



UNIVERSIDAD
DE ATACAMA

FACULTAD DE INGENIERÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA EN METALÚRGIA

RECUPERACIÓN DE FOSFATOS DESDE RELAVES DE COEMIN

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

Profesor Guía: Dr. Luis Valderrama Campusano

Comisión Evaluadora: Luis Valderrama campusano

Oswaldo Pávez Miqueles

Mario Santander Muñoz.

Emerson Andrés Olivares Araya

Copiapó, Chile 2025

RECUPERACIÓN DE FOSFATOS DESDE RELAVES DE COEMIN

Este documento de Trabajo de Titulación fue aprobado por:

Nombre de la comisión	Calificación	Firma
Dr. Luis Valderrama Campusano Departamento de Ingeniería en Metalurgia Universidad de Atacama Copiapó-Chile	6.0	
Dr. Mario Santander Muñoz Departamento de Ingeniería en Metalurgia Universidad de Atacama Copiapó-Chile	6.0	
Dr. Osvaldo Pavez Miqueles Departamento de Ingeniería en Metalurgia Universidad de Atacama Copiapó-Chile	6.0	

Mg. Juan Chamorro González
Director Departamento de Ingeniería en Metalurgia

AGRADECIMIENTOS

A mi amada familia, pilar fundamental en cada paso que doy, a cada profesor con la vocación de enseñar más allá de lo habitual especialmente a mi querido Departamento de Ingeniería en Metalurgia, a cada compañero y amigo que contribuyó en mi crecimiento personal, y a cada persona que fue parte de cada vivencia en la prestigiosa Universidad de Atacama, un abrazo gigante a todos, y especialmente un abrazo al cielo por aquellos que partieron antes de lograrlo. Mi gratitud y recuerdo será eterno.

RESUMEN

La minería chilena genera más de 537 millones de toneladas de relaves al año (SERNAGEOMIN, 2022), lo que representa un desafío social, ambiental y económico, pero también una oportunidad de valorización de recursos como la utilización de los fosfatos, esenciales para la producción de fertilizantes, de los cuales Chile importa más del 85% (Oficio N°135/2022 Comisión de Agricultura, 2023). En este trabajo se evaluó la recuperación de apatita desde relaves de cobre de la Planta Cerrillos (Minera Carola COEMIN), realizando previamente, separación magnética y flotación secuencial de pirita y flotación de fosfato. El relave inicial presentó una ley promedio de 0,28% de P_2O_5 , 49,8% SiO_2 , 8,86% Al_2O_3 , 3,6% K_2O , 3,08% MgO y 2,48% CaO . La separación magnética produjo un material magnético de 50,5% de hierro con una recuperación de 55,7%; en el material no magnético la ley de P_2O_5 se incrementa a 0,33% con una recuperación de 82,6%. Este material fue sometido a flotación para eliminar la pirita y el relave obtenido alcanzó una ley de P_2O_5 de 0,52% con una recuperación de 95,8%. Con este material se realizaron pruebas de flotación para concentrar el fosfato contenido, para lo cual se realizaron pruebas de flotación directa para determinar el pH de la pulpa, tipo y dosis de colector (ácido graso ATRAC-2600) y espumante Metil iso butil carbinol (MIBC). Los mejores resultados obtenidos fueron un concentrado con una ley de P_2O_5 de 1,83%, y una recuperación metalúrgica 41,8%, usando una dosis de colector ATRAC 2600 de 400 g/t, dispersante silicato de sodio de 400 g/t y usando un pH 8. Considerando que la recuperación de fósforo podría llevarse a cabo a partir de relaves para garantizar el suministro de fósforo para fertilizantes, como también una importante fuente de suministro de tierras raras, por lo cual este trabajo muestra un camino para producir concentrado de apatita de interés comercial a partir de relaves.

ABSTRACT

Chilean mining generates more than 537 million tons of tailings annually (SERNAGEOMIN, 2022), which represents an environmental and economic challenge, but also an opportunity for resource valorization, such as the utilization of phosphates, essential for fertilizer production, of which Chile imports more than 85% (Official Letter No. 135/2022, Agricultural Commission, 2023). This study evaluated the recovery of apatite from copper tailings at the Cerrillos Plant (Minera Carola COEMIN), after first performing magnetic separation and sequential flotation of pyrite and phosphate. The initial tailings had an average grade of 0.28% P_2O_5 , 49.8% SiO_2 , 8.86% Al_2O_3 , 3.6% K_2O , 3.08% MgO , and 2.48% CaO . Magnetic separation produced a magnetic material of 50.5% iron with a recovery of 55.7%, in the non-magnetic material the P_2O_5 grade increases to 0.33% with a recovery of 82.6%. This material was subjected to flotation to remove pyrite and the resulting tailings reached a P_2O_5 grade of 0.52% with a recovery of 95.8%. Flotation tests were performed on this material to concentrate the phosphate content, for which direct flotation tests were performed to determine the pH, type and dose of collector (ATRAC-2600 fatty acid) and frother (MIBC). The best results obtained were a P_2O_5 grade of 1.83%, and a metallurgical recovery of 41.8%, using an ATRAC 2600 collector dose of 400 g/t, sodium silicate dispersant of 400 g/t and using a pH of 8. Considering that phosphorus recovery could be carried out from tailings to ensure the supply of phosphorus for fertilizers, as well as an important source of rare earth supply, this work shows a way to produce apatite concentrate of commercial interest from tailings.

INDICE DE CONTENIDO

CAPITULO I. INTRODUCCIÓN	12
1.1. Introducción	12
1.2. Planteamiento del problema.....	15
1.3. Objetivos	16
1.3.1. Objetivo General	16
1.3.2. Objetivos Específicos	16
CAPITULO II. ANTECEDENTES TEÓRICOS	17
2.1. Descripción de la empresa.....	17
2.1.1. Planta Cerrillos	17
2.2. Apatita	18
2.3 Fósforo.....	20
2.3.1. Extracción del fósforo.....	21
2.3.2. Impactos ambientales de la minería de fosfatos	21
2.3.3. Desafíos y perspectivas.....	21
2.3.4. Principales Usos su Importancia.....	22
2.3.4. Otras Aplicaciones.....	23
2.4. Producción e importación en Chile.....	24
2.5. Flotación de Apatita.....	24
2.6. Métodos de concentración.....	29
2.6.1. Concentración por Flotación.....	29
2.4.2. Concentración Magnética	46
2.6.3 Flotación directa	48
2.6.4 Flotación inversa.....	49
CAPITULO III. METODOLOGÍA Y DESARROLLO EXPERIMENTAL	49
3.1. Caracterización de muestras	50
3.1.2. Preparación de muestras	50

3.1.3. Análisis granulométrico	50
3.1.4. Peso específico.....	50
3.2. Separación magnética en húmedo	50
3.2.1 homogenización y caracterización de material no magnético	52
3.3. Preparación para flotación de pirita.....	53
3.3.1 Dosificación de reactivos.....	54
3.3.2. Secado y filtrado del material	54
3.4 Flotación de fosfatos.....	55
3.4.1. Peso específico de material no magnético sin pirita	55
3.4.2. Preparación del material primera etapa	55
3.4.2. Segunda etapa de flotación de fosfatos, colector fijo y espumante variable.	56
3.4.3. Tercera etapa de flotación de fosfatos, variando pH	56
3.5. Equipos	57
3.6 Reactivos de flotación	58
CAPITULO IV. RESULTADOS Y DISCUSIONES	59
4.1. Resultados caracterización de relave proveniente de COEMIN.	59
4.1.1 análisis granulométrico.	59
4.1.2 Determinación de peso específico: método picnómetro	59
4.1.3 Análisis químico muestra de relave COEMIN	60
4.2 Separación magnética de baja intensidad	60
4.2.1 Densidad de material no magnético.....	60
4.2.2 Análisis químico	61
4.3 Flotación de pirita material no magnético	62
4.3.1. Análisis granulométrico	62
4.3.2 Densidad del producto sin pirita	62
4.3.3 Análisis químico resultante de la flotación de pirita.....	63
4.4 FLOTACION DE FOSFATOS	65
4.4.1. Primera etapa, resultado análisis químico.....	66

4.4.2. Segunda etapa de flotación de fosfatos, colector fijo y espumante variable.	68
4.4.3. Tercera etapa de flotación de fosfatos, variando pH	70
CAPITULO V. CONCLUSIONES	72
CAPITULO VI. REFERENCIAS	73

ÍNDICE DE TABLAS

CAPITULO I. INTRODUCCIÓN	12
CAPITULO II. ANTECEDENTES TEÓRICOS	17
Tabla 2.1. Minerales del grupo de la apatita.....	18
Tabla 2.3: Producción de roca fosfórica en Chile por regiones (t).....	24
CAPITULO III. METODOLOGÍA Y DESARROLLO EXPERIMENTAL	49
CAPITULO IV. RESULTADOS Y DISCUSIONES	59
Tabla 4.1: Peso específico relave COEMIN.....	60
Tabla 4.2 Composición química muestra inicial.	60
Tabla 4.3: densidad material no magnético	61
Tabla 4.4: Resultado análisis químico material no magnético	61
Tabla 4.6: Recuperación metalúrgica material no magnético.	61
Tabla 4.7: Densidad de relave sin pirita	63
Tabla 4.8: Resultados análisis químico flotación de pirita	63
Tabla 4.9: Resultados análisis químico hierro y fosfatos flotación de pirita.....	64
Tabla 4.10: Recuperación metalúrgica flotación de pirita.....	64
Tabla 4.11: Resultados pruebas de flotación rougher variando la dosificación de colector.	66
Tabla 4.12: Resultados de análisis químico, espumante variable.....	68
Tabla 4.13: Resultados de análisis químico, variaciones de pH.....	70
CAPITULO V. CONCLUSIONES	72
CAPITULO VI. REFERENCIAS.....	73

ÍNDICE DE FIGURAS

CAPITULO I. INTRODUCCIÓN	12
CAPITULO II. ANTECEDENTES TEÓRICOS	17
Figura 2.1: Estructura cristalina apatita.....	20
Figura 2.1: interacción entre la partícula y la burbuja en la flotación.....	29
Figura 2.2: representación esquemática de la doble capa eléctrica.....	32
Figura 2.3: Modelo más simple de la doble capa eléctrica.....	33
Figura 2.4: Modelo de la doble capa eléctrica donde hay adsorción específica.....	34
Figura 2.5: Modelo de la doble capa eléctrica con adsorción super-equivalente.....	35
Figura 2.6: ilustración de la doble capa eléctrica y potencial zeta	36
Figura 2.7: Adhesión del colector a la superficie del mineral.....	39
Figura 2.8: Clasificación de colectores.....	41
Figura 2.9. Adhesión espumante a la superficie de la burbuja de aire.....	42
Figura 2.10: Celda de flotación Mecánica.....	43
Figura 2.11: Ejemplo de celda neumática: celda de flotación Columnar.....	45
Figura 2.12. Representación del proceso de flotación mediante balance metalúrgico.....	45
Figura 2.13: tambor magnético de baja intensidad.....	48
Figura 2.15: Mecanismo de flotación directa de apatita.....	49
CAPITULO III. METODOLOGÍA Y DESARROLLO EXPERIMENTAL	49
Figura 3.1: separador magnético de baja intensidad.....	51
Figura 3.2: muestras en horno de secado.....	52
Figura 3.3: flotación de pirita.....	54
Figura 3.4. Celda de flotación Denver Metso D-12.....	57
Figura 3.5. Celda de agitación y su agitador marca IKA.....	58
CAPITULO IV. RESULTADOS Y DISCUSIONES	59

Figura 4.1: distribución granulométrica muestra de relave COEMIN.	59
Figura 4.2: distribución granulométrica flotación de pirita.....	62
Figura 4.3: Comparación en peso de Fe y P ₂ O ₅ de cada flujo	65
Figura 4.4: Gráfico porcentaje y recuperación metalúrgica de P ₂ O ₅ para el concentrado rougher de flotación de fosfatos con variación de dosificación de ATRAC-2600.....	67
Figura 4.5: Recuperación de P ₂ O ₅ de flotación variando la dosificación de SiNa.....	69
Figura 4.6: flotación de fosfatos con variaciones particulares.	71
CAPITULO V. CONCLUSIONES	72
CAPITULO VI. REFERENCIAS	73

CAPITULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Introducción

La industria minera ha sido históricamente responsable de la extracción y procesamiento de grandes volúmenes de minerales, con el fin de obtener metales de alto valor comercial, como el cobre. Sin embargo, en los últimos años, uno de los problemas recurrentes ha sido la disminución de la ley del cobre, lo que ha obligado a las empresas a procesar mayores volúmenes de material para obtener una cantidad similar de metal, lo cual incrementa los costos de operación. Este fenómeno ha generado un aumento en los costos de exploración, explotación, y procesamiento de los recursos minerales. Además, las demandas crecientes de agua y energía, sumadas al manejo de desechos industriales, se han convertido en un desafío para la sostenibilidad del sector. (Kaiser et al., 2017; Fernández, 2018; Moncada y González, 2019).

Según la información entregada por SERNAGEOMIN, la minería en Chile produce anualmente alrededor de 537 millones de toneladas anuales de relave. Lo que genera distintos problemas medioambientales. (SERNAGEOMIN, 2022).

El tratamiento de relaves puede resultar rentable por varias razones clave, tanto económicas como ambientales. Primero, la recuperación de metales valiosos como oro, plata, cobre y zinc de los relaves, mediante tecnologías avanzadas como la lixiviación y la flotación, permite generar ingresos adicionales para las empresas mineras (Elizondo y Castillo, 2019). Esta práctica también contribuye a la reducción de costos operativos, ya que, al aprovechar los relaves, se disminuye la necesidad de extraer minerales frescos, lo que prolonga la vida útil de las minas (Sánchez y Pérez, 2018). Además, el tratamiento adecuado de relaves minimiza el impacto ambiental, ayudando a las empresas a cumplir con regulaciones más estrictas y evitando sanciones o daños a la reputación (González y Díaz, 2020). Por último, la implementación de tecnologías emergentes mejora la eficiencia de la recuperación de metales y hace más rentable el proceso de tratamiento (Ruiz y Soto, 2021).

Debido a estas condiciones, se han planteado diversas hipótesis que señalan la rentabilidad potencial del tratamiento de relaves. En primer lugar, estos productos ya han sido previamente triturados y procesados, lo que elimina etapas costosas como la molienda y reduce significativamente los costos operacionales (Sarker et al., 2022). Además, los relaves suelen

depositarse mediante distintas técnicas —convencional, espesado, filtrado o en pasta— muchas de las cuales permiten recuperar entre el 65 % y el 90 % del agua contenida, viabilizando su reutilización en procesos mineros (Cacciuttolo et al., 2024; Process Minerals Consulting 2024).

Asimismo, se ha comprobado que los relaves contienen concentraciones importantes de elementos como cobre, zinc y cobalto, y en algunos casos tierras raras o metales estratégicos, que pueden ser extraídos a través de métodos fisicoquímicos o biometalúrgicos, contribuyendo tanto a la economía circular como a la reducción del volumen y toxicidad del residuo final (Kursunoglu, 2025; Sarker et al., 2022).

Los métodos de concentración para los relaves van de la separación por densidad, magnéticos, flotación, electrostáticos, pirometalúrgicos, lixiviación, biolixiviación que se emplean principalmente para rechazar una cantidad significativa de minerales de ganga y proporcionar una mejor alimentación a los procesos posteriores. La separación por densidad se utiliza en el procesamiento de minerales para separar minerales en función de diferencias en su gravedad específica. Los minerales de tierras raras pueden ser concentrado por separación por gravedad, ya que tienen gravedad específica relativamente alta ($3,5 \text{ kgL}^{-1}$ a 7 kgL^{-1}) y están asociados con minerales de ganga, que son significativamente menos densos. Los fosfatos se pueden concentrar en concentradores centrífugos del tipo Falcon. Jordens et al. (2014). Bulaev et al. (2019); Yehia et al. (2019).

Más de la mitad de la producción mundial de fosfato se concentra por flotación, la flotación de apatita es un proceso complicado, debido a las propiedades superficiales similares de la apatita y la ganga. El punto de carga cero (ZPC) de la superficie de la apatita es en torno a pH 4, por lo tanto, la flotación se puede realizar mediante colectores aniónicos a pH básico, donde la quimisorción es la principal interacción entre los colectores y la superficie de la apatita. Varias investigaciones indican que los ácidos grasos como colectores son sensibles a las lamelas y los iones disueltos. Una forma de superar estos inconvenientes es usar mezclas de colectores teniendo ventajas sinérgicas sobre el uso de un colector individual, lo que mejora la parte económicas y técnicas de flotación. (Owens, et al., 2019; Kou et al., 2010; Jong, et al., 2017).

En los últimos años se han desarrollado reactivos más sofisticados, como los colectores sintéticos, cuando el uso de ácidos grasos para hacer flotar minerales fosfatados complejos no es factible debido a su baja selectividad y recuperación metalúrgica. En el caso de los minerales

de apatita magmática, una práctica que se está volviendo común es la mezcla de colectores sintéticos con ácidos grasos para aumentar la eficiencia del ácido graso. La desventaja que tienen estos colectores es la dosis de reactivo muy alta para obtener un buen desempeño, Jafaria et al., 2018). En las últimas décadas se han realizado numerosas investigaciones sobre la optimización de la flotación de apatita ígneas y sedimentarias con el fin de mejorar la ley y recuperación y como consecuencia las tierras raras contenidas en ellas (Gorochoveva, et al., 2014).

