



Universidad
Internacional
de Andalucía

TÍTULO

ESTUDIO METALÚRGICO PARA EL BENEFICIO DE MATERIAS PRIMAS CRÍTICAS IDENTIFICADAS EN UNA CORRIENTE DE RESIDUOS EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN DE COBRE EN LA PLANTA DE PROCESO DE ATALAYA MINING, RIOTINTO

AUTORA

Sandra Burgada Pacheco

Esta edición electrónica ha sido realizada en 2025

Directores	Dr. José Miguel Nieto Liñán; Manuel González de Canales Martínez
Instituciones	Universidad Internacional de Andalucía; Universidad de Huelva
Curso	<i>Máster Universitario en Geología y Gestión Ambiental de los Recursos Minerales (2023/24)</i>
©	Sandra Burgada Pacheco
©	De esta edición: Universidad Internacional de Andalucía
Fecha documento	2024



Universidad
Internacional
de Andalucía



**Atribución-NoComercial-SinDerivadas
4.0 Internacional (CC BY-NC-ND 4.0)**

Para más información:

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

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



TRABAJO FIN DE MASTER

GEOLOGÍA Y GESTIÓN AMBIENTAL DE LOS RECURSOS MINERALES

**Estudio metalúrgico para el beneficio
de Materias Primas Críticas
identificadas en una corriente de
residuos en el proceso de flotación de
cobre en la planta de proceso de
Atalaya Mining, Riotinto.**

Alumna: Sandra Burgada Pacheco

Directores:

José Miguel Nieto Liñán

Manuel González de Canales Martínez

JUNIO 2024

i



TRABAJO FIN DE MASTER

GEOLOGÍA Y GESTIÓN AMBIENTAL DE LOS RECURSOS MINERALES

Estudio metalúrgico para el beneficio de Materias Primas Críticas identificadas en una corriente de residuos en el proceso de flotación de Cu en la planta de proceso de Atalaya Mining, Riotinto.

Resumen

A partir de la creación de la lista de Critical Raw Materials (CRM) de la Unión Europea se abre la oportunidad de buscar nuevas maneras de obtener minerales a partir de las corrientes de residuos mineros, con el fin de recuperar y revalorizar los recursos presentes en ellos, contribuyendo así a la reducción en la dependencia de materias primas primarias y promoviendo la economía circular en la industria minera.

En este trabajo se ha estudiado la eficiencia de diferentes métodos de flotación para una muestra de composite proveniente de una corriente de residuos obtenida del proceso de flotación de cobre en la planta de proceso de Atalaya Mining, en la mina de Riotinto (Huelva). Dicha muestra se componía principalmente por calcopirita y pirita, con cantidades significativas de tetraedrita, tennantita y esfalerita.

Se destaca la importancia del tiempo de flotación como un factor crítico en la recuperación de los metales deseados, así como aplicar técnicas complementarias como la flotación con imanes y el uso de diferentes colectores.

Palabras clave: Critical Raw Materials, economía circular, Atalaya Mining, Riotinto

Abstract

Since the creation of the Critical Raw Materials (CRM) list of the European Union, there is an opportunity to look for new ways to obtain minerals from waste streams, in order to recover and revalue the resources present in mining waste, thus contributing to the reduction in the dependence on primary raw materials and promoting the circular economy in the mining industry.

In this work, the efficiency of different flotation methods has been studied for a composite sample from a waste stream obtained from the copper flotation process at the Atalaya Mining process plant in the Riotinto mine (Huelva). This sample consisted mainly of chalcopyrite and pyrite, with significant amounts of tetrahedrite, tennantite and sphalerite.

The importance of flotation time as a critical factor in the recovery of the desired metals is highlighted, as well as the application of complementary techniques such as flotation with magnets and the use of different collectors.

Key words: Critical Raw Materials, circular economy, Atalaya Mining, Riotinto

Agradecimientos

En primer lugar, a Manuel González de Canales y José Miguel Nieto Liñán, tutores del presente trabajo de fin de máster, a mis compañeros del laboratorio de Atalaya Mining y a Atalaya Mining por la oportunidad que me han prestado para realizar este trabajo de investigación.

A Cristóbal Cantero Serrano por la ayuda ofrecida en el Centro de Investigación en Química Sostenible de la Universidad de Huelva.

Índice

1.- INTRODUCCIÓN	8
2.- OBJETIVOS.....	9
2.1.- OBJETIVO GENERAL.....	9
2.2.- OBJETIVOS ESPECIFICOS	9
3.- CONTEXTO GEOLÓGICO	9
4.- PROCESO DE FLOTACIÓN.....	14
4.1.- PRINCIPIOS DE FLOTACIÓN.....	15
4.2.- EQUIPOS DE FLOTACIÓN	16
4.2.1.- COLUMNA DE FLOTACION	17
4.3.- VARIABLES QUE INTERVIENEN EN LA FLOTACIÓN.....	19
4.4.- CÁLCULOS DE RENDIMIENTO.....	20
4.5.- PRINCIPALES REACTIVOS	22
5.- CRITICAL RAW MATERIALS.....	24
6.- METODOLOGÍA.....	26
6.1.- CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA	27
6.1.1- Caracterización física.....	28
6.1.2- Caracterización química	31
6.1.3- Caracterización mineralógica	32
6.2.- ESTUDIO DE FLOTACIÓN EN LABORATORIO	35
6.2.1.- Ensayos de flotación previos.....	35
6.2.2.- Flotaciones enfocadas a la recuperación de cobalto	37
6.2.3.- Flotaciones enfocadas a la recuperación de plata.....	40
6.3.- PRUEBA PILOTO CON CELDA DE COLUMNA.....	45
7.- RESULTADOS	45
7.1.- CARACTERIZACION FISICA	45
7.2.- CARACTERIZACION QUIMICA.....	48
7.3.- CARACTERIZACION MINERALOGICA.....	49
7.4.- RECUPERACIÓN DE METALES POR ENSAYO DE FLOTACIÓN.....	52
8.- CONCLUSIONES.....	63
9.- REFERENCIAS.....	64

1.- INTRODUCCIÓN

Atalaya Mining es una empresa enfocada en la producción de cobre y subproductos de plata, con un compromiso especial por proporcionar los recursos esenciales necesarios para impulsar el crecimiento económico y facilitar la transición hacia fuentes de energía más sostenibles. Atalaya ha reunido una amplia gama de activos de cobre en España, que se distribuyen en varios distritos mineros de categoría mundial, entre los que se encuentran la Faja Pirítica Ibérica ([Riotinto-Atalaya Mining](#)).

La región minera de Riotinto destaca como uno de los ocho depósitos masivos de sulfuros en la Faja Pirítica Ibérica y posiblemente representa la concentración más extensa de este tipo de sulfuros en la corteza terrestre. Con una reserva que supera los 400 millones de toneladas de sulfuros masivos y alrededor de 2,000 millones de toneladas de stockwork de baja ley ([Mellado et al., 2006](#)). La explotación de esta área ha sido continua desde el siglo VIII a.C. hasta el presente, lo que marca un hito trascendental en la historia global de la minería.

El Proyecto Riotinto representa la revitalización de la histórica mina de Riotinto ([Figura 1.1](#)) a través de la implementación de un plan minero que incorpora las últimas innovaciones tecnológicas de la industria, al tiempo que se adhiere a los principios de seguridad y conservación ambiental que son característicos en la minería contemporánea.

El proyecto cuenta con reservas minerales de cobre que ascienden a un total de 197 millones de toneladas en la actualidad y se encuentra en constante búsqueda de nuevos yacimientos con el objetivo de prolongar la vida operativa de la instalación, estimada actualmente en 13 años ([Riotinto-Atalaya Mining](#)).



Figura 1.1: Corta Cerro Colorado

En la corriente denominada residuo del primer relavado o R1R dentro de la etapa de flotación de Atalaya Mining se han identificado metales como antimonio, arsénico, bismuto, cobalto, tierras raras y cobre, estos metales están incluidos en la lista de “Critical Raw Materials” (CRM) de la Unión Europea. Esta distinción pone de relieve la importancia estratégica de estos metales para la economía y la sostenibilidad de la UE, así como su vulnerabilidad en términos de suministro.

Los metales catalogados como críticos son esenciales para una amplia gama de aplicaciones tecnológicas y de energía limpia, desde la fabricación de vehículos eléctricos hasta la generación de energía renovable y la electrónica avanzada. A medida que Europa se embarca en una transformación hacia una economía más verde y sostenible, la demanda de estos metales es cada vez más apremiante.

Sin embargo, para capitalizar plenamente esta oportunidad, es esencial fomentar la circularidad en nuestra sociedad. La circularidad implica crear un ciclo cerrado de producción y consumo, en el que los recursos se utilizan de manera eficiente y se reciclan en lugar de desecharse. Esto se traduce en la necesidad de reciclar y reutilizar los metales críticos en lugar de depender exclusivamente de la extracción de nuevas fuentes.

La circularidad no solo conserva los valiosos recursos naturales, sino que también reduce la presión sobre el medio ambiente y disminuye la dependencia de importaciones externas de materias primas críticas. Además, fomenta la innovación y la creación de empleo en la industria del reciclaje y la recuperación de metales.

2.- OBJETIVOS

2.1.- OBJETIVO GENERAL

El objetivo principal del proyecto es la caracterización de una corriente del proceso de flotación (en adelante R1R) y el estudio de diferentes métodos de concentración de los posibles Critical Raw Material presentes en dicha corriente.

2.2.- OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Determinar las propiedades físicas, químicas y mineralógicas para caracterizar la corriente del proceso de flotación.
- Realizar un estudio de flotación en el laboratorio a partir de un diseño de experimentos enfocado en la concentración de una selección de CRM.
- Realizar un análisis de la variabilidad de composición química y granulométrica de la corriente del proceso de flotación.
- Llevar a cabo una prueba piloto con una celda de columna, con el fin de maximizar la recuperación de los CRM seleccionados.

3.- CONTEXTO GEOLÓGICO

En la región meridional de Portugal, comúnmente se reconocen tres dominios geológicos que exhiben características litológicas, estructurales y paleogeográficas distintas. En orden de norte a sur, estos dominios son:

- El Dominio Septentrional, también conocido como Pulo do Lobo.
- El Dominio Central, identificado como Faja Pirítica.
- El Dominio Meridional, denominado SO portugués.

Cada uno de estos dominios geológicos posee sus propias particularidades y características que los distinguen dentro de la Faja Pirítica Ibérica.

La Faja Pirítica Ibérica se extiende a lo largo de una distancia aproximada de 230 kilómetros, con una amplitud de aproximadamente 40 kilómetros, abarcando desde las proximidades de Sevilla, en España, hasta el sur de Lisboa, en Portugal (Figura 3.1). Es importante destacar que esta faja presenta una variación en su orientación geográfica, transitando desde una dirección este-oeste en su tramo español a una dirección noroeste-sureste en su segmento portugués.

Este dominio central incluye un elevado número de yacimientos gigantes y supergigantes y se considera la primera provincia a nivel mundial en reservas totales de sulfuros masivos, por el tamaño y la abundancia de depósitos, así como por el tonelaje y la concentración de estos en relación con la superficie total de la provincia minera (Leistel et al., 1997). Algunos yacimientos destacados en esta zona incluyen Riotinto, Neves Corvo, Aljustrel, Tharsis, Sotiel y Aznalcóllar.

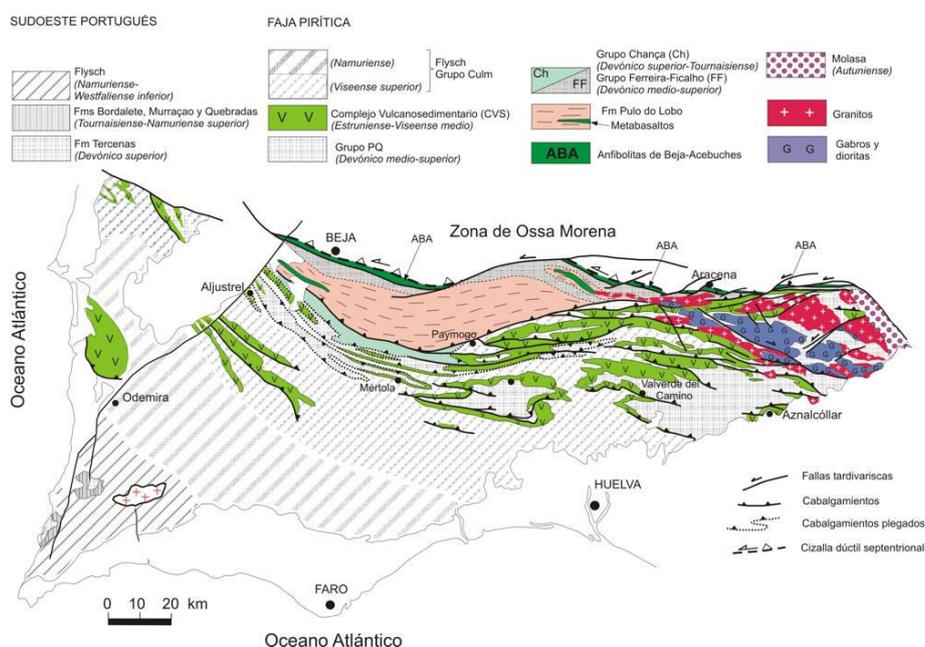


Figura 3.1: Mapa esquemático general de la Zona sudportuguesa. Fuente: Pérez-Estaún y Bea, 2004

En la Faja Pirítica Ibérica, se pueden observar afloramientos de rocas del Paleozoico superior, abarcando desde el Devónico medio hasta el Carbonífero superior. Estas rocas reflejan los cambios que ocurrieron en la cuenca subportuguesa desde una fase preorogénica hasta la etapa sinorogénica de la evolución varisca.

La fase preorogénica se caracterizó por una sedimentación marino-somera, dominada por procesos anticíclicos, que se mantuvo continua a lo largo del tiempo y uniforme en toda la cuenca.

El relleno de la cuenca devónico-carbonífera de la Faja Pirítica Ibérica está compuesto por una base de pizarras con cantidades variables de materia orgánica. Entre estas pizarras se intercalan rocas de diferentes naturalezas, lo que permite distinguir tres grandes unidades litoestratigráficas en la secuencia de muro a techo (Figura 3.2):

- **Grupo de pizarras y cuarcitas (PQ):** Constituye la base de la serie estratigráfica regional e incluye todos los depósitos ubicados por debajo del complejo vulcanosedimentario. La potencia de esta unidad es desconocida, ya que el muro no se expone en ningún punto. Sin embargo, según cálculos realizados por [Strauss](#) en 1970, se estima un espesor mínimo de 2000 metros. La mayor parte de esta serie está formada por pizarras negras con intercalaciones de niveles centimétricos de areniscas cuarzosas. A veces, estos niveles se agrupan en tramos litítico-areniscosos de espesor métrico, con una proporción de arena/lutita igual a uno.
- **Complejo vulcanosedimentario (CVS):** Es esencialmente heterogéneo y presenta grandes variaciones litológicas y de potencia. Estas variaciones son comunes en una región con actividad magmática intensa y en una cuenca compartimentada, con tasas de subsidencia diferentes y aportes detríticos condicionados por la estabilidad de sus taludes y la naturaleza de las subcuencas. La arquitectura estratigráfica del CVS varía desde un armazón de rocas sedimentarias (principalmente pizarras) con poca presencia de rocas volcánicas hasta un armazón de rocas magmáticas (volcánicas y subvolcánicas) con intercalaciones de rocas sedimentarias ([Routhier et al., 1980](#)). Lo más común son casos intermedios representados por una columna estratigráfica de pizarras y vulcanoclastitas félsicas, intruidas por rocas subvolcánicas. Además, se encuentran niveles discontinuos de sílex, lentejones carbonatados y masas de sulfuros masivos en esta columna ([Pérez-Estaún y Bea, 2004](#)).
- **Grupo Culm:** Comprende todas las rocas sedimentarias postvolcánicas de la Faja Piritica Ibérica. Incluye tres unidades estratigráficas de volúmenes significativamente diferentes ([Moreno, 1987](#)):
 - La serie pizarrosa basal, una secuencia mixta volcanodetrítica y pizarrosa que incorpora los depósitos epiclásticos del VA₃¹ y las pizarras con *Posidonia becherii*.
 - La formación turbidítica de facies culm s.s., una secuencia turbidítica de pizarras, litarenitas y conglomerados escasos, con varios miles de metros de espesor, que representa el flysh de la orogenia varisca en la región.
 - La unidad arenosa de plataforma somera, compuesta por una alternancia de pizarras y areniscas cuarzosas que se disponen en una secuencia grano y estratocreciente hacia la parte superior.

¹ Tercer episodio de vulcanismo ácido. Está compuesto fundamentalmente por niveles pizarrosos y rocas vulcanodetríticas procedentes de la erosión de volcanitas previamente depositadas; en algunos casos muestran estructuras sedimentarias correspondientes a medios litorales ([Moreno, 1987](#)).

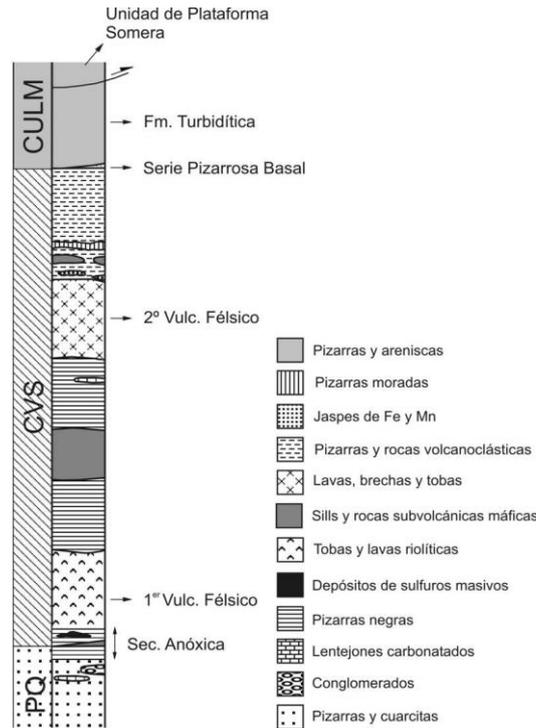


Figura 3.2: Columna estratigráfica general de la Faja Pirítica Ibérica. Fuente: Pérez-Estaún y Bea, 2004

La Faja Pirítica se destaca por su notable productividad metalogenética, llegando a ser reconocida como la región con las mayores reservas de sulfuros masivos a nivel mundial.

A nivel regional, los depósitos parecen distribuirse en al menos dos bandas distintas, una al norte y otra al sur. La banda norte se caracteriza por una predominancia de rocas volcánicas y una mayor cantidad de depósitos de tamaño reducido a mediano. Por otro lado, la banda sur se distingue por su predominio de rocas sedimentarias y una cantidad más limitada de yacimientos, aunque de dimensiones considerables. En este contexto, la mina de Riotinto se encuentra ubicada en la banda sur (Figura 3.3).

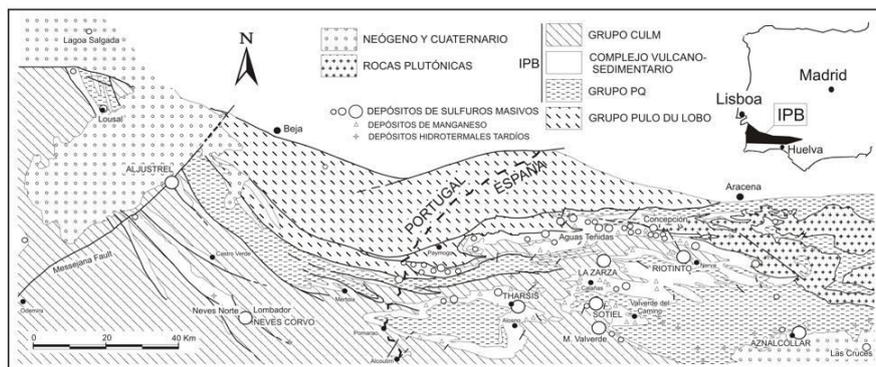


Figura 3.3: Localización de los principales depósitos minerales de la Zona Sudportuguesa. Fuente: Pérez-Estaún y Bea, 2004

La mineralogía de los depósitos masivos en la región se caracteriza por la presencia predominante de pirita, junto con proporciones variables de otros minerales como esfalerita, calcopirita, galena, arsenopirita, tetraedrita y pirrotita. Entre los minerales accesorios se destacan sulfosales de bismuto-antimonio-plomo-arsénico, bismutinita, bismuto nativo, casiterita, barita, estannita, magnetita, electrum y cobaltita, tal como han sido documentados en diversas fuentes ([Strauss, 1970](#), [Routhier et al., 1980](#); [Leistel et al., 1998](#)). Además, las mineralizaciones en stockwork presentan la particularidad de contar con sulfuros de cobalto ([Strauss et al., 1981](#)) así como cuarzo, calcita, dolomita, clorita, sericita y, en menor medida, barita y yeso como minerales de la ganga.

Los depósitos en la zona de Riotinto se destacan como las concentraciones más significativas de sulfuros masivos en todo el mundo. Estos depósitos se componen de varios cuerpos lenticulares de sulfuros que están interconectados por un extenso stockwork. Inicialmente, se cree que estos cuerpos formaron una única entidad de alrededor de 500 millones de toneladas de sulfuros, incluyendo las mineralizaciones oxidadas y erosionadas, a lo que se suma más de 2000 millones de toneladas de mineralización en stockwork de baja ley en cobre ([García Palomero, 1993](#)).

Entre las mineralizaciones más notables de este distrito minero se encuentran San Dionisio (Corta Atalaya y la mina de interior de Pozo Alfredo), Filón Norte (Cortas Dehesa, Salomón y Lago), Filón Sur (Corta Filón Sur), San Antonio y Cerro Colorado.

[García Palomero](#) proporcionó en 1980 una descripción de una secuencia litoestratigráfica en Riotinto similar a la encontrada en otras áreas de la Faja Pirítica Ibérica, con la diferenciación del Grupo Pizarroso Cuarcítico, el Complejo Vulcanosedimentario y el Grupo Culm. En este caso, el Complejo Vulcanosedimentario está compuesto por rocas volcánicas máficas y félsicas, así como por las llamadas series de transición, que consisten principalmente en pizarras y tuffitas (pizarras negras, pizarras moradas y jaspes). Esta serie exhibe características típicas del estadio final de actividad volcánica y transición a facies flysch. En la parte superior del Grupo PQ, se distingue la primera secuencia volcánica ácida regional (VA_1^2), seguida de un horizonte detrítico depositado entre este primer episodio volcánico ácido y el primer episodio volcánico básico (VB_2).

Todas las mineralizaciones de sulfuros masivos se presentan como cuerpos estratiformes, con una mineralogía compuesta principalmente por pirita, acompañada de calcopirita, esfalerita y galena como minerales menos abundantes. Se ha identificado una diversidad de sulfuros, sulfosales y óxidos como minerales traza ([García de Miguel, 1990](#)). Bajo estos cuerpos, se desarrollan las áreas de stockwork, donde la mineralización sustituye predominantemente a las rocas circundantes en una distribución diseminada y en forma de venas.

La roca encajante ha experimentado una intensa alteración hidrotermal que muestra una zonación concéntrica característica. En la parte más interna, se observa una alteración clorítica y una mineralización rica en pirita y cobre. En las zonas periféricas, se encuentran mineralizaciones polimetálicas asociadas a la alteración sericítica, así como otros tipos de alteración hidrotermal, como la silicificación, sulfidización y carbonatización

Como consecuencia de la oxidación superficial que afectó a las mineralizaciones masivas, las áreas de stockwork y las rocas encajantes, se desarrollaron considerables

– ² Primer episodio de vulcanismo ácido: es especialmente piroclástico y tiene una distribución muy irregular a escala regional. ([Pérez-Estaún y Bea, 2004](#))

capas de alteración, compuestas principalmente por óxi-hidróxidos de hierro. Dentro de todas las zonas mineralizadas en Riotinto, Cerro Colorado experimentó la mayor influencia de estos procesos, especialmente en los sulfuros masivos, debido a su ubicación en el núcleo del anticlinal. Se estima que entre el 70% y el 90% de la mineralización original se vio afectada por estos procesos (García Palomero et al., 1986).

En estas capas de oxidación residual, ciertos elementos se concentraron, mientras que algunos elementos solubles se acumularon por debajo del nivel de oxidación, dando origen a depósitos de enriquecimiento supergénico. Originalmente, la zona de sulfuros secundarios de cobre tenía un espesor de 20 a 30 metros, con concentraciones de cobre más altas en la parte superior. La transición de los sulfuros secundarios a los sulfuros primarios es gradual y apenas perceptible. La calcosina y la covellina, que son principalmente los minerales presentes en la zona de enriquecimiento, reemplazan a la calcopirita, la esfalerita y la galena del yacimiento primario.

Entre el gossan y los sulfuros de cobre secundarios se encuentra una zona de oxidación que contiene abundantes sulfatos, carbonatos y silicatos de cobre (Pryor et al., 1974). En Riotinto se han identificado diversos tipos de gossan según los materiales oxidados presentes. El "Gossan Masivo" es uno de estos tipos y se forma debido a la oxidación in situ de cuerpos de sulfuros masivos (García Palomero et al., 1986). Durante este proceso de oxidación, el yacimiento original experimenta una significativa disminución en volumen y densidad debido a la pérdida principalmente de azufre, cobre y zinc, mientras que se produce un enriquecimiento residual en hierro, oro, plata, plomo, arsénico, mercurio y bario (Pryor et al., 1974).

