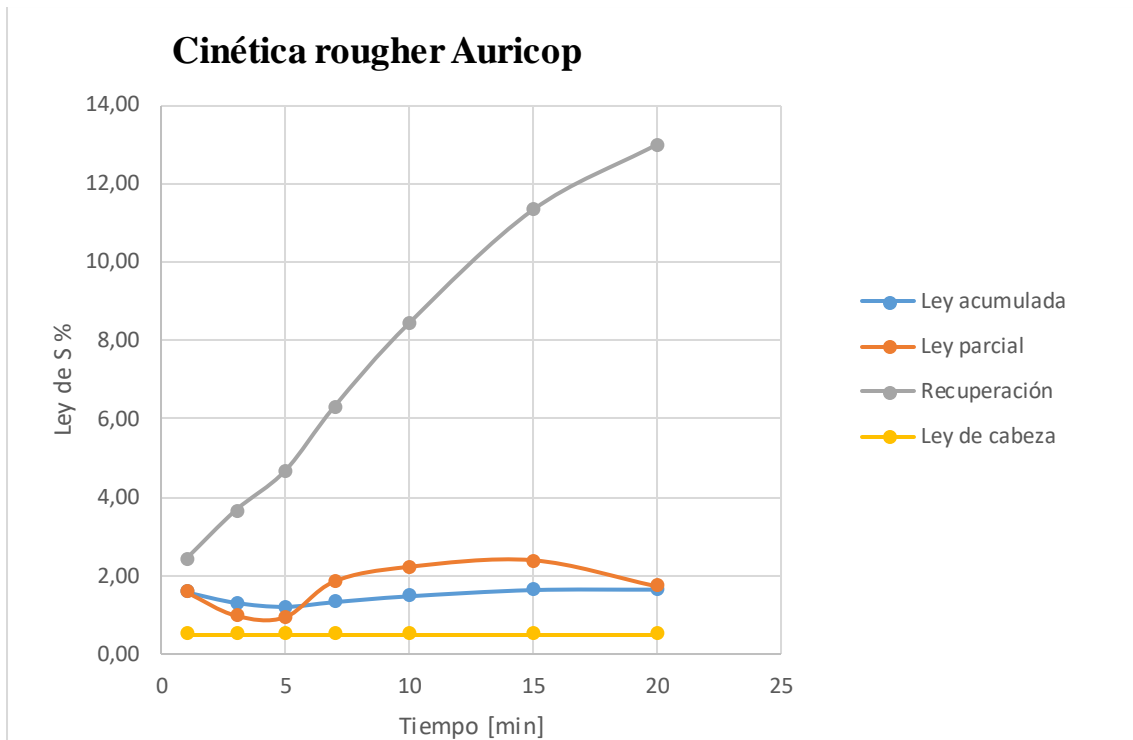
#### **Flotación Rougher:**

La tabla 5 muestra los resultados obtenidos de la cinética de flotación rougher, para el relave auricop, con un tiempo de 20 minutos.

**Tabla 8. Resultados de cinética de flotación rougher Auricop**

Tiempo (min)	Masa [g]	Ley S [%]	L. Acumulada [%]	Fino [g]	Recu. M [%]
1	22,4	1,57	1,57	0,35	2,42
3	18,5	0,97	1,30	0,18	3,65
5	15,8	0,93	1,20	0,15	4,66
7	13,0	1,84	1,32	0,24	6,30
10	13,9	2,21	1,46	0,31	8,41
15	17,7	2,38	1,62	0,42	11,30
20	14,1	1,72	1,64	0,24	12,97
Relave	2320,5	0,45	0,45	10,44	84,67
Alim.	2.435,9	0,506	0,506	12,33	100

La tabla presenta leyes y recuperaciones bastante bajas. La ley máxima fue alcanzada a los minutos 15 minutos y fue de 2,38%. Por su parte, la recuperación metalúrgica, al final de la prueba, solo fue de 12,97%. Debido a lo poco prometedor de estos resultados, no se procedió con las siguientes etapas de flotación.



**Figura 2. Cinética de flotación Rougher Auricop.**

El gráfico evidencia una cinética bastante lenta, que no se ajusta bien a los modelos de Agar ni de García Zúñiga, debido a que no se alcanza un plató dentro del tiempo de flotación. Se puede observar también que en ningún momento las leyes de concentrado intersectan con la ley de cabeza, dificultando la determinación del tiempo ideal.

#### **4.3.2 Relave de Matta**

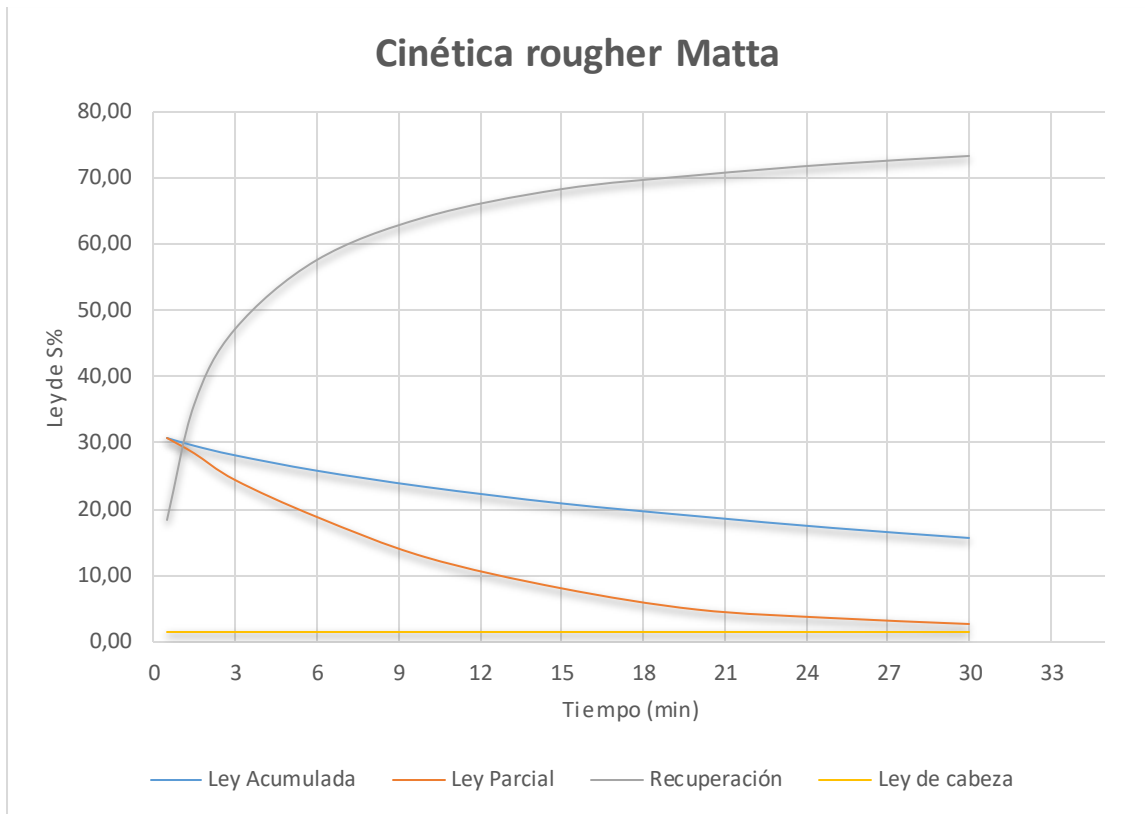
##### **Flotación Rougher:**

La tabla 6 muestra los resultados obtenidos de la cinética de flotación rougher del relave Matta, con un tiempo de flotación total de 30 minutos.

**Tabla 9. Resultados cinética de flotación Rougher Matta**

Tiempo [min]	Masa [g]	Ley S [%]	Fino [g]	L. Acumulada [%]	Recu. M [%]
0,5	10,22	30,67	3,13	30,67	18,32
1,5	10,49	28,36	2,97	29,50	35,71
3	7,99	24,33	1,94	28,06	47,07
6	9,48	18,75	1,78	25,75	57,46
10	8,78	12,65	1,11	23,30	63,95
15	9,06	7,94	0,72	20,82	68,16
20	7,65	4,72	0,36	18,88	70,27
25	8,27	3,43	0,28	17,11	71,93
30	8,29	2,54	0,21	15,60	73,16
Relave	1013,19	0,45	4,59	0,45	28,85
Alim.	1.093,42	1,56	17,09	1,56	100

La tabla muestra una ley máxima de 30,67% al inicio de la prueba, que disminuye gradualmente. La recuperación metalúrgica tras 30 minutos fue de 73,16%, alcanzando el 70% alrededor de los 20 minutos con una ley acumulada de 18,88%.