En nuestro país el término rocas fosfóricas engloba a las fosforita, apatita y guano, que, en conjunto, se utilizan en más de un 90% para producir fertilizantes. La producción de roca fosfórica ha sido mínima, en el año 2023 solo se produjeron 9.780 toneladas y corresponde a guano de la Región de Tarapacá. Por otro lado, Chile importó 253.751 toneladas de fertilizantes fosfatados por un valor US\$ CIF de 258.100.000, entregando un valor por tonelada de US\$ 1.017, para ser usado en la agricultura Cochilco (2023).

En función de lo planteado, existen diversos grupos de minerales que pueden recuperarse desde los relaves los cuales tienen inmensas aplicaciones y perjudican en la economía de nuestro país, como sucede con el grupo fosfato, utilizado en la agricultura, específicamente en fertilizantes, considerando que Chile importa alrededor de un 85% de sus fertilizantes fosforados en su mayoría desde Canadá, Rusia y Bielorrusia, situación que se vio afectada generando que en 2022 se importara un 27% menos del tonelaje que en el año 2020. Considerando el coste de importaciones y la caída de la cantidad importada es que la recuperación de fosfatos desde los relaves podría significar enormemente un aporte para nuestra economía, contribuyendo a suplir y mitigar la necesidad de fertilizantes.

1.2. Planteamiento del problema

En base a lo anteriormente descrito, considerando la importancia de diversificar los procesos productivos, la relevancia económica que pueden tener los minerales que están presentes en los relaves, es necesario determinar la factibilidad técnica de la flotación directa de apatita presente en relaves de cobre provenientes de Planta Cerrillo del Grupo Minera Carola Coemin, y encontrar una posible ruta para su concentración.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo General

- Determinar la flotabilidad de la apatita contenida en los relaves de cobre mediante el uso de pruebas de flotación a escala de laboratorio.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Caracterizar el relave de cobre mediante análisis físico, químico y mineralógico, con el fin de determinar el contenido de minerales de fosfato.
- Determinar e implementar un procedimiento que permita recuperar la apatita contenida en relaves de cobre mediante flotación de fosfatos.
- Analizar los efectos de las variables de flotación de fosfatos tales como dosificación de reactivos y cambios en pH mediante pruebas de laboratorio para encontrar las condiciones óptimas que permitan la mejor recuperación de apatita del relave de cobre.

CAPITULO II. ANTECEDENTES TEÓRICOS

2.1. Descripción de la empresa

El grupo Carola-Coemin está conformado por capitales 100% chilenos, y se dedica a la extracción de minerales de producción de concentrados de cobre, oro y plata. El mineral se extrae de mina Carola y posteriormente se procesa en planta cerrillos (Carola-Coemin, s.f.).

2.1.1. Planta Cerrillos

Planta Cerrillos, de propiedad de la compañía exploradora y explotadora minera chileno Rumana S.A, está ubicada a 30 km. Al sur de la ciudad de Copiapó y produce concentrados de cobre mediante un proceso de flotación convencional de mineral compuesto principalmente de calcopirita y minerales de cobre.

Dentro del proceso de producción se destaca la operación de un Espesador de relaves de última tecnología, que permite depositar relave en pasta en vez de relave convencional, recuperando y reutilizando sobre el 85% del agua en procesos, además de entregar mayor estabilidad física y química al depósito minero.

En el año 2019, la Planta Cerrillos del Grupo Minero Carola-Coemin contó con una dotación de 313 personas, de las cuales el 65 % correspondía a empleos directos y el 35 % a empleos externos o indirectos. La gran mayoría de estos trabajadores residía en la Región de Atacama.

La planta considera aumentar en un 10% del beneficio de minerales por el proceso de flotación, vale decir, un incremento de 2.880.000 t/año a 3.168.000 t/año, equivalente a aumentar el procesamiento promedio mensual de 240.000 ton a 264.000 t, con el objetivo de producir una mayor cantidad de concentrado de cobre.

El aumento en el procesamiento minerales en Planta Cerrillos implica un aumento en el volumen de relaves e a ser depositado en el tranque de relaves en pasta, aprobado mediante la RCA N°263/2011 de la Comisión de Evaluación de Atacama (en adelante “COEVA”). Cabe mencionar que el depósito de relaves N°5 no será modificado estructuralmente, sólo se prevé la disminución de su vida útil, debido al aumento en la tasa de depositación.

2.2. Apatita

La apatita es el principal mineral de fósforo la cual tiene por fórmula química $\text{Ca}_3\text{X}(\text{PO}_4)_3$ en la cual la X representa un Cl (cloro), F (flúor) y OH (ion hidroxilo). De acuerdo a la anterior nomenclatura reciben el nombre de cloro, flúor o hidroxiapatita respectivamente, siendo la segunda y tercera las más comunes. En la tabla 2.1 se presentan los minerales del grupo de la apatita.

Tabla 2.1. Minerales del grupo de la apatita.

Mineral	Fórmula Química
Fluorapatita	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F}$
Hidroxiapatita	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{OH}$
Cloroapatita	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{Cl}$
Brushita	$\text{CaHPO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$
Carbonato hidroxiapatita	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4\text{CO}_3)_3\text{OH}$
Carbonato fluorapatita	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4\text{CO}_3)_3\text{F}$
Estroncio apatita	$(\text{Sr},\text{Ca})_5(\text{PO}_4)_3\text{OHF}$
Belovia	$\text{Sr}_5\text{Na}(\text{La},\text{Ce})(\text{PO}_4)_3(\text{FOH})$
Monetita	CaHPO_4

La apatita corresponde a un mineral de la familia de las sales semi-solubles, cristaliza en el sistema hexagonal, con una superficie característicamente lisa no porosa, este atributo le otorga a la apatita mejores condiciones de flotabilidad, por sobre las formas amorfas resultantes de depósitos sedimentarios. (Vergara, A, 1989)

En la figura 2.1 se puede observar la distribución de los átomos constituyentes de la estructura cristalina de la fluorapatita, $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F}$, se visualizan dos tipos de iones calcio (Ca I y Ca II) difiriendo en sus posiciones en la red cristalina. El plano de proyección de la figura es perpendicular al eje cristalográfico c. Los iones Ca I están situados en los ejes ternarios Z, perpendiculares a este plano, en las cotas $Z = 0$ y $Z = 1/2$ (asumiendo el plano de proyección en $Z = 0$) y cada uno de estos iones coordina con 9 átomos de oxígeno.

Los átomos de fósforo ocurren en planos de simetría existentes en las cotas $Z = 1/4$ y $Z = 3/4$ y unen las columnas Ca I, a través de la formación de tetraedros PO_4^{-3} con 4 átomos de

oxígeno de columnas vecinas. De esta forma, en la figura, estos elementos forman los contornos de hexágonos regulares, siendo los vértices ocupados por CaI, Slansky, (1980).

Actualmente la producción mundial de fosforo se encuentra concentrada en los diez grandes países productores, China el primer productor a nivel mundial, Marruecos, Estados Unidos, Rusia, Brasil, Egipto, Perú, Túnez, Vietnam y Israel, según lo indicados por el servicio geológico de los Estados Unidos. Alrededor del 90% de las reservas mundiales se encuentran en estos países. En la tabla 2.2 se presenta la producción mundial de roca de fosfato Kanazawa, (1989).

Tabla 2.2. Producción mundial de roca de fosfato en miles de toneladas métricas.

País	2023	2024
China	105.000	110.000
Marruecos	33.000	30.000
Estados Unidos	19.600	20.000
Rusia	13,000	14.000
Brasil	5.280	5.300
Egipto	5.000	5.000
Perú	4.700	5.000
Túnez	3.600	3.300
Vietnam	2.500	2.600
Israel	2.310	2.300
Australia	2.500	2.500
India	1.800	1.600
Sudáfrica	1.720	2.200
Argelia	2.000	2.000
Finlandia	906	900
Siria	800	2.000
Otros	29.284	31.100
Total mundial	233.000	240.000

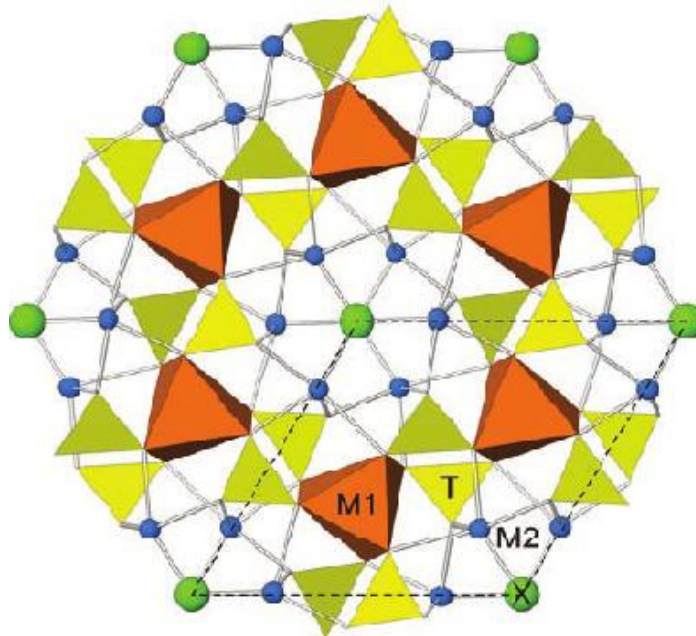


Figura 2.1: Estructura cristalina apatita

La apatita cristaliza en el sistema hexagonal, formando cristales prismáticos hexagonales o tabulares. Su dureza varía entre 5 y 5,5 en la escala de Mohs, y su color puede ser muy variable, desde incoloro hasta azul, verde, marrón o amarillo, dependiendo de las impurezas presentes. (Klein y Hurlbut, 1993)

2.3 Fósforo

El fósforo es un elemento esencial para los organismos vivos y de gran relevancia industrial, principalmente presente en forma de fosfatos en minerales y rocas sedimentarias. Su recuperación resulta fundamental para la producción de fertilizantes, considerados un pilar de la agricultura moderna. No obstante, la extracción primaria de fosfatos implica desafíos ambientales y sociales significativos, lo que ha motivado la búsqueda de fuentes alternativas de obtención. En este contexto, la recuperación de fosfatos desde relaves mineros surge como una estrategia sostenible, que permite valorizar residuos y, al mismo tiempo, mitigar los impactos ambientales asociados a la minería tradicional (Cordell y White, 2014).

2.3.1. Extracción del fósforo.

El proceso de extracción del fósforo involucra varias etapas:

1. **Exploración y extracción:** Se identifican y explotan las vetas de rocas fosfóricas mediante métodos mineros convencionales, como la minería a cielo abierto o subterránea.
2. **Trituración y molienda:** La roca extraída se tritura y muele para reducir su tamaño y aumentar la superficie de contacto con los reactivos químicos.
3. **Concentración:** Se utilizan procesos físicos y químicos para separar el mineral de fósforo de las impurezas.
4. **Producción de ácido fosfórico:** El concentrado de fosfato se trata con ácido sulfúrico para obtener ácido fosfórico, que es la materia prima para la producción de fertilizantes.

2.3.2. Impactos ambientales de la minería de fosfatos

La extracción de fósforo puede tener un impacto significativo en el medio ambiente:

- **Degradación del suelo:** La minería a cielo abierto puede causar erosión del suelo y pérdida de biodiversidad.
- **Contaminación del agua:** Los residuos de la minería pueden contaminar las aguas superficiales y subterráneas con fósforo, lo que puede llevar a la eutrofización de los cuerpos de agua.
- **Generación de residuos:** La minería de fosfatos produce grandes cantidades de residuos sólidos que deben ser gestionados adecuadamente.

2.3.3. Desafíos y perspectivas

La creciente demanda de alimentos y la finitud de los recursos fosfatos plantean desafíos importantes:

- **Escasez de recursos:** Los depósitos de fosfatos de alta calidad se están agotando, lo que podría limitar la producción de alimentos en el futuro.
- **Desarrollo de tecnologías más sostenibles:** Se necesitan tecnologías más eficientes y

menos contaminantes para la extracción y procesamiento de fosfatos.

- **Reciclaje de fósforo:** El reciclaje de fósforo a partir de residuos agrícolas y urbanos es una alternativa prometedora para reducir la dependencia de los recursos minerales.[5]

2.3.4. Principales Usos su Importancia

El fósforo es un elemento químico esencial para la vida y con una amplia gama de aplicaciones industriales. A continuación, exploraremos los principales usos de este elemento, y te proporcionaré ejemplos de imágenes que pueden enriquecer tu comprensión (Smith, y Johnson, 2023).

2.3.4.1. Agricultura

- **Fertilizantes:** El fósforo es un nutriente esencial para el crecimiento de las plantas, formando parte de moléculas como el ATP y los ácidos nucleicos. La deficiencia de fósforo en el suelo puede limitar el crecimiento de los cultivos.
- **Alimento para el ganado:** Los fosfatos se añaden a los alimentos para el ganado como suplemento nutricional.

2.3.4.2. Industria Alimentaria:

- **Conservante:** El fósforo se utiliza como conservante en algunos alimentos procesados para prolongar su vida útil.
- **Levadura:** En la producción de levadura, el fósforo es un nutriente esencial para el crecimiento de las células de levadura.
- **Aditivo:** Se utiliza en la producción de algunos alimentos procesados como un agente leudante o para mejorar la textura.

2.3.4.3. Industria Química

- **Producción de ácido fosfórico:** El ácido fosfórico, obtenido a partir de rocas fosfóricas, es utilizado en la producción de fertilizantes, detergentes y otros productos químicos.
- **Producción de detergentes:** Los fosfatos se utilizan en la producción de detergentes

para ablandar el agua y mejorar su capacidad de limpieza.

- **Producción de pesticidas:** Algunos compuestos de fósforo se utilizan como ingredientes activos en pesticidas.

2.3.4.4. Industria Metalúrgica

- **Aleaciones:** El fósforo se utiliza en la producción de algunas aleaciones metálicas para mejorar sus propiedades.
- **Desoxidante:** En la metalurgia, el fósforo se utiliza como desoxidante para eliminar el oxígeno del metal fundido.

2.3.4. Otras Aplicaciones

- **Fósforos:** El fósforo blanco se utilizaba en la fabricación de fósforos, aunque su uso ha sido restringido debido a su alta toxicidad.
- **Pirotecnia:** El fósforo se utiliza en la fabricación de fuegos artificiales y bengalas debido a su capacidad para emitir luz al quemarse.
- **Medicamentos:** Algunos compuestos de fósforo se utilizan en la fabricación de medicamentos.
- **Industria del vidrio:** El fósforo se utiliza en la producción de vidrio para mejorar su resistencia y brillo (Cordell, et al., 2009)

2.4. Producción e importación en Chile

En Chile la institución a cargo de realizar las primeras exploraciones mineras en busca de minerales de fosfatos fue SERNAGEOMIN alrededor de 1963, no obstante, el primer depósito de importancia se encuentra en el año 1976 con el proyecto “depósitos de Fosforitas”. Posteriormente entre 1982-1985 se haya el segundo depósito de importancia en la localidad de Bahía Inglesa. En la tabla 2.3 se presenta la producción en Chile de rocas fosfóricas.

Tabla 2.3: Producción de roca fosfórica en Chile por regiones (t).

Año/Región	2020	2021	2022	2023
Tarapacá	2.091	2.229	3.346	2.365
Antofagasta	-	-	-	-
Atacama	-	-	-	7.415
Coquimbo	-	-	-	-
Total	2.091	2.229	3.346	9.780

En la tabla 2.3, se puede observar la producción de roca fosfórica en Chile en toneladas (t), se observa que para el año 2020 Chile produjo 2.091 t, y en el año 2023 produjo 9.780 t, en que la Región de Atacama aportó con 7.415 t.

Dada la disminución constante de la producción de roca fosfórica en Chile, el mercado se ha visto en la obligación de importar este recurso para poder suplir la demanda. En el año 2023 se importaron de guano fueron 6.276 toneladas por un valor de US\$ 9.800.000, fosfato de calcio 41.650 toneladas por un valor de US\$ 24.600.000, fosfato de amonio 170.584 toneladas por un valor de US\$ 110.600.000; superfosfato 37.923 toneladas por un valor de US\$ 17.800.000, dando un valor promedio por estos productos de 635 dólares por tonelada de los productos importados.

2.5. Flotación de Apatita

La flotación de apatita es un proceso metalúrgico fundamental para la obtención de concentrados de fosfato, utilizados principalmente en la producción de fertilizantes que son cruciales para la agricultura moderna y la seguridad alimentaria global. Este proceso se basa en las diferencias de las propiedades superficiales de los minerales, permitiendo que las partículas

de apatita se adhieran a burbujas de aire y floten a la superficie de una pulpa, mientras que las partículas de ganga se hunden, más del 60% del fosfato comercial en el mundo se procesa por flotación (Abdel-Zaher, 2008).

La separación de carbonato y fosfato por flotación se emplea comercialmente en Finlandia y Brasil para procesar rocas ígneas de fosfato, mientras que los minerales de fosfato sedimentario que contienen carbonato se benefician mediante flotación en India y China.