Además, se han identificado formaciones importantes de "Gossan Transportado", como la del Alto de la Mesa, conocidas también como "Limonitas Sedimentarias" (Arribas, 1998). Estos depósitos se encuentran en terrazas fluviales y mesas horizontales, en niveles entre la cota más alta del gossan in situ y el nivel actual del río Tinto. Su origen está relacionado con la evolución del río y se formaron debido a la erosión de materiales previamente gossanizados, ya que están compuestos por capas delgadas de óxi-hidróxidos de hierro que cementan fragmentos de gossan masivo y otras rocas. La disposición de los clastos sugiere que las soluciones ferruginosas de las zonas de oxidación llegaron a la cuenca de manera esporádica y repentina (Kosakevitch et al., 1993). La erosión de estas formaciones gossanizadas ocurrió durante el Mioceno tardío.

4.- PROCESO DE FLOTACIÓN

El proceso de producción del mineral extraído en la mina de Riotinto se lleva a cabo mediante un sistema integral que incluye trituración, molienda y flotación, con el objetivo de obtener el concentrado de cobre como producto final.

Inicialmente, el mineral proveniente de la mina es sometido a un proceso de trituración en una trituradora giratoria (trituración primaria) para reducir su tamaño a 165 mm. Posteriormente el mineral es dirigido al almacén de gruesos y luego al circuito de trituración secundaria y terciaria. Durante estas etapas, el material es tamizado hasta alcanzar un tamaño de aproximadamente 16 mm, momento en el que es transportado al almacén de finos para concluir el proceso en seco. En esta etapa, el material se dirige al área de molienda, donde es reducido por el molino primario hasta alcanzar un tamaño máximo de 1.5 mm.

La pulpa resultante se somete a una serie de ciclones que clasifican el material por su peso: el material más fino se separa y se envía directamente a la etapa de flotación, mientras que el material más grueso es dirigido a fases adicionales de molienda.

Después del proceso de molienda, el material adquiere un tamaño menor a 160 micras. La mezcla de este material con agua es bombeada al área de flotación.



Figura 4.1: Planta de procesamiento Mina Riotinto

En el área de flotación, el mineral pasa por varias etapas (desbaste, lavado, relavado y rebose) a través de las celdas de flotación. La pulpa se concentra hasta alcanzar el contenido metálico requerido y la máxima recuperación posible. El material desechado en este proceso se bombea hasta el depósito de estériles para recuperar el agua utilizada y reutilizarla en el proceso. El material recuperado, con una alta concentración de cobre, se envía a los espesadores, donde se reduce su contenido de agua para luego ser filtrado y prensado en los filtros-prensa, resultando en el producto final con un 23% de cobre.

4.1.- PRINCIPIOS DE FLOTACIÓN

A través del procedimiento de flotación, se consigue la separación o concentración de minerales de valor. Este proceso de separación se efectúa debido a la adherencia selectiva de partículas hidrófobas a diminutas burbujas de gas, comúnmente aire, que se inyectan en la suspensión mineral. La unión entre la partícula y la burbuja propicia su ascenso hacia la superficie, generando así una capa de espuma enriquecida con los elementos de interés. Posteriormente, esta capa de espuma se elimina a través de paletas en movimiento o simplemente por rebosamiento.

Es importante destacar que las propiedades superficiales de las partículas y las características del medio pueden ser ajustadas con la ayuda de reactivos químicos, lo que permite un control preciso del proceso de flotación y la obtención de los minerales deseados de manera eficiente.

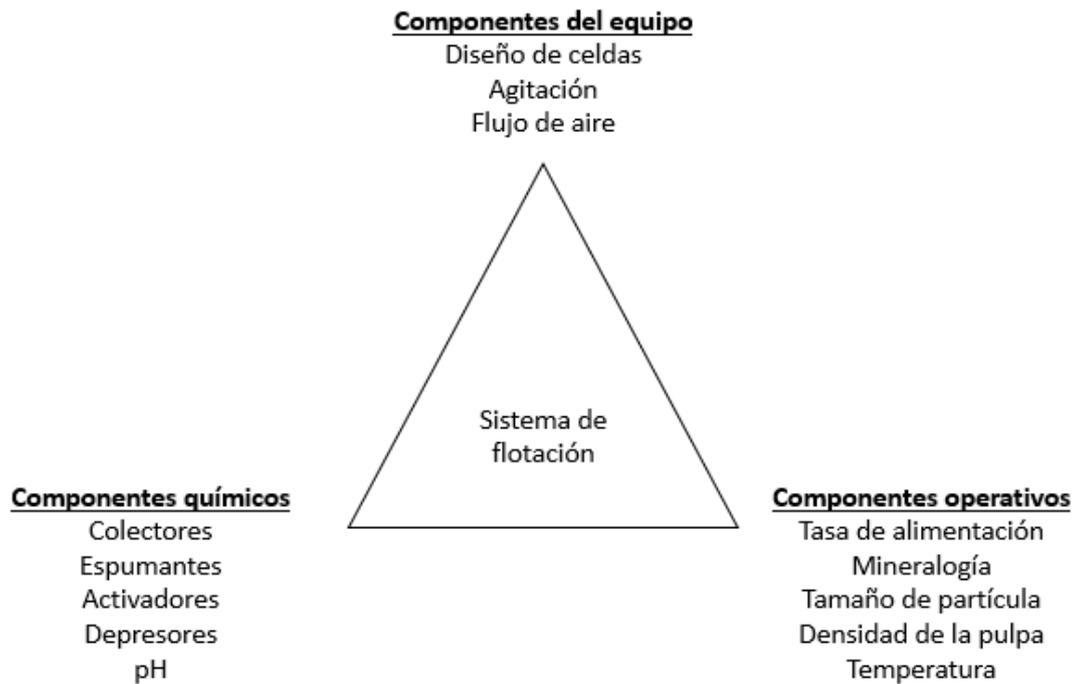


Figura 4.2: Esquema de los componentes de un sistema de flotación básico. Modificado de [Klimpel, 1995](#)

El entorno propicio para la formación de la unión entre las burbujas y las partículas en la máquina de flotación depende en gran medida de las condiciones operativas específicas. Estas condiciones se ajustan de manera que fomenten la adhesión entre las burbujas y las partículas, permitiendo que los agregados resultantes asciendan hacia la capa de espuma. Es importante destacar que la interacción entre las burbujas y las partículas puede variar significativamente según las condiciones de operación de la celda de flotación y el tipo de máquina de flotación empleada.

Las máquinas de flotación, en términos generales, se pueden clasificar en dos categorías diferentes:

- Celdas mecánicas o convencionales
- Celdas neumáticas

Entre estas opciones, las celdas de flotación mecánicas han sido predominantes en la industria de procesamiento de minerales desde los primeros tiempos de la flotación y han sido responsables del procesamiento de una cantidad significativa de minerales ([Gorain et al., 2000](#)).

4.2.- EQUIPOS DE FLOTACIÓN

Los equipos de flotación se caracterizan por su proceso de funcionamiento, el cual se puede dividir en distintas etapas que desempeñan funciones específicas en la separación de minerales. A continuación, se describe el proceso de flotación básico en una celda:

- **Etapas de Alimentación:** En esta etapa, la pulpa ingresa a la máquina por gravedad a través del tubo de alimentación y cae directamente sobre el impulsor rotativo, que se encuentra debajo del capuchón estacionario. Aquí se produce la mezcla y la aireación inicial. El aire es introducido mediante succión positiva a través del tubo de impulsión en el centro de la celda.

- Etapa de Separación: En esta fase, se lleva a cabo la separación de las burbujas de aire cargadas de mineral de las partículas estériles sin valor. Es un paso crucial en el proceso de flotación, donde las partículas de mineral valioso se adhieren a las burbujas de aire y forman agregados.
- Etapa de Concentrados: Los concentrados, que han sido parcialmente separados en la zona de separación, son dirigidos hacia adelante y se eliminan de la máquina a través de un tabique o una descarga lateral. Es en esta etapa donde se lava y recoge el producto final.

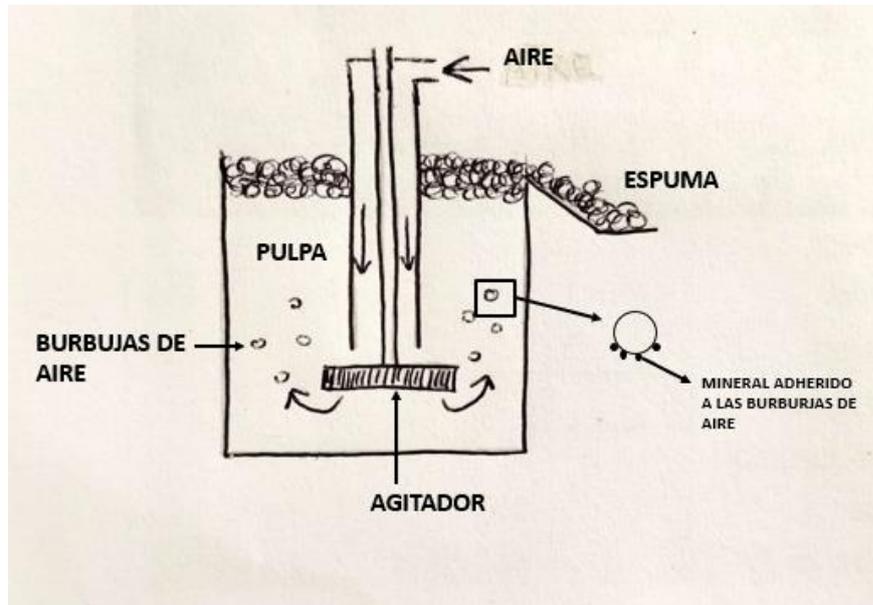


Figura 4.3: Esquema de una celda de flotación.

La función principal de la celda de flotación es (González de Canales M., 2022c):

- Mantener todas las partículas en suspensión en la pulpa.
- Garantizar que todas las partículas que ingresen a la máquina tengan la oportunidad de ser flotadas.
- Dispersar burbujas de aire finas dentro de la pulpa para promover el contacto partícula-burbuja.
- Minimizar el transporte de pulpa hacia la espuma.
- Proporcionar suficiente espesor de espuma para una separación efectiva.

4.2.1.- COLUMNA DE FLOTACION

Las columnas de flotación representan una variante de las celdas de flotación convencionales que incorporan una serie de características de diseño exclusivas con el propósito de mejorar el rendimiento en el ámbito metalúrgico. Entre estas características se destacan la reducción de la relación entre la superficie y el volumen de la celda, la implementación de un sistema de lavado de espuma, el establecimiento de condiciones de flotación en estado de reposo, y la integración de un sistema de insuflación de aire ajustable (Eriez Flotation Division, 2016).

A diferencia de las celdas de flotación convencionales, que suelen emplear tanques de forma rectangular y con poca profundidad, las celdas de columna presentan recipientes de gran altura, generalmente en el rango de 10 a 15 metros.

Para una capacidad volumétrica equivalente, la superficie de la celda de columna resulta considerablemente menor que la de una celda convencional, lo que beneficia la

estabilidad de la espuma y permite la formación de capas de espuma de gran profundidad (Eriez Flotation Division, 2016).

Un aspecto fundamental de las columnas de flotación es su sistema de lavado de espuma. Dicho sistema proporciona un medio adicional para eliminar impurezas no deseadas de la espuma de flotación. El agua de lavado, añadida en la parte superior de la columna, atraviesa la zona de espuma desplazando el agua de proceso y las partículas arrastradas que quedan atrapadas entre las burbujas.

En contraste con las celdas de flotación convencionales, es importante destacar que las columnas no hacen uso de agitación mecánica. Esta ausencia de agitación intensiva tiene un efecto positivo al promover la selectividad y facilitar la recuperación de partículas extremadamente finas.

El flujo básico en una columna se ilustra en la [Figura 4.4](#). La pulpa de alimentación ingresa en la columna a través de uno o varios puntos de alimentación ubicados en la parte superior del cuerpo de la columna y desciende en contraposición a una creciente nube de finas burbujas generadas por el sistema de insuflación de aire. Las partículas que colisionan y se adhieren a las burbujas ascienden hacia la parte superior de la columna, alcanzando finalmente la interfaz entre la pulpa (zona de recolección) y la espuma (zona de limpieza). La ubicación de esta interfaz, ajustable por el operador, se mantiene constante gracias a un lazo de control automático que regula una válvula en la línea de residuos de la columna. La modificación de la posición de la interfaz resultará en un aumento o disminución en la altura de la zona de espuma (Glenn, 2002).

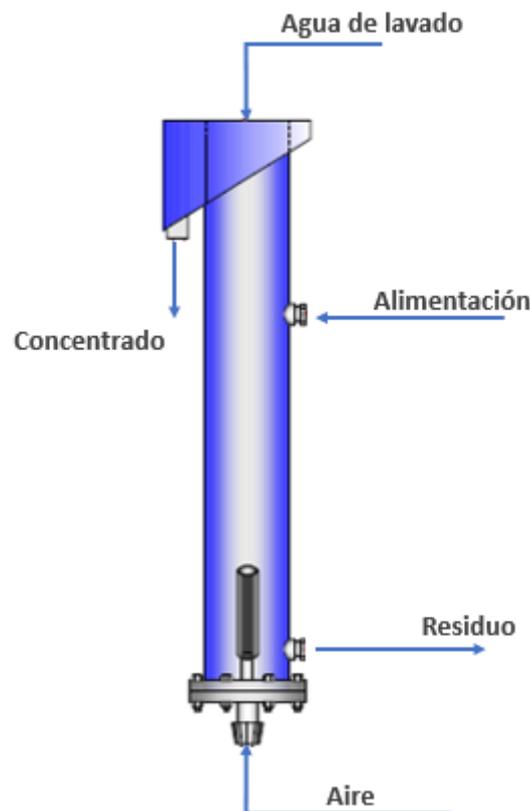


Figura 4.4: Esquema de una columna de flotación. Fuente: [Eriez Flotation Division, 2016](#).

4.3.- VARIABLES QUE INTERVIENEN EN LA FLOTACIÓN

En el proceso de flotación, es esencial considerar ciertos aspectos operacionales que poseen una relevancia significativa, ya que la modificación de alguno de ellos puede tener un impacto considerable en todo el proceso.

Según Young, C. las variables que se utilizan durante la etapa de flotación se pueden dividir en dos tipos; variables controladas y variables manipuladas (Tabla 4.1).

Variables controladas	Variables manipuladas
Recuperación	Velocidad de rotación del agitador
Aireación	Reactivos
Grado	Velocidad de espuma
Cargas circulantes	Espumante
Niveles de pulpa	Colector
Niveles de espuma	Modificadores
Porcentaje de sólidos	Depresores
	Rociadores de agua

Tabla 4.1: Variables controladas y manipuladas en el proceso de flotación. Modificado de Young, C. A. (2019)

A continuación, se explican algunos de los factores más importantes para tener en cuenta al diseñar un programa de pruebas de flotación completo y efectivo para evaluar el rendimiento de un mineral en un proceso de flotación.

- **Granulometría / Tamaño de molienda:** El tamaño de las partículas es de gran importancia, ya que la eficacia de la flotación requiere que las especies minerales de interés estén liberadas en forma adecuada para su posterior concentración. Debido a los costos operativos asociados con la molienda, una práctica común en las plantas es moler lo más grueso posible sin sacrificar la recuperación en la etapa de desbaste (Day et al, 2002). La combinación adecuada de colectores permitirá la utilización de una molienda más gruesa sin pérdida de recuperación en desbaste.
- **Tiempo de acondicionamiento y puntos de adición de reactivos:** El tiempo de acondicionamiento en el proceso de flotación depende de la cinética de flotación de los minerales, la cinética de acción de los reactivos, el volumen de las celdas y el porcentaje de sólidos en las pulpas de las celdas. Este parámetro es esencial para lograr la separación adecuada de los minerales de interés. El efecto de la adición en etapas del colector y el uso de diferentes colectores en puntos variables en el circuito podría producir una mejor metalurgia.
- **Regulación del pH:** Dado que la flotación es un proceso fisicoquímico, el pH desempeña un papel crítico, especialmente en la flotación selectiva. La práctica habitual es flotar a pH natural o en un circuito alcalino ajustado con cal. Los circuitos ácidos se utilizan si las ventajas metalúrgicas superan los mayores costos de equipos y operación. El ajuste de pH se realiza mejor en el molino de molienda con ajustes menores en la celda de flotación. Cada fórmula de reactivos tiene un rango de pH óptimo en el cual se logran los mejores resultados operativos.
- **Calidad del agua:** La calidad del agua puede tener un efecto sustancial en la metalurgia. Las sales solubles pueden causar activación o depresión no deseadas de diversos minerales, afectar significativamente la estructura de la espuma y el consumo de espumantes, así como el consumo de otros reactivos.

- **Porcentaje de sólidos:** En un contexto de laboratorio, se suele trabajar con una relación de sólidos (20-30%) y el resto de líquido, teniendo en cuenta el tipo de celda en la que se realizará la flotación. Las viscosidades de pulpa altas inhiben la dispersión de aire y la formación de burbujas, lo que afecta negativamente las recuperaciones.
- **Potencial redox de la pulpa:** La medición del potencial de la pulpa es un parámetro electroquímico de gran importancia, ya que puede correlacionarse con los resultados de la flotación y permitirnos determinar las condiciones en las cuales las superficies de los sulfuros tienen una flotabilidad óptima. El potencial redox refleja la capacidad de una sustancia química para oxidar o reducir otra sustancia química, y su medición nos proporciona valiosa información para optimizar el proceso de flotación y lograr una separación efectiva de los minerales de interés. Esta información es fundamental para controlar con precisión la dosificación de reactivos y, en consecuencia, obtener concentrados de mayor calidad sin sobrecargar nuestro proceso de flotación. Para un valor de pH dado, se puede determinar el rango de potencial óptimo para la flotación de un mineral específico. Los potenciales de pulpa pueden ser modificados electroquímica o químicamente, siendo este último más práctico especialmente para minerales de sulfuro.
- **Temperatura de la pulpa:** Típicamente, la temperatura de flotación no se estudia en separaciones de sulfuros de metal base, pero, sin embargo, se debe mantener lo más constante posible.
- **Tiempo de flotación / cinética de la tasa:** El tiempo de flotación requerido para un mineral puede determinarse produciendo concentrados incrementales. Los concentrados separados se eliminan a intervalos de tiempo, hasta que la espuma esté completamente limpia del concentrado de interés. Usando los pesos y ensayos para cada concentrado incremental, la distribución de metal en cada uno puede determinarse. Esta información se traza gráficamente como recuperación acumulativa versus tiempo de flotación acumulativo. Diferentes sistemas de colectores a menudo mostrarán diferencias significativas en las tasas de flotación, que serán evidentes al comparar sus curvas de recuperación individual versus tiempo.
- **Tipo de reactivo:** La elección del reactivo adecuado depende de la naturaleza del mineral que se desea concentrar y recuperar. Existen diversos reactivos que pueden utilizarse en el proceso de flotación, cada uno con características y funciones específicas, estos reactivos se explican con detalle en el apartado 4.4.

4.4.- CÁLCULOS DE RENDIMIENTO

No existe un método universal único para expresar la eficacia de una separación, pero existen varios métodos útiles para examinar los procesos de flotación por espuma (González de Canales M., 2022c; Kawatra & Darling, 2011).

- **Razón de Concentración (R_c):** Es la razón entre la masa de alimentación y la masa de concentrado. En términos prácticos, se refiere a las toneladas de mineral necesarias para obtener una tonelada de concentrado. Una limitación de este cálculo es que utiliza los pesos de la alimentación y el concentrado. Mientras que estos datos están disponibles en experimentos de laboratorio, en la planta es probable que el mineral no se pese y solo estén disponibles los análisis. Sin embargo, es posible expresar la relación de concentración en términos de los análisis del mineral.

$$R_c = \frac{F}{C} * 100 = \frac{c - t}{f - t} * 100 \quad (4.1)$$

- **Recuperación en peso:** es esencialmente el inverso de la razón de concentración.
- **Recuperación (R):** Es la razón entre la masa del material útil obtenido en el concentrado y la masa del material útil de la alimentación.

$$T = \frac{C * c}{F * f} * 100 = \frac{c * (f - t)}{f * (c - t)} * 100 \quad (4.2)$$

- **% Pérdida de Metal:** es el inverso al % de Recuperación y representa el material perdido en los residuos. Se puede calcular simplemente restando el % de Recuperación de Metal de 100%.
- **Razón de Enriquecimiento (Re):** Es la razón entre la ley del componente deseado en el concentrado y la ley del mismo componente en la alimentación. se calcula directamente a partir de los análisis y no se involucran pesos en el cálculo.

$$R_e = \frac{c}{f} * 100 \quad (4.3)$$

- **Ley (L):** Es la relación del elemento valioso o especie de interés en la masa total del mineral o de la corriente que lo contiene, y se expresa en relación de masa, fracción o porcentaje.

$$L = \frac{W_e}{W_T} \quad (4.4)$$

- **Índice de selectividad (IS):** Representa la efectividad del proceso para obtener una corriente de concentrado donde su mayoría es especie valiosa y una corriente de estériles donde la mayoría es de ganga.

$$IS = \sqrt{\frac{M * n}{m * N}} \quad (4.5)$$

Donde:

F, C, T: Flujos máxicos de alimentación, concentrado y relave, respectivamente
 f, c, t: Leyes de alimentación, concentrado y relave, respectivamente
 M: Ley de la especie valiosa en el concentrado
 m: ley de la especie valiosa en los estériles
 N: Ley de la ganga en el concentrado
 n: ley de la ganga en los estériles

4.5.- PRINCIPALES REACTIVOS

– **Colectores**

La hidrofobicidad es un requisito fundamental para la flotación efectiva de la mayoría de los minerales. Este proceso se logra mediante la adición de surfactantes denominados colectores a la pulpa mineral, seguido de un período de acondicionamiento durante la agitación. Los colectores, compuestos orgánicos, inducen la hidrofobicidad en minerales específicos al adsorber moléculas o iones en su superficie, lo que reduce la estabilidad de la capa hidratada que separa el mineral del aire contenido en las burbujas de flotación. Este fenómeno permite que las partículas minerales se adhieran a las burbujas al entrar en contacto con ellas.

Los colectores pueden ser compuestos ionizantes, que se disocian en iones en solución acuosa, o compuestos no ionizantes, que son prácticamente insolubles y crean una capa delgada que vuelve al mineral repelente al agua al cubrir su superficie.

Los colectores ionizantes, con moléculas complejas de estructura asimétrica y heteropolar, son ampliamente empleados en la flotación. Estos compuestos presentan un grupo hidrocarburo no polar con propiedades de repelencia al agua y un grupo polar que interactúa con el agua. Su clasificación se basa en el tipo de ion que generan, ya sea anión o catión, y que produce el efecto hidrofóbico en el agua (Figura 4.5).

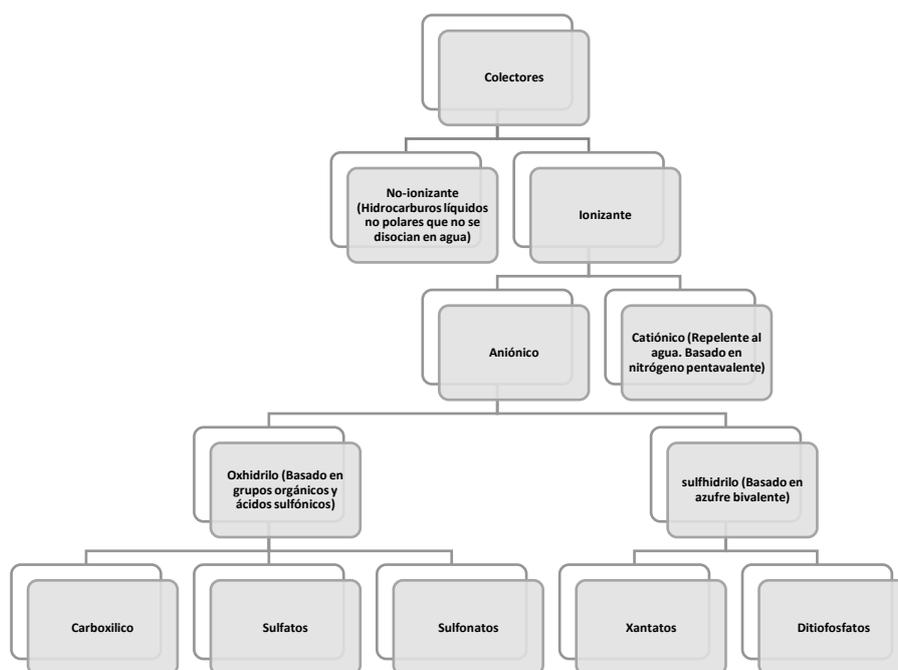


Figura 4.5: Clasificación de colectores. Modificado de *Glembotskii et al., 1972*.

– **Espumante**

Los espumantes se incorporan con el propósito de estabilizar la formación de burbujas en la fase de pulpa, establecer una espuma adecuadamente estable que facilite el drenaje selectivo del mineral arrastrado desde la espuma, y potenciar la cinética de flotación. La relevancia de la fase espumosa en el desempeño de la flotación está siendo progresivamente reconocida, y los factores que inciden en la estabilidad de la espuma están siendo objeto de una extensa investigación.