**Figura 3. Cinética de flotación rougher Matta.**

La figura 3 muestra el comportamiento cinético de la etapa rougher en. Se observa un comportamiento típico, donde la recuperación aumenta rápidamente al inicio, ralentizándose mientras más se acerca a la recuperación máxima, formando un plató. En este caso, se observa tras alcanzar una recuperación del 70% alrededor del minuto 18. La ley parcial se acerca bastante a la ley de cabeza en los últimos minutos.

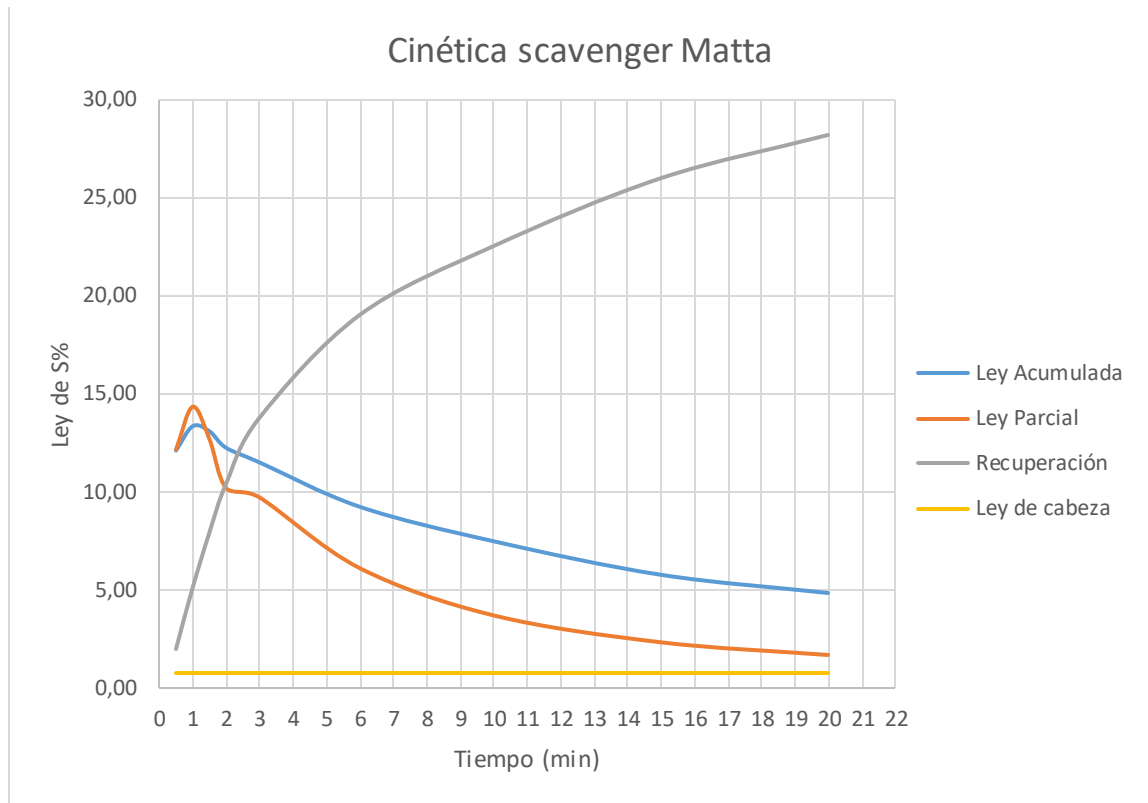
### **Flotación Scavenger:**

La tabla muestra los resultados obtenidos de la cinética de flotación Scavenger del relave Matta, con un tiempo de flotación total de 20 minutos.

**Tabla 10. Resultados de cinética Scavenger Matta**

Tiempo [min]	Masa [g]	Ley S [%]	Fino [g]	L. Acumulada [%]	Rec. M [%]
0,5	1,27	12,12	0,15	12,12	2,01
1	1,68	14,30	0,24	13,36	5,14
1,5	1,70	12,66	0,22	13,10	7,94
2	1,88	10,16	0,19	12,26	10,43
3	2,66	9,69	0,26	11,51	13,79
6	6,60	6,09	0,40	9,24	19,03
10	7,30	3,68	0,27	7,49	22,54
15	11,43	2,32	0,26	5,78	25,99
20	10,11	1,67	0,17	4,85	28,20
Relave	998,25	0,55	5,51	0,55	71,84
Alim.	1.042,88	0,74	7,67	0,74	100

La tabla presenta una ley máxima de 14,30% tras 1 minuto. La recuperación metalúrgica máxima fue de 28,20% tras 20 minutos.



**Figura 4. Cinética de flotación scavenger Matta.**

La figura muestra una cinética un poco más lenta que en la etapa rougher y con menor recuperación, lo cual es esperable debido a la menor ley de la alimentación. La ley del concentrado no intercepta a la ley de cabeza dentro del tiempo de flotación, pero parece tender hacia ella.

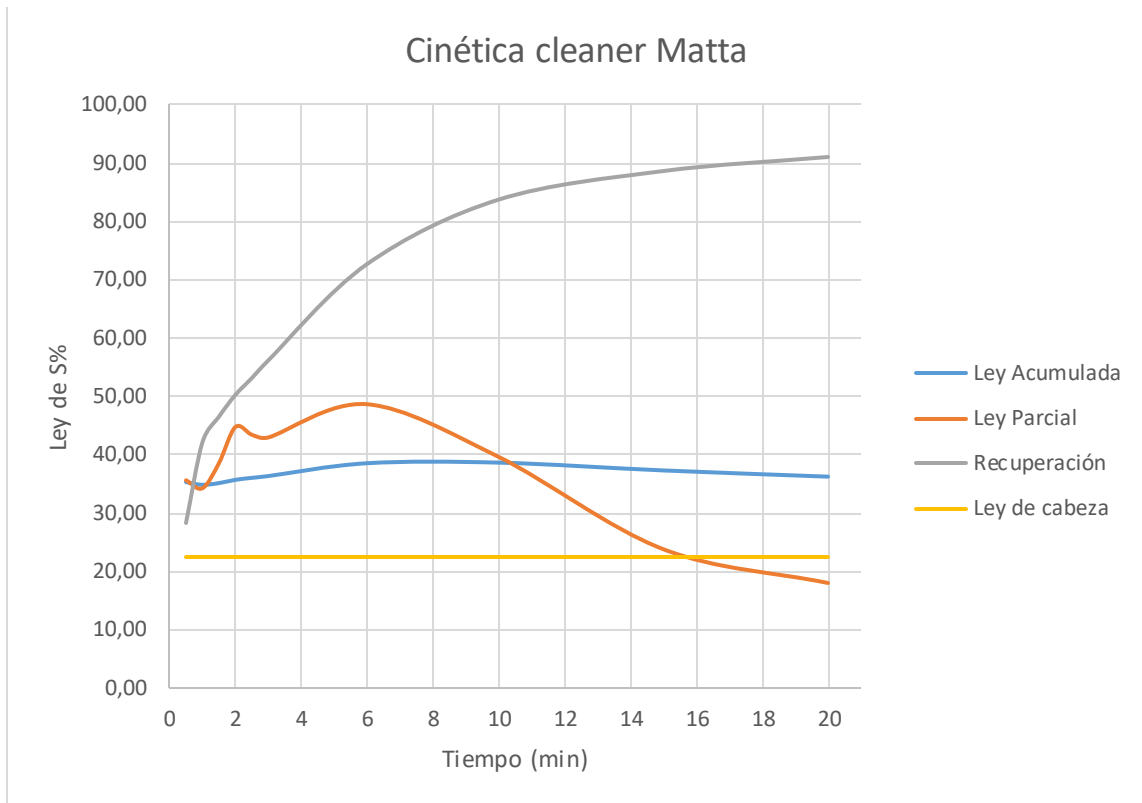
### Flotación Cleaner:

La tabla muestra los resultados obtenidos de la cinética de flotación Cleaner del relave Matta, con un tiempo de flotación total de 20 minutos.