En los depósitos de roca fosfórica los minerales de ganga son: óxidos de hierro, micas, vermiculitas, minerales de titanio y carbonatos, pero los que presentan un mayor problema en su separación son la calcita y dolomita. Los otros minerales son fácilmente separados por flotación, mientras que los carbonatos y fosfatos tienen respuestas similares frente a los colectores catiónicos y aniónicos, dificultando su separación por flotación.

La separación de carbonatos de fosfato es extremadamente compleja y de gran importancia, porque la mayoría de los depósitos mundiales de fosfato (de origen ígneo) presentan ganga de carbonatos en cantidades variables.

Varios autores demostraron que es posible flotar carbonatos (calcita y dolomita), con ácidos grasos o sus jabones, y deprimir el fosfato en medio ácido con la presencia de sales de fosfato soluble. (Antti y Forssberg, 1989; Abdel-Khalek, 2000; Mishra, 1982).

Para obtener flotación selectiva entre carbonatos y fosfato en el intervalo de pH de 5,5 a 6 es necesario:

- Reducir la concentración de los iones Ca^{2+} libres adicionando reactivos químicos adecuados, tales como: ácido sulfúrico o ácido oxálico.
- Aumentar la concentración de HPO_4 a través de la adición de sales de fosfato solubles para intensificar la depresión del fosfato.
- La depresión de la apatita por los iones fosfato ($\text{H}_2\text{PO}_4^-/\text{HPO}_4^{2-}$) en medio ácido es debida a la adsorción específica de los iones fosfatos en los sitios calcio de la superficie de la apatita, formando $\text{CaHPO}_4(\text{aq})$ impidiendo, de esta forma, la adsorción del oleato. El efecto perjudicial de los iones Ca^{2+} en solución es por el hecho que estos disminuyen considerablemente la concentración del $\text{CaHPO}_4(\text{aq})$ imposibilitando la depresión del fosfato.

Los resultados de pruebas de micro flotación para calcita y apatita puras, indicaron la depresión de la apatita por efecto de los iones fosfato del K_3PO_4 en todo el intervalo de pH estudiada. Además de esto, confirman que la calcita puede ser flotada en medio ácido sin efecto de los iones fosfato, una vez que fue deprimida bajo condiciones alcalinas. El colector utilizado en estas pruebas fue el oleato de potasio (Vaman Rao, 1985)

Estudios del efecto de las especies disueltas en las propiedades de los minerales calcita y apatita mostraron que en pH neutro o ácido el efecto de las especies disueltas beneficia la separación de calcita y apatita, porque la calcita es deprimida en pH alcalino, y la depresión de la apatita ocurre en todo el intervalo de pH, en presencia de sobrenadante de la calcita (Ananthapadmanabhan y Somasundaran, 1977)

Otro aspecto positivo de la flotación en medio ácido es el hecho de que el carbonato reacciona con el ácido adicionado para la depresión del fosfato y ajuste del pH. Esta reacción provoca una disolución continua con la remoción de los contaminantes superficiales, creando una superficie limpia y adecuada para la adsorción del ácido graso. Además de esto, durante tal proceso de disolución, son generadas microburbujas de CO_2 en la superficie de la calcita y dolomita, que impiden la formación de enlace de hidrogeno en la película del líquido que envuelve la superficie del mineral, permitiendo la adsorción inmediata del colector, favoreciendo la interacción burbuja-partícula y consecuentemente la flotación de la calcita y dolomita. (Elgillani y Abouzeid, 1993), (Abdel-Khalek, 2000).

Cuando un mineral fosfático calcáreo de la India fue sometido a flotación en medio ácido (pH 6,5) fueron obtenidos resultados satisfactorios utilizando ácido oleico como colector para calcita y K_2HPO_4 como depresor para la apatita, confirmando estos resultados con los obtenidos en micro flotación. (Vaman Rao, et al., 1985).

Minerales fosfáticos egipcios, provenientes de la costa del Mar Rojo (ganga compuesta por dolomita/calcita), también fueron concentrados eficientemente por flotación en medio ácido (pH 5,8). El H_3PO_4 fue mejor depresor para fluorapatita que el $H_2C_2O_4$ (oxalato), que a su vez fue más eficiente que H_2SO_4 . Cuando utilizaron mezclas de reactivos tales como: $H_3PO_4/H_2C_2O_4$ o $KH_2PO_4/H_2C_2O_4$, que solamente reactivos solos, son obtenidos resultados de flotación más eficientes. Este incremento en la recuperación en la flotación es debido a la suma

de los efectos de KH_2PO_4 y H_3PO_4 , que aumentan la concentración del complejo calcio/fosfato $[\text{CaHPO}_{4(\text{aq})}]$, responsable por la depresión de la fluorapatita, con el efecto del ion oxalato que controla la concentración de Ca^{2+} libre a través de la precipitación de oxalato de calcio en mayor cantidad que los iones sulfato. (Elgillani y Abouzeid 1993)

En ambos trabajos, se observó que los iones fosfato no son capaces de deprimir a la apatita cuando es sometida a largos tiempo de contacto con el mineral. Es posible que la disolución excesiva de Ca^{2+} de la calcita en pH ácido compense el efecto depresor del fosfato, o sea, la concentración de $\text{CaHPO}_{4(\text{aq})}$ disminuye con el aumento del tiempo de acondicionamiento.

Resultados de micro flotación de fluorapatita y calcita, demostraron que estos dos minerales podrían ser separados por flotación en medio alcalino, pH en torno de 10, utilizando como colector para la apatita oleato de sodio y como depresor de la calcita el meta silicato de sodio ($\text{Na}_2\text{SiO}_3 \cdot 9\text{H}_2\text{O}$).

En medio alcalino el meta silicato de sodio reacciona selectivamente en la superficie de la calcita cargada negativamente, adsorbiéndose por enlace de hidrogeno entre los átomos de oxígeno de la estructura cristalina de la calcita y los grupos OH^- de los silicatos.

El efecto del silicato de sodio como depresor de la calcita fue examinado en escala de laboratorio, utilizando un mineral fosfático sueco con ganga compuesta principalmente por calcita y silicatos; como colector de fosfato fue usado oleato de sodio. Aunque fue observada una acción selectiva del silicato de sodio en la superficie de la calcita, no fue obtenida selectividad significativa entre calcita y apatita para ninguna concentración de silicato de sodio en un intervalo de pH variando de 7 a 11. Para altas concentraciones de silicato tanto para la apatita como la calcita fueron deprimidas debido a la disminución de la cantidad de iones colectores (oleato) por la precipitación del $\text{NaH}(\text{OL})_2$. (Hanumantha Rao y Forssberg, 1991).

La flotabilidad de la apatita y calcita con oleato de sodio fue estudiada para un amplio intervalo de pH y concentración del colector. Por medio de pruebas de micro flotación con mineral puro, se obtuvieron recuperación máxima de apatita en pH intermedio (en torno de 8) para mineral fosfático sueco. (Pugh, y Stenius, 1985).

Alta recuperación en flotación en pH intermedio (pH 8) fue justificado por la formación

del complejo jabón-ácido entre ácido oleico y oleato $(RCOO)_2H^-$. En esta faja de pH (7-8) este complejo es más activo en la superficie de ambos, o jabón o ácido solo. Además de esto, ocurre la formación de agregados bidimensionales llamados hemimicelas, constituido un filme interfacial altamente hidrofóbico por la co-adsorción de especies moleculares e iónicas de la solución.

Esta co-adsorción de moléculas neutras entre las especies iónicas reduce la repulsión electrostática entre los grupos polares (“cabeza del colector”) adsorbidos en la superficie del mineral.

Según diversos autores, en pH en torno de 8 las isothermas de adsorción del oleato en la superficie de la apatita corresponden a una monocapa seguida por precipitación del oleato de calcio, mientras en pH 9, 10 y 11, las isothermas indicaran formación de una bicapa de oleato en la superficie de la apatita, antes de la precipitación del oleato de calcio en la solución, como está ilustrado en la figura 2.5. La recta vertical indica la precipitación del oleato de calcio en la solución.

La formación de una bicapa superficial está relacionada con la reducción en la recuperación en la flotación debido al hecho de que la segunda capa del colector es formada por enlace entre las dos cadenas de hidrocarburos del reactivo dejando la cabeza polar del colector en contacto con la solución, el que torna la superficie del mineral nuevamente hidrofílica. Mientras la flotabilidad de la calcita con oleato de sodio aumenta con el aumento del pH.

En la práctica, para una misma recuperación en flotación (cerca de 90%), la apatita requiere una concentración de oleato menor que la calcita ($7 \times 10^{-5} M$ de oleato para apatita) [10]. Las curvas de isothermas de adsorción para oleato en la apatita indican que el proceso de adsorción es influenciado por la composición y estructura de la superficie del mineral. La densidad de adsorción correspondiente a la formación de la monocapa superficial completa para apatita ($5 \mu\text{moles}/\text{m}^2$). Sumando a esto, los experimentos de micro flotación con oleato mostraron que la apatita, al contrario de la calcita, es sensible a súper dosis de colector Antti y Forssberg, 1989).

2.6. Métodos de concentración

2.6.1. Concentración por Flotación

El proceso de flotación de minerales constituye el principal método de concentración de minerales de cobre actualmente en uso, se caracteriza a rasgos generales por ser el resultado de la interacción de muchas variables que involucran factores fisicoquímicos, operacionales y mecánicos.

2.6.1.1. Principios de la Flotación

La colección de partículas sólidas mediante burbujas de aire en la flotación, ocurre gracias a que se cumplen 3 micro procesos en la interacción partícula-burbuja, en primer lugar, el encuentro entre la partícula y la burbuja, comúnmente conocida como colisión, luego la adhesión de las partículas sólidas a las burbujas de gas generadas en la celda, terminando con el ascenso estable de las partículas determinadas a flotar (transporte a la superficie de la celda o columna) y el descenso de las partículas que no requieren ser flotadas las cuales constituyen los relaves (separación de partículas útiles de las no útiles) (Haber et al., 2023).

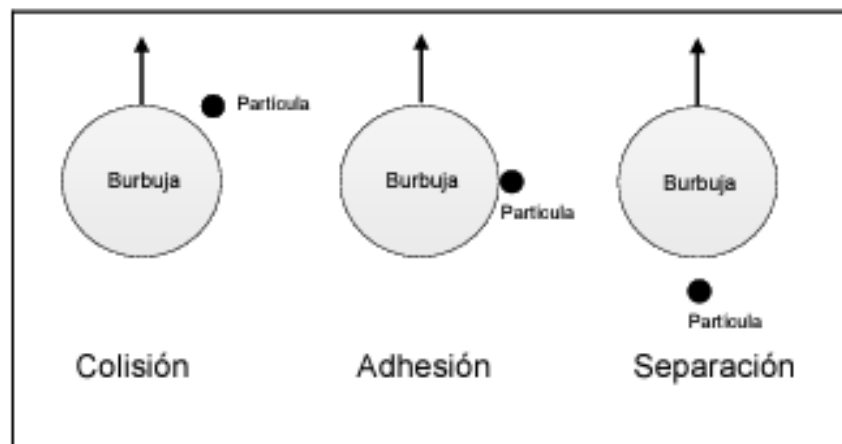


Figura 2.1: interacción entre la partícula y la burbuja en la flotación.

Adicionalmente, la colisión puede ser definida de mejor manera como cuando una partícula se acerca a una burbuja a tal distancia que las fuerzas superficiales comienzan a funcionar, las partículas están en movimiento bajo la acción de fuerzas hidrodinámicas, fuerzas gravitacionales, fuerzas de inercia de la partícula, fuerzas de fricción. El proceso de adhesión y

transporte se basa en las propiedades fisicoquímicas en la superficie de las partículas de los minerales, y donde juega un rol relevante que el tamaño de partícula debe ser fino, considerando que la fuerza de adhesión debe ser mayor que la fuerza ejercida por el peso de la partícula. Por otra parte, las burbujas de aire solo pueden adherirse a las partículas de mineral si desplazan el agua de este, por lo que es necesario que la superficie del mineral de interés sea hidrofóbica. Una vez se alcanza la superficie, la burbuja soportará las partículas siendo estable, de lo contrario la burbuja estallará antes de llegar al punto final y la partícula caerá sin ser recuperada.

2.6.1.2. Fundamentos Fisicoquímicos de la Flotación

2.6.1.2.1. Tensión superficial

Las fuerzas intermoleculares son las que permiten que en toda porción de la materia existan moléculas unidas. Considerando una molécula presente en el seno de un líquido rodeada de moléculas de su misma naturaleza, por ello, las fuerzas de atracción intermoleculares se compensan, explicando el equilibrio energético. Si lo anterior se cumple, podemos deducir que las moléculas de la superficie tienen mayor energía que las moléculas del seno del líquido, este exceso de energía se denomina energía libre superficial. Por ende, aumentar el área superficial de una cierta masa de líquido requiere adquirir energía en forma de trabajo, por tanto, la expresión para la tensión superficial será la siguiente.

Siendo la expresión de tensión superficial la siguiente:

$$\gamma = \left(\frac{\partial G}{\partial A}\right)_{p,T,n} \quad (2.1)$$

Donde:

γ = Tensión superficial, en unidades de energía/área o fuerza/longitud.

G = Energía libre superficial.

A = Área interfacial.

p, T, n = Presión, temperatura absoluta y número de moles presentes en el sistema.

En el proceso de flotación, para que este ocurra, el balance de las tensiones superficiales

en el sistema trifásico mineral/liquido/gas, deben ser favorables. En la termodinámica de este proceso, la expresión que define el cambio de la energía libre superficial para la adhesión de la partícula/burbuja en un medio acuoso es:

$$\Delta G_{adh}^S = \gamma_{SG} - \gamma_{SL} - \gamma_{LG} \quad (2.2)$$

Donde γ_{SG} , γ_{SL} , γ_{LG} , son las tensiones superficiales para las interfases sólido/gas, sólido/líquido y liquido/gas.

2.6.1.2.2. Adsorción

La medida de la adsorción permite caracterizar una interfase, las cuales son involucradas en su totalidad en el proceso de flotación, puede definirse como la concentración de una entidad química (iones y moléculas) en una interfase, expresada en moles o moléculas. Es un fenómeno exotérmico ya que libera energía.

La adsorción se clasifica, comúnmente, en base a la naturaleza de la interacción adsorbido/adsorbente, en consecuencia, tenemos por un lado la adsorción física o fisisorción, definida así por ser resultante de interacciones químicas secundarias o residuales (tipo Van Der Waals), que se caracteriza por liberar una baja energía exotérmica y por ninguna o casi ninguna acción de selección entre el adsorbente y el adsorbido, posibilitando la formación de multicapas. Por otra parte, tenemos la adsorción química (quimisorción) definida así debido a interacciones químicas primarias (por ejemplo, covalentes) entre el adsorbente y el adsorbido, se forman compuestos de superficie debido a la selectividad, lo que implica que solo una camada puede ser absorbida.

2.6.1.2.3. Fenómenos eléctricos en la interfase

Los fenómenos eléctricos en las interfases juegan un papel crucial en una amplia variedad de procesos naturales e industriales. Desde la formación de nubes hasta la fabricación de microchips, estos fenómenos influyen en el comportamiento de la materia a nivel molecular y atómico.

La carga eléctrica de los sólidos presentes en una pulpa acuosa atrae una “atmósfera” de iones de carga contraria. Una porción de la atmósfera es difusa, la que, a su vez, junto a la carga de superficie constituyen la doble capa eléctrica.

En la doble capa eléctrica se distinguen las siguientes zonas: la carga superficial, la capa de Stern (constituida por los iones de la fase acuosa próxima a la superficie, siguiendo la relación de Boltzmann con relación a la distancia de la superficie), y la fase líquida, a continuación, se ilustra en la (figura) la doble capa eléctrica.

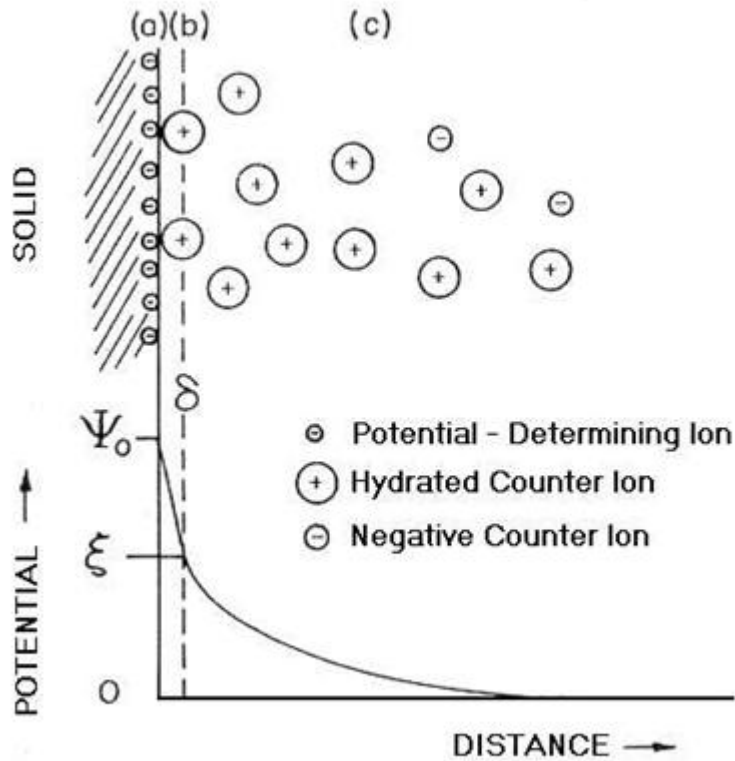


Figura 2.2: representación esquemática de la doble capa eléctrica.