Desde una perspectiva química, los espumantes comparten numerosas similitudes con los colectores iónicos; de hecho, varios colectores, como los oleatos, exhiben propiedades de espumado, si bien, en ocasiones, son excesivamente potentes para

servir como agentes espumantes eficientes. La espuma generada puede resultar demasiado estable para un transporte eficiente en el procesamiento subsiguiente. La acumulación de espuma en las superficies de los espesadores y el exceso de formación de espuma en las celdas de flotación constituyen desafíos comunes en muchas plantas de tratamiento de minerales. Un espumante de calidad debe presentar una capacidad de recolección insignificante y generar una espuma lo suficientemente estable como para facilitar la transferencia del mineral flotado desde la superficie de la celda hasta el conducto de recolección.

En su composición, los espumantes suelen ser reactivos orgánicos heteropolares superficiales activos, capaces de ser adsorbidos en la interfaz aire-agua. Al interactuar con el agua, las moléculas superficiales activas tienden a hidratar los grupos polares, mientras que el grupo hidrocarburo no polar presenta una interacción prácticamente nula, siendo su tendencia a desplazarse hacia la fase gaseosa. Por ende, la estructura heteropolar de la molécula de espumante conduce a su adsorción, concentrándose las moléculas en la capa superficial con los grupos no polares orientados hacia el aire y los grupos polares hacia el agua.

– **Activador**

Los modificadores, también conocidos como reguladores, son ampliamente empleados en el proceso de flotación para ajustar la acción de los colectores, ya sea para intensificarla o reducir su efecto hidrofóbico en la superficie mineral. Esta adaptación permite que la acción del colector sea más específica hacia determinados minerales. Los modificadores pueden ser categorizados como activadores, depresores o modificadores de pH.

Los activadores son agentes químicos que transforman la naturaleza superficial de los minerales para volverlos hidrofóbicos bajo la influencia del colector. Los activadores, por lo general, consisten en sales solubles que se disocian en iones al entrar en solución, los cuales luego interactúan con la superficie mineral.

– **Depresor**

Los depresores se emplean para aumentar la selectividad en la flotación al convertir ciertos minerales en hidrofílicos, lo que evita su flotación. Este método es fundamental para la flotación rentable de minerales como los sulfuros de platino y níquel. Existen diversos tipos de depresores, y sus efectos son complejos y variados. En la mayoría de los casos, no se comprenden completamente, lo que dificulta el control de la depresión en comparación con otros tipos de reactivos. Esta dificultad se intensifica cuando la acción de los depresores afecta también a la fase de espuma.

– **Regulador de pH**

La alcalinidad de la pulpa desempeña un papel muy importante, aunque muy complejo, en la flotación, y, en la práctica, la selectividad en separaciones complejas depende de un delicado equilibrio entre las concentraciones de reactivos y el pH.

La flotación, siempre que sea posible, se lleva a cabo en un medio alcalino, ya que la mayoría de los colectores, incluidos los xantatos, son estables bajo estas condiciones, y se minimiza la corrosión de las celdas, tuberías, etc. La alcalinidad se controla mediante la adición de cal, carbonato de sodio (ceniza de soda) y, en menor medida, hidróxido de sodio o amoníaco (Wills et al., 2015). Los ácidos sulfúrico o sulfuroso se utilizan cuando se requiere una disminución del pH.

Cada sulfuro mineral tiene su propio valor de pH de flotación óptimo, que varía según el tipo de mineral y su origen. La determinación precisa del pH de flotación es crucial, ya que influye en la capacidad de un mineral para flotar de manera efectiva.

El regulador de pH más utilizado en este contexto es el hidróxido de cal ($\text{Ca}(\text{OH})_2$) o cal apagada, ya que además de regular el pH, también tiene la propiedad de deprimir los minerales no deseados (gangas, como por ejemplo la pirita) y precipitar las sales disueltas en el agua, lo que contribuye a mejorar la eficiencia del proceso de flotación y la calidad de los concentrados obtenidos. La cal se agrega a la pulpa antes de la flotación para precipitar los iones de metales pesados de la solución. En este sentido, el álcali actúa como un "desactivador", ya que estos iones de metales pesados pueden activar la esfalerita y la pirita y evitar su flotación selectiva respecto a los minerales de plomo o cobre. Dado que las sales de metales pesados precipitadas por el álcali pueden disociarse en cierta medida y permitir la entrada de iones en solución, a menudo se utiliza cianuro con el álcali para completarlos (Wills et al., 2015).

Con los xantatos como colectores, un álcali suficiente deprimirá casi cualquier mineral de sulfuro, y para cualquier concentración de xantato, hay un valor de pH por debajo del cual cualquier mineral dado flotar, y por encima del cual no flotar. Este valor crítico de pH depende de la naturaleza del mineral, el colector particular y su concentración, y la temperatura.

5.- CRITICAL RAW MATERIALS

En 2008, la UE lanzó la evaluación de Materiales Críticos (CRMs) como parte de la Iniciativa de Materias Primas de la UE (RMI), con el fin de diversificar el suministro de materias primas no energéticas para la industria y el bienestar social. Esta estrategia implica reducir dependencias mediante el abastecimiento de materias primas primarias de la UE y terceros países, aumentar el suministro de materias primas secundarias y encontrar alternativas a las materias primas escasas. La RMI estableció una lista de CRMs a nivel de la UE, actualizada cada tres años, basada en su importancia económica y riesgo de suministro.

Las evaluaciones muestran un incremento constante en el número de CRMs identificados: 14 en 2011, 20 en 2014, 27 en 2017 y 30 en 2020 (Grohol et al., 2023).

Las materias primas son fundamentales para la industria de la UE y son esenciales en diversas áreas, como la energía renovable, la tecnología digital, la aeroespacial y la defensa. Estas materias primas son clave para que la industria europea cumpla con los objetivos del Pacto Verde Europeo y la estrategia digital de la UE.

En la quinta evaluación técnica de 2023 sobre materias primas críticas se examinaron 70 materias primas candidatas, que incluyen 67 materiales individuales y tres grupos de materiales: diez elementos de tierras raras pesadas (HREEs), cinco elementos de tierras raras ligeras (LREEs) y cinco metales del grupo del platino (PGMs), sumando un total de 87 materias primas individuales (Tabla 5.1).

Tabla 5.1: Lista de materias primas evaluadas en 2023. Modificado de Grohol et al., 2023.

MATERIAS PRIMAS EVALUADAS EN 2023	
MINERALES INDUSTRIALES Y DE CONSTRUCCIÓN	áridos, baritina, bentonita, boratos, diatomita, feldespato, fluorita, yeso, arcilla de caolín, piedra caliza, magnesita, grafito natural, perlita, roca fosfórica, fósforo, potasa, arena de sílice, azufre, talco
METALES DE HIERRO Y FERROALEACIONES	chromo, cobalto, manganeso, molibdeno, níquel, niobio, tantalio, titanio, metal de titanio , tungsteno, vanadio
METALES PRECIOSOS	oro, plata y metales del grupo del platino (iridio, paladio, platino, rodio, rutenio)
TIERRAS RARAS	HREE disprosio, erbio, europio, gadolinio, holmio, lutecio, terbio, tulio, iterbio, itrio
	LREE cerio, lantano, neodimio, praseodimio, samario y escandio
OTROS METALES NO FERROSOS	aluminio/bauxita, antimonio, arsénico, berilio, bismuto, cadmio, cobre, galio, germanio, oro, hafnio, indio, plomo, litio, magnesio, renio, selenio, metal de silicio, plata, estroncio, telurio, estaño, zinc, circonio
BIO Y OTROS MATERIALES	corcho natural, caucho natural, madera de teca natural, madera de sapeli, carbón coquizable, hidrógeno, helio, madera en su estado natural , neón , criptón , xenón

La propuesta del Reglamento de la Ley de Materias Primas Críticas incluye dos listas: Materias Primas Estratégicas (MPE) y Materias Primas Críticas (MPC). Según la propuesta, ciertas MPE seleccionadas conforme a una nueva metodología serían automáticamente agregadas a la lista de MPC, la cual está definida por una metodología establecida previamente. Esta metodología de MPC fue desarrollada por la Comisión Europea en colaboración con el Grupo de Trabajo Ad Hoc sobre la Definición de Materias Primas Críticas en 2017.

La metodología se basa en dos criterios principales: Importancia Económica (IE) y Riesgo de Suministro (RS), con umbrales establecidos en $RS \geq 1.0$ y $IE \geq 2.8$.

En la figura X se muestran las materias primas críticas de 2023. Las palabras en azul son los CRM que se añaden desde la lista de 2020 y están dentro de la zona de criticidad del gráfico ($SR \geq 1.0$ y $EI \geq 2.8$, redondeado a un decimal). El cobre y el níquel no cumplen con los umbrales de Materias Primas Críticas, pero están incluidos como Materias Primas Estratégicas.

En comparación con la lista de 30 CRMs en 2020, se han añadido 6 nuevos CRMs (arsénico, feldespato, helio, manganeso, además de cobre y níquel si se consideran como MPE), mientras que dos materiales han sido retirados de la lista (indio y caucho natural). Ninguno de los materiales recién evaluados (neón, criptón, xenón y madera de sapeli) ha sido considerado crítico.

Tabla 5.2: Lista de materias primas críticas de 2023. Modificado de [Grohol et al., 2023](#)

Materias primas críticas de 2023			
Aluminio/bauxita	Carbón coquizable	Litio	Fósforo
Antimonio	Feldespatos	LREE	Escandio
Arsénico	Fluorita	Magnesio	Metal de silicio
Barita	Galio	Manganeso	Estroncio
Berilio	Germanio	Grafito natural	Tantalio
Bismuto	Hafnio	Niobio	Metal de titanio
Boro/borato	Helio	PGM	Tungsteno
Cobalto	HREE	Roca fosfórica	Vanadio
		Cobre*	Níquel*

Los principales cambios en la evaluación de criticidad de 2020 son los siguientes ([Grohol et al., 2023](#)):

1. La evaluación del aluminio/bauxita se fusionó por razones de consistencia y se mantiene crítica en su etapa de extracción como en la evaluación anterior.
2. El titanio metálico, utilizado en aeroespacial y defensa, se mantiene crítico como en 2020, mientras que el titanio en todas sus formas no es considerado crítico.
3. El arsénico se volvió crítico debido al aumento en la Importancia Económica causado por un aumento en el valor agregado de los metales de aplicación.
4. El feldespatos se volvió crítico debido al aumento del Riesgo de Suministro, especialmente por la dependencia de importaciones y el suministro concentrado de Turquía.
5. El helio se volvió crítico nuevamente en 2023 debido a un aumento en la Importancia Económica.
6. El manganeso se volvió crítico debido al aumento del Riesgo de Suministro en la etapa de extracción.
7. El Riesgo de Suministro del caucho natural disminuyó debido a un aumento en la tasa de reciclaje.
8. Tanto el Riesgo de Suministro como la Importancia Económica del indio han disminuido por debajo de los umbrales.
9. El níquel no ha estado en la lista debido a una buena diversificación del suministro.
10. El cobre, aunque diversificado en suministro, es difícil de sustituir debido a su rendimiento superior en aplicaciones eléctricas.

6.- METODOLOGÍA

En este trabajo de fin de máster se va a estudiar una muestra (composite de 25 kg) de una corriente de residuos de la primera etapa de relavado del proceso de concentración de la planta de beneficio de cobre de Atalaya Mining.

El esquema metodológico de este trabajo se divide en cuatro grandes bloques ([Figura 6.1](#)) siguiendo con los puntos presentados en el apartado 2.2 Objetivos específicos.



Figura 6.1.- Esquema Metodológico general del proyecto

6.1.- CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA

En la [Figura 6.2](#) se presenta el esquema metodológico utilizado en el primer bloque, el cual consta de preparación de las muestras, caracterización física, caracterización química, caracterización mineralógica y análisis de datos.

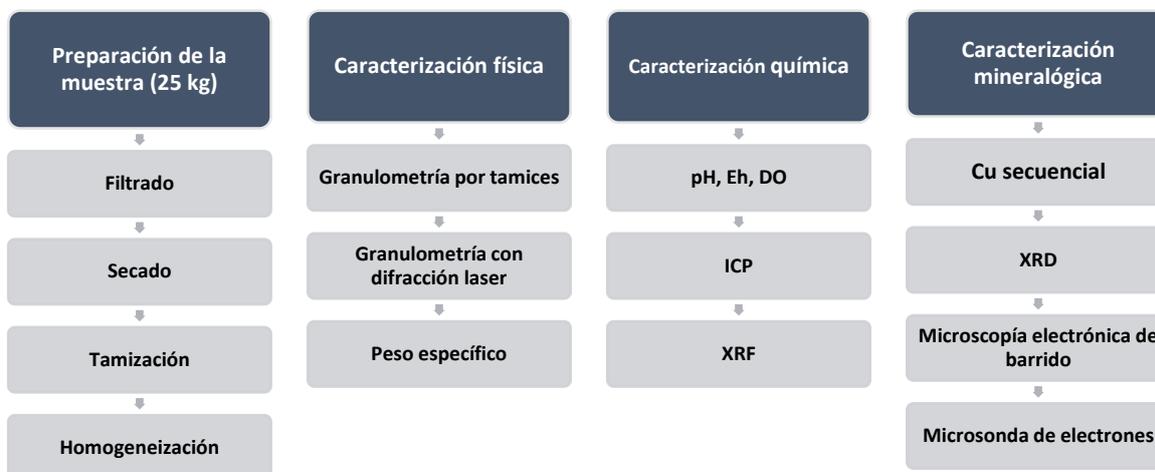


Figura 6.2.- Esquema Metodológico del estudio de caracterización del composite.

Durante el periodo de 2 semanas se recogieron las muestras por turno de la corriente R1R del proceso de concentración de Atalaya Mining, así como algunas muestras que se recogieron directamente de planta. Cada muestra se filtró en un filtro secamuestras ([Figura 6.3a](#)), la porción sólida que se obtenía se secó en una estufa a una temperatura inferior a 85°C durante 24 horas ([Figura 6.3b](#)), se tamizó con una malla de 2 mm de luz ([Figura 6.3c](#)) y se conformó un composite hasta alcanzar 25 kg de muestra.

Una vez obtenida la cantidad deseada de composite se lleva a la mezcladora, durante mínimo 30 minutos, para conseguir una muestra homogénea ([Figura 6.3d](#)), y la muestra se almacena en una bolsa procurando que siempre estuviera lo mejor cerrada posible para evitar la alteración de la muestra.

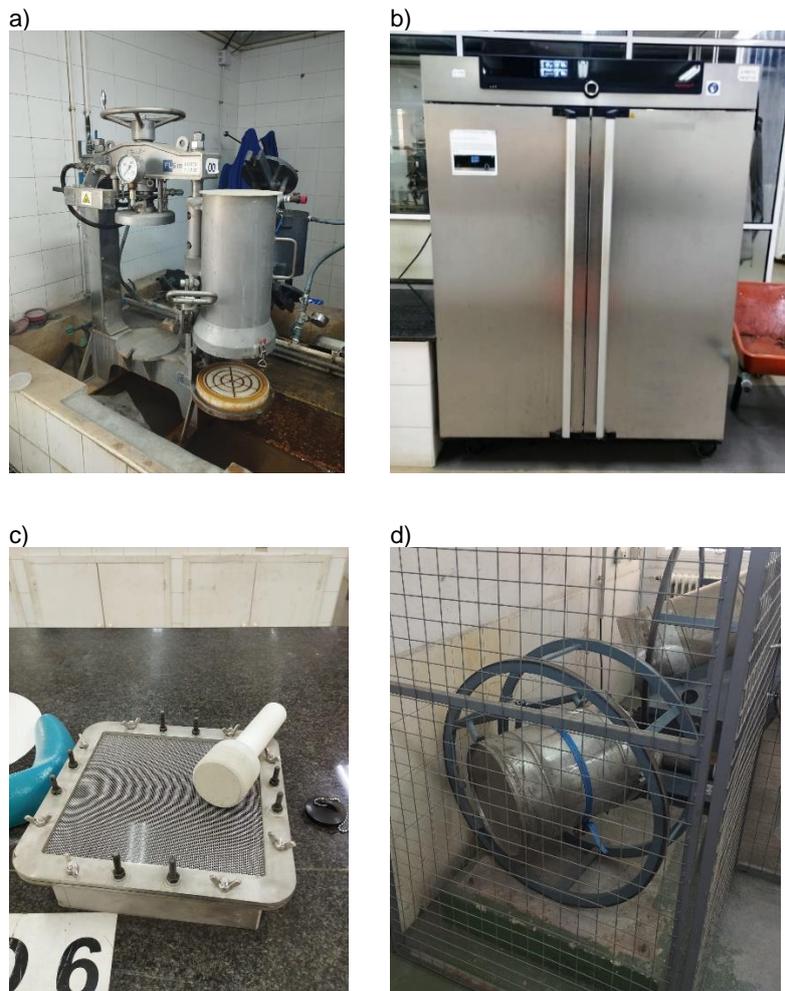


Figura 6.3: Equipos utilizados en el filtrado y secado de la muestra. a) Filtro; b) Estufa; c) tamiz; d) mezcladora.

6.1.1- Caracterización física

– *Peso específico*

El cálculo del peso específico por picnometría se realizó mediante el siguiente procedimiento:

- Se pesó el picnómetro enrasado con agua destilada
- Se pesan 4 gramos de mineral.
- Se vacía el picnómetro, se introduce el mineral y se completa el picnómetro con agua destilada hasta enrasarlo, luego se pesó.
- El procedimiento se repite 3 veces para comprobar la reproducibilidad.

El peso específico se calculó por la siguiente ecuación:

$$PE = \frac{\text{Peso muestra}}{(\text{Peso agua} + \text{Peso muestra}) - \text{Peso total}} \quad (1)$$

– **Granulometría por tamices**

Tomando 400 gramos del composite se realizó una granulometría por tamices, bajo un sistema de 4 tamices, durante 3 minutos. La serie de tamices que se empleó se indica en la [Tabla 6.1](#).

El objetivo de este ensayo fue determinar la composición química de las distintas fracciones de tamaño para evaluar la homogeneidad de esta según el tamaño de partículas.

Para la granulometría por tamices se realizó el siguiente procedimiento:

- Se toman 400 gramos del composite y se deslaman en un tamiz de 38 μm . ([Figura 6.3a](#)).
- La fracción más gruesa (mayor de 38 μm) se recoge y se seca en estufa.
- La fracción más pequeña (menor de 38 μm) se filtra.
- La fracción de sólido filtrada se seca en estufa.
- Una vez seca la muestra pasamos la fracción gruesa por la columna de tamices ([Figura 6.3b](#)) para realizar una granulometría por fracciones, según los tamices indicados en la [Tabla 6.1](#).

Para realizar la granulometría en la Cyclosizer se formó una pulpa con la fracción menor de 38 μm previamente secada añadiendo 50 gramos del material a analizar en el contenedor de la muestra y se llenará hasta la mitad con agua del grifo. Los sólidos se irán acumulando en los ápex de los cinco ciclones según el tamaño de grano. Una vez terminado el proceso las cinco muestras se secarán en la estufa.

Tabla 6.1: Tamices utilizados en análisis granulométrico

Malla (#)	100	200	400	<400
Unidades (μm)	149	75	38	<38

a)



b)



c)



Figura 6.3: Instrumentación utilizada para la realización de la granulometría por tamices: a) Deslamadora ; b) Columna de tamices; c) Cyclosizer

– **Granulometría con difractor láser**

Para realizar la granulometría, se utilizó el granulómetro Mastersizer 3000E junto con su accesorio Hydro EV (para la dispersión de muestras sólidas en líquido o pulpas) del fabricante Malvern Instruments y el propio software de medida y tratamiento de datos, que utiliza la difracción láser para analizar dimensiones y distribución de partículas en diversos materiales. (González de Canales, 2022b).

La unidad óptica principal se encarga de transmitir luz roja y luz azul a través de la muestra y generar datos sobre el patrón de dispersión de la luz causada por las partículas de dicha muestra. Los resultados se analizan para calcular las dimensiones de las partículas responsables del patrón de dispersión.



Figura 6.4: Mastersizer 3000

El Mastersizer 3000 realiza mediciones que oscilan entre 10 nm y 3.5 mm, utilizando una sola ruta de medición óptica. La muestra dispersada pasa por la zona de medición del banco óptico, donde un láser ilumina las partículas. Una serie de detectores registra la intensidad de luz dispersada por las partículas en la muestra, en diferentes ángulos y para longitudes de onda tanto de luz roja como azul.

En el laboratorio de Metalurgia de Atalaya no se miden partículas por encima de las 100 micras.

6.1.2- Caracterización electroquímica de la pulpa

– **Determinación de pH, Eh y DO**

Dado que la flotación es un proceso fisicoquímico, resulta altamente susceptible a las variaciones del pH. Cada reactivo presenta un pH óptimo en el cual se logrará el máximo rendimiento operacional. Por ello debemos conocer los valores que presenta nuestra muestra inicialmente. Para medir el Eh se utilizó el electrodo de Ag/AgCl.

a)



c)



b)



Figura 6.5: Instrumentación utilizada para el cálculo de pH, Eh y DO: a) pHmetro ; b) medidor de Eh; c) Celda de flotación

Tabla 6.2: Tabla resumen de los resultados de la caracterización química

Caracterización química	
pH natural	7.92
Eh	7 mV
DO	64.70%

– **Análisis químico por ICP-OES**

Mediante la técnica de ICP-OES se determinó la composición química de la muestra para determinar la presencia de los elementos de interés. Los análisis se realizaron en los laboratorios de análisis de Atalaya Mining y se obtuvieron mediante espectrometría de emisión óptica por plasma acoplado inductivamente (ICP Avio 500, Perkin Elmer Inc., Waltham, Estados Unidos) (ICP-OES).

– **Análisis químico por XRF**

Antes de enviar las muestras para realizar un análisis químico por ICP-OES se realizó un análisis de esta muestra mediante pistola de rayos-X para poder comparar ambos resultados.

El analizador Niton XL3 es un analizador elemental portátil fluorescentes de Rayos-X (XRF). El equipo tiene una potencia máxima de 50 kilovoltios, 100 microamperios y 2 vatios.

Para la preparación de la muestra se utiliza una probeta de plástico y papel film (Polypropylene TF-240-255) de 63.5 mm.



Figura 6.6: Analizador Niton XL3

6.1.3- Caracterización mineralógica

– **Test de Cu secuencial**

El test de cobre secuencial se utiliza para identificar el grado de oxidación de cobre y los posibles minerales que pueden estar presentes en la muestra. Según la distribución del cobre, se pueden esperar distintos comportamientos durante el proceso de flotación.

A través de este análisis, se lleva a cabo inicialmente una disolución de la muestra en ácido sulfúrico (H_2SO_4) con el objetivo de determinar la cantidad de cobre solubilizado en esta fase y los minerales oxidados que se encuentran en esta etapa. Si el porcentaje que se retiene en esta fase es muy alto no se podrá flotar ya que indicaría niveles muy altos de oxidación.

La siguiente fase del proceso consiste en evaluar el porcentaje de cobre que puede disolverse en una solución de cianuro. Una vez separados los minerales de cobre oxidado, los minerales de cobre susceptibles de disolución en cianuro son los sulfuros secundarios.

La tercera fase analiza el cobre no lixiviable, mediante una digestión ácida y su posterior análisis, para poder obtener el porcentaje de sulfuros primarios.

A través de los diagramas que se encuentran en la [Figura 6.7](#) se puede clasificar el mineral en función de esta prueba.

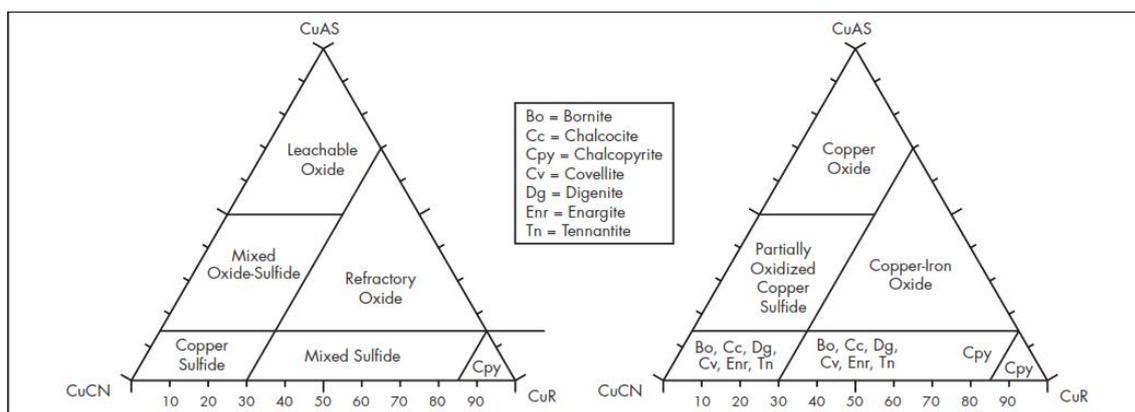


Figura 6.7: Diagramas de ensayo de lixiviación secuencial. Fuente: Young, 2019.