**Tabla 11. Resultados de cinética Cleaner Matta**

Tiempo [min]	Masa [g]	Ley S [%]	Fino [g]	L. Acumulada [%]	Recu. M [%]
0,5	128,68	35,47	45,64	35,47	28,44
1	65,00	34,10	22,17	35,01	42,25
1,5	18,24	38,99	7,00	35,30	46,62
2	13,42	44,59	5,98	35,85	50,35
2,5	10,67	43,28	4,62	36,19	53,23
3	11,32	42,81	4,85	36,49	56,25
6	54,5	48,50	26,43	38,66	72,72
10	44,87	39,46	17,71	38,76	83,75
15	33,15	23,64	7,84	37,44	88,64
20	21,56	17,85	3,85	36,39	91,04
Relave	310,05	4,64	14,38	4,64	8,96
Alim.	711,46	22,56	160,47	22,56	100

La tabla presenta una ley máxima de 48,50% tras 6 minutos. La recuperación metalúrgica máxima fue de 91,04% tras 20 minutos.



**Figura 5. Cinética de flotación cleaner Matta.**

Se observa una cinética rápida y con alta recuperación. Se observa un rápido aumento de la ley parcial durante los primeros 6 minutos, tras lo cual decae considerablemente. Puede observarse que la ley parcial del concentrado intercepta a la ley de cabeza entre los minutos 15 y 16.

### 4.3.3 Relave de hierro El Trigo

Pruebas adicionales, realizadas con un composito de relaves de hierro pertenecientes a la empresa minera CMP.

Las pruebas de flotación para un relave proveniente del depósito de El Trigo, de la faena El Romeral de CMP. Las pruebas fueron realizadas con similar metodología a la utilizada con los relaves de cobre, empleando una celda de menor tamaño y con las siguientes dosificaciones:

Alimentación: Relave de hierro

Colectores: Xantato Amilico de Potasio (PAX); 40 g/ton.

Aero 404 (A-404); 40 g/ton

Espumante: Metil Isobutil Carbinol (MIBC); 30 g/ton.

Activador: Sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>); 100 g/ton

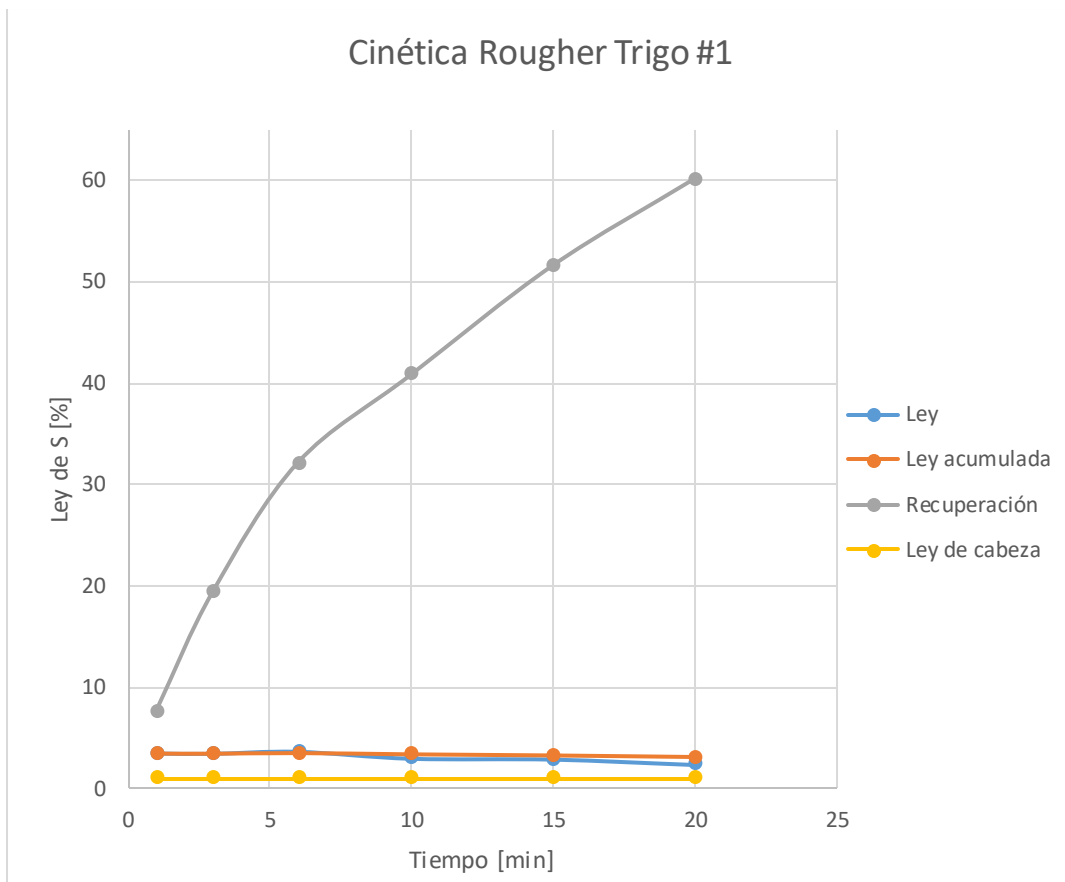
### **Flotación Rougher:**

La tabla muestra los resultados obtenidos de la 1ra cinética de flotación Rougher del relave de El Trigo, con un tiempo de flotación total de 20 minutos.

**Tabla 12. Resultados cinética Trigo #1**

Tiempo [min]	Masa [g]	Ley S [%]	Fino [g]	L. Acumulada [%]	Recu. M [%]
1	7,83	3,43	0,27	3,43	7,61
3	12,22	3,40	0,42	3,41	19,37
6	12,53	3,59	0,45	3,48	32,11
10	10,45	2,94	0,31	3,35	40,81
15	13,30	2,86	0,38	3,23	51,58
20	12,80	2,36	0,30	3,07	60,14
Relave	270,70	0,52	1,41	0,52	39,83
Alim.	339,83	1,042	3,54	3,54	100

La tabla presenta una ley máxima de 3,59% tras 6 minutos. La recuperación metalúrgica máxima fue de 60,14% tras 20 minutos.



**Figura 6. Cinética de flotación rougher Trigo #1**

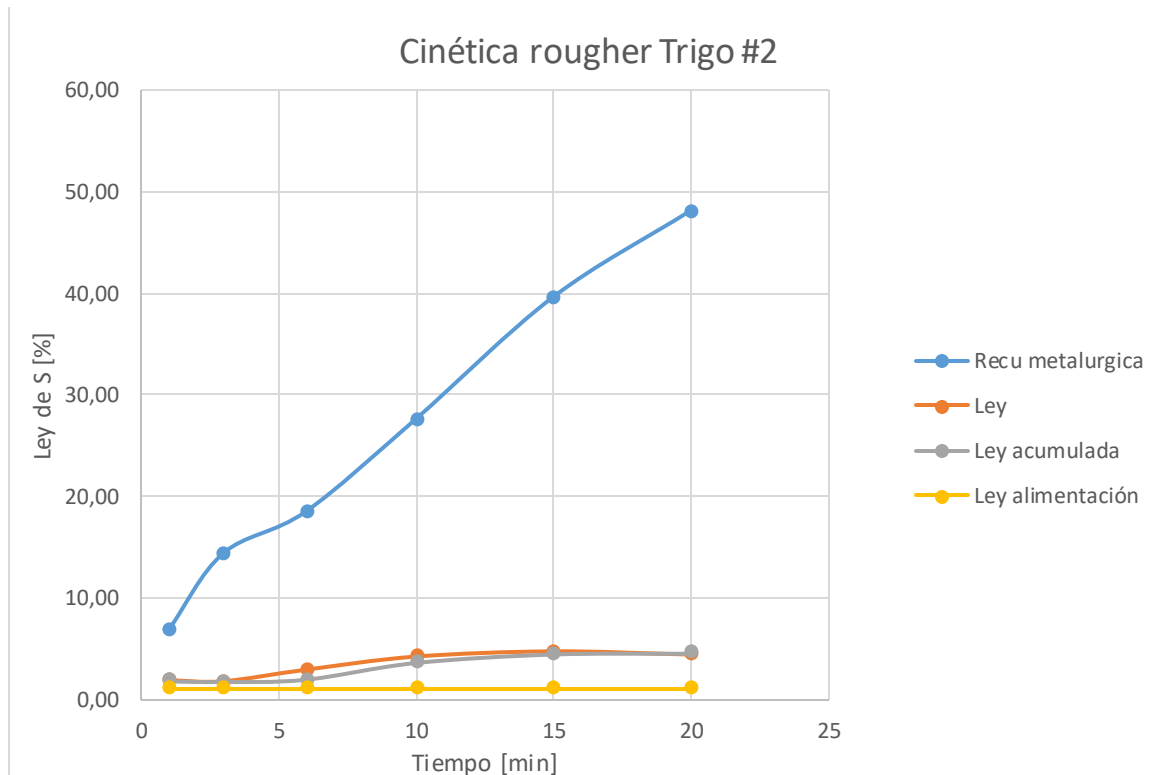
La figura muestra una cinética extremadamente lenta, con bajas leyes y una recuperación máxima del 60%. Debido a que no alcanza el plató dentro del tiempo de flotación, no se ajusta a los modelos de Agar ni de García Zúñiga ni tampoco hay intersección con la ley de cabeza.