En el modelo más simple de la doble capa eléctrica existen apenas dos zonas de carga, que son la carga de superficie y la capa de Gouy, y es válido si el enlace de adsorción es puramente electrostático (ausencia de cualquier enlace químico primario). Los iones contrarios de la capa de Gouy están plenamente hidratados y no se aproximan a la superficie más que sus radios de hidratación.

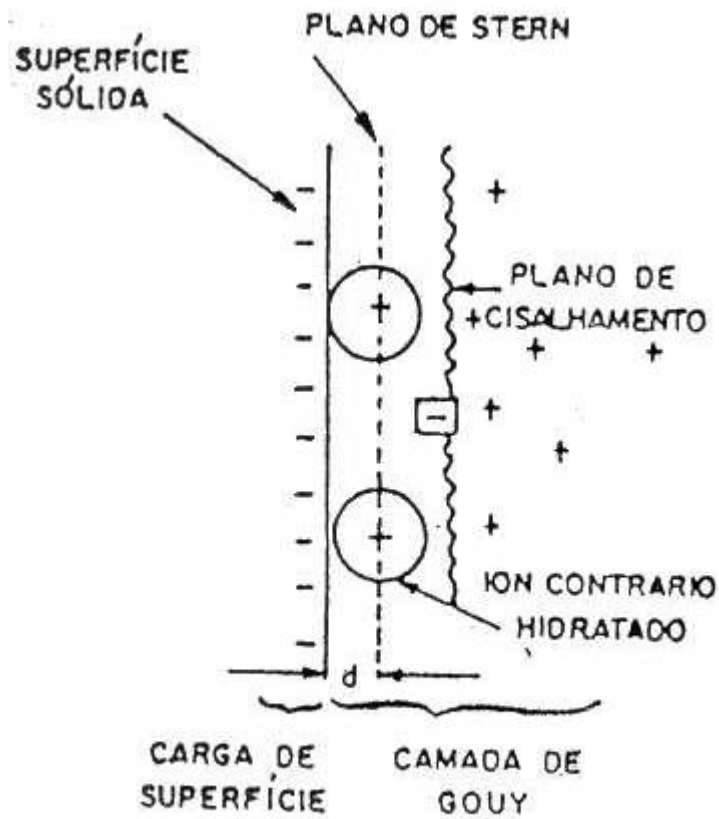


Figura 2.3: Modelo más simple de la doble capa eléctrica.

Si ocurre adsorción específica, la doble capa eléctrica se considera formada por tres zonas y estas son: la carga superficial, la carga específicamente adsorbida y la carga de Gouy. Destaca en este tipo de adsorción que los iones específicamente adsorbidos se aproximan más a la superficie que aquellos no específicamente adsorbidos.

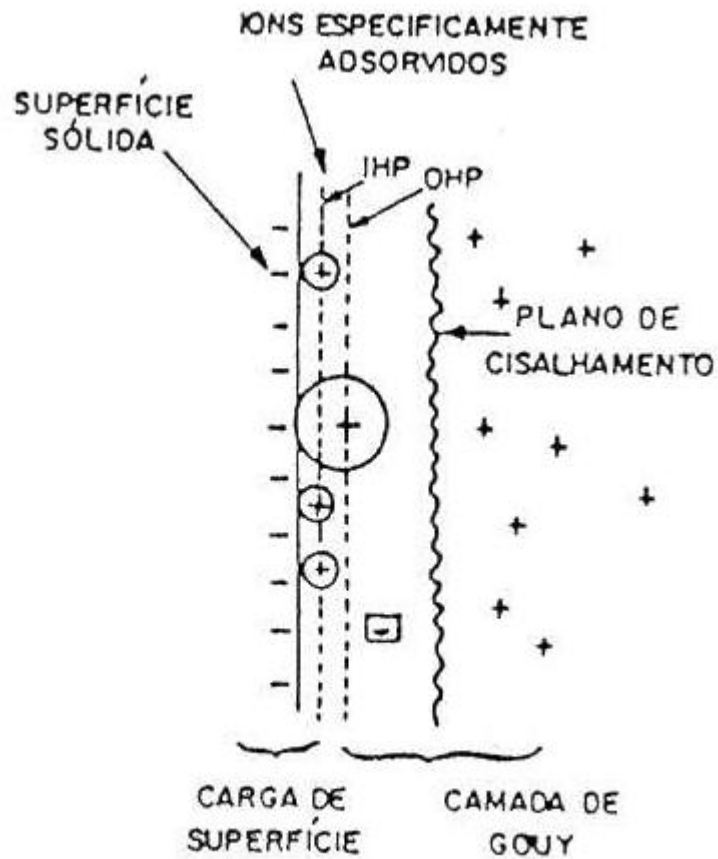


Figura 2.4: Modelo de la doble capa eléctrica donde hay adsorción específica

También es necesario mencionar que podría ocurrir la situación de adsorción super-equivalente, la cual, consiste en que los iones específicamente adsorbidos revierten la carga original de la superficie.

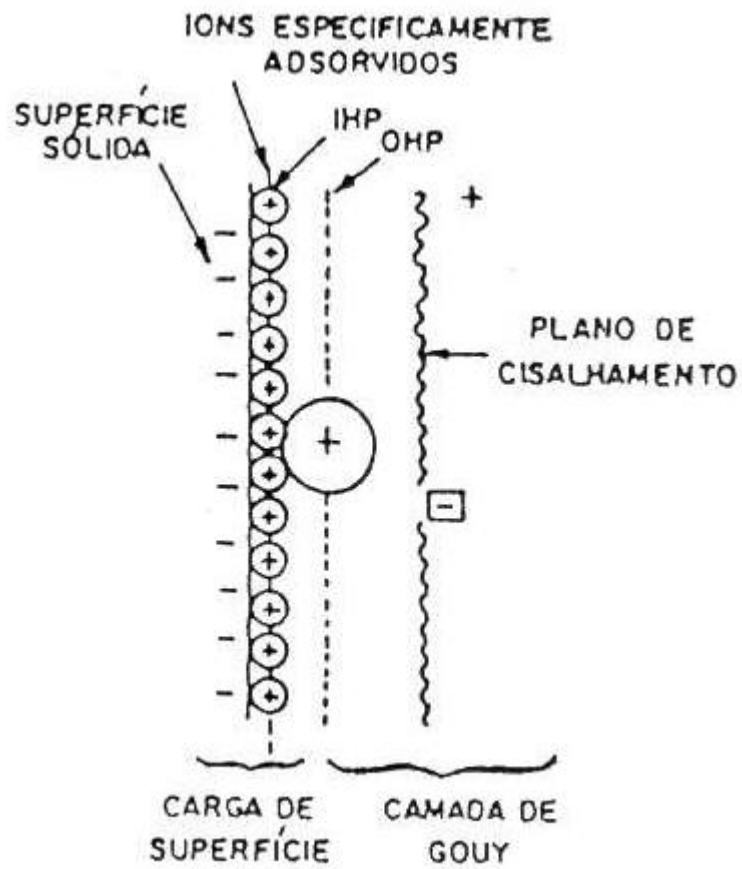


Figura 2.5: Modelo de la doble capa eléctrica con adsorción super-equivalente.

2.6.1.2.4. Potencial Zeta

La potencial zeta es una medida del potencial eléctrico en la interfaz entre una partícula dispersa y el medio líquido que la rodea. Es un parámetro fundamental en la caracterización de sistemas coloidales, como suspensiones, emulsiones y dispersiones.

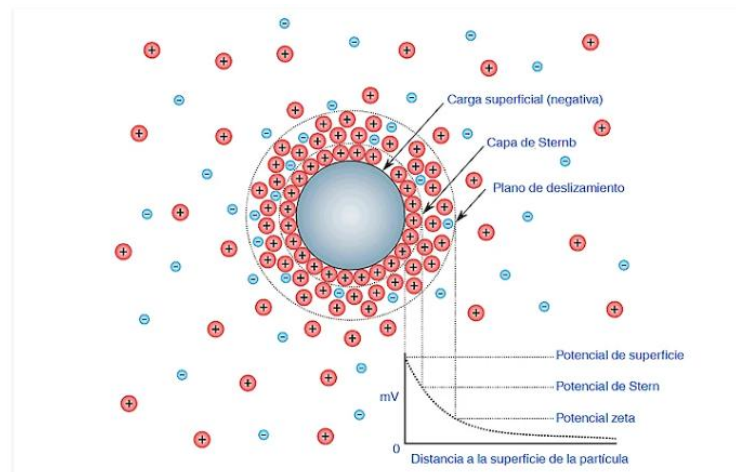


Figura 2.6: ilustración de la doble capa eléctrica y potencial zeta

En la figura anterior, se observa la doble capa eléctrica que se forma alrededor de una partícula cargada en un medio líquido. La potencial zeta representa la diferencia de potencial eléctrico entre el plano de deslizamiento y el bulk del líquido. Este plano de deslizamiento se encuentra dentro de la doble capa, y es la región más cercana a la partícula que se mueve con ella durante el movimiento electroforético.

La potencial zeta es un indicador crucial de la estabilidad de un sistema coloidal. Un potencial zeta alto indica una mayor repulsión entre las partículas, lo que favorece la estabilidad de la dispersión y evita la aglomeración o coagulación. Por el contrario, un potencial zeta bajo sugiere una menor repulsión y un mayor riesgo de inestabilidad. (Hunter, 1981)).

2.4.1.2.4.1. Aplicaciones del Potencial Zeta:

- **Estabilidad de coloides:** Se utiliza para evaluar la estabilidad de emulsiones, suspensiones y dispersiones.
- **Formulación de productos:** En la industria farmacéutica, alimentaria, cosmética y de pinturas, la potencial zeta se emplea para optimizar la formulación de productos.

➤ **Tratamiento de aguas:** Se utiliza para controlar la coagulación y floculación en el tratamiento de aguas.

2.6.1.3. Variables Flotación

➤ **Granulometría de la mena:** El tamaño de las partículas es una variable que debe estar totalmente controlada si se requiere una buena recuperación metalúrgica, así mismo, la recuperación disminuye para tamaños pequeños (partículas finas) ya que existe una mayor dificultad de adhesión partícula/burbuja debido a que por su baja energía cinética no se logra formar un agregado partícula/burbuja estable. Para la flotación primaria (rougher), la granulometría no necesariamente es la que corresponde a aquella donde esta liberada la partícula, sin embargo, para la etapa de limpieza es necesario que el concentrado proveniente de la flotación rougher sea tratado en remolienda para asegurar la liberación de la partícula útil. Una granulometría superior a la requerida genera un agregado descontrolado de partículas en las que las útiles e inertes estarían yendo juntas al relave.

➤ **Tipo y dosificación de reactivos de flotación:** El reactivo más importante utilizado en flotación es el colector ya que permite que la superficie del mineral deseado sea hidrofóbica. Por otra parte, la elección de un buen espumante determina las características de la espuma, que contribuye a la selectividad de la operación. La altura de la espuma y el flujo de aire en la celda afectan al tiempo de retención de las partículas en la espuma. La estabilidad de la espuma depende principalmente de la dosificación del espumante.

Los reactivos de flotación requieren un determinado tiempo de acondicionamiento para estar en contacto con la pulpa, así poder actuar en forma eficiente sobre la especie útil, algunos reactivos se deben adicionar en la etapa de molienda para tener mayor contacto con la mena mientras otros se adicionan al cajón de descarga de los molinos de bolas o simplemente al acondicionador.

➤ **Densidad de la pulpa o porcentaje de sólido:** Es un factor bastante importante a considerar, si bien, la densidad es conocida desde la etapa molienda/clasificación, se debe conocer el valor del porcentaje de sólidos, el que a su vez debe ser adecuado para que ocurra con eficiencia el proceso de flotación. Para la etapa rougher el porcentaje

de sólidos que manejan las plantas concentradoras es de 30% y 40%, mientras que en las etapas “cleaner” y “re-cleaner” trabajan con un porcentaje de sólidos menor, donde, una óptima densidad de pulpa permite tener un tiempo de residencia adecuado en cada etapa. (Pávez.

- **Tiempo de residencia:** Esta variable depende de las características del material que se va a flotar y de la compaginación de los demás factores que influyen en el proceso, por lo que el tiempo óptimo de flotación de cada etapa se determina mediante criterios Agar et al. A través de pruebas cinéticas.
- **pH:** El control del pH es fundamental en la recuperación y selectividad, así como, en la depresión de minerales, el proceso de flotación es muy sensible ante los cambios de esta variable, es por esto que su observación es de mucha importancia. La regulación de pH en la flotación de cobre se realiza con cal, reactivo que además actúa como depresor de la pirita en la etapa de limpieza y permitir una flotación selectiva de minerales-
- **Aireación y Acondicionamiento de la pulpa:**

Establece el tiempo necesario para que los reactivos de la flotación actúen de manera eficiente, en algunas ocasiones el acondicionamiento de los reactivos, es decir, la incorporación de colectores y modificadores es en el molino de bolas ya que la cinética de adsorción es bastante lenta, por otra parte, distintos reactivos se incorporan directamente al estanque acondicionador de pulpa.

La aireación de la pulpa permite la aceleración o retardación de la flotación en beneficio de la recuperación metalúrgica o de la ley del elemento útil.

2.6.1.4. Calidad del agua

En respuesta a que existen diversas interacciones entre las variables del proceso que condicionan el ambiente fisicoquímico de la flotación, es que se torna interesante analizar la calidad del agua que se utiliza en el proceso. Parte importante del agua utilizada en el proceso es recuperada de las etapas de separación sólido/líquido (espesadores, filtros, etc.), la cual contiene reactivos químicos residuales, generando un ahorro en el consumo de agua y en el consumo de espumante, por otra parte, se puede producir un aumento de algunos iones en

solución cuyo efecto en flotación debe ser evaluado y controlado de tal manera que no se superen los niveles críticos.

2.6.1.5. Reactivos de Flotación

En un sistema de flotación los reactivos se dividen de acuerdo a la función específica que desempeñan, estos son: colectores, espumantes y modificadores.

Los colectores y espumantes químicamente son conocidos como surfactantes, moléculas de carácter doble, un grupo polar representado por la parte hidrofílica de la molécula y uno no polar que representa la parte hidrofóbica de la molécula. Su dosificación y generalmente comprendida entre 1 a 1000 g/t de alimentación.

Los modificadores son sustancias inorgánicas u orgánicas empleadas en cantidades que generalmente varían entre 20 a 1000 g/ton, son utilizados para controlar el pH en la flotación.

2.6.1.5.1. Colectores y espumantes

Los surfactantes cumplen dos papeles fundamentales en la flotación, primeramente, se adsorben en la interfase solido/líquido y actúan como colectores tornando hidrofóbica la superficie de ciertos minerales. Segundo, influyen en la cinética de la adhesión burbuja/mineral, actuando como espumantes, promoviendo la formación de espuma a través de la disminución de la tensión superficial.

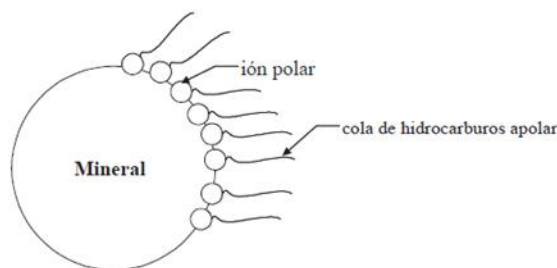


Figura 2.7: Adhesión del colector a la superficie del mineral.

Los surfactantes más importantes en relación a la flotación pueden ser agrupados en tres clases:

- Tio- compuestos: actúan como colectores de sulfuros metálicos
- Compuestos ionizables no-tio: pueden actuar como colectores o espumantes y se utilizan en la flotación de minerales no sulfuros.
- Compuestos no iónicos: actúan principalmente como espumantes.

Los reactivos que presentan alguna solubilidad en agua pueden ser empleados ya que son integrados a través de una fase acuosa. En algunos casos se utilizan hidrocarburos insolubles o aceites, los que deben ser previamente disueltos en agua (emulsiones).

Los colectores no iónicos, no poseen grupos polares, son fuertemente hidrófobos y se utilizan en la flotación de minerales con características hidrofóbicas, por ejemplo: molibdenita, carbón, grafito, azufre.

Los colectores iónicos contienen un grupo funcional polar hidrofílico unido a una cadena de hidrocarburos, los cuales, al disociarse en agua, se clasifican en colectores iónicos de tipo catiónico y aniónico.

Los colectores catiónicos poseen su parte polar con carga positiva (se adsorben en superficies con carga negativa), entre sus colectores más conocidos se encuentran las sales cuaternarias de amonio y aminas, debido a que no se adsorben de manera absolutamente específica en un mineral determinado es que los reactivos catiónicos son menos selectivos que los aniónicos por lo que se necesita de modificadores como activadores o depresantes para potenciar su selectividad.