– **Difracción de Rayos-X (XRD)**

Las medidas de XRD se realizaron con el difractómetro de rayos X de sobremesa Aeris, edición Minerals (Malvern Panalytical B.V., Almelo, Países Bajos) (40 kV-15 mA), con un radio de goniómetro de 145 mm, tubo de rayos X de ánodo de cobalto K = 1,79 Å, ranuras de Soller de 0,04, ranuras de divergencia, máscara de 23 mm, cuchilla de haz bajo, tamaño de paso de 0,02 y tiempo de adquisición de 80 s/paso.

La medida Bragg-Brentano cubrió un rango de 5-80° 2θ (planos atómicos de 1,39 Å a 20,51 Å), permitiendo la detección de minerales arcillosos. El uso de un tubo de cobalto evita la fluorescencia del hierro que suele observarse con la radiación de Cu, mejorando así la profundidad de penetración de los rayos X en la muestra y las estadísticas de recuento.

El uso de un detector lineal PIXcel1D Medipix3 (Malvern Panalytical B.V., Almelo, Países Bajos) con una longitud activa de 5.54° 2θ permite un tiempo de adquisición de barrido de unos pocos minutos, y los resultados se analizan inmediatamente mediante rutinas automáticas de Rietveld instaladas en la Edición de Minerals de Aeris ([Pernechele et al., 2021](#)).

– **Microscopía electrónica de barrido (SEM-EDS)**

En primer lugar, las muestras fueron metalizadas con el equipo BAL-TEC SCD 005, que cuenta con un accesorio BAL-TEC CEA 0.35 para metalización con grafito.

Las muestras fueron analizadas mediante un Microscopio Electrónico de Barrido de Alta Resolución de Emisión de Campo (FESEM) modelo JEOL JSM-IT 500 HR de los Servicios Centrales Marie Curie Universidad de Huelva, con un voltaje de aceleración de 15 Kv a 30 Kv y una resolución de 3.5 nm.

El microscopio se encuentra equipado con un espectrómetro de dispersión de energía de rayos-X (EDS) marca OXFORD X-MAX 150. Dispone además de SUTW (ventana superultrafina, 10 lt) para análisis a partir del Boro (Z=5). Los análisis cualitativo y cuantitativo de espectros de Rayos X se efectuaron según protocolo de tipo ZAF.

Las fotografías se adquirieron en unas condiciones de voltaje de 20 Kv a alto vacío, con una corriente de sonido y una distancia de trabajo variable utilizándose un detector de electrones secundarios ETD (Everhardt Thornley) para poder ver imagen de superficie, el detector de electrones retrodispersados de Estado Sólido – SSD para ver diferencia composicional y el detector de Rayos X para análisis cuantitativos.



Figura 6.8.- JEOL JSM-IT-EDS de los Servicios Centrales Marie Curie, Universidad de Huelva

– **Microsonda de electrones**

La Microsonda Electrónica de Barrido (Electron Probe Microanalyser – EPMA) modelo Jeol JXA8200 está equipada con cuatro espectrómetros de dispersión de longitud de onda de rayos-X (WDS) y un espectrómetro EDS (Si(Li)).

Los espectrómetros WDS están configurados en dos modalidades: 2 son normales de 4 cristales con detector de flujo, mientras que los restantes 2 son de alta intensidad, equipados con 2 cristales y un detector sellado de Xe, lo que garantiza una alta sensibilidad y precisión en la detección.

El sistema de vacío está compuesto por una bomba turbomolecular y una bomba iónica en el cañón, lo que asegura un entorno de trabajo óptimo y estable. Además, este sistema permite la operación con filamento de tungsteno o LaB6, ampliando aún más las capacidades analíticas del equipo.

Dispone de detectores de electrones secundarios y retrodispersados, así como un detector de catodoluminiscencia, lo que posibilita la adquisición de información adicional sobre la muestra, contribuyendo a una caracterización más completa.



Figura 6.9.- Jeol JXA8200 de los Servicios Centrales Marie Curie, Universidad de Huelva.

6.2.- ESTUDIO DE FLOTACIÓN EN LABORATORIO

El segundo bloque del trabajo consta de un estudio de flotación en el laboratorio a partir de un diseño de experimentos enfocado en la concentración de una selección de CRM.

Para esta parte del trabajo se seleccionaron diferentes reactivos y parámetros de flotación con el objetivo de realizar flotaciones óptimas de diversos elementos clasificados como CRM, en este caso los elementos seleccionados son Cu, Co, As, Sb y Ag. Se realizaron un total de 29 ensayos y para todos ellos se utilizó una celda de flotación Denver con una capacidad de 1,3L.

6.2.1.- Ensayos de flotación previos

Antes de realizar el estudio de flotación se realizaron 4 flotaciones previas para conocer las características de la muestra, así como para familiarizarse con el funcionamiento de la celda de flotación que se utilizó en todas las flotaciones del estudio.

Tabla 6.3: Resumen de los parámetros utilizados en los ensayos de flotación “preliminares”.

	Ensayo #			
	1	2	3	4
Regulador de pH	Ca(OH) ₂	Ca(OH) ₂	Ca(OH) ₂	Ca(OH) ₂
Colector	-	-	AERO 3894 (10 g/ton)	AERO 3894 (10 g/ton)
Espumante	-	Dowfroth 250 (5g/ton)	-	Dowfroth 250 (5g/ton)
Muestra utilizada	R1R0307232P	R1R0307231P	R1R0207232P	R1R0307232P
Concentración de pulpa (%)	15	15	15	15
Tiempo de acondicionamiento (min)	2	2	2	2
Tiempo de flotación (min)	7	7	7	7
nº paletes	42	42	42	42
pH	12	12	12	12
Agitación (rpm)	900	900	900	900
Caudal aire (l/min)	2	2	2	2

– **Cálculo de masa de muestra para las flotaciones a un 15% de sólidos**

El porcentaje en sólidos se define como la proporción de la masa de sólidos con respecto a la masa total de la muestra. Esta medida es especialmente importante en contextos donde la cantidad de materia sólida influye significativamente en el comportamiento y las propiedades de la muestra.

En procesos de flotación la concentración de sólidos puede afectar la eficiencia del proceso y la calidad del producto final.

Cálculos de porcentaje en sólido en flotación:

$$\% \text{ sólidos} = \frac{m_s}{m_s + m_l} \cdot 100 \quad (5.1)$$

$$m_s = \rho_s \cdot v_s \quad (5.2)$$

$$m_l = \rho_l \cdot v_l \quad (5.3)$$

$$\% \text{ sólidos} = \frac{\rho_s \cdot v_s}{(\rho_s \cdot v_s) + (\rho_l \cdot v_l)} \cdot 100 \quad (5.4)$$

Donde:

m_s = masa del sólido (g)
 m_l = masa del líquido (ml)
 ρ_s = densidad del sólido (g/cm³)
 v_s = volumen del sólido (ml)
 v_l = volumen del líquido (ml)

Como $v_c = v_l + v_s = 1300 \rightarrow v_s = 1300 - v_l$; y considerando que la densidad del agua es de 1 g/cm³, sustituimos en la ecuación 1:

$$\% \text{ sólidos} = \frac{\rho_s (v_c - v_l)}{\rho_s (v_c - v_l) + v_l} \cdot 100 \rightarrow v_l = 1245.07 \text{ ml}$$

$$m_s = \rho_s \cdot v_s \rightarrow m_s \rightarrow m_s = 220 \text{ g}$$

6.2.2.- Flotaciones enfocadas a la recuperación de cobalto

Se realizaron 6 flotaciones con la intención de concentrar cobalto, todas las flotaciones se realizaron con la muestra de composite de R1R y los ensayos se plantearon a partir de cinco estudios previos (Dehaine et al., 2021; Hua et al., 2022; Santos Sepúlveda, 2020; Tijsseling et al., 2019; Yaylali et al., 2023).

Para lograr el objetivo de concentración de cobalto, se propuso una flotación en dos etapas. En la primera se flotaron selectivamente los sulfuros de cobre y posteriormente se flotó el residuo con un colector específico para la flotación de cobalto.

De las estrategias de flotación que se plantearon previamente, se descartó una por el riesgo de generación de SO₂.

La primera de las seis flotaciones tenía como objetivo la flotación de cobalto en una primera etapa y la flotación de cobre en una segunda etapa como se observa en la Figura 6.10.

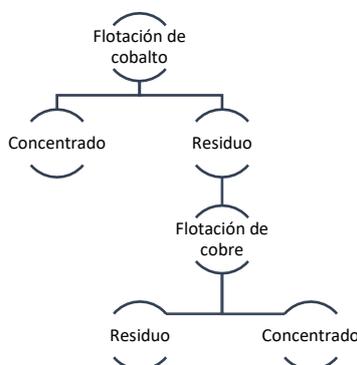


Figura 6.10: Metodología utilizada en la primera flotación de cobalto:

Tabla 6.4: Datos flotación CDCOR1R

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDCOR1R	Composite R1R	18/07/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31
Flotación de Co (15% sólidos)							Electroquímica	
							pH	Eh(mV)
							7.48	117
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		pH y Eh inicial	Antes de flotar	
CDCOR1R1M	1	6	3.2	Aero 5070	35 g/ton	8.4	85	
CDCOR1R2M	1.5	9	0.8	Ca(OH) ₂	381.81 g/ton	8.29	97	
CDCOR1R3M	3	18	2.2			8.28	97	
CDCOR1R4M	5	30	1.6			8.31	96	
CDCOR1R5M	7	42	1.6			8.28	97	
						8.26	98	

Tabla 6.5: Datos flotación CDCUR1R

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDCUR1R	Composite R1R	18/07/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31
Flotación de Cu (15% sólidos)							Electroquímica	
							pH	Eh(mV)
							8.25	107
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		pH y Eh inicial	Antes de flotar	
CDCUR1R1M	1	6	7.6	Aero 3894	35 g/ton	12	-47	
CDCUR1R2M	1.5	9	2	Ca(OH) ₂	9863.63 g/ton	11.97	-36	
CDCUR1R3M	3	18	4.6			11.96	-36	
CDCUR1R4M	5	30	5.4			11.94	-34	
CDCUR1R5M	7	42	3.6			11.92	-37	
						12.04	-42	

El enfoque del segundo ensayo es el contrario. Primero se flotó el cobre, y más tarde se flotó el cobalto presente en el residuo, como se observa en la [Figura 6.11](#), y como detalle adicional se hizo un riego continuo de las espumas con agua de grifo.

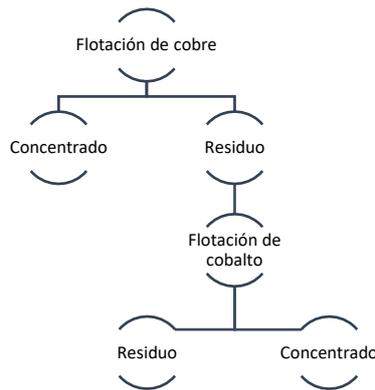


Figura 6.11: Metodología utilizada en la segunda flotación de cobalto

Tabla 6.6: Datos flotación CDCUREG

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDCUREG	Composite R1R	18/07/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31
Flotación de Co regando la pulpa (15% sólidos)							Electroquímica	
							pH	Eh(mV)
							7.68	115
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		pH y Eh inicial	Antes de flotar	
CDCUREG1M	1	6	7.4	Aero 3894	35 g/ton	12.01	-66	
CDCUREG2M	1.5	9	1.8	Ca(OH) ₂	9931.81 g/ton	11.97	-43	
CDCUREG3M	3	18	7.6			11.96	-42	
CDCUREG4M	5	30	10			11.93	-38	
CDCUREG5M	7	42	4.8			11.94	-38	
						11.93	-38	

Tabla 6.7: Datos flotación CDCOREGM

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo	
CDCOREGM	Composite R1R	18/07/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31	
Flotación de Co (15% sólidos)							Electroquímica		
							pH	Eh(mV)	
							pH y Eh inicial	12	-38
							Antes de flotar	8.41	116
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos					
CDCOREG1M	1	6	11.6	Aero 5070	35 g/ton			8.51	111
CDCOREG2M	1.5	9	0.8	H ₂ SO ₄				8.51	110
CDCOREG3M	3	18	2.4					8.51	109
CDCOREG4M	5	30	3					8.52	108
CDCOREG5M	7	42	2					8.51	108

En la tercera flotación de cobalto se realizó una activación con CuSO₄ para intentar mejorar la selectividad y la recuperación de los minerales de sulfuro. Este método activa la superficie de minerales como la calcopirita (CuFeS₂), la galena (PbS) y la esfalerita (ZnS).

El CuSO₄ activa el zinc formando una película alrededor de las partículas de esfalerita, haciendo que el colector, que es selectivo para el cobre, pueda actuar sobre las partículas de esfaleritas.

Esta técnica mejora la adherencia de los reactivos colectores y facilita la adsorción de burbujas de aire en la superficie de estos minerales, promoviendo así su flotación.

Tabla 6.8: Datos flotación CDENS3M

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo	
CDENS3M	Composite R1R	20/07/2023	620	1145	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31	
Flotación de Co (35% sólidos)							Electroquímica		
							pH	Eh(mV)	
							pH y Eh inicial	7.29	103
							Antes de flotar	7.23	86
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos					
CD1ENS3M	0.5	3	43.4	CuSO ₄	1095.16 g/ton			7.31	66
CD2ENS3M	1	6	15	Aero 5070	30 g/ton			7.34	56
CD3ENS3M	2	12	15.6	MIBC	50 g/ton			7.39	107
CD4ENS3M	3	18	8.6					7.43	49
CD5ENS3M	5	30	9.8					7.49	82
CD6ENS3M	7	42	8.2					7.53	103

En la cuarta flotación de cobalto se realizó una separación magnética con imanes con la pulpa en la celda y con la agitación activada.

La separación magnética se lleva a cabo para mejorar la eficiencia, la homogeneidad y la tasa de recuperación del proceso de concentración de minerales magnéticos. Realizar la separación magnética con la pulpa en la celda garantiza una mayor exposición de los minerales al campo magnético, reduce la viscosidad del sistema y facilita la distribución uniforme de los minerales en la solución. Esto aumenta la captura efectiva de los minerales magnéticos y mejora la eficacia general del proceso.

En Atalaya mining hay un proyecto de aglomeración de partículas paramagnéticas en el que se ha confirmado que mediante la instalación de imanes en las pulpas se ha logrado una recuperación de 0.7% más de cobre, por lo tanto, de esto se extrae que hay partículas ultrafinas que tienen una susceptibilidad magnética suficiente como para ser imantadas.

Tabla 6.9: Datos flotación CDMAGM

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo	
CDMAGM	Composite R1R	21/07/2023	620	1145	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31	
Flotación de Co (30% sólidos)							Electroquímica		
							pH	Eh(mV)	
							pH y Eh inicial	7.53	100
							Antes de flotar	8.51	55
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos					
CDMAG1M	0	Sin paleteo	82	CuSO ₄ · 5H ₂ O	300 g/ton				
CDMAG2M	1	6	56.2	Aerofloat 208	12.5 g/ton				
CDMAG3M	1.5	9	12.4	Aero 5070	12.5 g/ton				
CDMAG4M	3	18	17	Aerofroth 65	5 gotas/litro de mineral				
CDMAG5M	5	30	10.8	Ca(OH) ₂	469.355 g/ton				
CDMAG6M	7	42	7						

6.2.3.- Flotaciones enfocadas a la recuperación de plata

Se plantean 6 flotaciones enfocadas a la recuperación de plata, todas ellas con los mismos parámetros de aireación, agitación, acondicionamiento y % en sólidos. El parámetro que va a variar en estas flotaciones será el pH (se harán flotaciones a pH ácido, natural y básico) y se repetirán con dos colectores diferentes (Aerofloat 208 y Aerophine 3418A).

Tabla 6.10: Datos flotación CDAGENS1M

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo	
CDAGENS1M	Composite R1R	26/07/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31	
Flotación de Ag con Aerofloat 208 (pH natural)							Electroquímica		
							pH	Eh(mV)	
							pH y Eh inicial	7.58	110
							Antes de flotar	7.69	110
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos					
CD1AGENS1M	1	6	1.2	Aerofloat 208	35 g/ton				
CD2AGENS1M	1.5	9	0.2						
CD3AGENS1M	3	18	3.6						
CD4AGENS1M	5	30	4.4						
CD5AGENS1M	7	42	12						

Tabla 6.11: Datos flotación CDAGENS2M

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo	
CDAGENS2M	Composite R1R	26/07/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31	
Flotación de Ag con Aerofloat 208 (pH 4,5)							Electroquímica		
							pH	Eh(mV)	
							pH y Eh inicial	7.66	118
							Antes de flotar	4.5	206
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos					
CD1AGENS2M	1	6	8.8	Aerofloat 208	35 g/ton				
CD2AGENS2M	1.5	9	1						
CD3AGENS2M	3	18	3.4						
CD4AGENS2M	5	30	3.4						
CD5AGENS2M	7	42	3.6						

Tabla 6.12: Datos flotación CDAGEN3M

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo	
CDAGEN3M	Composite R1R	26/07/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31	
Flotación de Ag con Aerofloat 208 (pH 12)							Electroquímica		
							pH	Eh(mV)	
							pH y Eh inicial	7.63	98
							Antes de flotar	12	-91
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos					
CD1AGEN3M	1	6	4	Aerofloat 208	35 g/ton				
CD2AGEN3M	1.5	9	1.2	Ca(OH) ₂	8945.754 g/ton				
CD3AGEN3M	3	18	2						
CD4AGEN3M	5	30	1.6						
CD5AGEN3M	7	42	4						

Tabla 6.13: Datos flotación CDAGENS4M

Código Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDAGENS4M	Composite R1R	28/07/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.3l
Flotación de Ag con Aerophine 3418 A (pH natural)							Electroquímica	
						pH y Eh inicial	7.71	130
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		Antes de flotar	7.75	125
CD1AGEN4M	1	6	1.5	Aerophine 3418 A	35 g/ton		7.83	116
CD2AGEN4M	1.5	9	1.4				7.83	116
CD3AGEN4M	3	18	5.5				7.87	114
CD4AGEN4M	5	30	8				7.91	113
CD5AGEN4M	7	42	7.5				7.93	112

Tabla 6.14: Datos flotación CDAGENS5M

Código Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDAGENS5M	Composite R1R	26/07/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.3l
Flotación de Ag con Aerophine 3418A (pH 12)							Electroquímica	
						pH y Eh inicial	7.67	118
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		Antes de flotar	12.00	-65
CD1AGEN5M	1	6	4.8	Aerophine 3418 A	35 g/ton		11.97	-45
CD2AGEN5M	1.5	9	1.3	Ca(OH) ₂	9200 g/ton		11.96	-44
CD3AGEN5M	3	18	3.2				11.93	-40
CD4AGEN5M	5	30	4.6				12.01	-42
CD5AGEN5M	7	42	3.5				11.99	-39

Tabla 6.15: Datos flotación CDAGEN6M

Código Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDAGEN6M	Composite R1R	18_08_23	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.3l
Flotación de Ag con Aerophine 3418 A (pH 4,5)							Electroquímica	
						pH y Eh inicial	7.51	114
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		Antes de flotar	4.87	205
CD1AGEN6M	1	6	2	Aerophine 3418 A	35 g/ton		4.98	197
CD2AGEN6M	1.5	9	0.8	H ₂ SO ₄			5.00	195
CD3AGEN6M	3	18	1.6				5.03	193
CD4AGEN6M	5	30	3.4				5.08	191
CD5AGEN6M	7	42	4.2				5.13	189

Una vez revisados todos los resultados de las flotaciones descritas anteriormente, se plantea la realización de nuevas flotaciones para poder identificar las variables que han generado los mejores resultados de las flotaciones realizadas.

Para ello nos planteamos dos vías diferentes a realizar:

1. Vía concentrar: donde se realizarán 5 flotaciones (Figura 6.12) para comprobar si hay problemas en el tamaño de partículas de la muestra.
2. Test de nuevas variables: donde se realizarán 8 flotaciones variando solo uno de los parámetros y así identificar cuál de ellos produce una mejora en nuestras flotaciones. En todos los casos el pH y el colector serán los mismos (pH12 y Aero 3894), por ello primero se realiza una flotación base con las condiciones de Atalaya para poder comparar los resultados.
 - 2.1. Flotación añadiendo imanes durante 9 minutos.
 - 2.2. Flotación aumentando el acondicionamiento a 10 minutos.
 - 2.3. Flotación aumentando el porcentaje de sólidos (30%)
 - 2.4. Flotación aumentando la dosis de colector (70 g/ton)
 - 2.5. Flotación con preacondicionamiento antes de añadir el colector de 20 minutos.
 - 2.6. Flotación añadiendo espumante
 - 2.7. Flotación aumentando el tiempo de flotación (45 minutos)

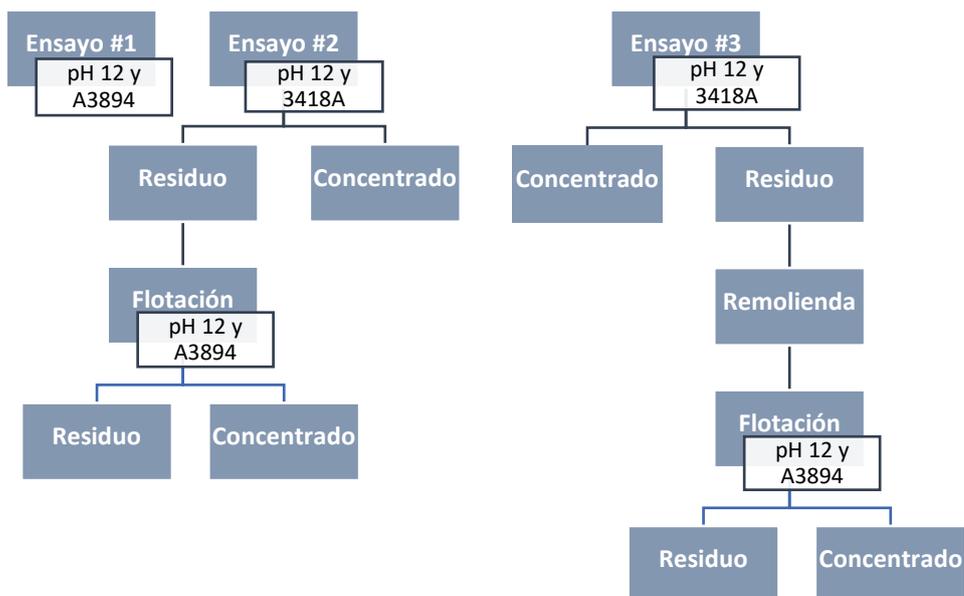


Figura 6.12: Esquema de flotaciones a realizar

Tabla 6.16: Datos flotación CDBASEM

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDBASEM	Composite R1R	30/08/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.3l
Flotación con condiciones base (pH=12 y Aero 3984)							Electroquímica	
							pH	Eh(mV)
							7.38	131
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		pH y Eh inicial	Antes de flotar	
CDBASE2M	1	6	9.4	Aero 3894	35 g/ton	11.99	-70	
CDBASE1M	1.5	9	3	Ca(OH)z	10354.55 g/ton	11.99	-68	
CDBASE3M	3	18	8.4			11.96	-66	
CDBASE4M	5	30	7.4			11.98	-64	
CDBASE5M	7	42	3.8			12.01	-64	
						12.01	-61	

Tabla 6.17: Datos flotación CDIMANM

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDIMANM	Composite R1R	30/08/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.3l
Flotación con imanes durante 9 min (2min ON / 1min OFF)							Electroquímica	
							pH	Eh(mV)
							7.48	127
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		pH y Eh inicial	Antes de flotar	
CDIMAN1M	1	6	10.4	Aero 3894	35 g/ton	12.02	-77	
CDIMAN2M	1.5	9	2.8	Ca(OH)z	9940.91 g/ton	11.99	-67	
CDIMAN3M	3	18	6.2			11.96	-65	
CDIMAN4M	5	30	4			11.99	-63	
CDIMAN5M	7	42	3			11.97	-59	
						11.96	-57	

Tabla 6.18: Datos flotación CDACONM

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDACONM	Composite R1R	30/08/2023	220	1245	10	900	Agua de grifo	Denver D12 1.3l
Flotación aumentando tiempo de acondicionamiento							Electroquímica	
							pH	Eh(mV)
							7.46	133
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		pH y Eh inicial	Antes de flotar	
CDACON1M	1	6	9.4	Aero 3894	35 g/ton	12.02	-62	
CDACON2M	1.5	9	3	Ca(OH)z	10545.45 g/ton	12.01	-58	
CDACON3M	3	18	5.2			12.01	-57	
CDACON4M	5	30	6.2			11.98	-54	
CDACON5M	7	42	4.8			11.97	-52	
						11.97	-52	

Tabla 6.19: Datos flotación CD30SOLM

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CD30SOLM	Composite R1R	31/08/2023	556	1161	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31
Flotación aumentando % en sólidos							Electroquímica	
							pH	Eh(mV)
							7.16	137
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		pH y Eh inicial	Antes de flotar	
CD30SOL1M	1	6	37.8	Aero 3894	35 g/ton	11.94	-76	
CD30SOL2M	1.5	9	8.2	Ca(OH)z	4,254 g	11.93	-74	
CD30SOL3M	3	18	14.6			12.02	-74	
CD30SOL4M	5	30	10.6			11.97	-68	
CD30SOL5M	7	42	11.2			11.97	-66	