La tabla 10 muestra los resultados obtenidos de la 2da cinética de flotación Rougher del compósito de relaves de El Trigo, con un tiempo de flotación total de 20 minutos.

**Tabla 13. Resultados cinética Trigo #2**

Tiempo [min]	Masa [g]	Ley S [%]	Fino [g]	L. Acumulada [%]	Recu. M [%]
1	12,78	1,81	0,23	1,80	6,78
3	15,37	1,70	0,26	1,74	14,44
6	5,04	2,85	0,14	1,96	18,65
10	7,38	4,17	0,31	3,62	27,66
15	8,73	4,70	0,41	4,47	39,69
20	6,66	4,38	0,29	4,55	48,24
Relave	280,38	0,63	1,77	0,63	51,91
Alim.	336,34	1,014	3,41	1,014	100

La tabla anterior presenta una ley máxima de 4,70% a los 15 minutos. La recuperación metalúrgica máxima fue de 48,24% tras 20 minutos.



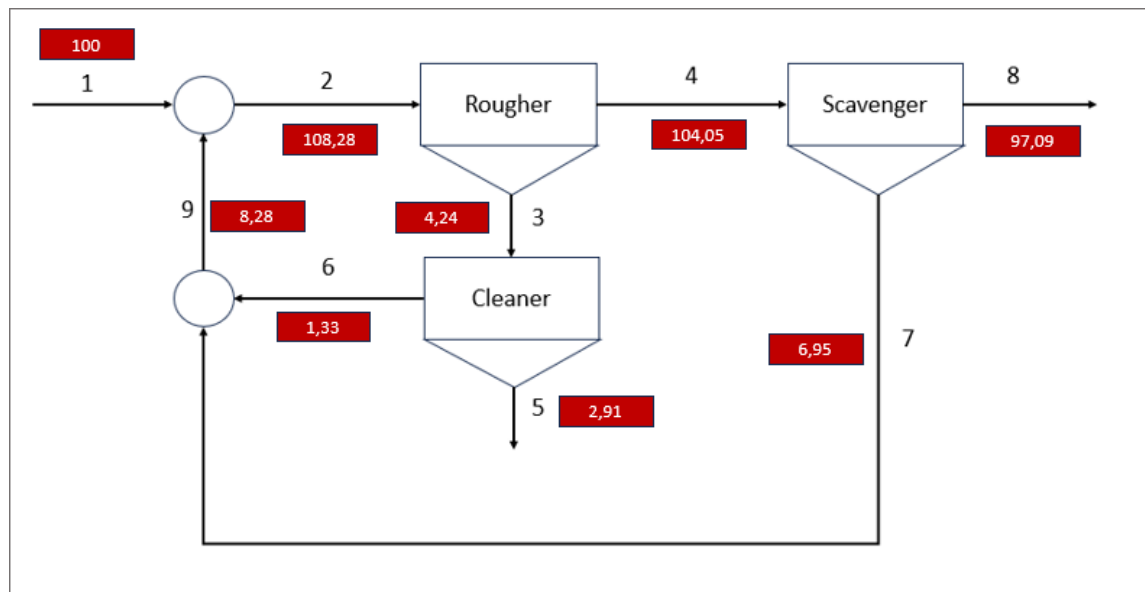
**Figura 7. Cinética de flotación rougher Trigo #2**

La figura muestra una cinética extremadamente lenta, con bajas leyes y una recuperación máxima del 48%. Debido a que no alcanza el plató dentro del tiempo de flotación, no se ajusta a los modelos de Agar ni de García Zúñiga ni tampoco hay intersección con la ley de cabeza.

### Circuito de flotación

Basándome en los resultados obtenidos de las flotaciones del relave de cobre proveniente de planta Matta, a través del método de Split Factors, evalué dos posibles circuitos de flotación para la concentración de pirita, asumiendo un flujo de alimentación fresca de 100 toneladas por hora en ambos casos.

#### Circuito 1:



**Figura 8. Circuito de flotación Matta 1**

Un circuito formado por 3 etapas, Rougher, Scavenger y Cleaner. Scavenger y Cleaner son alimentadas por el relave y concentrado rougher, respectivamente, mientras que a Rougher ingresan la alimentación fresca, el relave cleaner y el concentrado scavenger.

Tabla 14. Leyes de flujos circuito 1

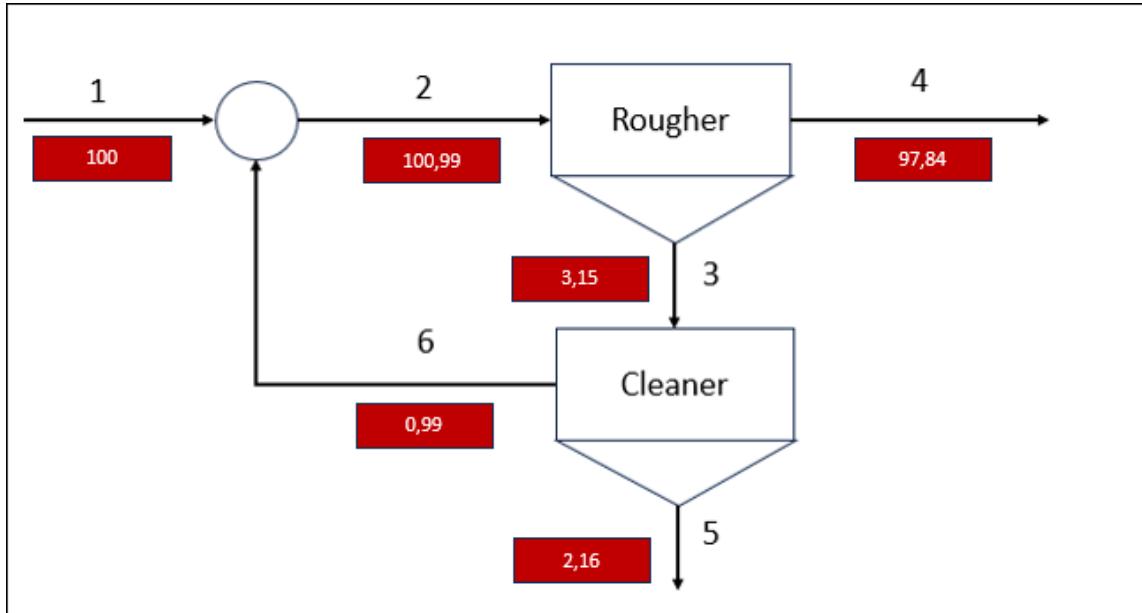
Flujo	Producto	Ley S [%]	Ley Co [%]
F1	Alimentación fresca	1,43	0,0155
F2	Concentrado Scavenger + Relave Cleaner + Alimentación fresca	1,64	0,02
F3	Concentrado Rougher	25,59	0,1517
F4	Relave Rougher	0,67	0,0066
F5	Concentrado Cleaner	35,83	0,252
F6	Relave Cleaner	3,19	0,0217
F7	Concentrado Scavenger	4,44	0,0345
F8	Relave Scavenger	0,4	0,0059
F9	Concentrado Scavenger + Relave Cleaner	4,24	0,03

Tabla 15. Recuperación metalúrgica del circuito 1

Recuperación	Azufre [%]	Cobalto [%]
Rougher	60,86	61,72
Cleaner	96,09	93,77
Scavenger	44,29	12,79
Rec. Total	72,84	63,42

Se puede observar que, de manera global, el circuito 1 recupera 72,84% del azufre y 63,42% del cobalto.