Entre sus colectores más conocidos se encuentran los Xantatos, los cuales están compuestos por alcohol, sodio y potasio en forma de sales sódicas o potásicas del ácido xántico, son reactivos de alta selectividad apropiados para la recuperación de sulfuros, minerales nativos y minerales oxidados previamente sulfurados. Se emplean en circuitos neutros o alcalinos ya que sufren hidrólisis en medios ácidos.

Otro tipo de colectores aniónicos son los Tionocarbamatos, ditiofosfatos, carboxílicos, se caracterizan por ser oleosos derivados del etilo propilo tionocarbamato, estos utilizan en circuitos de flotación en un rango de pH de 4 a 12 para la recuperación de cobre, plata, oro minerales y níquel en la presencia de minerales oxidados.

Los colectores carboxílicos son ácidos grasos y sus sales que se utilizan por sus

propiedades colectoras para la recuperación de minerales oxidados y no metálicos. (Contreras, 2023)

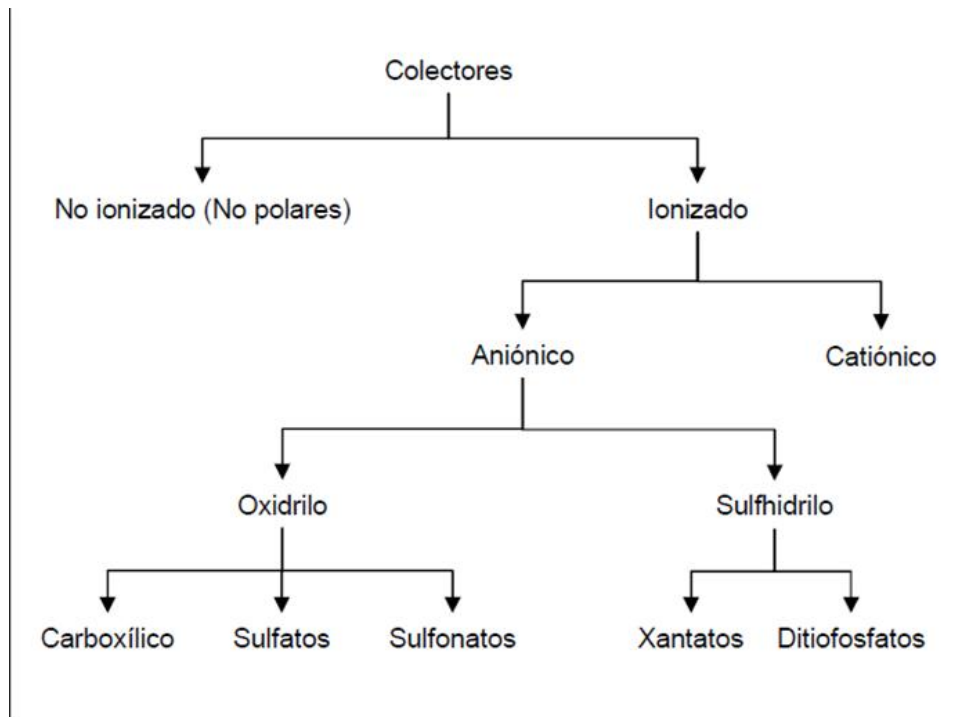


Figura 2.8: Clasificación de colectores.

➤ **Espumantes**

Son compuestos orgánicos utilizados para aumentar la recuperación de partículas gruesas y de baja liberación, mejorando los niveles de espuma tendientes a optimizar los efectos del tamaño de partícula, modificando las propiedades superficiales de las burbujas de gas reduciendo la coalescencia.

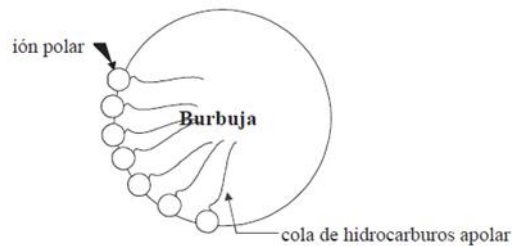


Figura 2.9. Adhesión espumante a la superficie de la burbuja de aire.

➤ **Modificadores**

Son compuestos químicos que controlan o modifican el valor del pH en un proceso de flotación buscando mejorar la selectividad y la colección de este. Se divide en: Ácidos, que disminuyen el pH de la solución; Bases, que aumentan el pH, y Amortiguadores (buffers), que mantienen el pH dentro de un rango específico. El pH adecuado en la flotación de minerales depende de la naturaleza del mineral, los reactivos utilizados y las condiciones operativas del proceso. (Fuerstenau y Han, 2003).

2.4.1.6. Circuitos de Flotación

El objetivo de la flotación es obtener una alta recuperación con la más alta selectividad posible de la especie útil, por lo general las etapas principales de los circuitos de flotación son las siguientes: etapas rougher, scavenger, cleaner y recleaner,

Rougher: Su función principal es capturar la mayor cantidad posible de minerales valiosos presentes en la pulpa, utilizando reactivos químicos y condiciones de operación adecuadas. Esta etapa busca maximizar la recuperación de minerales valiosos, minimizar la pérdida de minerales valiosos y preparar la pulpa para la etapa de limpieza (cleaner) donde se realizará una separación aún más eficiente de los minerales valiosos estableciendo una base para este proceso.

➤ **Scavenger:** La etapa Scavenger en flotación es una fase adicional que se utiliza para recuperar los minerales valiosos que no fueron capturados en las etapas anteriores de flotación, como la etapa Rougher y la etapa Cleaner. Esta etapa puede ayudar a mejorar la eficiencia global del proceso de flotación al recuperar los minerales valiosos que de otra manera se perderían. El proceso utiliza condiciones de flotación más intensas como una mayor velocidad de aireación y

una mayor concentración de reactivos, utiliza un tamaño de burbuja más grande para reducir la pérdida de minerales valiosos y mejorar la calidad del concentrado.

➤ **Cleaner:** La etapa Cleaner en flotación es una fase adicional que se utiliza para mejorar la calidad del concentrado obtenido en la etapa Rougher, eliminando las impurezas de este, utiliza una baja velocidad de aireación para evitar la pérdida de minerales valiosos, utiliza un tamaño de burbuja más pequeño para mejorar la selectividad y la eficiencia de la separación utilizando un tipo de reactor diferente, como un reactor de columna.

2.6.1.7. Celdas Mecánicas

Las celdas mecánicas son equipos diseñados para separar minerales valiosos de la ganga (material de desecho) a través de flotación. En estas celdas, se genera una mezcla íntima y homogénea entre la pulpa mineral y las burbujas de aire que permite que las partículas minerales, previamente acondicionadas con reactivos químicos, se adhieran a estas burbujas y asciendan a la superficie, formando una espuma mineralizada. El aire es ingresado en la parte inferior de la celda donde produce la zona de turbulencias provocando la colisión partícula/burbuja. Las celdas mecánicas se utilizan principalmente en las etapas de flotación rougher y scavenger, dado que obtienen una buena recuperación, pero una baja ley del mineral (Kawatra, S. K, 2008).



Figura 2.10: Celda de flotación Mecánica.

Comúnmente la celda mecánica presenta tres zonas:

- **Zona de agitación/turbulencia:** En esta, se producen la colisión partícula/burbuja, para lo cual es necesario que las condiciones hidrodinámicas y fisicoquímicas sean las adecuadas.
- **Zona intermedia/tranquila:** Se caracteriza por ser una zona más tranquila, lo que favorece la migración de las burbujas hacia la parte superior de la celda.
- **Zona de espuma:** Es la zona superior de la celda y es donde se produce la descarga del concentrado adherido a la espuma, la cual puede ser mediante rebalse o utilizando paletas mecánicas.

2.6.1.8. Celdas Neumáticas

Las celdas neumáticas de flotación son equipos utilizados en la industria metalúrgica para separar minerales valiosos de la ganga (material de desecho) a través de flotación. A diferencia de las celdas mecánicas, donde la mezcla de la pulpa y el aire se logra mediante un impulsor mecánico, en las celdas neumáticas la generación de burbujas se basa en la inyección directa de aire a presión.

El principio de funcionamiento de una celda neumática se basa en la inyección de aire a presión en la pulpa mineral, lo que genera pequeñas burbujas. Estas burbujas ascienden a la superficie, arrastrando consigo las partículas minerales que han sido previamente acondicionadas con reactivos químicos (colectores, espumantes). La espuma mineralizada es luego removida de la superficie de la celda (Finch y Dobby, 1990).

En estas celdas, la pulpa y el aire se inyectan en la celda a través de una bombilla para producir contacto íntimo entre el aire y las partículas. El chorro de aire se utiliza no solo para proporcionar aireación sino también para suspender las partículas y facilitar la circulación.



Figura 2.11: Ejemplo de celda neumática: celda de flotación Columnar.

2.6.1.9. Evaluación del proceso de Flotación

La evaluación del proceso es fundamental para determinar el óptimo funcionamiento del proceso de flotación, para ello, primeramente, se debe representar el proceso mediante un balance de flujo, obteniendo lo siguiente:

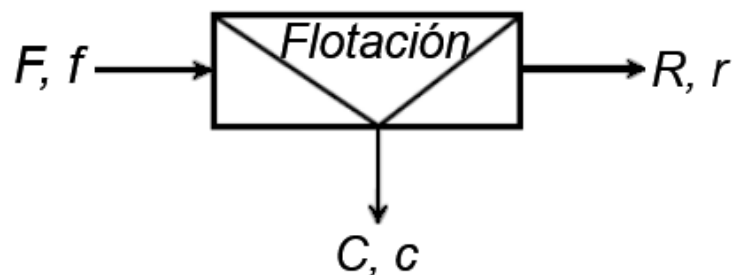


Figura 2.12. Representación del proceso de flotación mediante balance metalúrgico.

Balance de flujos másicos: $F = C + R$

Balance de finos: $Ff = Cc + Rr$

Donde F, C y R, corresponden a la masa de alimentación, concentrado y relave, respectivamente, mientras que, f, c y r son las leyes del componente útil en la alimentación, concentrado y relave, respectivamente. Los finos corresponden al producto entre la masa y su ley correspondiente.

Existen distintos índices que permiten evaluar el proceso de flotación, entre los cuales se encuentran los siguientes:

- **Recuperación en peso:** Es la razón entre la masa de concentrado y la masa de

alimentación.

$$R_p = \frac{C}{F} \times 100 \quad (2.3)$$

➤ **Recuperación metalúrgica:** Es la razón entre la masa útil del material obtenido y la masa útil de alimentación.

$$R_m = \frac{Cc}{Ff} \times 100 \quad (2.4)$$

➤ **Razón de concentración:** Es la razón que existe entre la masa de alimentación y la masa de concentrado, se utiliza para determinar a partir de las toneladas de un mineral, las toneladas de concentrado.

$$R_c = \frac{F}{C} \quad (2.5)$$

➤ **Razón de enriquecimiento:** Es la razón entre la ley del componente útil en el concentrado y la ley de este mismo en la alimentación.

$$R_e = \frac{c}{f} \quad (2.6)$$

2.4.2. Concentración Magnética

La concentración magnética es un proceso utilizado para separar materiales magnéticos de no magnéticos. Se basa en el principio de que los materiales magnéticos son atraídos por un campo magnético, mientras que los no magnéticos no lo son. Este proceso se utiliza en una

variedad de industrias, incluyendo minería, reciclaje, procesamiento de alimentos y fabricación.

Los materiales se clasifican en dos grandes grupos, llamados paramagnéticos y diamagnéticos.

Los materiales paramagnéticos son aquellos que presentan una pequeña susceptibilidad a los campos magnéticos y son atraídos hacia estos, por lo cual es necesario utilizar separadores magnéticos de alta intensidad. Algunos de los minerales paramagnéticos recuperados comercialmente son la ilmenita, rutilo, wolframita, monacita, siderita, hematita y minerales de manganeso.

Los materiales diamagnéticos son aquellos que no presentan magnetismo y no pueden ser magnetizados hasta el punto de llegar ser repelidos por el campo magnético.

Dentro de los materiales paramagnéticos, existe el caso especial del ferromagnetismo, donde se tienen minerales con una alta susceptibilidad a los campos magnéticos, por lo cual se utilizan separadores magnéticos de baja intensidad.

La concentración magnética se lleva a cabo utilizando un separador magnético. Un separador magnético es un dispositivo que crea un campo magnético. Cuando los materiales magnéticos pasan a través del campo magnético, son atraídos hacia él y se separan de los materiales no magnéticos. Los materiales no magnéticos caen a través del separador y se recogen por separado.

Hay varios tipos de separadores magnéticos disponibles, cada uno con sus propias ventajas e inconvenientes. Algunos de los tipos más comunes de separadores magnéticos incluyen:

- **Separadores magnéticos de tambor:** Estos separadores utilizan un tambor giratorio que está magnetizado. Los materiales magnéticos se adhieren al tambor y son transportados fuera del separador.
- **Separadores magnéticos de rodillos:** Estos separadores utilizan rodillos magnetizados para separar los materiales magnéticos de los no magnéticos.
- **Separadores magnéticos de placas:** Estos separadores utilizan placas magnetizadas para separar los materiales magnéticos de los no magnéticos.

- **Separadores magnéticos de electroimanes:** Estos separadores utilizan electroimanes para crear un campo magnético. Los materiales magnéticos son atraídos hacia los electroimanes y se separan de los no magnéticos.

2.6.2.1. Tambor Magnético

Este separador magnético utiliza imanes permanentes o electro magnetos para crear un campo magnético a un tambor rotatorio. En el mercado se encuentran separadores de baja y alta intensidad, siendo los de baja intensidad fabricados con imanes permanentes para la recuperación de minerales altamente magnéticos tales como la magnetita y martita, mientras que los de alta intensidad utilizados para minerales de bajo magnetismo como la ilmenita y hematita, Cuando los materiales magnéticos pasan a través del campo magnético, son atraídos hacia él y se adhieren al tambor. Los materiales no magnéticos caen a través del tambor y se recogen por separado.



Figura 2.13: tambor magnético de baja intensidad.

2.6.3 Flotación directa

En la flotación directa, el mineral de interés (fosfato) es el que se hace hidrofóbico y se adhiere a las burbujas de aire, siendo llevado a la superficie y formando el concentrado. La ganga, por su parte, permanece hidrofílica y se hunde al fondo.

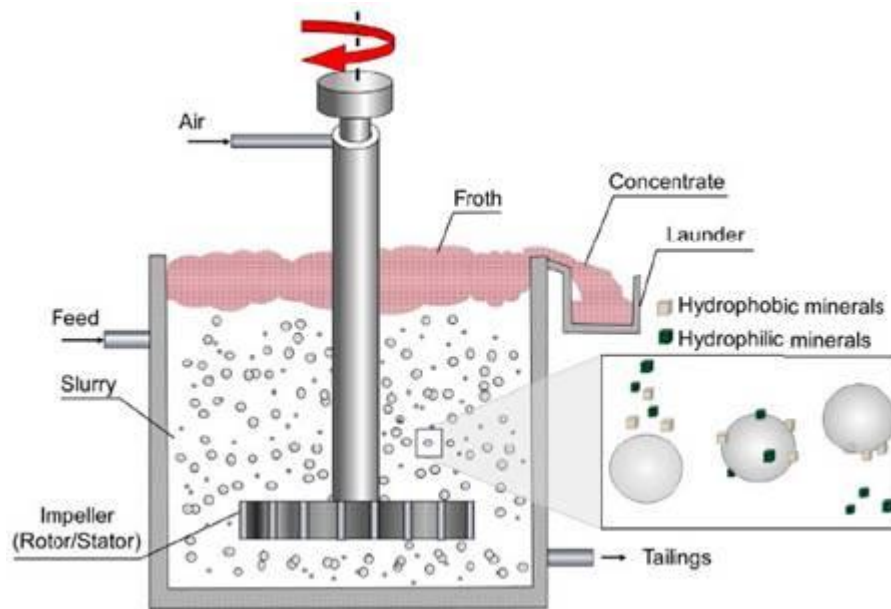


Figura 2.15: Mecanismo de flotación directa de apatita.

2.6.4 Flotación inversa

En la flotación inversa de fosfato, la sílice se flota a menudo con colectores catiónicos tipo aminas mientras que la apatita se deprime. En este caso, la ganga es la que se hace hidrofóbica y se adhiere a las burbujas de aire, mientras que el fosfato se mantiene hidrofílico y se hunde.

La flotación de fosfato utilizando aminas es selectiva debido a las fuertes interacciones electrostáticas entre un coloide de amina cargado positivamente y partículas de sílice con carga negativa. Sin embargo, los altos costos y el consumo de aminas reducen el atractivo de este método de separación.

CAPITULO III. METODOLOGÍA Y DESARROLLO EXPERIMENTAL

En este capítulo se describen las distintas etapas que se llevaron a cabo para el desarrollo

de esta investigación, donde se consideró como primera etapa a la caracterización de la muestra inicial, posteriormente se utilizó la separación magnética con el fin de eliminar el contenido de hierro de la muestra, luego, se realizó flotación de pirita para permitir una mejor flotación de fosfatos, y finalmente la determinación de la mejor dosificación de colector/depresor que permita mediante flotación directa la recuperación de fosfatos.