Tabla 6.20: Datos flotación CDDCOLM

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDDCOLM	Composite R1R	31/08/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31
Flotación aumentando la dosis de colector							Electroquímica	
							pH	Eh(mV)
							7.45	131
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		pH y Eh inicial	Antes de flotar	
CDDCOL1M	1	6	11	Aero 3894	70 g/ton	11.99	-67	
CDDCOL2M	1.5	9	2.2	Ca(OH)2	9777.27 g/ton	11.97	-66	
CDDCOL3M	3	18	4.8			11.96	-63	
CDDCOL4M	5	30	5.4			11.96	-60	
CDDCOL5M	7	42	6.2			11.97	-60	

Tabla 6.21: Datos flotación CDAIREM

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDAIREM	Composite R1R	31/08/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31
Flotación con preacondicionamiento (20 min) con aireación (4 l/min)							Electroquímica	
							pH	Eh(mV)
							7.84	118
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		pH y Eh inicial	Antes de flotar	
CDAIRE1M	1	6	9.4	Aero 3894	35 g/ton	12.08	-73	
CDAIRE2M	1.5	9	3	Ca(OH)z	8586.36 g/ton	12.08	-62	
CDAIRE3M	3	18	5.4			12.06	-58	
CDAIRE4M	5	30	3.4			12.03	-56	
CDAIRE5M	7	42	2.8			12	-53	

Tabla 6.22: Datos flotación CDESPUM

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDESPUM	Composite R1R	06/09/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31
Flotación añadiendo espumante							Electroquímica	
							pH	Eh(mV)
							7.42	144
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		pH y Eh inicial	Antes de flotar	
CDESPU1M	1	6	8.4	Aero 3894	35 g/ton	11.97	-58	
CDESPU2M	1.5	9	1.4	Ca(OH)z	9122.73 g/ton	11.96	-53	
CDESPU3M	3	18	4.2	Oreprep F-549	349 g/ton	11.95	-52	
CDESPU4M	5	30	5.4			11.96	-51	
CDESPU5M	7	42	4.2			11.92	-47	
						11.97	-49	

Tabla 6.23: Datos flotación CDTIEMPOM

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo
CDTIEMPOM	Composite R1R	06/09/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31
Flotación aumentando el tiempo de flotación							Electroquímica	
							pH	Eh(mV)
							7.53	131
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos		pH y Eh inicial	Antes de flotar	
CDTIEMPO1M	1	6	10.2	Aero 3894	35 g/ton	12.08	-78	
CDTIEMPO2M	1.5	9	2.6	Ca(OH)z	14659.09 g/ton	12.06	-66	
CDTIEMPO3M	3	18	5			12.06	-63	
CDTIEMPO4M	5	30	4.2			12	-57	
CDTIEMPO5M	7	42	5.2			11.97	-56	
CDTIEMPO6M	15	90	14			11.99	-51	
CDTIEMPO7M	30	180	23.8			12	-45	
CDTIEMPO8M	45	270	21.4			12	-42	

Tabla 6.24: Datos flotación CDENS1.1M

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo	
CDENS1.1M	Composite R1R	01/09/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31	
Flotación pH 12 y Aerophine 3418 A							Electroquímica		
							pH	Eh(mV)	
							pH y Eh inicial	7.31	134
							Antes de flotar	12.01	-76
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos					
CD1ENS1.1M	1	6	6.6	Aerophine 3418 A	35 g/ton		12	-66	
CD2ENS1.1M	1.5	9	2	Ca(OH) ₂	10177.27 g/ton		11.96	-64	
CD3ENS1.1M	3	18	4.6				11.97	-61	
CD4ENS1.1M	5	30	5.4				11.97	-59	
CD5ENS1.1M	7	42	9				11.97	-56	

Tabla 6.25: Datos flotación CDENS1.1BM

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo	
CDENS1.1BM	Composite R1R	01/09/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31	
Flotación pH 12 y Aerophine 3418 A							Electroquímica		
							pH	Eh(mV)	
							pH y Eh inicial	7.36	130
							Antes de flotar	11.98	-78
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos					
CD1ENS1.1BM	1	6	4.8	Aerophine 3418 A	35 g/ton		11.98	-68	
CD2ENS1.1BM	1.5	9	1.9	Ca(OH) ₂	10013.64 g/ton		11.98	-66	
CD3ENS1.1BM	3	18	5.2				11.95	-62	
CD4ENS1.1BM	5	30	5.5				11.94	-59	
CD5ENS1.1BM	7	42	8.8				11.95	-57	

Tabla 6.26: Datos flotación CDENS1.1.1M

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo	
CDENS1.1.1M	Composite R1R	01/09/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31	
Flotación del residuo obtenido en la primera fase							Electroquímica		
							pH	Eh(mV)	
							pH y Eh inicial	11.94	-56
							Antes de flotar	12.03	-59
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos					
CD1ENS1.1.1M	1	6	9	Aerophine 3418 A	35 g/ton		12.02	-56	
CD2ENS1.1.1M	1.5	9	1.6	Ca(OH) ₂	1400 g/ton		12.02	-56	
CD3ENS1.1.1M	3	18	3.4				12	-54	
CD4ENS1.1.1M	5	30	3.8				11.97	-51	
CD5ENS1.1.1M	7	42	5.6				11.98	-51	

Tabla 6.27: Datos flotación CDENS1.2M

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo	
CDENS1.2M	Composite R1R	01/09/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31	
Flotación pH 12 y Aerophine 3418 A							Electroquímica		
							pH	Eh(mV)	
							pH y Eh inicial	7.39	137
							Antes de flotar	12.05	-76
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos					
CD1ENS1.2M	1	6	4.3	Aerophine 3418 A	35 g/ton		12.04	-65	
CD2ENS1.2M	1.5	9	1.3	Ca(OH) ₂	10195.46 g/ton		12.02	-64	
CD3ENS1.2M	3	18	3.4				11.97	-57	
CD4ENS1.2M	5	30	8.2				11.96	-54	
CD5ENS1.2M	7	42	6.1				11.96	-52	

Tabla 6.28: Datos flotación CDENS1.1.2M

Codigo Muestra	Nombre Muestra utilizada	Fecha realización	Mineral (g)	Líquido (ml)	Acondicionamiento (min)	Agitación (rpm)	Tipo Agua	Equipo	
CDENS1.1.2M	Composite R1R	01/09/2023	220	1245	2	900	Agua de grifo	Denver D12 1.31	
Flotación del residuo remolido							Electroquímica		
							pH	Eh(mV)	
							pH y Eh inicial		
							Antes de flotar	11.75	-72
Código de muestra	Tiempo (min)	nº paleteo	Peso muestras (g)	Reactivos					
CD1ENS1.1.2M	1	6	4.6	Aerophine 3418 A	35 g/ton				
CD2ENS1.1.2M	1.5	9	1.6	Ca(OH) ₂	1954.55 g/ton				
CD3ENS1.1.2M	3	18	2.8						
CD4ENS1.1.2M	5	30	4.1						
CD5ENS1.1.2M	7	42	2.4				12	-0.73	

6.3.- PRUEBA PILOTO CON CELDA DE COLUMNA

Otro de los puntos a tratar en este estudio fue la realización de una prueba piloto con una celda de columna. En primer lugar, se realizó la puesta en marcha de la celda, así como un manual para el manejo de dicha columna, y posteriormente se realizaron dos pruebas de flotación.

En ambos ensayos la cantidad de muestra recogida fue la misma; un litro en intervalos de cinco minutos y tendrán las mismas variables. La única diferencia fue que en la primera prueba no se utilizó agua de lavado y en la segunda prueba si se utilizó.

El residuo que se obtuvo se llevó al laboratorio para flotarlos con las mejores condiciones encontradas en los diferentes ensayos realizados previamente.

En la [Tabla 6.29](#) se muestran los caudales que tenía cada uno de los picajes de recogida de muestra (alimentación, estéril y concentrado).

Tabla 6.29: Caudales de recogida de muestra

Muestra	seg/l
Alimentación	14
Estéril	13
Concentrado	3.16

En las [tablas 6.30 y 6.31](#) se presentan los parámetros utilizados en los ensayos de flotación realizados en la celda de columna.

Tabla 6.30: Parámetros de la primera flotación en celda de columna

Nivel PV	Nivel SV	Bomba de alimentación (%)	Bomba de estéril (%)	Agua de lavado (ml/min)	Bomba de cavitación (%)	Flujo de aire (l/min)	Presión de aire (Kpa)
165	165	200	auto	0	80	35	250

Tabla 6.31: Parámetros de la segunda flotación en celda de columna

Nivel PV	Nivel SV	Bomba de alimentación (%)	Bomba de estéril (%)	Agua de lavado (ml/min)	Bomba de cavitación (%)	Flujo de aire (l/min)	Presión de aire (Kpa)
165	165	200	auto	3000	80	35	250

7.- RESULTADOS

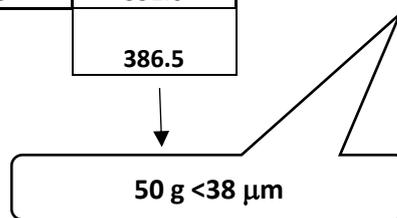
El análisis de datos fue realizado mediante hoja de cálculo Excel, consistiendo en la elaboración de tablas y gráficos bivariantes. Se realizaron también cálculos estadísticos simples mediante el mismo software mencionado.

7.1.- CARACTERIZACION FISICA

En la [Tabla 7.1](#) se reúnen los resultados obtenidos en las diferentes etapas de la granulometría por tamices realizada en el composite. En la primera etapa se puede observar cómo más del 90 % de las partículas se encuentran en la fracción mayor de 38 μm . Esta fracción, que es la que se utiliza para la granulometría por cyclosizer, presenta un 15% de las partículas retenidas en las fracciones de 23 μm , mientras que las partículas menores de 11 μm representan más de un 40%.

Tabla 7.1: Distribución de pesos obtenidos en la granulometría por tamices.

	MALLA	MICRAS	PESO (g)
A	#100	149	3.8
B	#200	75	5.1
C	#400	38	26
D	<400	<38	351.6
			386.5



CYCLOSIZER		
FRACCION	TAMAÑO LIMITE RETENIDO (μm)	PESO (g)
C-1	44	3.1
C-2	33	5.6
C-3	23	7.6
C-4	15	6.3
C-5	11	5.8
<C-5	<11	21.6

Tabla 7.2: Composición química de elementos mayoritarios y trazas de la muestra

D80 (μm)	DISTRIBUCIÓN												
	peso (%)	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
> 150 μm	0.98	2.70	0.84	2.01	1.36	0.84	0.70	0.60	0.90	3.00	0.93	1.00	0.73
75 - 150 μm	1.32	1.96	1.52	2.64	1.31	1.38	1.18	1.19	1.40	4.13	1.75	1.22	1.31
38 - 75 μm	6.73	6.26	5.97	7.77	5.51	6.00	5.31	5.75	5.35	15.30	6.70	5.58	5.23
< 38 μm	90.97	89.08	91.68	87.58	91.82	91.78	92.81	92.46	92.35	77.57	90.62	92.21	92.73
TOTAL													
44 μm	6.20	6.12	15.36	6.82	7.88	11.10	14.42	12.44	10.16	19.75	8.27	9.02	14.36
33 μm	11.20	9.49	18.32	10.36	10.13	15.39	16.90	15.20	11.33	26.90	22.40	12.22	19.27
23 μm	15.20	11.04	17.97	11.02	11.84	16.24	17.97	21.96	12.09	27.77	15.20	13.82	19.48
15 μm	12.60	8.34	11.52	8.51	9.26	11.63	12.12	15.35	7.59	17.10	12.60	9.16	12.79
11 μm	11.60	7.75	8.26	7.54	8.37	9.67	9.23	10.42	5.87	8.48	15.47	6.33	9.81
< 11 μm	43.20	57.26	28.57	55.76	52.53	35.96	29.36	24.64	52.96	0.00	26.07	49.45	24.28

En la [Tabla 7.2](#) se muestra la distribución de los elementos mayoritarios y traza seleccionados para este estudio. Se observa cómo, en la primera etapa de la granulometría, todos los elementos poseen más del 90% que se corresponde con la fracción inferior a 38 μm, excepto el Cu, Zn y Se. En general, las muestras analizadas muestran patrones de variación uniforme entre ellas y todas muestran un empobrecimiento en estos elementos conforme aumenta el tamaño de grano ([Figura 7.1](#)).

En cuanto a la granulometría por cyclosizer, se dan tendencias menos uniformes ([Figura 7.2](#)) que en la etapa de granulometría por tamiz. El Cu, Zn, Bi y Ag presentan un porcentaje del 50% para tamaños de grano menor a 11 μm, mientras que el resto se encuentran por debajo del 30%.

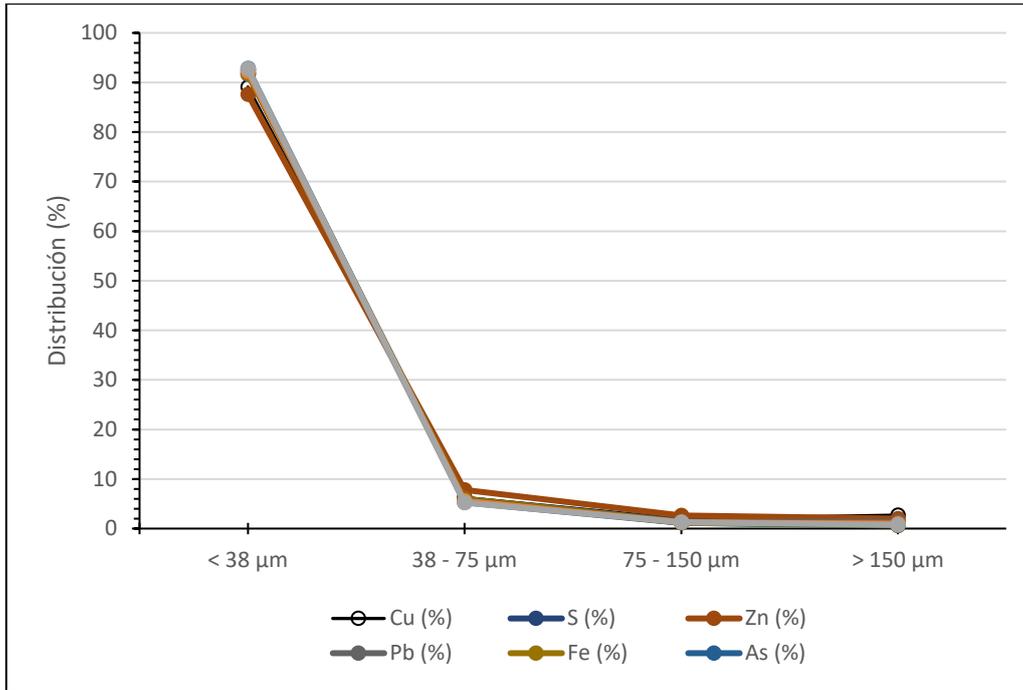


Figura 7.1: distribución de elementos obtenidos en la granulometría por tamices.

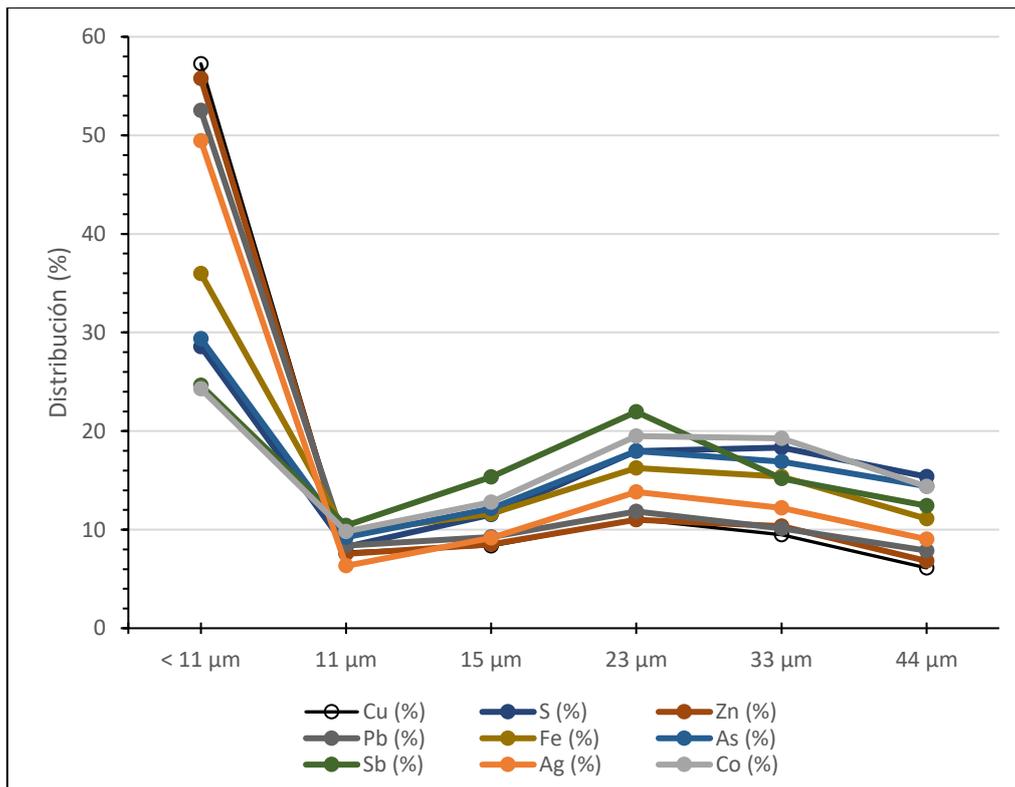


Figura 7.2: distribución de elementos obtenidos en la granulometría en cyclosizer.

En la [Figura 7.3](#) se muestran los resultados obtenidos con difractor láser, en la gráfica se observa cómo el 80% de las partículas presentan un tamaño menor o igual a 33.3 μm.

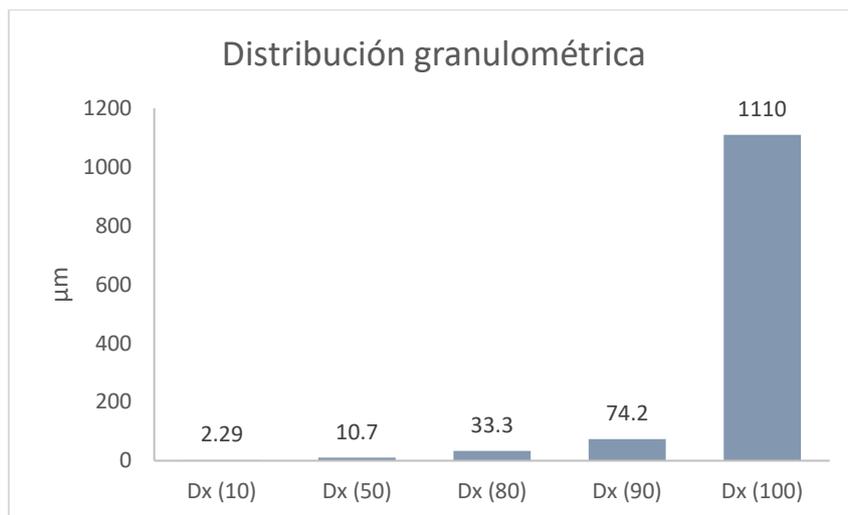


Figura 7.3: Resultados obtenidos con difractor láser

7.2.- CARACTERIZACION QUIMICA

En cuanto a la caracterización química del composite los resultados obtenidos del análisis del sólido filtrado muestran valores significativos de azufre y hierro (Figura 7.4), así como cantidades menores de cobre y elementos traza como plomo, arsénico, antimonio y cobalto (Figura 7.5).

Con respecto a los resultados del análisis de composite y el análisis que se realizó mediante XRF se observa una composición similar en cuanto a los elementos mayoritarios, pero con diferencias más marcadas en los elementos minoritarios.

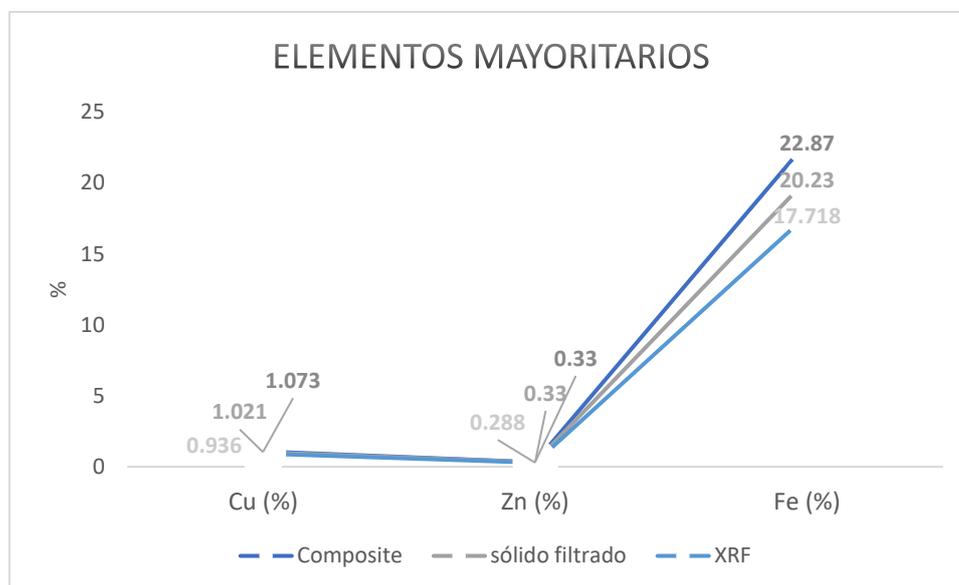


Figura 7.4: Representación de elementos mayoritarios

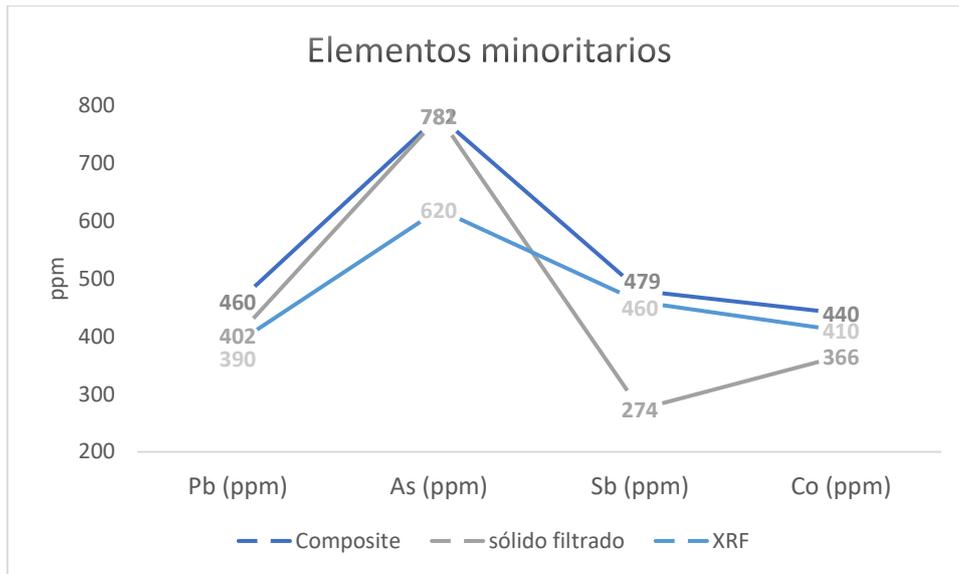


Figura 7.5: Representación de elementos minoritarios

7.3.- CARACTERIZACION MINERALOGICA

En el estudio de cobre secuencial (Tabla 7.3) se obtuvo que el 18% de la cantidad de cobre solubilizado se encuentra en la parte oxidada. Mientras que más de un 38% de cobre puede disolverse en una solución de cianuro como sulfuros secundarios.

En el residuo final se encuentra un 43% de cobre no lixiviable, por lo tanto, es de esperar que durante nuestros ensayos se puedan flotar como máximo un 43% de cobre, ya que es el porcentaje que se encuentra como sulfuros primarios.

Partiendo de estos datos, en el residuo final, es esperable encontrar sulfuros primarios de cobre, como la calcopirita.

Tabla 7.3: Resultados obtenidos en el test de cobre secuencial

	H ₂ SO ₄	CN ⁻	Residual	Total
ppm	1959	4167	4670	10796
%	18.15	38.60	43.26	100

Durante el estudio mineralógico también se realizó un análisis del composite utilizando un difractor de rayos-X. Los resultados obtenidos se muestran en la Tabla 7.4.

Estos resultados indican una composición muy variada en la muestra analizada. El cuarzo es el mineral dominante, representando el 38% de la muestra total. También la pirita y la chamosita están presente de manera significativa, con una concentración del 20% y 28%, respectivamente. En cuanto a los minerales minoritarios que se encuentran están la calcopirita, moscovita, siderita y ortoclase, entre otros.

Tabla 7.4: Resultados obtenidos por XRD

Mineral	%
Calcopirita	1.97
Esfalerita	0.73
Pirita	20.43
Cuarzo	38.37
Ortoclasa	1.12
Chamosita	27.67
Moscovita	5.86
Siderita	1,28
Siderita (Mg)	0.84
Yeso	0.49
Bassanita	1.25

– **Composición química de partículas individuales**

Para realizar el análisis mineralógico de la muestra se realizaron dos probetas, ambas de la muestra del composite que estamos estudiando.