## Circuito 2:



**Figura 9. Circuito de flotación Matta 2**

Un circuito que consta de solo dos etapas, una Rougher y una Cleaner, con el relave cleaner siendo realimentado a la etapa Rougher junto con la alimentación fresca.

Tabla 16. Leyes de flujos circuito 2

Flujo	Producto	Ley S [%]	Ley Co [%]
F1	Alimentación fresca	1,43	0,0155
F2	Alimentación fresca + Relave Cleaner	1,45	0,02
F3	Concentrado Rougher	25,59	0,1517
F4	Relave Rougher	0,67	0,0066
F5	Concentrado Cleaner	35,83	0,252
F6	Relave Cleaner	3,19	0,0217

Tabla 17. Recuperación metalúrgica del circuito 2

Recuperación	Azufre [%]	Cobalto [%]
Rougher	55,15	60,51
Cleaner	96,09	93,77
Rec. Total	54,16	58,96

Se puede observar que, de manera global, el circuito 2 recupera 54,16% del azufre y 58,96% del cobalto.

### 4.3 Resultados SEM

Se preparó una briqueta (cilindro rígido preparado de una mezcla del material, en este caso concentrado rougher, sellado en resina) la cual fue lijada y pulida hasta alcanzar una superficie lisa y apta para su análisis mediante microscopía electrónica de barrido (SEM). Esto permite un análisis de la estructura cristalina del concentrado.

Utilizando un zoom de 3000 veces, se realizaron 4 pruebas en distintos puntos de la superficie de la briqueta, denominadas 3000x-a, 3000x-b, 3000x-c y 3000x-d. Los resultados de estas pruebas arrojaron contenidos de cobalto (en peso) variando desde 0 al 0,7%. Esto confirma la existencia de cobalto en la pirita recuperada a partir de la flotación de relave Matta. También se pudo observar que el cobalto se encontraba disperso en la red cristalina, como elemento de sustitución, y no solo en los bordes de grano.

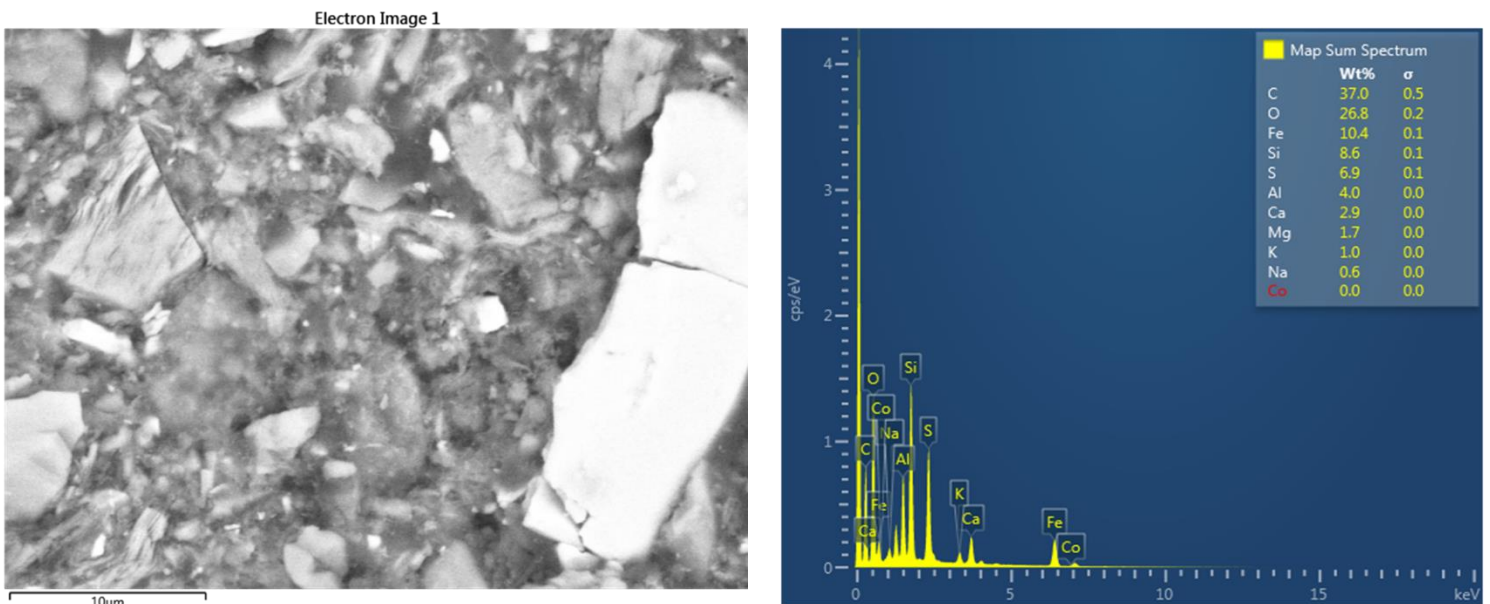


Figura 10. 3000x-a

El gráfico no muestra presencia del cobalto en la región observada. Alta concentración de carbono, oxígeno y hierro.

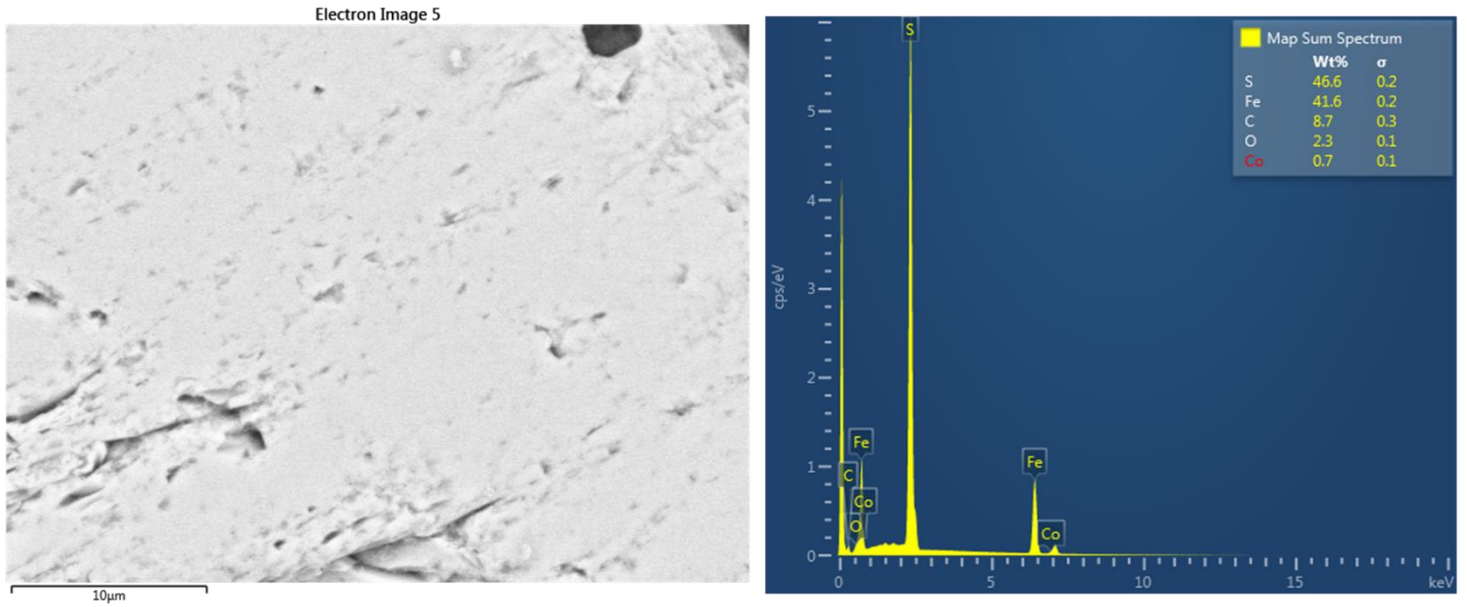


Figura 11. 3000x-b

El gráfico muestra presencia de cobalto en la región observada (0,7 %). Los dos elementos más abundantes de la región fueron el azufre y el hierro.