3.1. Caracterización de muestras

3.1.2. Preparación de muestras

Se recibieron alrededor de 76 kilogramos de relave de cobre provenientes de planta COEMIN, material que fue necesario disgregar mediante rodillos de metal en lonas de roleo, posteriormente el material fue homogeneizado por el método de roleo y cuarteo, , continuando así consecutivamente con el objetivo reducir la muestra hasta obtener una muestra representativa de 150 gramos, la cual se utilizó para medir la densidad del mineral a través de la utilización del picnómetro y se obtuvo otra muestra de 300,8 gramos para análisis granulométrico, además, se obtuvo otra muestra representativa de 150 g para ser enviados a análisis químico.

3.1.3. Análisis granulométrico

Se realizó un análisis granulométrico al mineral, el cual se consideró como material fino, por lo tanto, se realiza el análisis mediante tamizaje correspondiente a la serie ASTM, siendo las mallas utilizadas la #20, #30, #40, #50, #70, #100, #140, #200, #270, #325 y #400.

3.1.4. Peso específico

El cálculo de peso específico se realizó mediante el uso de picnómetro utilizando la ecuación 3.4, siendo este último donde, W_1 es el peso del picnómetro vacío con su tapa, W_2 es el peso del picnómetro con mineral, W_3 es el peso del picnómetro con agua y mineral y W_4 es el peso del picnómetro con agua.

$$\rho_{\text{mineral}} = \frac{W_2 - W_1}{(W_4 - W_1) - (W_3 - W_2)} \quad (3.1)$$

3.2. Separación magnética en húmedo

Posteriormente a la homogenización, el material fue nuevamente homogeneizado para

ser tratado mediante separación magnética, de acuerdo a la densidad del material y las condiciones de trabajo del separador magnético, las muestras tratadas en este proceso fueron de 5,51 kilogramos. El proceso se inicia depositando muestras al estanque con agua (30% sólidos), se enciende el mezclador y se espera un momento de acondicionamiento y homogenización de la muestra en el equipo, posteriormente se abre la manguera de paso para alimentar el concentrador, así separando el material no magnético (flujo inferior) del material magnético que es eliminado por el rodillo giratorio. Estos productos son almacenados 24 horas en recipientes con el fin de que decantes y poder enviarlos a secado.



Figura 3.1: separador magnético de baja intensidad

Al finalizar este proceso, se retiró el material de las bandejas del horno obteniendo una cantidad de material magnético de 22,5 kilogramos y una cantidad de 52,2 kilogramos de material no magnético.



Figura 3.2: muestras en horno de secado

3.2.1 homogenización y caracterización de material no magnético

3.2.1.1 homogenización material no magnético.

Al obtener los productos, se requiere una homogenización del 100% del material no magnético ya que es este el que continuara con el siguiente proceso. El material es depositado en lonas de roleo, sometándose a roleo de 100 veces por punta posterior a haber disgregado el material con rodillos de metal. Posterior a esto el material fue caracterizado y se extrajeron mediante el método de cono y cuarteo 4 muestras de aproximadamente 100 gramos que se sometieron a pulverización.

3.2.1.2. Cálculo de peso específico.

Para el cálculo de la densidad se utilizó el método del picnómetro, el cual es medido en 4 muestras de alrededor de 40 gramos, estableciendo una densidad promedio de 2,75 [kilogramos/litro], la realización del método es la indicada por la ecuación 3.4.

3.2.1.3. Análisis granulométrico.

Se realiza análisis granulométrico a la muestra de material no magnético, siendo las mallas utilizadas la siguiente: #70, #100, #140, #200, #270, #325, #400.

3.3. Preparación para flotación de pirita.

Una vez fue establecida la densidad del material no magnética, y dada una condición de 1200 rpm y 30% de sólidos, se determinó el volumen útil de la celda el cual fue de 2646,2 [CC.], con un flujo de aire entre 2 – 10 LPM (litros por minuto) como variables operacionales del equipo de flotación.

Posteriormente, se prepararon cerca de 20 litros de agua con carbonato de sodio (Na_2CO_3) para alcanzar un pH de 8, con el fin de utilizarla en la formación de la pulpa, regulador de pH y de nivel de llenado en la celda.

Luego se determinó la cantidad necesaria de mineral seco para realizar las pruebas, utilizando la ecuación 3.2.

$$\text{Peso de mineral} = \frac{\% \text{ Sólido} \times \text{Volumen de Celda}}{(100 - \% \text{ Sólido}) + \left(\frac{\% \text{ Sólido}}{\text{Densidad del mineral}} \right)} \quad (3.2)$$

Con la cantidad de mineral obtenida, se determinó la masa de pulpa, utilizando la ecuación 3.3.

$$\text{Peso de pulpa} = \frac{\text{Peso de Mineral}}{\% \text{ Sólido}} \times 100 \quad (3.3)$$

Se estableció que la masa de pulpa a flotar es de 1,226 [g], se colocó y se taró la celda de flotación vacía en la balanza, luego se agregó una cierta cantidad del agua ya preparada, se ubicó la celda en el agitador, ajustándose el cronómetro del equipo en 25 minutos y se inició el funcionamiento del agitador. Siendo los primeros 10 minutos para el acondicionamiento de la pulpa. Posterior a ello, se abrió el flujo de aire para la flotación, la cual tuvo una duración de 15 minutos, en esta etapa de flotación rougher, se realizó un paleteo cada 15 segundos recolectando con una espátula el concentrado en una fuente ubicada en el borde de la celda.



Figura 3.3: flotación de pirita.

3.3.1 Dosificación de reactivos

Para realizar un correcto proceso de flotación, se utilizó como colector amilxantato de potasio (PAX) con una dosificación de reactivo de 50 g/ton de mineral, estableciendo para la etapa rougher 0,0613 g de PAX, como espumante se utilizó Metil isobutil carbinol (MIBC), con una dosificación de 20 g/ton de mineral, donde en la etapa rougher se utilizará 0,0245 g de MIBC, para la etapa scavenger se utilizó una dosificación de reactivo de 10 g/ton, por lo que se necesita de 0,01226 g de MIBC.

3.3.2. Secado y filtrado del material

Una vez terminadas las etapas de flotación para las 24 muestras del material no magnético, cada producto fue enviado a filtrado a presión, en el caso del concentrado de pirita rougher y scavenger, y luego secado por 24 h a 100 °C; y en el caso del relave (contenido sin pirita, fue enviado a filtrado en recipientes donde se le extrajo la mayor cantidad de agua posible y fue depositado en las bandejas del horno para ser secado por 24 horas a 100° C.

Como producto de la flotación de pirita del material no magnético proveniente de la separación magnética de baja intensidad, se tiene como resultado 26,076 Kg de relave (material

sin pirita), 2,857 Kg de concentrado rougher y 0,555 Kg de concentrado scavenger.

Terminado el proceso de flotación de pirita y una vez la totalidad de cada producto estaba seca, se realizó homogenización de cada uno a través del método de roleo, cono y cuarteo y disgregación mediante rodillos de metal, consecutivo a esto se realizó la recolección de una muestra representativa de cada producto para ser enviada a análisis químico.

3.4 Flotación de fosfatos

3.4.1. Peso específico de material no magnético sin pirita

Primeramente, se debe establecer la densidad del nuevo material disponible, el cual será flotado para concentrar fosfato, entonces, considerando el método del picnómetro y con ello la ecuación 3.4, la densidad del sólido a flotar es de 2,75 Kg/L

3.4.2. Preparación del material primera etapa

Para realizar la primera etapa de las pruebas de flotación, se consideraron primeramente 4 pruebas iniciales de flotación, manteniendo fija la dosificación de espumante silicato de sodio en 400 g/ton, y variará para cada prueba de flotación la dosificación de colector ATRAC 2600 en las siguientes proporciones: 100 g/t, 200g/ton, 300 g/t y 400 g/t.

Posteriormente, se determinó el volumen útil de la celda, considerando un porcentaje de sólido de 30% y utilizando 1200 RPM (revoluciones por minuto) y un flujo de aire entre 1 – 2 LPM (litros por minuto) como variables operacionales del equipo de flotación, añadiendo que, conocida la densidad del material, el sólido a flotar es de 981 [g]

Posteriormente, se prepararon cerca de 20 litros de agua con carbonato de sodio (Na_2CO_3) para alcanzar un pH de 9, con el fin de utilizarla en la formación de la pulpa, regulador de pH y de nivel de llenado en la celda.

Luego se determinó la cantidad necesaria de mineral seco para realizar las pruebas, utilizando la ecuación 3.2.

Con la cantidad de mineral obtenida, se determinó la masa de pulpa, utilizando la ecuación 3.3.

Conociendo la masa de pulpa, se colocó y se taró la celda de flotación vacía en la

balanza, luego se agregó una cierta cantidad del agua ya preparada en la celda (para evitar que, al agregar el mineral, este se deposite totalmente en el fondo dificultando la etapa de acondicionamiento), se vertió la totalidad del mineral, añadiéndose los reactivos correspondientes, tales como, el colector Atrac – 2600 y silicato de sodio, con un a cierta concentración, finalmente en enrazó con agua hasta llegar a la masa de pulpa conocida.

Ya realizada la preparación de la pulpa, se ubicó la celda en el agitador (asegurándose que el flujo de aire estuviera cerrado), se ajustó el cronómetro del equipo en 25 minutos y se inició el funcionamiento del agitador. Siendo los primeros 10 minutos para el acondicionamiento de la pulpa, en donde se reguló el pH mediante carbonato de sodio. Posterior a ello, se abrió el flujo de aire para la flotación, la cual tuvo una duración de 10 minutos, en esta etapa se realizó un paleteo cada 15 segundos recolectando con una espátula el concentrado en una fuente ubicada en el borde de la celda.

Una vez terminada la flotación, tanto el concentrado como el relave fueron filtrados en vacío, posteriormente secados en una estufa aproximadamente por 24 horas a 100°C.

Finalmente, se disgregó mediante cono y cuarteo tanto el concentrado como el relave para luego ser pulverizado y enviado para realizar análisis químico (100 gramos aproximadamente). Cabe mencionar que se repitió este proceso para las 4 pruebas iniciales.

3.4.2. Segunda etapa de flotación de fosfatos, colector fijo y espumante variable.

Se consideró que la dosificación de reactivo colector que más recupera es de 400 g/t, por lo que se estableció que las pruebas siguientes serán variando el espumante Silicato de sodio en las siguientes dosificaciones: 600 g/t, 800 g/t y 1000 g/t.

3.4.3. Tercera etapa de flotación de fosfatos, variando pH

Se realizaron 4 pruebas más de flotación, considerando las mismas condiciones, es decir, trabajando con una dosificación de colector Atrac 2600 de 400 g/t y espumante silicato de sodio de 400 g/ton, sin embargo, el pH en cada una de las pruebas fue de: 1,48, 8,00 y 10 y una prueba de flotación con dosificación de Atrac 2600 400 g/t y silicato de sodio 1000 g/t a un pH de 9,3.

3.5. Equipos

Para tanto las pruebas de flotación de pirita rougher-scavenger y fosfatos rougher-cleaner se utilizó un equipo de flotación Denver Metso D-12 del Laboratorio de flotación del Departamento de Metalurgia de la Universidad de Atacama, este equipo, como se muestra en la figura 3.1. incluye un motor monofásico de 1/2 HP el cual permite realizar pruebas de flotación en celdas de 250, 500, 1000 y 2000 gramos.



Figura 3.4. Celda de flotación Denver Metso D-12.

Para las pruebas de separación magnética se utilizó el circuito de separación magnética en húmedo perteneciente al Laboratorio del Departamento de Metalurgia de la Universidad de Atacama, el cual consta de una celda, su agitador, una bomba peristáltica marca Master Flex modelo 7518-10 para regular el flujo de pulpa y un tambor magnético con imán permanente para trabajar en húmedo.



Figura 3.5. Celda de agitación y su agitador marca IKA.

3.6 Reactivos de flotación

Para las pruebas de flotación de fosfato rougher y cleaner se utilizó el Atrac – 2600 como colector aniónico, el cual tiene un rango de trabajo de pH de entre 9 – 10,5 y como depresor se utilizó el silicato de sodio 40/42, dado que permite deprimir las sílices presentes en el mineral.

Para las pruebas de flotación de pirita rougher - scavenger se utilizó como colector el Amil Xantato de potasio (PAX) y como espumante la mezcla de espumantes de Metil Isobutil Carbinol (MIBC) y Dowfroth – 250 (D250).

CAPITULO IV. RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1. Resultados caracterización de relave proveniente de COEMIN.

4.1.1 análisis granulométrico.

A continuación, se presenta el grafico de distribución de análisis granulométrico.

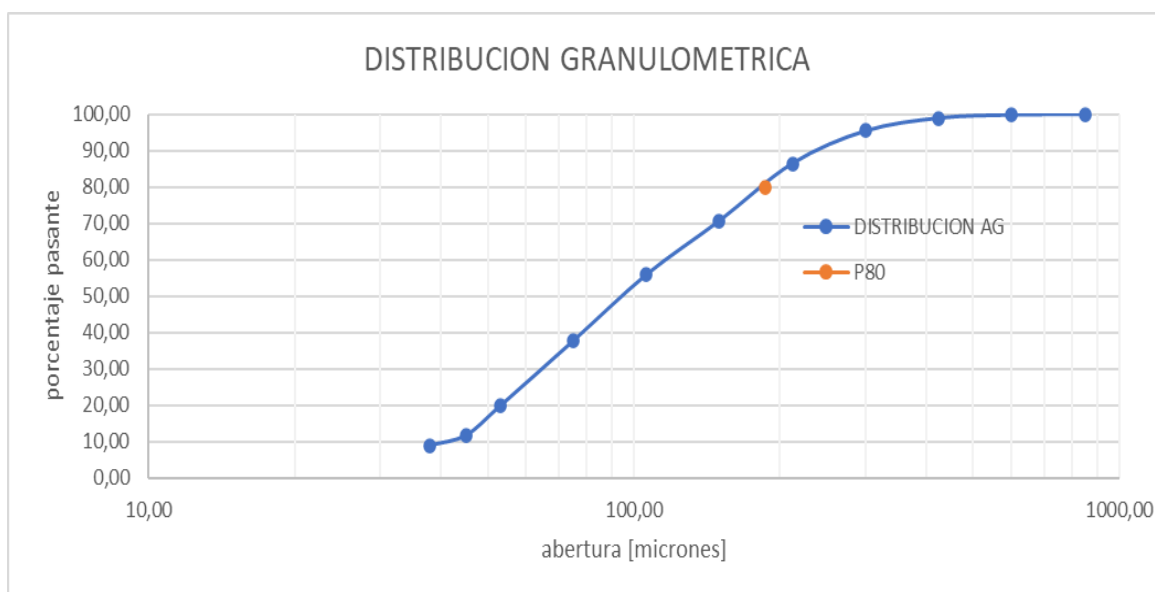


Figura 4.1: distribución granulométrica muestra de relave COEMIN.

Como podemos apreciar en el gráfico, estamos en presencia de material bastante fino, teniendo un P80 de 186,7 μm , previamente se realizó un deslamado con el fin de eliminar aquellas partículas muy finas que podrían afectar a los procesos posteriores, y en base a esto, tenemos concordancia lógica ya que este material es relave.

4.1.2 Determinación de peso específico: método picnómetro

El peso específico se determinó por el método del picnómetro descrito en la ecuación 3.4. en la tabla 4.1.2 se muestran los valores obtenidos:

Tabla 4.1: Peso específico relave COEMIN

Pruebas	Densidad mineral (Kg/L)	Promedio
1	3,03	3,06
2	3,09	
3	3,2	
4	3,07	

Se realizaron 4 tomas de muestras, en donde la muestra 3 fue relativamente distinta de las otras 3 pruebas restantes, razón por la cual se decidió prescindir de ella y establecer el promedio a partir de las otras, el cual da un resultado de 3,06 [Kg/L].

4.1.3 Análisis químico muestra de relave COEMIN

Los análisis químicos realizados a la muestra de cabeza inicial se presentan en la tabla 4.1.3

Tabla 4.2 Composición química muestra inicial.

Muestra	Ley %						
	P	P ₂ O ₅	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	MgO	CaO
Alimentación	0,12	0,28	49,8	8,86	3,6	3,08	2,48

De la tabla se puede observar principalmente que la ley de fosfato para la cabeza inicial es de 0,27% de P₂O₅ y posee un alto contenido de sílice, alcanzando un 49,8%.

4.2 Separación magnética de baja intensidad

4.2.1 Densidad de material no magnético.

A continuación, se presenta la tabla 4.2.1, la cual nos entrega el resumen del cálculo de

la densidad del material no magnético proveniente de la separación magnética:

Tabla 4.3: densidad material no magnético

Pruebas	Densidad mineral (Kg/L)	Promedio
1	2,49	2,47
2	2,48	
3	2,44	
4	2,55	

Debido a que el resultado de la prueba 4 es relativamente distinto, sólo se considera la prueba 1, 2 y 3 para establecer la densidad del material, la cual es de 2,47 [Kg/L]

4.2.2 Análisis químico

A continuación, se presenta la tabla 4.2.2 que indica el resultado del análisis químico realizado a la muestra representativa del producto no magnético de la separación magnética de baja intensidad.