En la [Figura 7.6](#) se muestra una visión general de la muestra de composite estudiada mediante SEI y BSEI. En las imágenes de detalle de la [Figura 7.7](#) se incluyen los elementos más abundantes observados.

Se observan principalmente partículas irregulares constituidas por $S_{\pm}Fe_{\pm}Cu$ y $Si_{\pm}Fe$. Además, se ha observado la presencia de tetraedrita, tennantita y esfalerita, en una alta proporción. Las partículas de calcopirita parecen estar liberadas y no se encuentra englobadas dentro de una matriz.

También se encontraron partículas constituidas por $As_{\pm}Co_{\pm}S_{\pm}Fe_{\pm}Co$ y diversas partículas con cantidades variables de tierras raras.

A pesar del alto porcentaje de sulfuros secundarios que se obtiene mediante el test de cobre secuencial, en el estudio por microscopía electrónica se pudieron reconocer partículas de ningún sulfuro secundario.

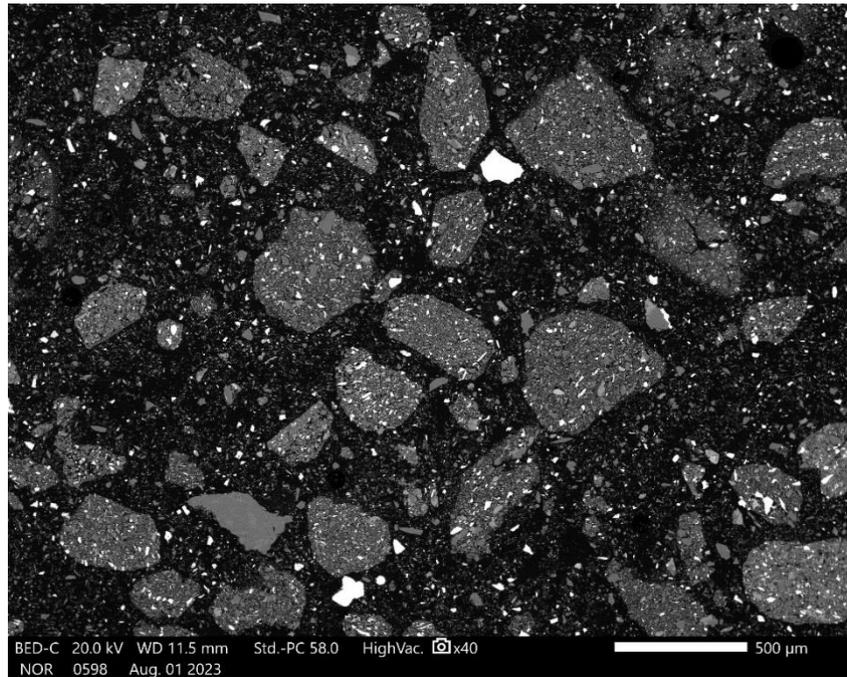


Figura 7.6: Imagen de la muestra

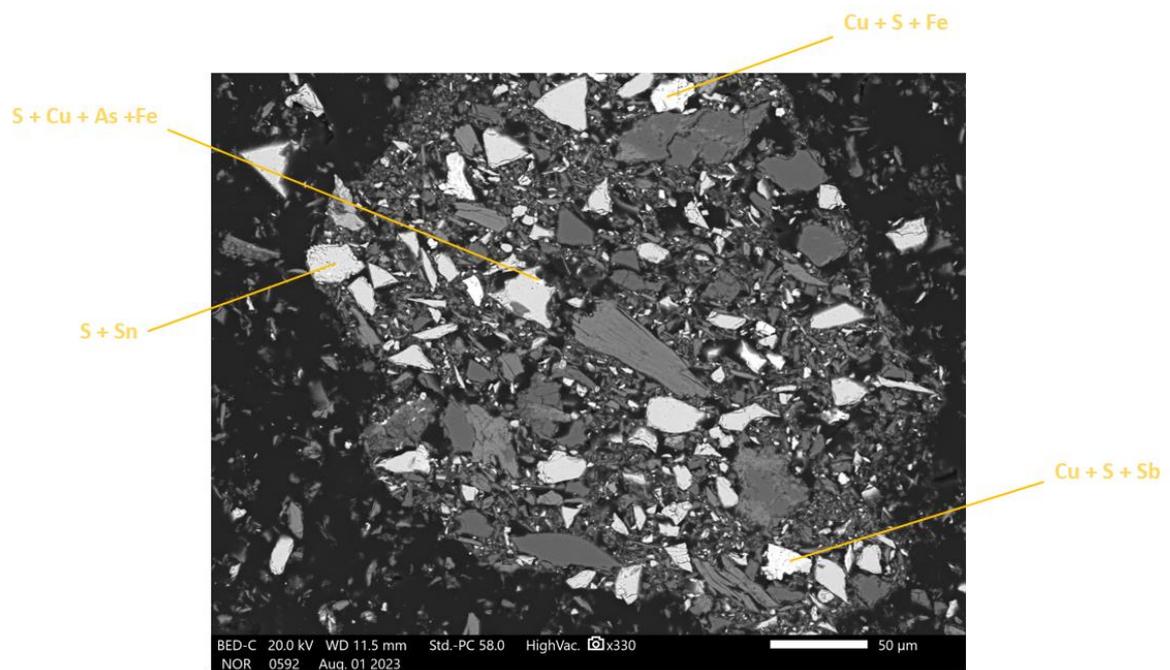


Figura 7.7: Imagen de la muestra en detalle

Respecto al análisis que se realizó con la microsonda, se analizaron 15 partículas de la primera probeta (Tabla 7.5), y 14 partículas de la segunda (Tabla 7.6).

En ellas se encuentran principalmente granos de tetraedrita, pirita y calcopirita, y una menor proporción de arsenopirita y cobaltita.

Tabla 7.5: Composición química de la primera probeta

%wt	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	13	14	15
Sb	3.784	27.662	24.198	-	0.1	27.473	-	27.297	0.432	22.794	25.665	-	28.417	28.722
S	26.715	24.779	26.704	30.303	33.906	25.616	0.203	24.294	18.681	23.599	24.335	19.695	25.75	25.339
Zn	4.144	5.239	4.334	-	61.85	4.399	0.03	4.976	0.019	4.341	3.933	-	3.447	3.473
As	14.534	0.272	0.291	-	-	0.632	-	0.183	-	1.709	0.202	39.585	0.579	0.189
Pb	0.089	0.028	0.212	0.078	0.096	0.013	-	0.057	0.223	0.023	0.117	0.044	0.023	0.075
Cu	37.547	34.697	30.756	66.599	0.148	36.04	0.23	34.369	0.432	35.126	32.852	0.065	37.959	36.122
Se	0.052	-	0.023	0.027	0.013	0.075	0.057	0.09	0.081	0.011	-	0.338	0.038	0.113
Bi	3.811	0.171	0.113	-	0.015	0.169	0.027	0.285	81.314	0.396	0.023	-	0.043	0.152
Co	-	-	0.022	-	0.032	-	-	0.012	-	-	0.023	31.06	0.009	0.017
Ag	0.121	0.232	0.209	0.143	0.019	0.147	-	0.865	0.016	0.209	0.37	0.047	0.123	0.155
Fe	4.033	3.053	5.882	1.285	3.399	3.928	1.047	3.958	2.543	4.515	3.826	1.759	4.051	5.351
Total	94.83	96.133	92.744	98.435	99.578	98.492	1.594	96.386	103.741	92.723	91.346	92.593	100.439	99.708

Tabla 7.6: Composición química de la segunda probeta

%wt	16	17	18	19	21	22	23	24	25	26	27	28	29
Sb	0.071	0.025	0.053	28.523	24.89	0.069	0.016	0.106	0.091	55.27	-	0.053	-
S	53.618	0.064	37.904	24.799	25.608	14.284	20.99	28.04	12.962	14.502	53.524	53.41	0.004
Zn	-	0.01	0.036	4.405	3.513	0.808	-	6.379	0.091	0.065	-	-	56.953
As	0.075	-	-	0.271	2.707	1.459	42.596	19.418	0.039	0.177	-	-	43.37
Pb	0.108	0.005	0.072	0.076	0.027	63.358	0.09	0.959	87.282	-	0.037	0.116	-
Cu	0.05	0.041	0.222	36.717	37.225	11.661	0.135	41.893	0.312	0.044	0.079	0.103	-
Se	-	0.029	0.034	0.063	0.085	0.041	0.168	0.175	-	0.554	-	0.025	0.261
Bi	0.041	-	0.029	0.041	-	0.171	-	-	0.288	0.101	-	-	0.005
Co	0.053	0.013	0.04	-	-	0.03	0.029	0.034	-	24.767	0.083	-	-
Ag	0.021	0.026	0.012	0.091	0.068	-	0.025	0.07	-	0.014	0.027	0.002	0.001
Fe	45.054	20.641	33.858	4.276	5.449	1.477	35.219	1.861	1.427	1.342	45.682	46.382	0.004
Total	99.091	20.854	72.26	99.262	99.572	93.358	99.268	98.935	102.492	96.836	99.432	100.091	100.598

7.4.- RECUPERACIÓN DE METALES POR ENSAYO DE FLOTACIÓN

A continuación, se presentan los resultados obtenidos en los ensayos realizados en el laboratorio. Los resultados se presentan en porcentaje de recuperación de metal acumulado.

En la [Tabla 7.7](#) se presentan los resultados obtenidos en las flotaciones enfocadas a la recuperación de cobalto, en estos ensayos se observa como en las dos primeras flotaciones, donde se realiza una flotación inversa, es en la segunda parte donde se consigue recuperar más porcentaje de metales. A partir de estos resultados se plantea la opción de que los datos obtenidos en las flotaciones no son óptimos debido al corto tiempo de flotación.

Los mejores resultados se observan en la flotación CDMAGM, gracias a las propiedades de susceptibilidad magnéticas del cobalto aplicadas durante la flotación con un pH neutro y los colectores específicos para el Co. Se ha obtenido más de un 50% de recuperación de cobre, un 60% de plata y más de un 30% de cobalto.

En Atalaya Mining hay un proyecto de aglomeración de partículas paramagnéticas (proflotes) en el que se ha confirmado que mediante la instalación de imanes en las pulpas se ha logrado una recuperación de 0.7% más de cobre, por lo tanto, de esto se extrae que hay partículas ultrafinas que tienen una susceptibilidad magnética suficiente como para ser imantadas.

En la flotación CDCUREGM se observa una recuperación de plata del 80%.

Tabla 7.7: % acumulado de las flotaciones enfocadas a recuperación de cobalto

Código de muestra	Recuperación acumulada (%)											
	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CDCOR1R1M	5.02	1.73	10.68	3.97	1.44	3.46	14.24	3.07	3.77	42.52	7.55	1.50
CDCOR1R2M	6.26	2.18	13.29	4.91	1.81	4.27	17.55	3.81	4.24	51.83	9.37	1.90
CDCOR1R3M	9.49	3.32	20.07	7.48	2.81	6.35	25.80	5.68	7.05	73.75	14.46	3.02
CDCOR1R4M	11.71	4.12	24.16	9.33	3.57	7.72	31.92	6.98	7.91	88.37	17.65	3.77
CDCOR1R5M	13.60	4.88	27.38	10.91	4.30	8.87	36.03	8.19	8.85	93.69	20.19	4.41
CDCUR1R1M	24.57	8.35	36.17	17.60	7.74	13.93	46.61	12.59	17.81	93.69	32.86	7.80
CDCUR1R2M	27.64	9.30	38.61	19.61	8.64	15.43	50.25	13.89	19.67	97.01	36.03	8.72
CDCUR1R3M	34.71	11.51	44.11	24.14	10.77	19.11	60.84	16.84	23.06	97.01	42.95	10.96
CDCUR1R4M	41.31	14.14	49.16	28.17	13.24	22.93	68.39	20.38	26.77	97.01	48.87	13.80
CDCUR1R5M	45.55	15.94	52.25	30.88	14.95	25.44	71.94	22.65	27.83	100.00	55.17	15.42
EPCUR1R1M	54.45	84.06	47.75	69.12	85.05	74.56	28.06	77.35	72.17	0.00	44.83	84.58

Código de muestra	Recuperación acumulada (%)											
	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CDCUREG1M	8.59	8.59	11.80	7.02	3.02	5.81	17.26	6.11	4.92	18.27	16.45	2.82
CDCUREG2M	10.90	9.37	14.82	8.76	3.80	7.33	22.39	7.66	4.92	23.16	20.45	3.48
CDCUREG3M	19.88	12.91	25.42	15.31	7.26	13.29	39.94	13.41	35.26	40.05	34.67	7.12
CDCUREG4M	30.65	17.70	36.53	23.26	11.86	20.80	56.41	20.45	68.53	59.80	49.29	11.98
CDCUREG5M	35.42	19.94	41.01	26.78	14.10	24.03	62.56	23.64	78.11	63.36	55.19	14.29
CDCOREG1M	50.35	26.44	57.87	36.04	19.66	32.34	77.40	32.16	89.69	86.27	70.79	20.75
CDCOREG2M	51.33	26.88	58.91	36.65	20.04	32.91	78.20	32.75	93.68	89.63	71.96	21.17
CDCOREG3M	54.25	28.21	61.60	38.49	21.22	34.64	80.32	34.48	93.68	92.59	74.91	22.53
CDCOREG4M	57.52	29.91	64.40	40.61	22.70	36.66	82.59	36.59	93.68	97.04	78.24	24.20
CDCOREG5M	59.65	31.09	66.05	42.01	23.72	38.00	83.76	37.95	100.00	100.00	80.23	25.34
EPREGM	40.35	74.79	33.95	57.99	76.28	62.00	16.24	62.05	0.00	0.00	19.77	74.66

Código de muestra	Recuperación acumulada (%)											
	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CD1ENS3M	7.55	6.50	8.34	8.46	7.13	6.97	12.38	7.80	0.00	0.00	8.43	6.97
CD2ENS3M	10.30	8.69	11.36	11.50	9.57	9.39	17.64	10.38	47.74	30.36	11.34	9.11
CD3ENS3M	13.25	10.86	14.66	14.83	12.08	11.88	23.52	13.01	47.74	30.36	14.70	11.28
CD4ENS3M	14.95	11.96	16.55	16.70	13.42	13.20	25.90	14.53	100.00	30.36	17.49	12.40
CD5ENS3M	17.00	13.18	18.89	18.97	14.94	14.71	29.11	16.38	100.00	50.20	20.66	13.71
CD6ENS3M	18.76	14.19	20.89	20.91	16.20	15.96	31.82	17.94	100.00	100.00	22.78	14.75
EPENS3M	81.24	85.81	79.11	79.09	83.80	84.04	68.18	82.06	0.00	0.00	77.22	85.25

Código de muestra	Recuperación acumulada (%)											
	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CDMAG1M	19.35	14.30	23.93	18.23	14.76	16.72	29.58	15.95	13.75	0.00	22.00	14.57
CDMAG2M	34.95	24.34	44.14	32.16	25.11	29.17	57.00	28.29	30.71	0.00	40.85	25.49
CDMAG3M	39.11	26.61	49.18	35.46	27.44	32.16	62.23	31.16	32.79	0.00	45.63	27.86
CDMAG4M	45.59	29.72	56.80	40.65	30.69	36.77	73.18	35.67	39.34	26.81	53.62	31.23
CDMAG5M	51.40	31.90	62.71	44.46	32.84	40.25	81.11	38.34	39.34	77.92	59.96	33.54
CDMAG6M	55.07	33.41	66.06	46.74	34.28	42.37	84.04	40.39	39.34	100.00	63.60	34.96
EPMAGM	44.93	66.59	33.94	53.26	65.72	57.63	15.96	59.61	60.66	0.00	36.40	65.04

En cuanto a la variabilidad mostrada de cada elemento individual (Figura 7.8) se puede ver como en general el Antimonio presenta un % de recuperación acumulada mayor que el resto de elementos. También es importante destacar que el cobre y el hierro indican una igualdad en las recuperaciones, por lo que estas flotaciones no muestran una buena selectividad entre el cobre y el hierro.

En las gráficas mostradas en la Figura 7.9 se observa como los valores de pH y Eh presentan una relación inversa, ya que cuando llevamos el pH a 12 los valores de Eh disminuyen de forma brusca. En los dos ensayos posteriores que se realizaron con intención de recuperar cobalto la relación pH-Eh no muestra cambios significativos en los resultados obtenidos.

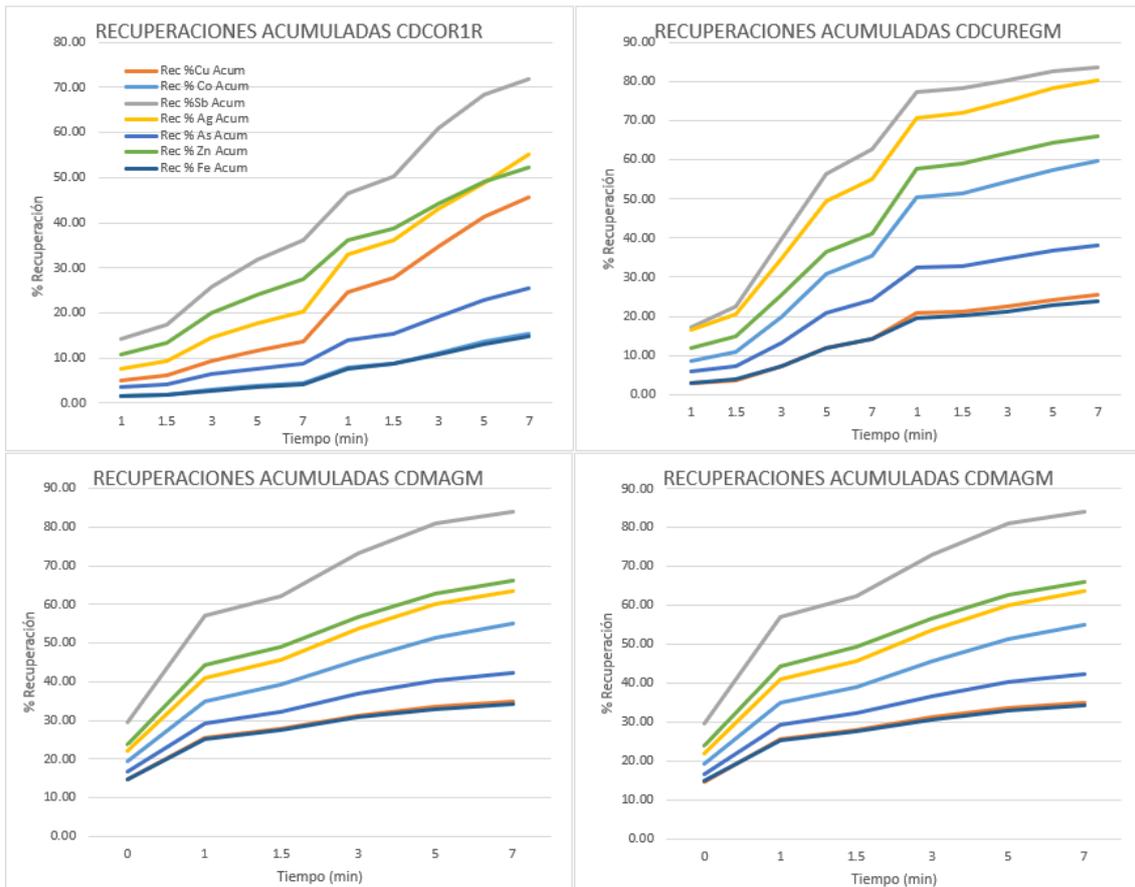


Figura 7.8: Diagramas de las flotaciones enfocadas en la recuperación de cobalto

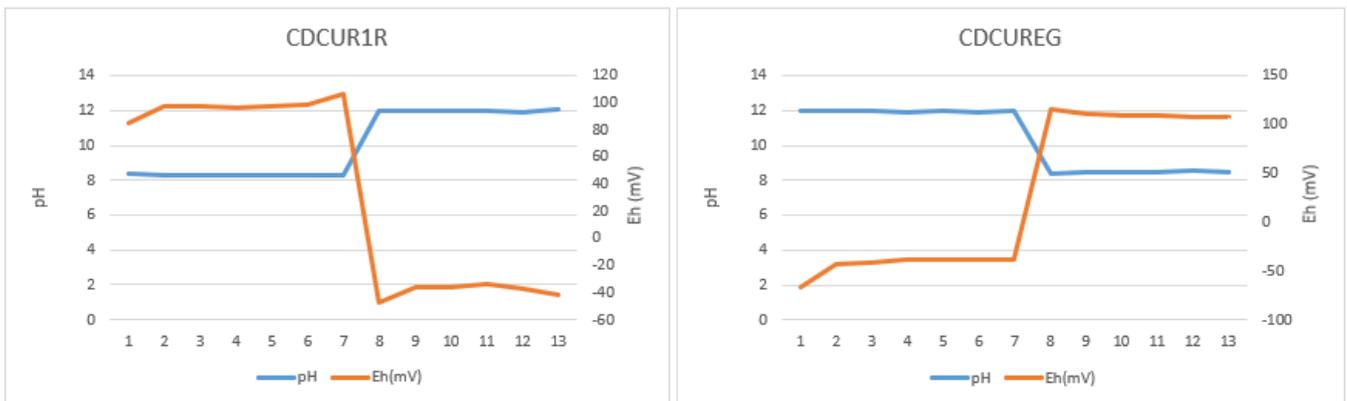


Figura 7.9: Graficas de los valores de pH y Eh obtenidos en las flotaciones enfocadas en la recuperación de cobalto

Respecto a las flotaciones enfocadas a la flotación de plata (Tabla 7.8), hay dos flotaciones que destacan frente a las demás. Se observa como en la flotación CDAGENS1M se recuperan sobre todo los sulfuros con contenido en Sb y Zn (como consecuencia la plata, que puede encontrarse como una tetraedrita con Zn). Mientras que en la flotación CDAGEN5M se recuperan muchos sulfuros, pero todos en (más o menos) la misma proporción.

Tabla 7.8: % acumulado de las flotaciones enfocadas a recuperación de plata

Recuperación acumulada (%)												
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CD1AGENS1M	2.01	0.69	4.90	1.68	0.54	1.60	6.59	1.31	0.94	19.69	3.57	0.57
CD2AGENS1M	2.30	0.79	5.61	1.92	0.63	1.82	7.62	1.52	1.03	21.99	4.03	0.67
CD3AGENS1M	6.19	2.59	12.84	5.18	2.26	4.75	18.51	4.34	3.57	43.99	9.70	2.29
CD4AGENS1M	10.05	4.64	19.01	8.56	4.23	7.66	26.97	6.89	5.31	55.27	14.94	4.31
CD5AGENS1M	18.23	10.34	30.06	16.14	9.73	14.26	41.52	13.81	13.27	100.00	25.19	9.72
EPAGENS1M	81.77	89.66	69.94	83.86	90.27	85.74	58.48	86.19	86.73	0.00	74.81	90.28
CD1AGENS2M	6.69	6.69	9.39	5.68	3.82	5.46	18.00	5.11	1.51	55.58	10.06	3.74
CD2AGENS2M	7.56	7.10	10.67	6.37	4.25	6.14	20.50	5.79	1.77	60.41	11.33	4.16
CD3AGENS2M	10.11	8.49	14.34	8.66	5.68	8.12	26.89	7.77	2.36	74.68	15.31	5.52
CD4AGENS2M	12.34	9.83	17.33	10.90	7.11	9.81	30.85	9.49	2.66	86.61	18.27	6.88
CD5AGENS2M	14.53	11.36	20.28	13.00	8.73	11.57	34.67	11.30	4.06	90.05	20.85	8.32
EPAGENS2M	85.47	91.56	79.72	87.00	91.27	88.43	65.33	88.70	95.94	9.95	79.15	91.68
CD1AGEN3M	3.43	1.40	5.23	3.31	1.72	2.29	8.05	2.57	1.51	0.00	5.37	1.56
CD2AGEN3M	4.62	1.82	7.05	4.40	2.22	3.04	10.80	3.41	1.82	37.50	7.11	2.03
CD3AGEN3M	6.74	2.55	10.27	6.30	3.07	4.32	16.03	4.76	2.47	100.00	10.54	2.80
CD4AGEN3M	7.29	2.78	11.08	6.80	3.33	4.66	17.21	5.12	2.68	100.00	11.34	3.04
CD5AGEN3M	9.87	4.47	14.33	9.40	5.15	6.64	21.95	7.35	4.60	100.00	14.56	4.69
EPAGEN3M	90.13	95.53	85.67	90.60	94.85	93.36	78.05	92.65	95.40	0.00	85.44	95.31
CD1AGEN4M	1.41	0.73	2.20	1.11	0.66	1.18	4.09	1.06	0.72	3.73	2.53	0.66
CD2AGEN4M	2.54	1.35	3.90	2.06	1.31	2.10	6.96	1.93	1.44	6.71	4.52	1.26
CD3AGEN4M	6.20	3.79	8.84	5.42	3.82	5.21	14.49	4.87	3.62	16.48	9.74	3.60
CD4AGEN4M	10.74	7.53	14.55	9.84	7.41	9.24	22.32	8.87	7.03	25.00	15.65	7.02
CD5AGEN4M	14.72	11.20	19.26	13.85	10.83	12.81	28.91	12.35	8.95	32.99	20.40	10.28
EPAGEN4M	85.28	88.80	80.74	86.15	89.17	87.19	71.09	87.65	91.05	67.01	79.60	89.72
CD1AGEN5M	6.35	2.64	10.39	5.52	2.29	4.88	16.49	3.91	3.93	13.74	10.82	2.01
CD2AGEN5M	8.24	3.25	13.43	7.16	2.89	6.27	21.22	5.08	4.82	18.20	14.00	2.57
CD3AGEN5M	12.55	4.79	20.02	10.85	4.39	9.49	32.25	7.77	7.10	30.11	21.22	3.97
CD4AGEN5M	17.41	6.88	26.72	15.16	6.44	13.14	43.05	10.81	9.89	39.32	28.66	6.00
CD5AGEN5M	19.99	8.43	29.85	17.55	8.02	15.20	47.37	12.79	11.18	43.33	32.09	7.53
EPAGENS5M	80.01	91.57	70.15	82.45	91.98	84.80	52.63	87.21	88.82	56.67	67.91	92.47
CD1AGEN6M	1.19	0.80	1.34	1.27	0.88	0.95	1.57	1.07	0.00	0.59	1.55	0.78
CD2AGEN6M	1.64	1.12	1.89	1.77	1.24	1.32	2.43	1.47	0.00	0.95	2.15	1.07
CD3AGEN6M	2.53	1.76	2.90	2.73	1.94	2.04	3.96	2.35	0.00	2.04	3.36	1.70
CD4AGEN6M	4.23	3.18	4.77	4.68	3.47	3.52	6.68	3.90	2.94	2.98	5.35	3.07
CD5AGEN6M	6.27	5.05	7.01	6.92	5.39	5.41	9.81	5.93	3.03	4.86	7.49	4.82
EPAGEN6M	93.73	94.95	92.99	93.08	94.61	94.59	90.19	94.07	96.97	95.14	92.51	95.18

En las graficas pertenecientes a las flotaciones enfocadas a la recuperación de plata (Figura 7.10), se presenta una recuperación prácticamente similar entre el Azufre y el Cobalto. En cuanto a los valores de pH y Eh (Figura 7.11) se dan resultados inversamente proporcionales en prácticamente todos los ensayos.