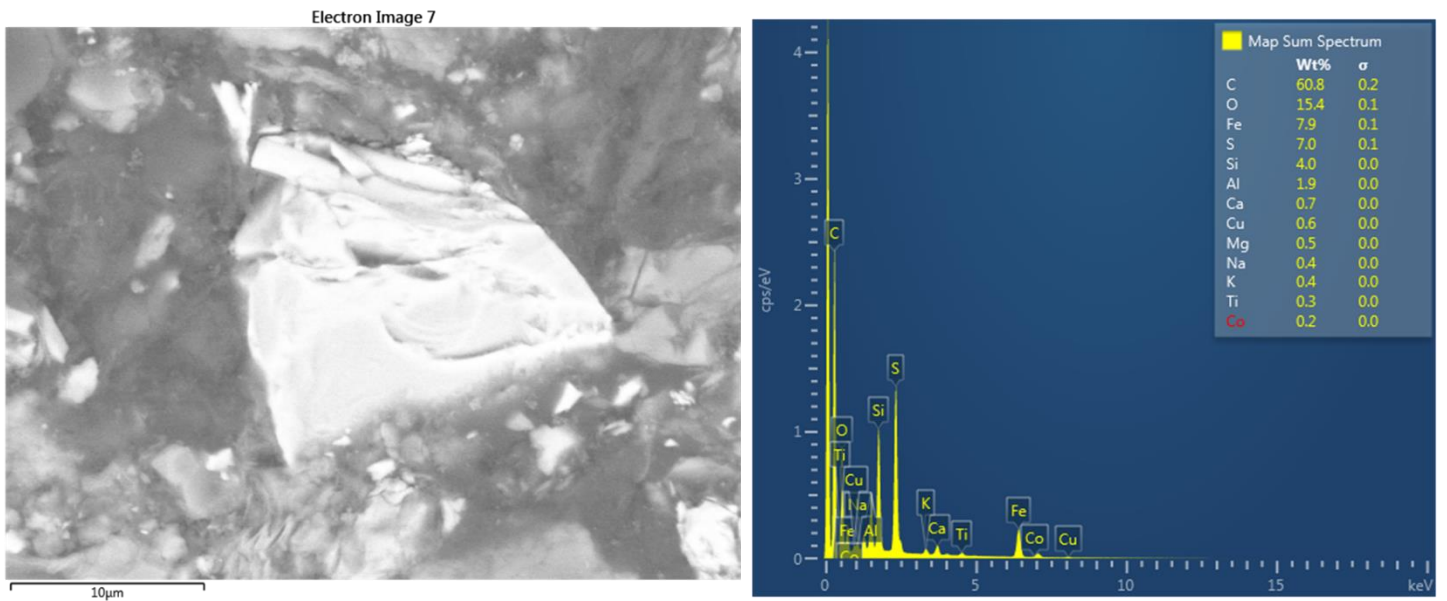


Figura 12. 3000x-c

El gráfico muestra presencia de cobalto (0,2%) en la región observada. Alta presencia de carbono y oxígeno.

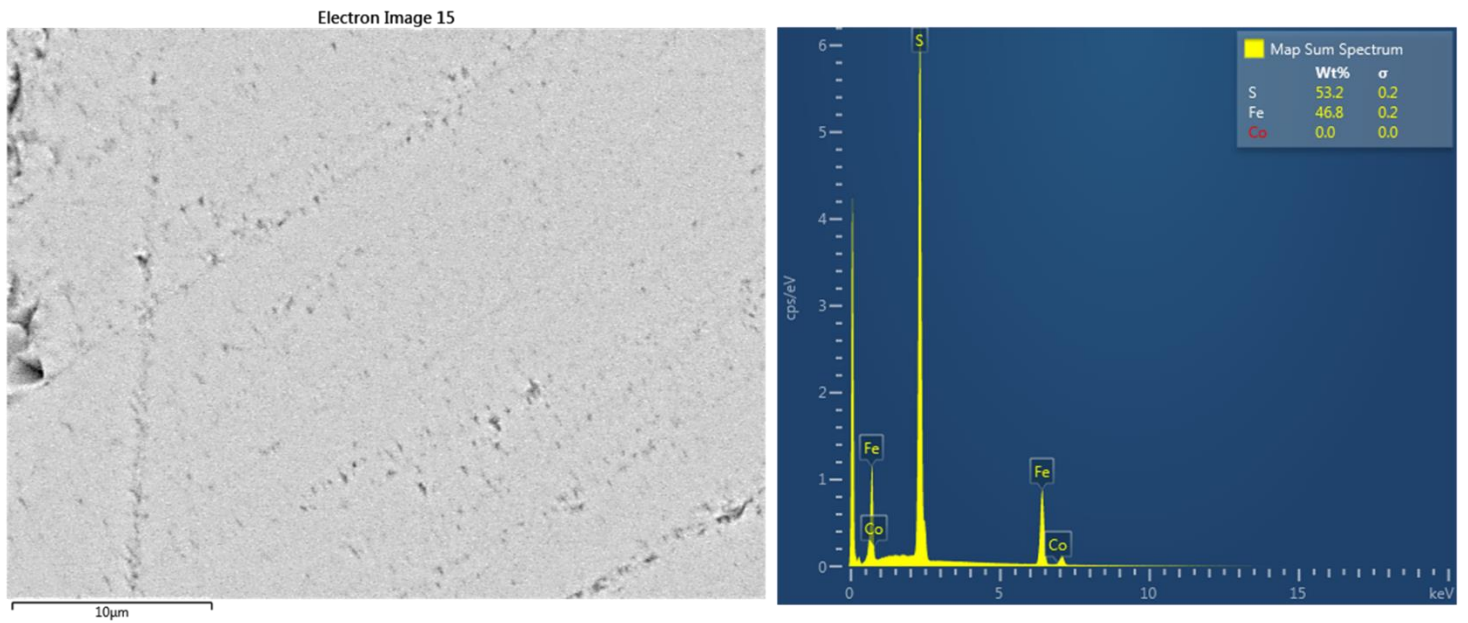


Figura 13. 3000x-d

El gráfico no muestra presencia de cobalto en la región observada, compuesta en su totalidad de azufre y hierro.

## Conclusiones

Los resultados de las pruebas de flotación de relave de la planta Manuel Antonio Matta, que logró recuperaciones superiores al 70% en su cinética rougher, y al 90% en su etapa cleaner, con leyes de cobalto de 1517 g/t (0,15%) y 2520 g/t (0,25%) respectivamente, deja en claro que si es posible la concentración de pirita cobaltífera mediante flotación de relaves. El contenido de cobalto es pequeño en comparación al hierro y cobre presentes en el concentrado, pero podría ser un subproducto valioso si deseara purificarse este concentrado. La pirita en si también es un mineral valioso, por lo que se logró generar valor a partir de desechos. Por la enorme cantidad de relaves disponibles que requieren de nula conminución, llevar el proceso una escala industrial podría resultar en el aprovechamiento de miles de toneladas de especies minerales valiosas que de otro modo serían un simple desecho. Como ejemplo de tal implementación, el circuito 1 elaborado mediante el método de Split factors indica que sería posible una recuperación metalúrgica global de 59% del cobalto

Además de pirita, los colectores arrastran consigo también otras especies, evidenciado por la presencia de cobre (0,47% en concentrado rougher y cleaner) y otros metales (níquel, zinc, molibdeno) en el concentrado. Los colectores y parámetros utilizados en este estudio no son lo suficiente selectivos como para separar la pirita cobaltífera de la pirita común. En cualquier caso se cumple el objetivo de retirar las especies sulfuradas del relave, y con ello disminuir el riesgo ambiental que presentan.