Tabla 4.4: Resultado análisis químico material no magnético

Muestra	Peso [Kg]	% P	Ley %						
			P2O5	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	MgO	CaO
Alimentación	74,8	100	0,28	20,5	49,8	8,86	3,6	3,08	2,48
Magnético	22,6	30,2	0,16	50,05	26,3	5,28	1,85	1,98	3,05
No magnético	52,2	69,8	0,33	13,01	54,3	11,3	3,6	3,93	2,23

Se aprecia que el contenido de sílice es alto y para el concentrado no magnético, la cantidad de P₂O₅ en peso, es 3,62 kg, los cuales serán un dato referencia y así para recuperar la mayor cantidad de fosfatos posible. También se observa una alta ley de hierro en el material magnético (50,05%) como lo indica (Valderrama et al 2022).

A continuación, se presenta la tabla informativa sobre la recuperación metalúrgica de los elementos encontrados en el análisis químico del material no magnético.

Tabla 4.6: Recuperación metalúrgica material no magnético.

Recuperación	%P ₂ O ₅	Fe _T	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%K ₂ O	%MgO	%CaO
Magnético	17,4	55,7	17,3	16,8	18,2	17,9	37,2
No magnético	82,6	44,3	82,7	83,2	81,8	82,1	62,8

Como se puede apreciar en la tabla 4.6, la eficiencia de separar magnéticamente es significativa, la recuperación de P₂O₅ es superior al 80% permitiendo que lo correcto es seguir tratando el material no magnético.

4.3 Flotación de pirita material no magnético

4.3.1. Análisis granulométrico

A continuación, se presenta el gráfico 4.3 que representa la distribución granulométrica posterior al proceso de flotación de pirita.

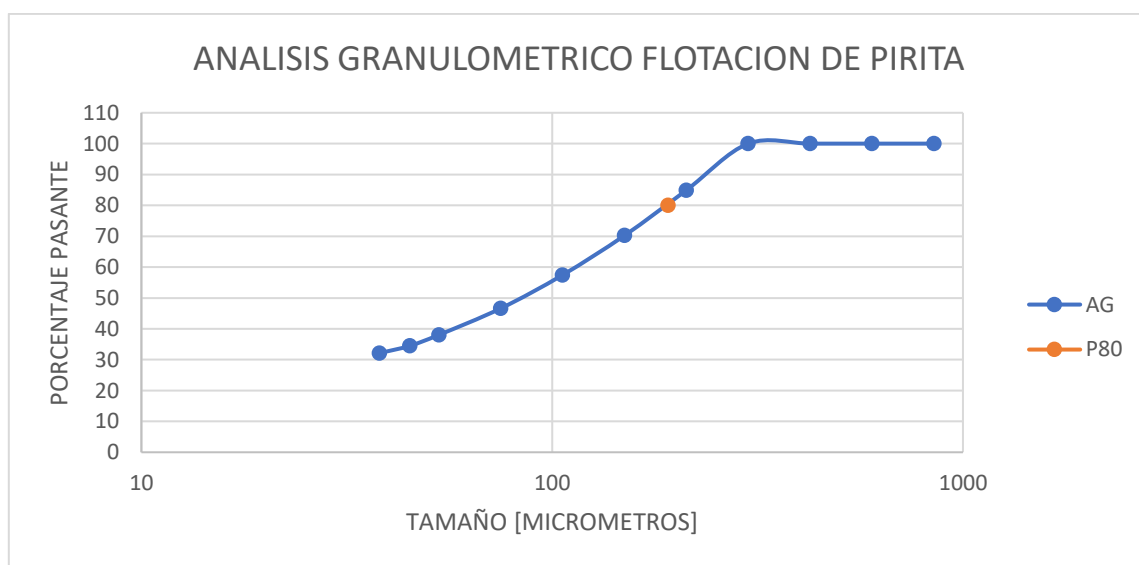


Figura 4.2: distribución granulométrica flotación de pirita

La distribución granulométrica es fina, teniendo un P80 de 191,39 [μm].

4.3.2 Densidad del producto sin pirita

A continuación, se adjunta la tabla 4.3.2, correspondiente a los resultados de la toma de densidad del relave sin pirita:

Tabla 4.7: Densidad de relave sin pirita

pruebas	densidad mineral (Kg/L)	promedio
1	2,71	2,75
2	2,84	
3	2,68	
4	2,51	
5	2,72	
6	2,29	

Se consideró utilizar sólo 4 mediciones de densidad ya que la muestra 4 y 6 eran relativamente menores, por lo que, de acuerdo a los cálculos, la densidad del material que se utilizara para flotar fosfatos es de 2,75 [Kg/L].

4.3.3 Análisis químico resultante de la flotación de pirita

A continuación, se muestra en la tabla 4.3, el detalle del análisis químico post tratamiento de flotación.

Tabla 4.8: Resultados análisis químico flotación de pirita.

Producto	Peso [Kg]	Peso (%)	ley %			
			SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	CaO
Conc. Rougher	2,86	9,69	9,45	2,10	0,59	4,65
Conc. Scavenger	0,56	1,88	29,00	6,54	1,88	7,53
Relave final	26,07	88,43	53,60	10,30	4,05	8,55
Alimentación	29,48	100,00	48,86	9,43	3,67	8,15

Tabla 4.9: Resultados análisis químico hierro y fosfatos flotación de pirita

Producto	Peso [Kg]	Peso (%)	%		
			Fe	P	P ₂ O ₅
Conc. Rougher	2,86	9,69	25,79	0,06	0,15
Conc. Scavenger	0,56	1,88	18,37	0,13	0,30
Relave final	26,07	88,43	8,88	0,23	0,52
Alimentación	29,48	100,00	10,70	0,21	0,48

Tabla 4.10: Recuperación metalúrgica flotación de pirita

Producto	Recuperación (%)					
	Fe	P ₂ O ₅	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	CaO
Conc. Rougher	23,4	3,0	1,9	2,2	1,5	5,5
Conc. Scavenger	3,2	1,2	1,1	1,3	1,0	1,8
Relave final	73,4	95,8	97,0	96,5	97,5	92,7
Alimentación	100	100	100	100	100	100

Considerando lo entregado por tabla 4.7, se puede considerar que la cantidad en peso, de P₂O₅ contenida en el relave final es de 135,57 [g], la cantidad de sílice es significativa ya que corresponde al 58,9 % del peso total.

De la tabla 4.9 se pueden inferir que, al realizar la flotación de pirita, se recupera alrededor del 27% de Fe, lo que favorece posteriormente a la flotación de fosfatos.

A continuación, se deja el gráfico comparativo entre las cantidades de Fe y P₂O₅ en cada producto:

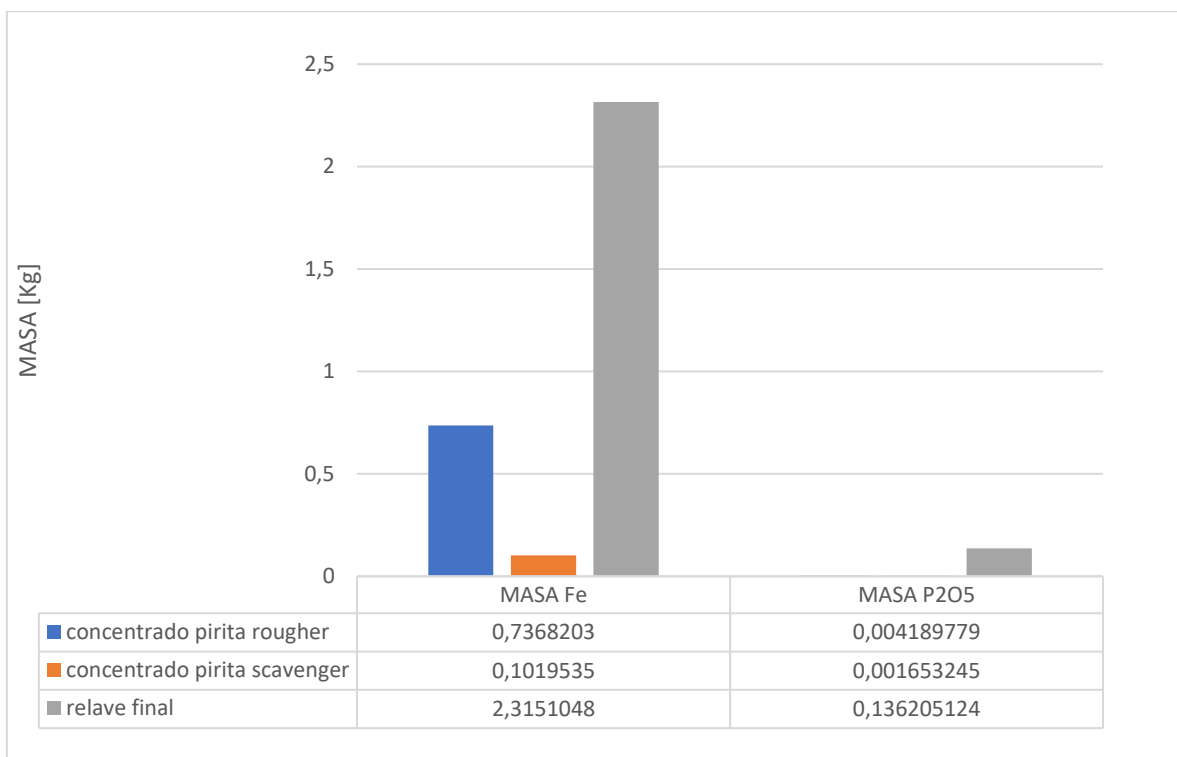


Figura 4.3: Comparación en peso de Fe y P2O5 de cada flujo

Como se puede apreciar en el gráfico, la flotación de pirita contribuyo a disminuir la concentración de hierro, sin embargo, no es significativo ya que aún se cuenta con un material donde aproximadamente un 9% de su contenido es hierro (Santander y Valderrama 2019).

4.4 FLOTACION DE FOSFATOS

Al tener el dato de densidad, se calculó que el sólido a flotar es de 981 [g] considerando un porcentaje de sólido de 30% y utilizando 1200 RPM (revoluciones por minuto) y un flujo de aire entre 5 – 10 LPM (litros por minuto) como variables operacionales del equipo de flotación.

4.4.1. Primera etapa, resultado análisis químico

Tabla 4.11: Resultados pruebas de flotación rougher variando la dosificación de colector.

Muestra	Atrac – 2600 (g/t)	Peso (%)	Ley % % P ₂ O ₅			
			% P ₂ O ₅	Rc	Rm (%)	Re
Alimentación	100	100	0,43			
Concentrado 1		3,74	1,39	26,74	12,00	2,94
Relave 1		96,26	0,40	1,04	88,00	0,84
Alimentación	200	100	0,49	-		
Concentrado 2		5,59	1,43	17,92	16,33	3,04
Relave 2		94,41	0,44	1,06	83,67	0,92
Alimentación	300	100	0,46	-		
Concentrado 3		6,39	1,45	15,70	19,99	3,07
Relave 3		93,61	0,40	1,07	80,01	0,84
Alimentación	400	100	0,48	-		
Concentrado 4		11,76	1,68	8,55	41,60	3,56
Relave 4		88,24	0,32	1,13	58,90	0,68

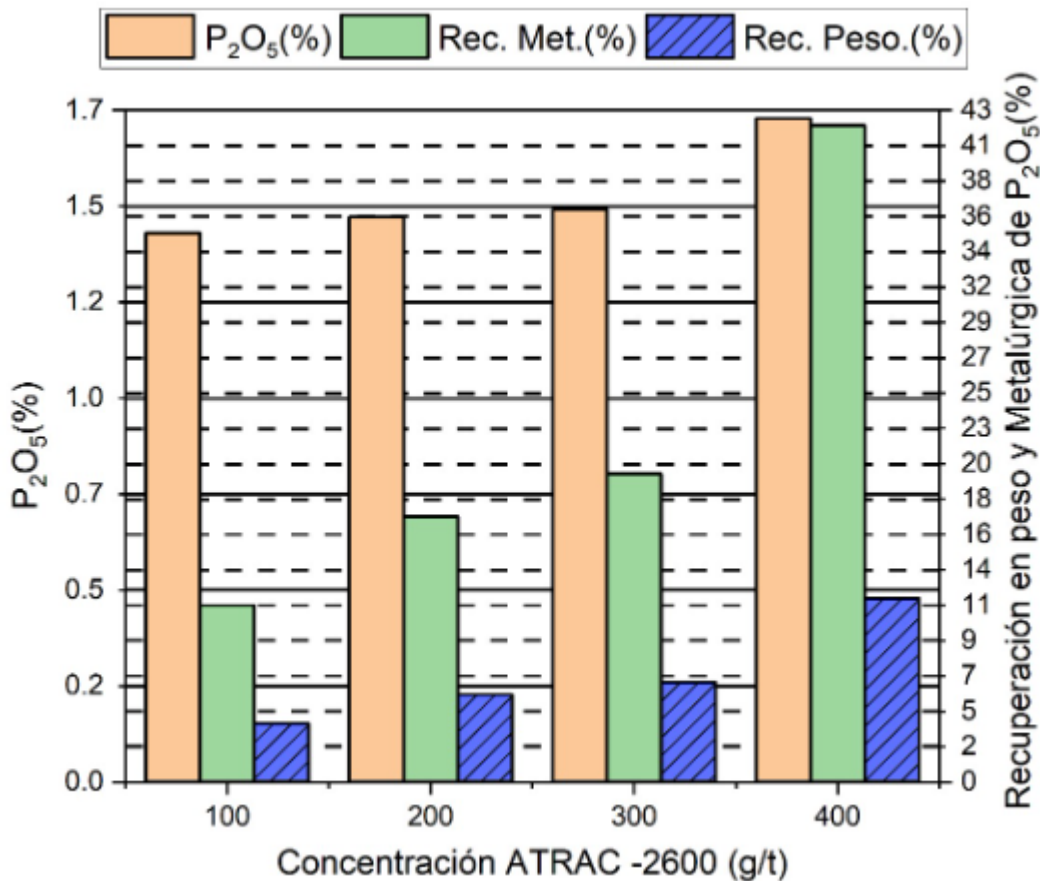


Figura 4.4: Gráfico porcentaje y recuperación metalúrgica de P₂O₅ para el concentrado rougher de flotación de fosfatos con variación de dosificación de ATRAC-2600.

➤ De acuerdo a lo que se puede interpretar de la figura 4.4 la dosificación de reactivos que mejor recuperación metalúrgica entrega es la de 400 g/ton de Atrac 2600 y 400 g/ton de silicato de sodio, El concentrado rougher presenta en general una baja recuperación en peso en cada prueba, sin embargo, en la prueba 4 (400 g/t atrac-2600) alcanza un máximo de 11,76, esto se debe a que durante la etapa de flotación se fue verificando que el rango de pH fuera de 9-10

➤ La ley de P₂O₅ en el concentrado se determinó mediante el balance de finos para el proceso de flotación descrito en el punto 2.2.1.8

➤ Dado que los resultados reflejan que la mejor dosificación de Atrac 2600 en cuanto a recuperación en peso y recuperación metalúrgica es de 400 g/t, se dejará fija esta

dosificación y se variará la dosificación de SiNa

4.4.2. Segunda etapa de flotación de fosfatos, colector fijo y espumante variable.

Se considera que la dosificación de reactivo que mejor recupera fosfatos es 400 g/t de Atrac 2600 por lo que se varió la dosificación de espumante.

Tabla 4.12: Resultados de análisis químico, espumante variable

Nombre	Silicato de sodio (g/t)	Peso (%)	Ley % P ₂ O ₅	% P ₂ O ₅		
				Rc	Rm (%)	Re
Alimentación	600	100	0,49	-		
Concentrado 5		14,7	1,43	6,82	43,27	3,03
Relave 5		85,3	0,32	1,17	56,73	0,68
Alimentación	800	100	0,49	-		
Concentrado 6		11,7	1,35	8,54	32,25	2,86
Relave 6		88,3	0,38	1,13	67,75	0,80
Alimentación	1.000	100	0,48	-		
Concentrado 7		13,0	1,41	7,72	38,34	2,98
Relave 7		87,0	0,34	1,15	61,6	0,71

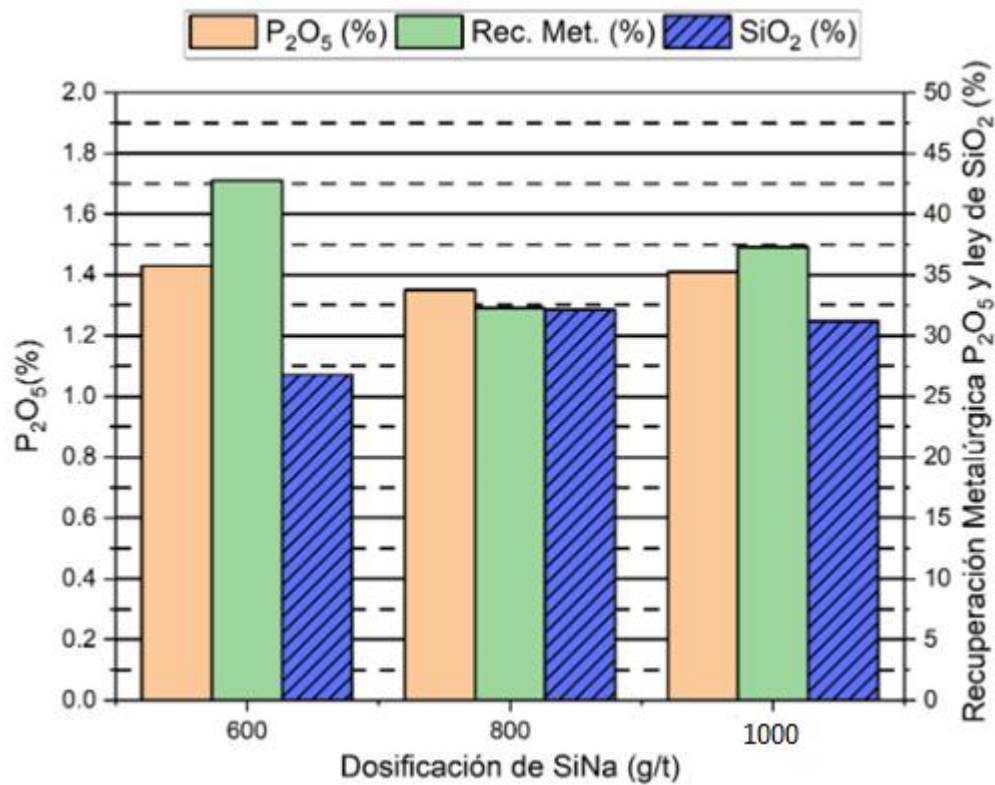


Figura 4.5: Recuperación de P₂O₅ de flotación variando la dosificación de SiNa.

Con respecto a los resultados obtenidos de la flotación de fosfatos y su posterior análisis químico, se tiene que, al variar la dosificación de silicato de sodio (SiNa):

Si bien disminuye la cantidad de concentrado rougher obtenido por cada aumento de silicato de sodio, esto no es significativo, y se considera como aceptable en las 3 pruebas de flotación, sin embargo al visualizar la dosificación de SiNa de 600 g/t se aprecia que es la dosificación más óptima, debido a que es la que mejor recuperación metalúrgica resulta, además, se visualiza en comparación con las anteriores pruebas de flotación que a mayor dosificación de SiNa mayor es la cantidad de sílice que se recupera y mayor es la cantidad de fosfatos en los relaves, estableciendo como óptima la dosificación de 400 g/t para ambos reactivos.

4.4.3. Tercera etapa de flotación de fosfatos, variando pH

Tabla 4.13: Resultados de análisis químico, variaciones de pH.

Muestra	Dosificación	pH	Peso (%)	Ley % P ₂ O ₅	% P ₂ O ₅		
					Rc	Rm (%)	Re
Alimentación	400 g/t	9,3	100	0,46	-		
Concentrado 8	ATRAC		11,10	1,47	9,01	35,1	3,11
Relave 8	1000 g/t SiNa		88,89	0,34	1,12	64,9	0,72
Alimentación	400 g/t	10,48	100	0,44	-		
Concentrado 9	ATRAC		21,09	1,001	4,74	47,7	2,12
Relave 9	400 g/t SiNa		78,91	0,29	1,27	52,3	0,62
Alimentación	400 g/t	8	100	0,50	-		
Concentrado 10	ATRAC		11,40	1,83	8,77	41,8	3,88
Relave 10	400 g/t SiNa		88,60	0,33	1,13	58,2	0,69
Alimentación	400 g/t	10	100	0,48	-		
Concentrado 11	ATRAC		19,36	1,11	5,17	44,9	2,35
Relave 11	400 g/t SiNa		80,44	0,33	1,24	55,1	0,69

Rm: recuperación metalúrgica; Rc: razón de concentración; Re: Razón de enriquecimiento

A continuación, se presenta la figura 4.6 que indica resume las leyes de P₂O₅, Recuperación metalúrgica y recuperación en peso-

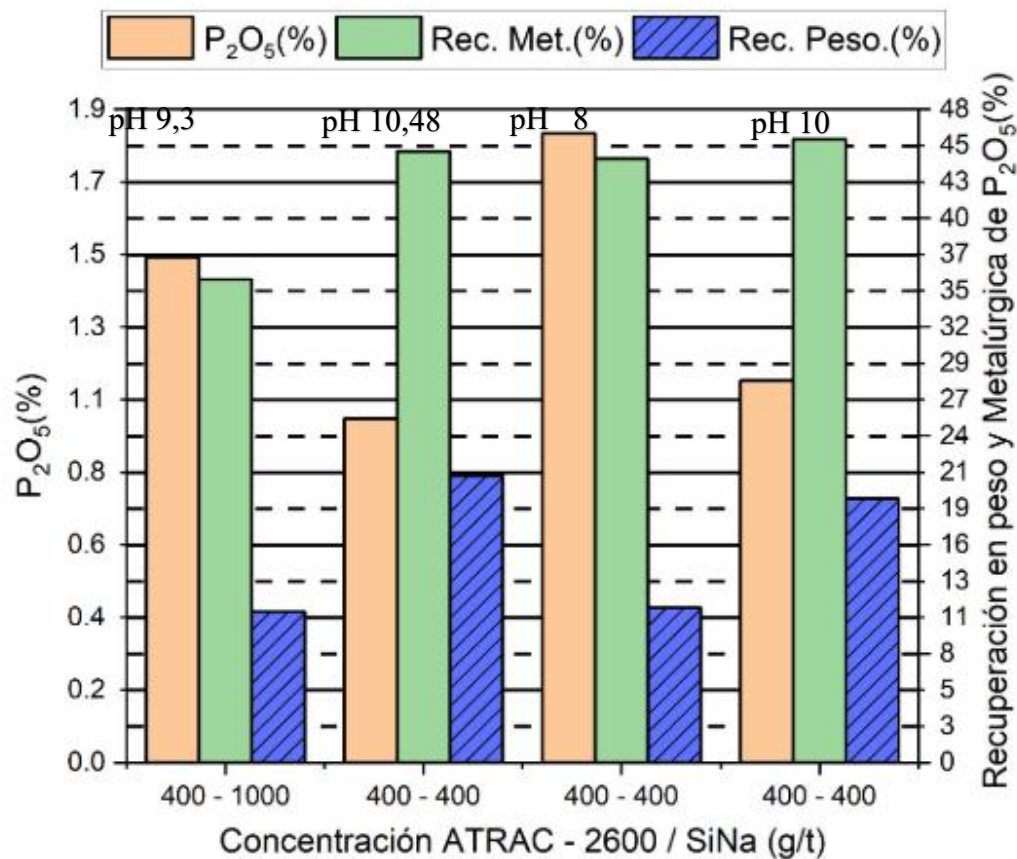


Figura 4.6: flotación de fosfatos con variaciones particulares.

De la figura 4.6 podemos extraer los siguiente:

- Se sigue manteniendo que una mayor dosis de reactivo espumante SiNa menor es la recuperación de fosfatos, en el caso de 1000 g/t y a pH 9,3 la recuperación metalúrgica es de 35,07 lo cual no es muy distinto de las anteriores flotaciones, pero tiene tan solo un 11,06 % de recuperación en peso.
- Para las 3 pruebas restantes, solo vario el pH Siendo este bastante significativo, donde podemos apreciar que a pH 8 se obtiene una menor recuperación en peso que en las otras 2 pruebas restantes.
- Los mejores resultados obtenidos son para una dosificación de 400 g/t de ATRAC 2600 y silicato de sodio 400 g/t y pH 8 para obtener una ley de P₂O₅ de 1,83% y una recuperación de 41,8%, esto resultados están de acuerdo con los obtenidos por Valderrama et al., 2021.

CAPITULO V. CONCLUSIONES

En base a las pruebas realizadas en este trabajo con el relave de cobre proveniente de Planta Cerrillo del Grupo Minera Carola Coemin se pueden extraer las siguientes conclusiones:

- Mediante los análisis químicos se determinó que la ley del relave de P_2O_5 de 0,28%, de SiO_2 de 49,8%, Al_2O_3 de 8,86%, K_2O de 3,6%, MgO 3,08% y CaO de 2.48%; el análisis granulométrico indico un P_{80} de 186,7 micrómetros.
- Con respecto a la etapa de separación magnética que se aplicó al inicio al relave, se pudo comprobar que permitía la extracción del material ferromagnético, en un pre concentrado magnético con ley de 50,05% de hierro con una recuperación de 55,7%, un repaso de este producto permitiría asegurar un incremento de la ley de hierro y ser un producto vendible.
- Respecto a la flotación de pirita del material no magnético, se utilizó como colector PAX en una de 50 g/t, espumante MIBC con una dosis de 20 g/t y pH 8 en la etapa rougher, se obtuvo una ley de hierro de 25,8% con una recuperación metalúrgica de 23,4.
- Se demostró que los mejores resultados en cuanto a ley de P_2O_5 y recuperación metalúrgica corresponden a las pruebas en donde se utilizó el reactivo ATRAC 2600, en una dosis de 400 g/t, junto al silicato de sodio en una dosificación de 400 g/t, obteniendo un valor de 41,8% de recuperación metalúrgica y una ley de P_2O_5 de 1,83%, permitiendo concluir que es factible la recuperación de fosfato y la obtención de un concentrado de apatita.

CAPITULO VI. REFERENCIAS

Abdel-Khalek, N.A. (2000). Evaluation of flotation strategies for sedimentary phosphates with siliceous and carbonates gangues. *Minerals Engineering*, v. 13, No. 7, p. 789-793.

Ananthapadmanabhan, K.P.; Somasundaran, P. (1977). The role of unavoidable chemical species in calcite/apatite flotation. Paper presented at the 106th Ann. AIME Meeting, Atlanta.

Antti, B.M.; Forssberg, E. (1989). Pulp chemistry in industrial mineral flotation. Studies of surface complex on calcite and apatite surfaces using FTIR spectroscopy. *Minerals Engineering*, v. 2, No. 2, p. 217-227.

Bulaev, A., Melamud, V., Boduen, A. (2019). Two-stage agitation leaching of old flotation tailings. *Solid State Phenomena*, 298, 116-120, DOI: 10.4028/www.scientific.net/SSP.298.116

Cacciuttolo, C., et al. (2024). Efficient use of water in tailings management: New technologies and environmental strategies for the future of mining. *Water*, 14(11), 1741. <https://doi.org/10.3390/w14111741>

COCHILCO. Anuario de Estadísticas del Cobre y Otros Minerales 2004-2023 <https://www.cochilco.cl/Lists/Anuario/Attachments/25/Ae2021final.pdf>

Cordell, D., Drangert, J. O., White, S. (2009). The story of phosphorus: Global flows, food security, and environmental change. *Global Environmental Change*, 19(2), 292-305.

Sarker, S. K., Haque, N., Bhuiyan, M., Bruckard, W., Pramanik, B. (2022). Recovery of strategically important critical minerals from mine tailings. *Journal of Environmental Chemical Engineering*. 10. 107622. 10.1016/j.jece.2022.107622.

Elgillani, D.A.; Abouzeid, A.Z.M. (1993). Flotation of carbonates from phosphate ores in acidic media. *International Journal of Mineral Processing*, v. 38, p. 235-256.

Elizondo, A., Castillo, M. (2019). Recuperación de metales de relaves mediante lixiviación y flotación. Editorial Ficticia.

Fernández, M. (2018). Impactos ambientales y costos operativos en la minería del cobre: Un análisis de la disminución de la ley mineral. *Revista de Ingeniería Minera*, 15(3), 132-145. <https://doi.org/10.1016/j.ijmin.2018.03.005>

Finch, J. A., & Dobby, G. S. (1990). *Advances in flotation*. Pergamon Press.

- Fuerstenau, MC y Han, KN (2003). Principios de flotación de minerales. En MC Fuerstenau y JWL McAllister (Eds.), Flotación de minerales de sulfuro (pp. 3-35). Sociedad de Minería, Metalurgia y Exploración.
- González, R., y Díaz, F. (2020). Impacto ambiental y reputación corporativa en el tratamiento de relaves. *Revista Ambiental Minera*, 12(3), 45–60.
- Gorochoveva, N., Klingberg, A., Lannefors, J. Development of anionic collectors for direct flotation of apatite from complex siliceous ores with a focus on sustainability. In: International Mineral Processing Congress. Proceedings: 2014, XXVII International Mineral Processing, Santiago, Chile, 68-78.
- Haber, J., et al. (2023). Bubble Formation and Motion in Liquids—A Review. *Minerals*, 13(9), 1130. <https://doi.org/10.3390/min13091130>
- Hanumantha Rao, K.; Forssberg, K.S.E. (1991). Mechanism of fatty acid adsorption in salt-type minerals flotation. *Minerals Engineering*, v. 4, Nos 7-11, p. 879-890.
- Hunter, R. J. (1981). Zeta potential in colloid science: Principles and applications. Academic Press
- Jafaria, M., Chehreh Chelganib,S., Pourghahramanic, P., Ebadi, H. Measurement of collector concentrations to make an efficient mixture for flotation of a low-grade apatite, *Measurement* 2018, 121 19–2, <https://doi.org/10.1016/j.measurement.2018.02.037>
- Kursunoglu, S. (2025). A review on the recovery of critical metals from mine and mineral processing tailings: Recent advances. *Journal of Sustainable Metallurgy*. <https://doi.org/10.1007/s40831-025-01126-y>
- Jong, K., Han, Y., Ryom, S. Flotation mechanism of oleic acid amide on apatite. *Colloids Surf A*; 2017, 523:127. <https://doi.org/10.1016/j.colsurfa.2016.11.038>
- Jordens, A., Sheridan, R.S., Rowson, N.A., Waters, K.E. (2014). Processing a rare earth mineral deposit using gravity and magnetic separation, *Minerals Engineering*, 62, 9-18, <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2013.09.011>
- Kaiser, H., Cordero, A., & Basso, P. (2017). Eficiencia energética y gestión hídrica en la minería: Retos actuales. *Journal of Environmental Management*, 22(4), 189-202. <https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2017.06.011>

- Kanazawa, T. (1989). *Inorganic phosphate materials*. Amsterdam: Elsevier.
- Kawatra, S. K. (2008). *Froth flotation: A century of innovation*. SME.
- Klein, C., Hurlbut, C. S. (1993). *Manual of mineralogy* (21st ed.). John Wiley & Sons.
- Kou, J., Tao, D., Xu, G. Fatty acid collector for phosphate flotation and their and their adsorption behavior using QCM-D, *Int. J. Miner. Process.* 2010, 95, 1–9.
- Valderrama, L., Herrera, O., Rivera, A. La relevancia de los resultados de pruebas de laboratorio para predecir la recuperación de hierro a nivel industrial. *Información Tecnológica*, Vol.33 (1), 169-180, 2022. <http://dx.doi.org/10.4067/S0718-07642022000100169>
- Mishra, S.K. (1982). Electrokinetic properties and flotation behaviour of apatite and calcite in the presence of sodium oleate and sodium metasilicate. *International Journal of Mineral Processing*, v. 9, p. 59-73.
- Moncada, L., & González, J. (2019). La sostenibilidad en la minería: Un enfoque hacia el manejo de desechos industriales. *Estudios Ambientales en Minería*, 11(2), 68-81. <https://doi.org/10.1016/j.envsci.2019.01.004>
- Owens, C.L., Nash, G.R., Hadler, K., Fitzpatrick, R.S., Anderson, C.G., Wall, F. Apatite enrichment by rare earth elements: A review of the effects of surface properties, *Advances in Colloid and Interface Science*, 2019, 265, 14–28, <https://doi.org/10.1016/j.cis.2019.01.004> 0001-8686/
- Pugh, R.; Stenius, P. (1985). Solution chemistry studies and flotation behaviour of apatite, calcite and fluorite minerals with sodium oleate collector. *International Journal of Mineral Processing*, v. 15, p. 193-218.
- Ruiz, C., Soto, H. (2021). *Tecnologías emergentes para tratamiento de relaves: eficiencia y rentabilidad*. Editorial Innovación Minera.
- Sánchez, L., Pérez, J. (2018). *Aprovechamiento de relaves para reducir costos operativos en minería*. Editores Mineros.
- SERNAGEOMIN (2022), Preguntas frecuentes sobre relaves. Consultado el 25 de noviembre de 2024 <https://www.sernageomin.cl/preguntas-frecuentes-sobre-relaves/>
- Slansky, M. (1980). *Mineralogy of sedimentary phosphates*. In: *Geology of sedimentary phosphates*. Anchor Brendon: North Oxford Academic. Cap.2, p.19-33. 109

- Smith, J., y Johnson, K. (2023). El papel del fósforo en la agricultura sostenible. *Revista de Ciencias Agrícolas*, 15(2), 45-62.
- Vaman Rao, D.; Narayanan, M.K.; Nayak, U.B.; Somasundaran, P.; Ananthapadmanabhan, K. (1985). Flotation of calcareous muscorie phosphate ore. *international journal of mineral processing*, v. 14, p. 57-66.
- Vergara, J. (1989). Prefactibilidad técnico-económica de recuperación del P contenido en los relaves de la planta de pelets de Huasco. Trabajo de titulación, Departamento de Metalurgia, Universidad de Atacama, p. 3-8.
- Yehia, A., Yassin, K. E., Amar, M. (2019). Upgrading of Phosphate Fines by Fatty Acid Flotation Using Amylase Enzyme as a Surface Modifier, *Mining, Metallurgy & Exploration* <https://doi.org/10.1007/s42461-019-00126-3>
- Santander, M., Valderrama, L. 2019. Recovery of pyrite from copper tailings by flotation. *Journal of Materials Research and Technology*. Vol.8, Issue 5, p 4312-4317.