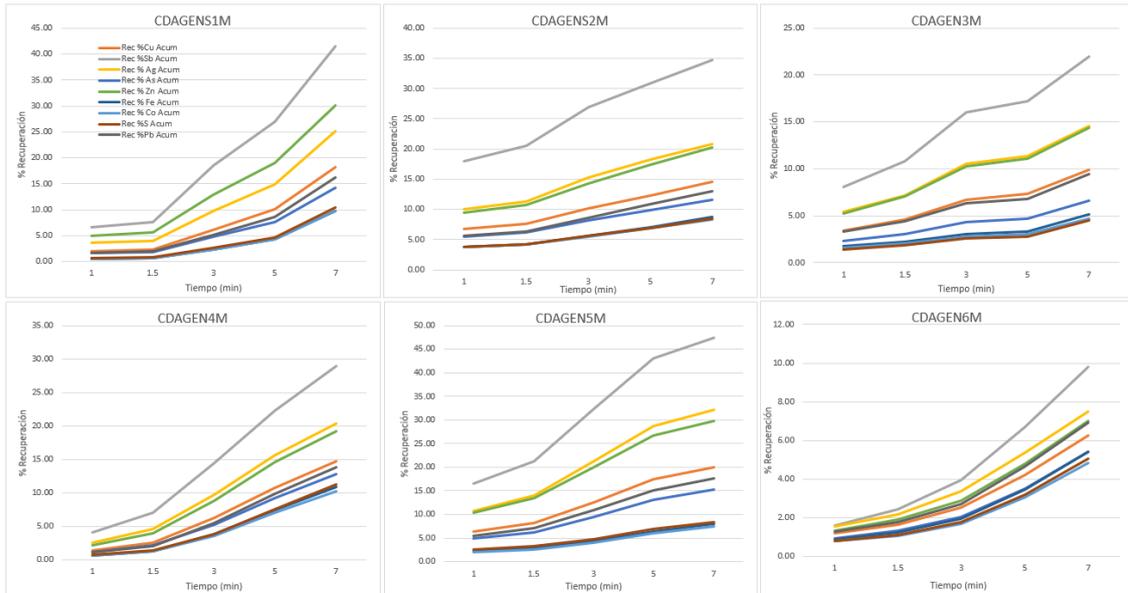


Figura 7.10: Diagramas de las flotaciones enfocadas a recuperación de plata

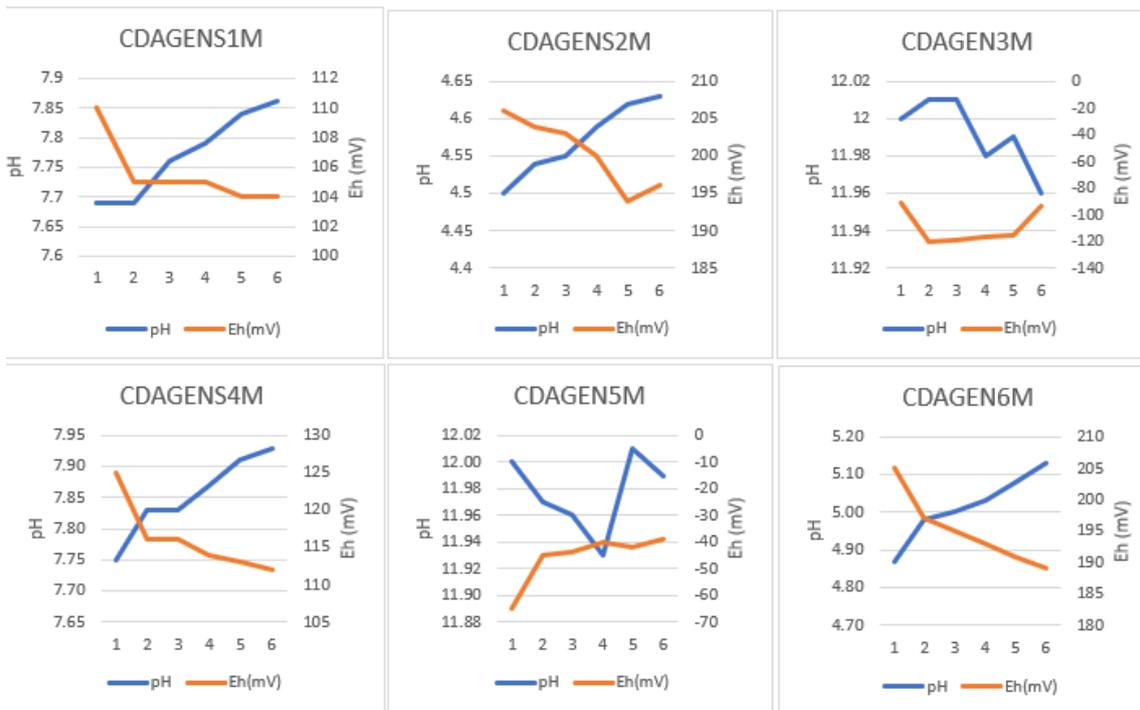


Figura 7.11: Comparativa de los valores de pH-Eh en las flotaciones enfocadas a recuperación de plata

En la [Tabla 7.9](#) se presentan los resultados obtenidos en los ensayos de flotación que se realizaron con cambios en las variables de flotación al detectar que había una problemática en el cobre del residuo e intentamos solucionarlo volviendo a flotar variando parámetros.

Los resultados de estas flotaciones no muestran ningún cambio significativo en los resultados de los porcentajes de recuperación de metales excepto la flotación CDTIEMPOM donde se observa como todos los porcentajes de recuperación aumentan llegando a más de un 60% de recuperación de cobre, un 70% de plata y más de un 30% de cobalto. También se observa que los valores de hierro y cobalto son muy similares en todas las flotaciones.

Tabla 7.9: % acumulado de las flotaciones de variaciones de parámetros

Recuperación acumulada (%)												
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CDBASE1M	8.93	3.38	12.90	7.99	3.66	5.68	19.10	5.24	1.71	14.95	13.86	3.44
CDBASE2M	12.15	4.50	17.54	10.77	4.88	7.68	26.09	7.00	2.62	20.52	18.85	4.54
CDBASE3M	22.48	8.07	30.66	18.64	8.24	13.95	47.33	12.90	5.33	36.11	32.83	7.98
CDBASE4M	30.67	11.30	39.61	24.65	11.46	18.99	59.50	17.46	7.27	45.92	41.98	11.01
CDBASE5M	34.48	13.07	43.58	27.95	13.12	21.34	63.97	19.46	8.50	49.95	46.13	12.50
EPBASEM	65.52	86.93	56.42	72.05	86.88	78.66	36.03	80.54	91.50	50.05	53.87	87.50
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CDIMAN1M	10.30	10.30	16.20	9.08	4.52	5.94	19.65	5.80	5.31	16.17	14.72	3.60
CDIMAN2M	13.70	11.30	21.38	12.12	5.64	7.84	26.71	7.75	5.96	22.69	19.58	4.62
CDIMAN3M	21.62	13.60	31.94	17.77	8.13	11.83	42.14	11.84	8.97	37.15	29.21	6.80
CDIMAN4M	27.12	15.16	38.28	21.50	9.74	14.59	50.96	14.51	11.42	45.44	35.42	8.25
CDIMAN5M	30.84	16.37	42.04	24.06	10.95	16.67	56.74	16.47	12.80	50.88	39.39	9.46
EPIANM	69.16	90.01	57.96	75.94	89.05	83.33	43.26	83.53	87.20	49.12	60.61	90.54
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CDACON1M	10.69	3.36	17.45	10.09	4.05	7.15	23.36	6.98	4.89	15.93	15.88	3.34
CDACON2M	14.82	4.57	23.74	13.77	5.35	9.71	31.99	9.38	6.84	23.92	21.90	4.44
CDACON3M	22.21	6.74	33.90	19.80	7.67	14.34	47.26	13.72	10.49	36.51	32.35	6.32
CDACON4M	30.69	9.33	43.21	25.92	10.27	19.52	61.51	18.50	13.72	47.02	42.26	8.83
CDACON5M	36.54	11.60	48.86	29.76	12.47	22.90	68.02	21.34	15.97	54.00	47.95	10.76
EPACONM	63.46	88.40	51.14	70.24	87.53	77.10	31.98	78.66	84.03	46.00	52.05	89.24
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CD30SOL1M	10.03	6.15	14.68	10.89	6.62	7.61	17.89	2.86	9.28	32.18	14.53	6.62
CD30SOL2M	12.62	7.40	18.56	13.55	8.07	9.35	22.66	3.90	10.09	39.16	18.52	8.01
CD30SOL3M	18.01	9.60	26.48	18.82	10.57	12.63	32.75	5.96	16.54	59.88	27.13	10.42
CD30SOL4M	22.51	11.20	32.57	22.81	12.42	15.15	40.32	8.32	24.35	80.93	33.92	12.21
CD30SOL5M	27.21	13.03	37.69	26.50	14.45	17.82	47.39	10.07	30.95	100.00	39.95	14.18
EP30SOLM	72.79	86.97	62.31	73.50	85.55	82.18	52.61	89.93	69.05	0.00	60.05	85.82
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CDDCOL1M	10.84	4.05	16.09	10.34	4.67	7.75	22.66	3.76	5.09	43.18	21.04	4.46
CDDCOL2M	13.33	4.84	19.74	12.65	5.61	9.36	27.80	4.66	9.98	50.74	26.22	5.34
CDDCOL3M	19.76	6.71	28.85	18.01	7.71	13.28	40.88	7.34	19.31	71.93	38.93	7.36
CDDCOL4M	27.03	8.97	37.81	23.45	10.11	17.48	54.35	10.03	22.81	87.83	50.46	9.76
CDDCOL5M	34.20	11.68	45.31	28.79	12.92	21.79	63.71	11.36	31.42	100.00	59.12	12.62
EPDCOLM	65.80	88.32	54.69	71.21	87.08	78.21	36.29	88.64	68.58	0.00	40.88	87.38
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CDAIRE1M	9.75	3.24	15.24	9.70	4.05	6.08	19.40	6.50	36.51	24.43	15.35	3.68
CDAIRE2M	13.36	4.28	20.65	13.03	5.33	8.30	26.73	8.63	59.82	36.90	21.25	4.88
CDAIRE3M	20.60	6.23	30.69	19.24	7.59	12.63	42.61	12.98	59.82	67.78	32.66	6.99
CDAIRE4M	25.67	7.56	36.96	23.07	9.06	15.57	52.76	15.56	67.37	85.45	40.01	8.38
CDAIRE5M	29.93	8.73	41.58	25.96	10.27	17.96	59.68	17.74	100.00	100.00	45.26	9.57
EPAIREM	70.07	91.27	58.42	74.04	89.73	82.04	40.32	82.26	0.00	0.00	54.74	90.43
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CDESPU1M	9.30	3.88	11.58	7.33	3.71	6.01	16.36	5.53	31.58	24.18	12.68	3.62
CDESPU2M	11.34	4.49	14.15	8.86	4.33	7.19	19.87	6.58	31.58	34.93	15.41	4.20
CDESPU3M	17.37	6.26	21.63	13.34	6.20	10.65	33.45	9.55	36.84	71.21	23.79	5.99
CDESPU4M	23.95	8.53	28.84	18.30	8.62	14.51	45.96	13.33	36.84	91.94	31.68	8.38
CDESPU5M	28.73	10.28	33.66	21.84	10.48	17.27	53.46	15.99	100.00	100.00	37.00	10.28
EPESPUM	71.27	89.72	66.34	78.16	89.52	82.73	46.54	84.01	0.00	0.00	63.00	89.72
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CDTIEMPO1M	9.11	3.52	13.31	8.99	4.28	6.34	20.91	6.86	6.22	17.11	13.35	3.91
CDTIEMPO2M	11.95	4.40	17.57	11.70	5.35	8.21	26.70	9.00	8.67	22.20	17.58	4.93
CDTIEMPO3M	18.11	6.20	26.62	17.26	7.53	12.11	39.55	12.94	12.83	31.99	26.90	6.88
CDTIEMPO4M	23.69	7.90	33.87	21.78	9.39	15.63	49.90	16.30	17.02	41.39	34.07	8.70
CDTIEMPO5M	30.00	10.15	40.72	26.39	11.72	19.48	59.04	20.08	19.33	50.11	40.88	10.95
CDTIEMPO6M	43.51	16.18	53.09	36.27	18.00	28.12	75.16	28.53	30.19	61.86	53.09	17.19
CDTIEMPO7M	54.38	25.74	61.77	47.02	28.49	37.83	81.47	36.89	32.83	61.86	61.59	26.82
CDTIEMPO8M	61.21	35.09	67.48	55.30	38.23	45.96	85.03	46.86	47.07	61.86	67.53	35.88
EPTIEMPOM	38.79	64.91	32.52	44.70	61.77	54.04	14.97	53.14	52.93	38.14	32.47	64.12

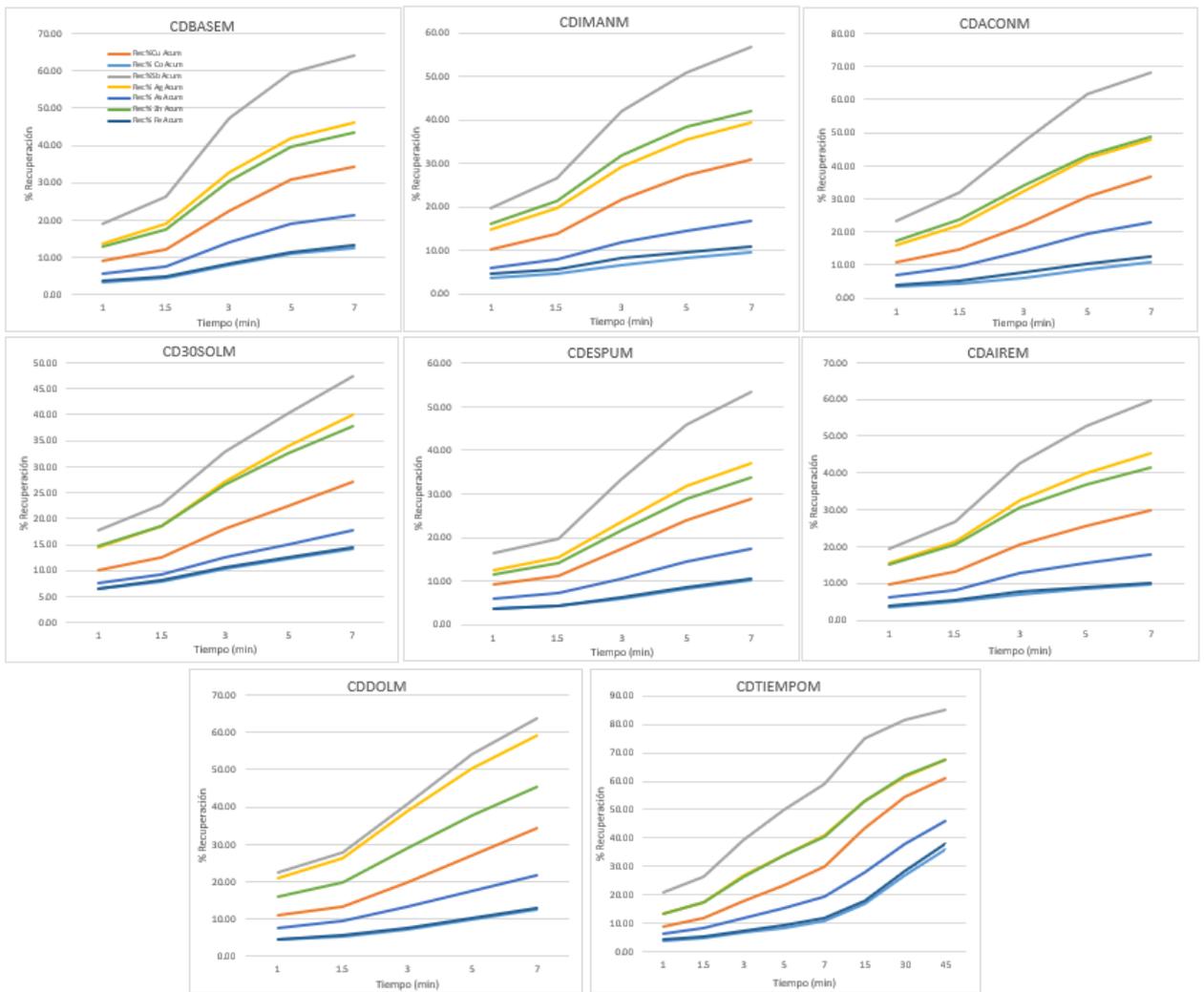


Figura 7.12: Diagramas de las flotaciones de variaciones de parámetros

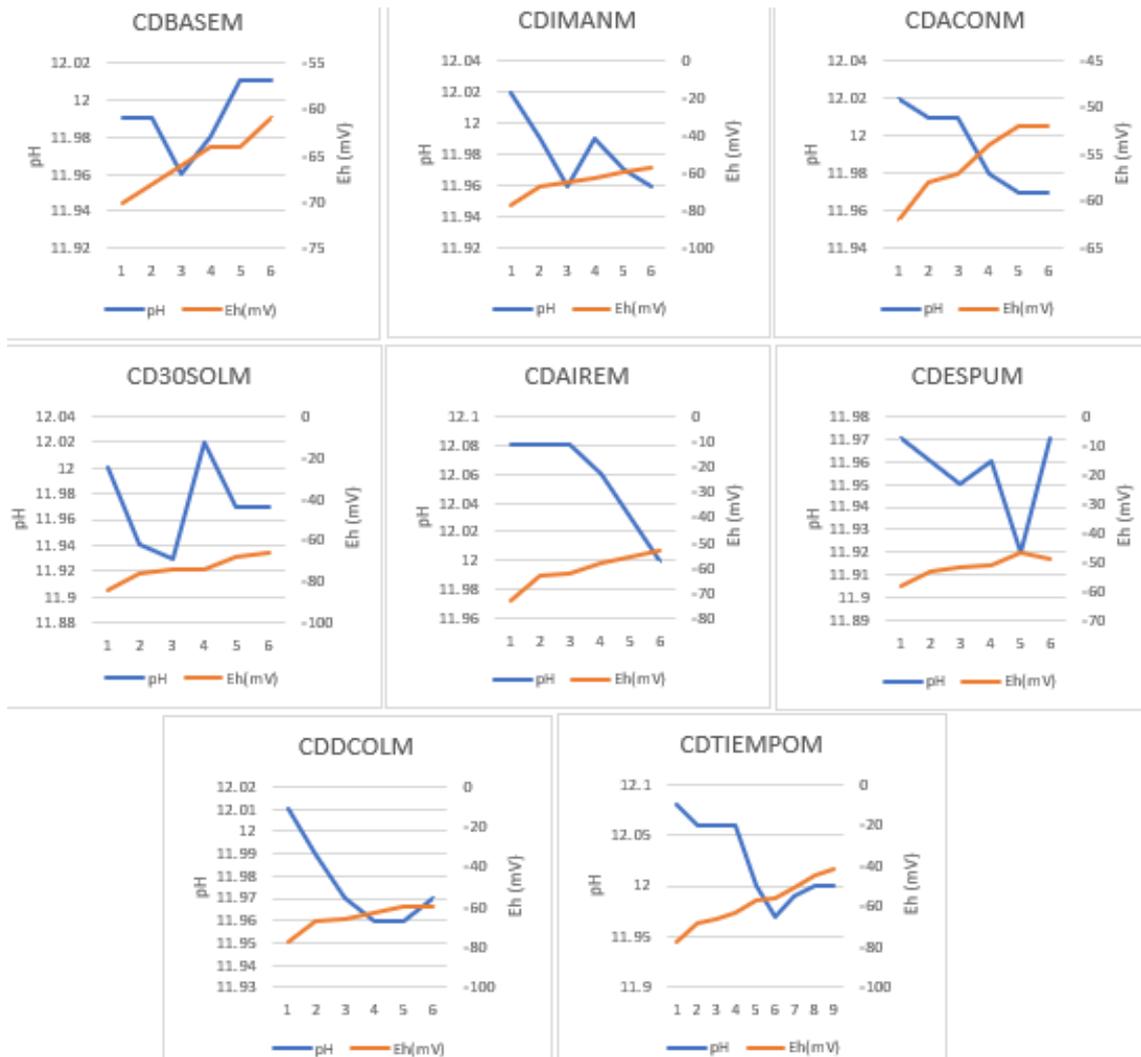


Figura 7.13: Diagramas de las flotaciones de variaciones de parámetros

En la [Tabla 7.10](#) se presentan los resultados de las flotaciones que se realizaron con la intención de poder concentrar el cobre. Se observa que los resultados en la flotación en la que se hizo una remolienda al estéril (CDENS1.1.2M) obtenido no varían de manera significativa respecto a la flotación que no se hace remolienda al estéril (CDENS1.1.1M). Por lo tanto, podemos decir que la problemática que tenemos respecto a la recuperación de cobre no se relaciona con el tamaño de grano de las partículas.