Si se observan los resultados SEM, particularmente de la región “B” cuya composición es mayormente pirita, puede estimarse una razón cobalto/hierro de 0,017. Es decir, cerca de 1,7% de sustituciones de cobalto en la pirita del concentrado Matta.

La flotación de pirita, junto con otros procesos como la concentración magnética, podrían ser pasos fundamentales para extraer todo el valor posible de los relaves que nos rodean, no solo disminuyendo la contaminación que generan los tranques, sino que abriendo la posibilidad de utilizar estos relaves “limpios” para otros fines, lo cual disminuiría en gran proporción el volumen de desechos existente y futuro de la industria minera.

Si bien los resultados fueron favorables para el relave de Matta, los pobres resultado del relave de Auricop evidencian que aún hay mucho camino por delante, y que incluso entre relaves de cobre hay grandes diferencias en su flotabilidad .En cuanto a los relaves de hierro, los métodos utilizados en este estudio no fueron efectivos, por lo que sería necesario evaluar el uso de otros reactivos o métodos para su aprovechamiento.

## Anexos

### Flujos y matrices de Split factor

#### Circuito 1:

#### Flujos:

	<b>Despeje:</b>
<b>F1 + F9 = F2</b>	<b>F1 +F9 -F2 = 0</b>
<b>F2 = F3 + F4</b>	<b>F2 -F3 -F4 = 0</b>
<b>F3 = F5 + F6</b>	<b>F3 -F5 -F6 = 0</b>
<b>F4 = F7 + F8</b>	<b>F4 -F7 -F8 = 0</b>
<b>F6 + F7 = F9</b>	<b>F6 +F7 -F9 = 0</b>
<b>Balance Global:</b>	
<b>F1 = F5 +F8</b>	

<b>F3*Ley3 = F5*Ley5 + F6*Ley6</b>
------------------------------------

<b>F4*Ley4 = F7*Ley7 + F8*Ley8</b>
------------------------------------

<b>F1*Ley1 = F5*Ley5 +F8*Ley8</b>
-----------------------------------

**Matrices:**

	F1	F2	F3	F4	F5	F6	F7	F8	F9	
N1	1	-1	0	0	0	0	0	0	1	
N2	0	1	-1	-1	0	0	0	0	0	
N3	0	0	1	0	-1	-1	0	0	0	
N4	0	0	0	1	0	0	-1	-1	0	
N5	0	0	0	0	0	1	1	0	-1	
N6	0	0	0,001517	0	-0,00252	-0,000217	0	0	0	
N7	0	0	0	0,000066	0	0	-0,000345	-0,000059	0	
N8	0,000155	0	0	0	-0,00252	0	0	-0,000059	0	8X9

	F2	F3	F4	F5	F6	F7	F8	F9		F1
N1	-1	0	0	0	0	0	0	1		-1
N2	1	-1	-1	0	0	0	0	0		0
N3	0	1	0	-1	-1	0	0	0		0
N4	0	0	1	0	0	-1	-1	0		0
N5	0	0	0	0	1	1	0	-1		0
N6	0	0,001517	0	-0,00252	-0,000217	0	0	0		0
N7	0	0	0,000066	0	0	-0,000345	-0,000059	0		0
N8	0	0	0	-0,00252	0	0	-0,000059	0	8x8	-0,000155
<b>A</b>										<b>B</b>
										8x1

**Split Factor:**

Split factor			
SF(Rougher)	SF(Scavenger)	SF(Cleaner)	SF(Global)
1,61	0,15	15,05	1,73

**Circuito 2:**

Flujos:

	Despeje:
$F1 + F6 = F2$	$F1 + F6 - F2 = 0$
$F2 = F3 + F4$	$F2 - F3 - F4 = 0$
$F3 = F5 + F6$	$F3 - F5 - F6 = 0$
Balance global:	
$F1 = F4 + F5$	

$$F3 \cdot \text{Ley3} = F5 \cdot \text{Ley5} + F6 \cdot \text{Ley6}$$

$$F1 \cdot \text{Ley1} = F4 \cdot \text{Ley4} + F5 \cdot \text{Ley5}$$

Matrices:

	F1	F2	F3	F4	F5	F6	
N1	1	-1	0	0	0	1	
N2	0	1	-1	-1	0	0	
N3	0	0	1	0	-1	-1	
N4	0	0	0,001517	0	-0,00252	-0,000217	
N5	0,000155	0	0	-0,000066	-0,00252	0	5X6

	F2	F3	F4	F5	F6	
N1	-1	0	0	0	1	
N2	1	-1	-1	0	0	
N3	0	1	0	-1	-1	
N4	0	0,001517	0	-0,00252	-0,000217	
N5	0	0	-0,000066	-0,00252	0	5X5
A						

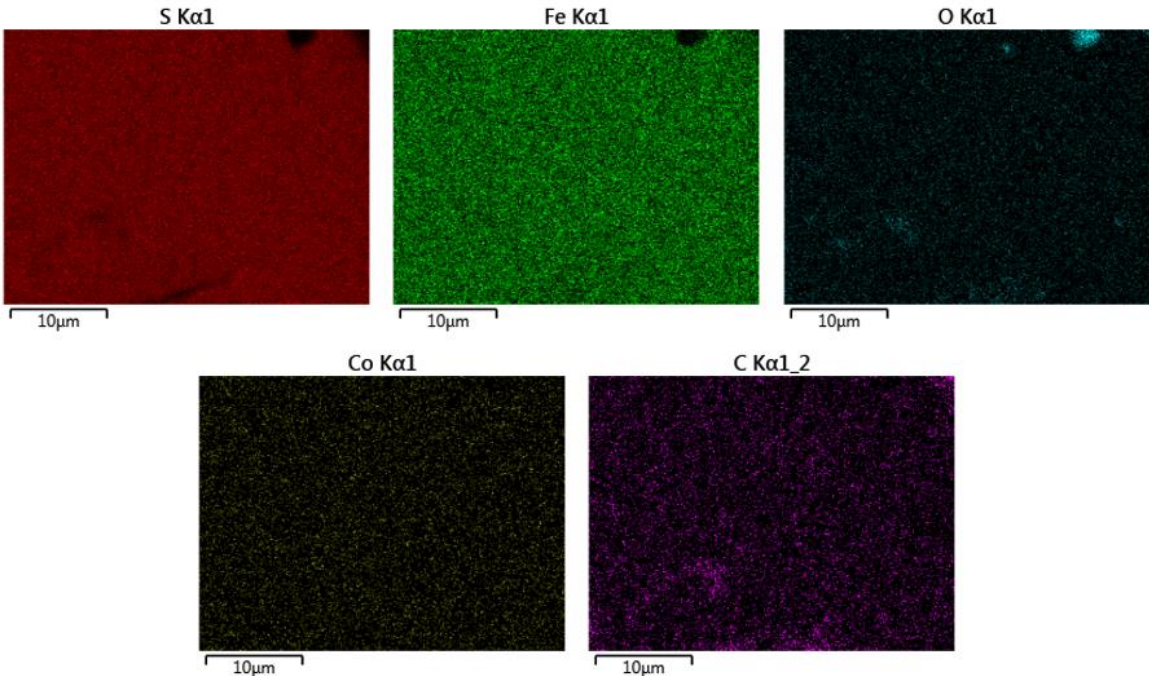
	F1	
	-1	
	0	
	0	
	0	
	-0,000155	5x1
B		

Split Factor:

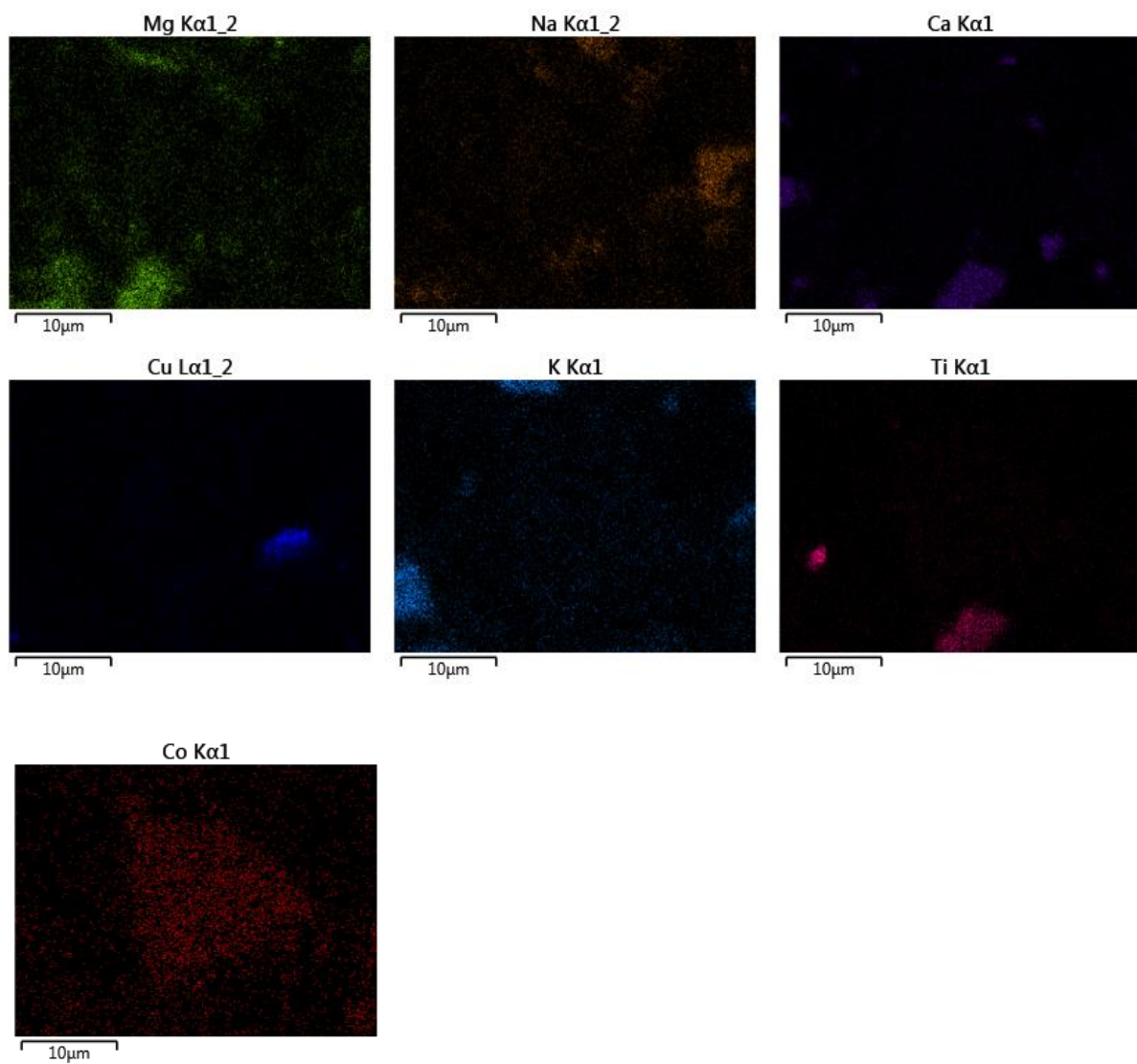
Split factor		
SF(Rougher)	SF(Cleaner)	SF(Global)
1,53	15,05	1,44

**Distribución elemental de concentrado rougher de relave Matta:**

Región 3000x B:



Región 3000x C:



## Referencias

Araya K. B. (2001). Relaves en la minería chilena: caracterización química y situación legal en relación a elementos contaminantes. Disponible en <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/188487>

Barros, K.S., Schaeffer, V.S., Moreno, B., Riveros, G., Cifuentes, G., Bernardes, A. (2022). Chemical Composition Data of the Main Stages of Copper Production from Sulfide Minerals in Chile: A Review to Assist Circular Economy Studies, *Minerals* 12, 250. <https://doi.org/10.3390/min12020250>

Beauchemin, S., Clemente, J.S., Thibault, Y., Langley, S., Gregorich E.G., Tisch, B. Geochemical stability of acid-generating pyrrhotite tailings 4 to 5 years after addition of oxygen-consuming organic covers. *Science of the Total Environment*, 645, 1643–1655. <https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2018.07.299>

Caraballo, M., Townley, B., González, E., Riquelme, B., (2017). Elementos de interés económico en relaves chilenos: Estado del Arte. Informe Corfo, P1, Programas Tecnológicos, Valorización de Relaves. 175 p.

Castellón, C. I., Toro, N., Gálvez, E., Robles, P., Leiva, W. H., Jeldres, R. I. (2022). Froth Flotation of Chalcopyrite/Pyrite Ore: A Critical Review. *Materials*, 15(19), 6536. <https://doi.org/10.3390/ma15196536>

Chepillo, J. (2019). Ocurrencia de cobalto y su asociación en la mineralización de hierro en el yacimiento Bronce Sur, Distrito Pleito, Región de Atacama. Disponible en <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/170760>

Consejo Minero. (s. f.). Normativas que aplican a los relaves en Chile. Recuperado el 16 de julio de 2025, de <https://consejominero.cl/plataformas-digitales/plataforma-de-relaves/normativas-relaves-chile/>

Cruzat, A. (1968). Monografía sobre los yacimientos de cobalto chilenos (Inédito). Corporación de Fomento de la Producción (CORFO),-Instituto de Investigaciones Geológicas- Naciones Unidas, 30 p.

Dehaine, Q., Tijsseling, L.T., Glass, H.J., Törmänen, T. y Butcher, A.R. (2021). Geometallurgy of cobalt ores: A review. *Minerals Engineering*, 160, 106656. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106656>

Hossein M., Mahdi G., (2017). A review on electrochemical behavior of pyrite in the froth flotation process. *Journal of Industrial and Engineering Chemistry, Volume 47*, 1-18. <https://doi.org/10.1016/j.jiec.2016.12.012>

Jefferson, M., Yenial-Arslan, U., Evans, C. Curtis-Morar, C., O'Donnell, R., Parbhakar-Fox, A., Forbes, E. (2023). Effect of pyrite textures and composition on flotation performance: A review. *Minerals Engineering*, 201, 108234. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108234>

Lv, C. C., Ding, J., Liu, Y., Fu, G. Y., Qian, P., Ye, S. F. (2017). Characterization of a Copper Mine Tailing and Comprehensive Recovery of Cu and S from the Tailing. *Journal of Residuals Science & Technology*, 14(2).

Rojas, M. (2019). Modelo de negocio para la producción de cobalto a nivel de perfil en el proyecto Dominga. Disponible en <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/173007>

Santander, M., Valderrama, L. (2019). Recovery of pyrite from copper tailings by flotation. *Journal of Materials Research and Technology*. Vol.8, Issue 5, p 4312-4317. DOI: 10.1016/j.jmrt.2019.07.041

SERNAGEOMIN (2023). Datos de Geoquímica de Depósitos de Relaves de Chile 2023. (23-03-23). Recuperado de <https://www.sernageomin.cl/datos-publicos-deposito-de-relaves/>

Shepherd, T., Rumenganb, I., Sahamic, A., (2018). Post-depositional behaviour of mercury and arsenic in submarine mine tailings deposited in Buyat Bay, North Sulawesi, Indonesia. *Marine Environmental Research*, 137, 88–97. <https://doi.org/10.1016/j.marenvres.2018.04.019>

Soler, A., Otero, N., Mencio, A., Mas-Pla, J., Torrento, C. (2006). La pirita como catalizadora de los procesos de atenuación natural de la contaminación por nitratos en

Osona (Barcelona). In: MACLA XXVI Reunión (SE M)/XX Reunión (SEA). 2006. p. 457–60.

Townley, B., Díaz, A., Luca, R. Estado del arte y potenciales recursos Co y Mn en Chile, (SERNAGEOMIN), Advanced Mining Technology Center (AMTC), Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile, 52p, 2017

Xiang-Huai, W., Eric, F., (1991). Mechanisms of pyrite flotation with xanthates, *International Journal of Mineral Processing*, 33(1–4), 275–290, ISSN 0301-7516, [https://doi.org/10.1016/0301-7516\(91\)90058-Q](https://doi.org/10.1016/0301-7516(91)90058-Q)