Tabla 7.10: % acumulado de las flotaciones para concentrar cobre

Recuperación acumulada (%)												
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CD1ENS1.1M	9.20	3.00	14.84	8.20	3.03	6.33	23.43	5.50	3.72	19.27	15.34	2.92
CD2ENS1.1M	12.27	3.89	19.62	10.90	3.93	8.46	31.79	7.37	5.13	26.17	20.70	3.85
CD3ENS1.1M	18.76	6.12	28.67	16.23	6.21	12.75	47.54	11.47	7.08	38.38	31.15	6.08
CD4ENS1.1M	23.99	8.48	34.81	20.49	8.66	16.39	57.66	14.82	8.60	45.54	38.25	8.61
CD5ENS1.1M	28.73	12.47	39.49	25.18	12.94	20.51	64.65	19.30	11.99	50.32	43.25	12.71
EPENS1.1M	71.27	87.53	60.51	74.82	87.06	79.49	35.35	80.70	88.01	49.68	56.75	87.29
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CD1ENS1.1BM	5.24	2.57	5.09	3.48	2.34	3.15	5.13	3.17	2.37	3.09	4.49	2.29
CD2ENS1.1BM	7.83	3.40	9.43	5.81	3.19	5.06	10.63	4.74	3.40	7.99	8.75	3.05
CD3ENS1.1BM	14.01	5.98	15.48	9.93	5.64	8.72	16.91	8.18	6.35	13.58	14.83	5.41
CD4ENS1.1BM	22.14	8.55	28.34	16.81	8.13	14.65	34.39	13.36	9.61	26.57	28.20	7.75
CD5ENS1.1BM	32.49	12.87	37.78	23.89	12.39	20.68	44.11	18.57	15.47	34.14	38.48	11.79
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CD1ENS1.1.1M	44.59	17.11	55.11	34.26	16.59	29.36	68.54	26.74	20.35	55.40	56.99	15.77
CD2ENS1.1.1M	46.32	17.92	56.54	35.46	17.37	30.44	69.92	27.71	21.10	56.78	58.64	16.55
CD3ENS1.1.1M	49.45	19.38	60.23	38.16	18.86	32.73	75.00	29.80	23.36	61.16	62.93	17.98
CD4ENS1.1.1M	52.79	21.32	62.68	40.50	20.78	34.94	76.87	31.91	24.86	61.98	65.59	19.87
CD5ENS1.1.1M	55.85	23.77	65.72	43.49	23.32	37.63	80.53	34.67	26.38	64.38	69.00	22.23
EPENS1.1.1M	44.15	76.23	34.28	56.51	76.68	62.37	19.47	65.33	73.62	35.62	31.00	77.77
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CD1ENS1.2M	6.59	1.62	10.10	4.83	1.79	3.99	12.86	3.81	3.31	14.82	9.88	1.78
CD2ENS1.2M	8.64	2.10	13.23	6.36	2.33	5.25	17.63	4.96	4.03	20.19	13.06	2.33
CD3ENS1.2M	13.14	3.46	19.80	9.67	3.82	8.07	26.88	7.57	5.65	29.57	19.87	3.74
CD4ENS1.2M	18.97	7.02	26.61	14.45	7.62	12.46	36.28	12.35	10.22	40.87	26.69	7.34
CD5ENS1.2M	22.59	9.46	30.51	17.47	10.21	15.37	41.14	15.35	11.83	42.97	30.57	10.02
Código de muestra	Cu (%)	S (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Bi (%)	Se (%)	Hg (%)	Ag (%)	Co (%)
CD1ENS1.1.2M	34.62	12.34	44.18	23.68	12.60	20.21	54.69	19.92	16.47	68.33	40.01	12.50
CD2ENS1.1.2M	37.72	13.25	47.58	25.52	13.38	21.89	58.64	21.42	17.91	74.40	42.98	13.43
CD3ENS1.1.2M	42.53	14.89	52.54	28.54	14.82	24.73	65.01	23.80	20.43	85.98	47.91	15.02
CD4ENS1.1.2M	48.18	17.27	57.65	32.28	17.00	28.30	71.20	26.69	22.72	95.86	53.52	17.40
CD5ENS1.1.2M	51.17	18.61	60.06	34.25	18.23	30.22	73.86	28.29	24.24	100.00	56.34	18.78
EPENS1.1.2M	48.83	81.39	39.94	65.75	81.77	69.78	26.14	71.71	75.76	0.00	43.66	81.22

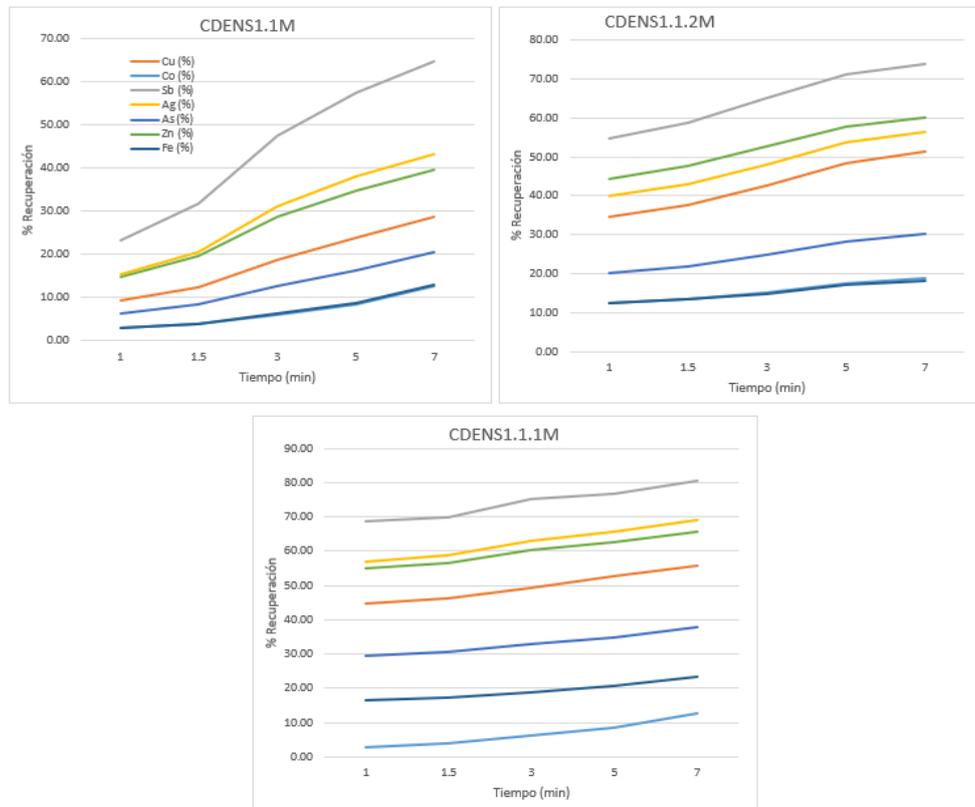


Figura 7.14: Diagramas de las flotaciones para concentrar cobre

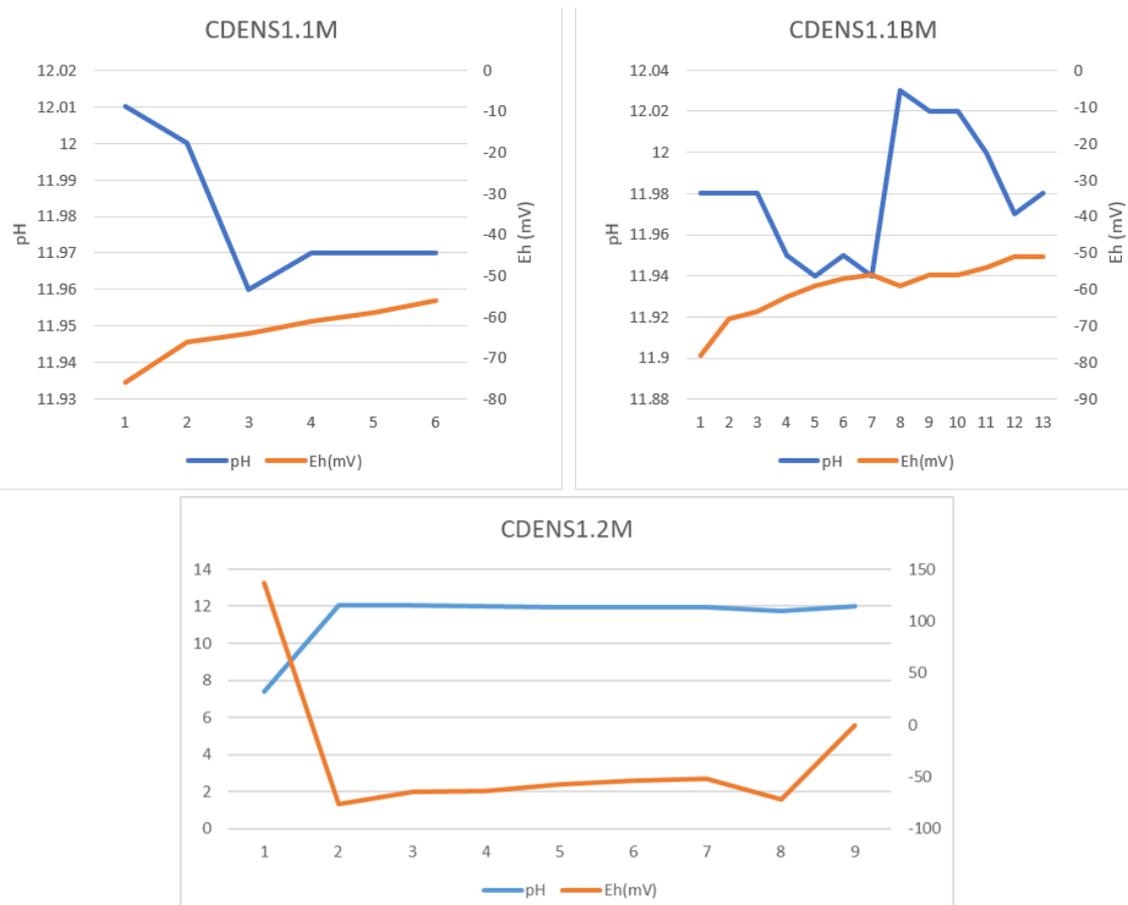


Figura 7.15: Diagramas de las flotaciones para concentrar cobre

7.5.-RECUPERACION DE METALES EN CELDA DE COLUMNA

A través de la puesta en marcha de la celda de columna se intentó escalar a un pilotaje, pero debido a averías no se pudieron realizar todos los ensayos previstos.

En los ensayos realizados en la celda de columna se observan resultados de recuperación de elementos muy diferentes entre ellos. En el primer ensayo (sin agua de lavado) se obtienen valores de recuperación muy elevados de cobre, zinc y antimonio; mientras que en el segundo ensayo (con agua de lavado) los valores de recuperación más elevados se dan en el azufre, hierro y cobalto.

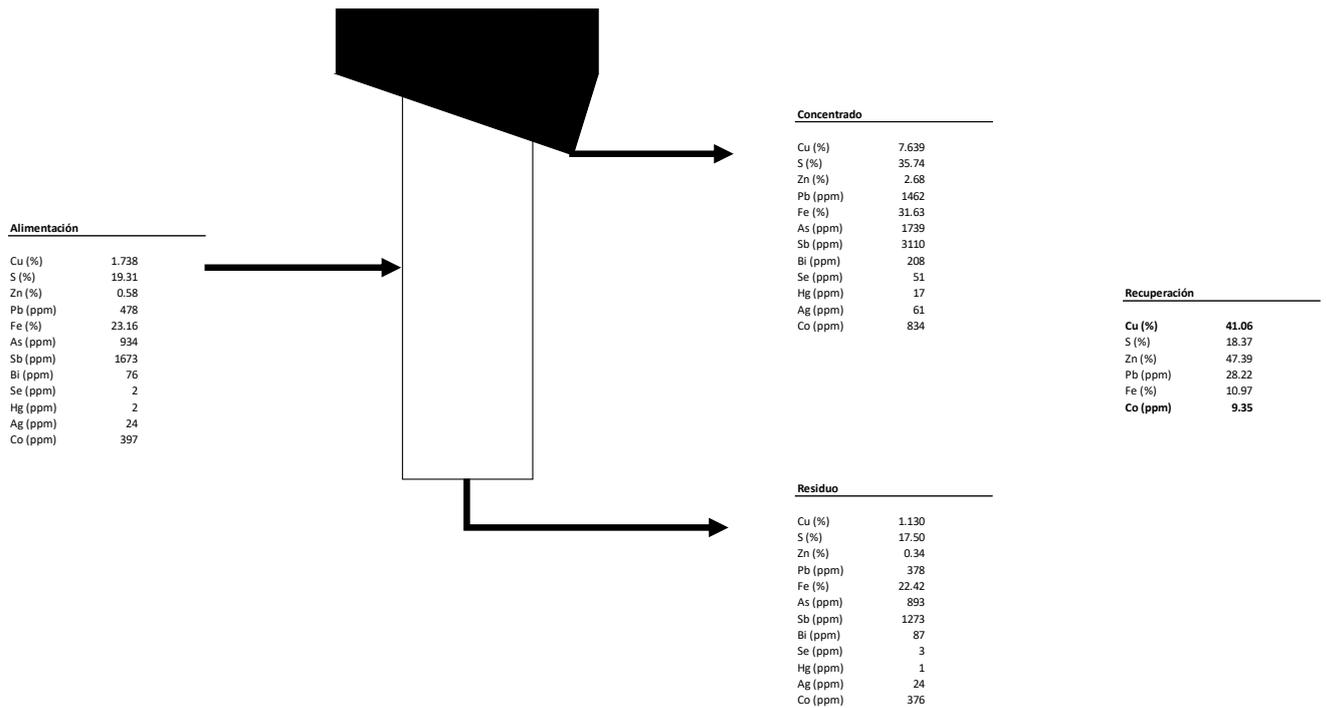


Figura 7.16: Resultados del ensayo 1 en celda de columna

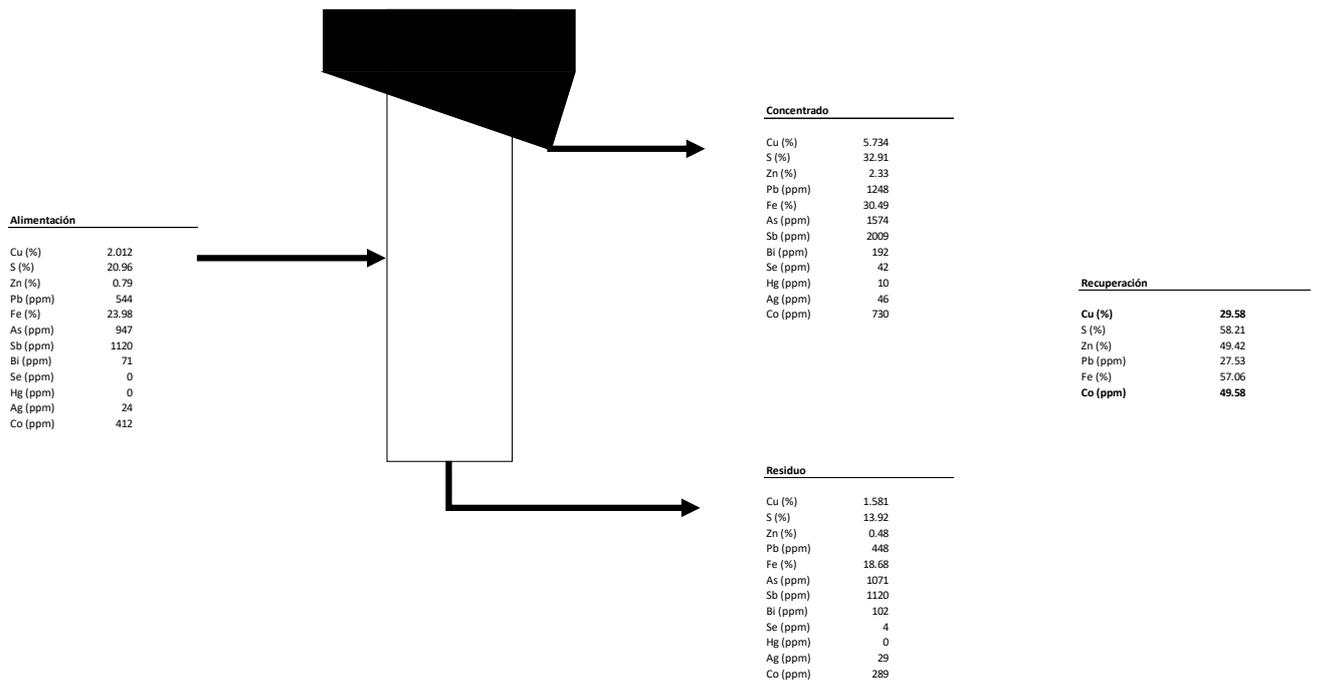


Figura 7.17: Resultados del ensayo 2 en celda de columna

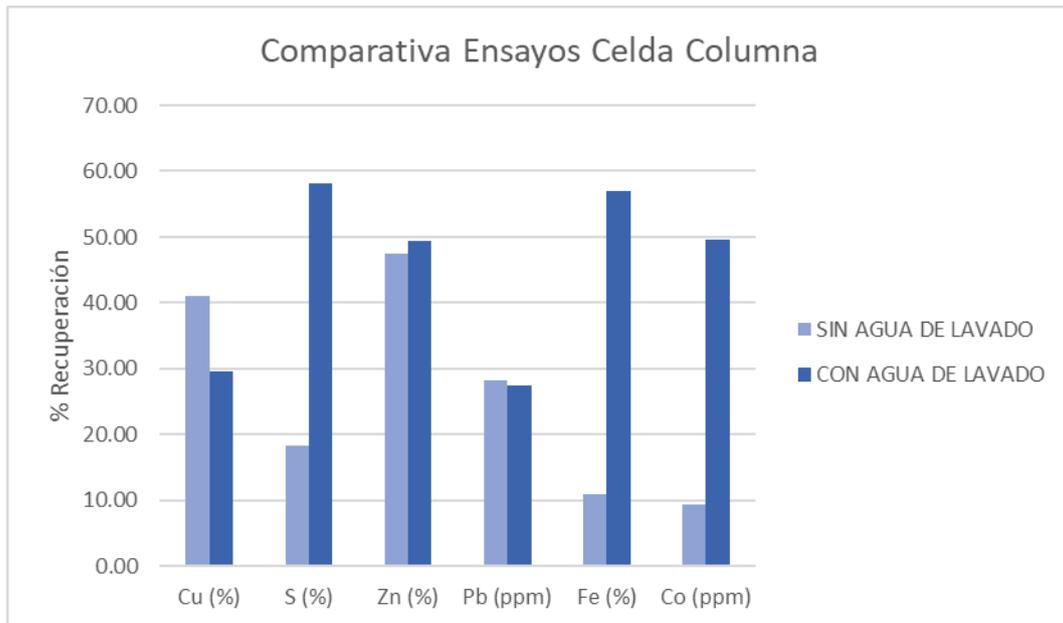


Figura 7.18: Diagrama de los ensayos en la celda de columna

8.- CONCLUSIONES

Este estudio tenía por objetivo caracterizar y estudiar una corriente de un residuo de la planta de producción de la mina de Riotinto para el beneficio de algunos CRMs presentes en dicha corriente. Los CRMs que se han determinado según los datos analíticos previos son Cu con una concentración de 1,71 % y Ag, Co, Sb y As con concentraciones de 13 ppm, 440ppm, 479 ppm y 782 ppm, respectivamente.

Se buscó el beneficio de estos CRMs a partir de la flotación como método de concentración y se evalúan los resultados metalúrgicos del estudio por flotación.

Se realizaron estudios específicos para la recuperación del Co, Cu y Ag, donde los mejores resultados se dieron en los ensayos CDTIEMPO con una recuperación de cobre del 61.21% y cobalto de 35.88% y el ensayo CDREGM con recuperaciones de plata del 80,23%.

Se plantea que el tiempo de flotación es un factor limitante en la recuperación eficiente. Una buena propuesta fue la flotación con imanes, que emergió como uno de los métodos más prometedores para la recuperación de minerales de cobre, este comportamiento se confirma también en la prueba que está realizando Atalaya Mining con el proyecto PROFLOTES para recuperar las partículas ultrafinas que presentan susceptibilidad para ser imantadas.

A pesar de que los ensayos no han sido capaces de generar un producto final adecuado para la recuperación de cobre, pueden ser recirculadas a las etapas adecuadas para intentar mejorar la recuperación. Los ensayos de Co y Ag requieren más estudios; más etapas de flotación o plantearse una lixiviación.

Se ha revisado la compleja relación entre los valores de pH y Eh en el proceso de flotación, evidenciando la relación inversa que estos valores presentan. La comprensión de la relación de ambos factores es crucial para determinar su impacto en la eficiencia y selectividad del proceso de flotación.

También, se observó que en muchas ocasiones los valores de recuperación de algunos minerales fueron similares, lo que podría indicar una falta de selectividad entre los elementos y la necesidad de ajustar los parámetros del proceso, como los reactivos de flotación o las condiciones de operación.

Se reconoce también que el tamaño de grano de las partículas no estaba relacionado con los bajos valores de recuperación que se obtienen ya que los ensayos en los que se hace remolienda no se observan valores llamativos.

A pesar de que en este estudio no se han podido obtener resultados claros en el pilotaje de la celda columna, de estudios anteriores se ha podido ver que bajo ciertas condiciones la flotación de cobre se ve favorecido.

9.- REFERENCIAS

Arribas A., 1998. Los yacimientos de oro asociados con las monteras limoníticas de la FPI. *Boletín Geológico y Minero*, 109(5-6): 429-434.

Day, A., Briggs, D., & Bruey, F. (2002). *Mining Chemicals Handbook. Revised Edition*, CYTEC, Horton Printing Company, Meriden, CT.

Dehaine Q., Filippov L. O., Filippova I. V., Tijsseling L. T., y Glass H. J. (2021). Novel approach for processing complex carbonate-rich copper-cobalt mixed ores via reverse flotation. *Minerals Engineering*, 161, 106710.

Dobby, Glenn–SGS (2002). Column flotation *TECHNICAL BULLETIN*, 23.

Eriez Flotation Division – Canada Inc. (2016). *Column Flotation Test Cell: Operating and Maintenance Manual*.

Grohol, M., & Veeh, C. (2023). Study on the Critical Raw Materials for the EU 2023 Final Report. *Directorate-General for Internal Market, Industry, Entrepreneurship and SMEs*.

García de Miguel J.M., (1990). Mineralogía, paragénesis y sucesión de los sulfuros masivos de la Faja Pirítica del suroeste de la Península Ibérica. *Boletín Geológico y Minero*, 101: 73-105.

García Palomero F., (1980). Caracteres geológicos y relaciones morfológicas y genéticas de los yacimientos del Anticlinal de Riotinto. Instituto de Estudios Onubenses “Padre Marchena”. *Excma. Diputación Provincial de Huelva*.

García Palomero F., (1993). Mineralizaciones de Riotinto (Huelva): Geología, génesis modelos geológicos para su explotación y evaluación de reservas mineras. En: Recursos minerales de España. García Guinea J. y Martínez Frías J. (Eds.). *Textos Universitarios – CSIC*.

García Palomero F., Bedia Fernández J.L., García Magariño M. y Sides E.J., (1986). Nuevas investigaciones y trabajos de evaluación de reservas de gossan en Minas de Riotinto. *Boletín Geológico y Minero*, XCVII-V: 622-642.

González de Canales M. (2022a). Instrucción técnica: Análisis granulométrico con cyclosizer. *Laboratorio de metalurgia. Atalaya mining*

González de Canales M. (2022b). Instrucción técnica: Análisis granulométrico con mastersizer 3000. *Laboratorio de metalurgia. Atalaya mining*

González de Canales M. (2022c). Instrucción técnica: Voladura-flotación. *Laboratorio de metalurgia. Atalaya mining*

Gorain, B. K., Franzidis, J. P., & Manlapig, E. V. (2000). Flotation cell design: application of fundamental principles. *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre. Indooroopilly. Queensland. Australia, 1502-1512.*

Hua Q., Guo H., Wang D., Huang Y., Cao Y., Peng W., y Fan G. (2022). A new strategy for selective recovery of low concentration cobalt ions from wastewater: Based on selective chelating precipitation-flotation process. *Journal of the Taiwan Institute of Chemical Engineers, 141*, 104605.

Kawatra, S. K., & Darling, P. (2011). Fundamental principles of froth flotation. *SME mining engineering handbook, 2*, 1517-1531.

Kosakevitch A., García Palomero F., Leca X., Leistel J.M., Lenotre N, y Sobol F., (1993). Contrôles climatique et géomorphologique de la concentration de l'or dans les chapeaux de fer de Rio Tinto (Province de Huelva, Espagne). *Comptes Rendus de l'Academie des Sciences, Paris*, 316, 85-90.

Leistel J.M., Marcoux E., Thiéblemont D., Quesada C., Sánchez A., Almodóvar G.R., Pascual E. y Sáez R. (1998). The volcanic-hosted massive sulphides of the Iberian Pyrite Belt. *Review and preface to the thematic issue. Mineralium Deposita, 33*, 2-30.

Mellado, D., González Clavijo, E., Tornos, F., & Conde, C. (2006). Geología y estructura de la Mina de Río Tinto (Faja Pirítica Ibérica, España). *Geogaceta, 40*, 231-234.

Pérez-Estaún A. y Bea F. (2004) Macizo Ibérico. *Geología de España (J.A. Vera, Ed.), SGE-IGME, Madrid, 19-230.*

Pernechele, M., López, Á., Davoise, D., Maestre, M., König, U., & Norberg, N. (2021). Value of Rapid Mineralogical Monitoring of Copper Ores. *Minerals, 11(10)*, 1142.

Pryor R.N., Rhoden H.N. y Villalón M., (1974). Sampling of Cerro Colorado, Rio Tinto, Spain. *Transactions Institution Mining and Metallurgy, Section B: 156-172.*

Riotinto-Atalaya Mining. <https://riotinto.atalayamining.com>

Routhier P., Aye F., Boyer C., Lècolle M., Molière P., Picot P. y Roger G., (1980). La Ceinture Sud-Ibérique à amas sulfurés dans sa partie espagnole mediane. *Mém. BRGM, 94: 1-265.*

Strauss, G.K. (1970): Sobre la geología de la provincia piritífera del suroeste de la Península Ibérica y de sus yacimientos, en especial sobre la mina de pirita de Lousal (Portugal). *Mem. Inst. Geol. Min. España, 77: 1-266.*

Strauss G.K., Roger G., Lécolle M. y Lopera E., (1981). Geochemical and geological study of the Volcano-Sedimentary Sulfide Orebody of La Zarza, Huelva Province, Spain. *Economic Geology, 76: 1975-2000.*

Tijsseling L. T., Dehaine Q., Rollinson G. K., y Glass H. J. (2019). Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors. *Minerals Engineering*, 138, 246-256.

Yaylali B., Deveci H., Yazici E. Y., y Celep O. (2023). Extraction of cobalt from a cobaltiferrous pyrite concentrate using H₂SO₄-NaNO₃ lixiviant system. *Minerals Engineering*, 198, 108077.

Santos Sepúlveda, J. A. (2020). *Evaluación experimental al proceso de concentración de cobre-cobalto mediante pruebas de concentración magnética y flotación de espuma a escala de laboratorio a partir de un mineral rico en magnetita-pirita-calcopirita* (Doctoral dissertation, Universidad de Talca (Chile). Facultad de Ingeniería).

Wills, B. A., & Finch, J. (2015). *Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*. Butterworth-Heinemann.

Young, C. A. (2019). *SME mineral processing and extractive metallurgy handbook*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration.