



UNIVERSIDAD DE TALCA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA CIVIL DE MINAS

**RECUPERACIÓN DE SILICATOS PRESENTE EN RELAVES DE ORO Y PLATA
MEDIANTE PROCESOS DE FLOTACIÓN ESPUMANTE**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO
DE INGENIERO CIVIL DE MINAS**

SEBASTIÁN IGNACIO ANDRADE MORA

PROFESORA GUÍA

Dra. Lina Marcela Uribe Vélez

MIEMBROS DE LA COMISIÓN

Mg. Carlos Moraga Cruz

Mg. Francisco Rivas Saldaña

CURICÓ - CHILE

2021

CONSTANCIA

La Dirección del Sistema de Bibliotecas a través de su encargado Biblioteca Campus Curicó certifica que el autor del siguiente trabajo de titulación ha firmado su autorización para la reproducción en forma total o parcial e ilimitada del mismo.



Two circular official stamps and handwritten signatures in blue ink. The left stamp is from the 'DIRECCIÓN SISTEMA DE BIBLIOTECAS' of the 'UNIVERSIDAD DE TALCA'. The right stamp is from the 'SISTEMA DE BIBLIOTECAS CAMPUS CURICO' of the 'UNIVERSIDAD DE TALCA'.

Curicó, 2022

RESUMEN

Son múltiples los beneficios económicos que trae consigo la industria minera en las zonas donde esta se desarrolla. Sin embargo, esta industria genera impactos negativos al medio ambiente que le rodea debido a la generación de grandes volúmenes de residuos minerales originados como consecuencia del procedimiento para la obtención de minerales de interés. Es por esto la necesidad, de determinar nuevas oportunidades económicas para reutilizar estos residuos y desarrollar mejoras en los procesos mineros de forma tal que se generen un menor impacto medioambiental.

En este estudio, se recuperaron los silicatos presentes en un relave fresco mediante la técnica de flotación inversa, el cual presentaba un elevado contenido de pirita. Para lograr lo anterior, se evaluaron dos tipos de colectores, el xantato amílico de potasio (PAX) y el *aerophine* 3418, a concentraciones de 40, 60 y 80 g/ton y 10, 30 y 50 g/ton, respectivamente. Ambos evaluados a pH 4, 5, 6 y 7 y empleando una concentración fija de espumante MIBC de 15 g/ton junto con mantener las condiciones operacionales de la celda de flotación.

Con el objetivo de seleccionar la condición más favorable de este proceso, se evaluaron los índices metalúrgicos de cada uno de las condiciones estudiadas, evaluando el beneficio de los elementos de principal interés presentes en el relave junto con los principales elementos asociados a sulfuros que formaban parte de las impurezas.

Los resultados indicaron que, usando los dos colectores sujetos de estudio en el concentrado se obtenían elevadas recuperaciones de Si en conjunto con elementos asociados a aluminosilicatos como Al y K. Y a su vez, las recuperaciones de los elementos asociados a sulfuros tales como Cu, Fe, Pb, S y Zn se recuperaron en menor porcentaje. En cuanto a las leyes, para el caso de Si se obtuvieron leyes parecidas entre ambos métodos, en torno a valores del 36% a 38%. Además, mediante el análisis de los índices metalúrgicos resultantes, se encontró que la mejor opción para ser candidato a materia prima para la fabricación de espuma de vidrio empleando PAX fue a una concentración de 80 g/ton del colector a pH 6 donde se obtuvo una recuperación de Si de 73,18 %, y empleando AERO a 50 g/ton a pH 7 una recuperación de Si de 74,24 %, también valores parecidos de Re de Si con valor de 1,17 para PAX y 1,18 para AERO. En cuanto al valor del IS, el PAX resultó ser más eficaz con un valor de 5,35 versus 4,80 al emplear PAX.

De acuerdo a los resultados obtenidos en conjunto con el análisis de los índices metalúrgicos es posible concluir que el mejor método para la obtención de espuma de vidrio fue empleando PAX a 80 g/ton y a pH 6.

Palabras claves: relave, flotación inversa, silicatos, sulfuros.

ABSTRACT

There are multiple economic benefits that the mining industry brings with it in the areas where it is developed. However, this industry generates negative impacts on the environment that surrounds it due to the generation of large volumes of mineral waste originated as a consequence of the procedure for obtaining minerals of interest. For this situation, the need to determine new economic opportunities to reuse this waste and develop improvements in mining processes in such a way as to generate less environmental impact.

In this study, the silicates present in a fresh tailings were recovered using the reverse flotation technique, which had a high pyrite content. To achieve this, two types of collectors were evaluated, potassium amyl xanthate (PAX) and aerophine 3418, at concentrations of 40, 60 and 80 g/ton and 10, 30 and 50 g/ton, respectively. Both evaluated at pH 4, 5, 6 and 7 and using a fixed concentration of foaming agent of 15 g/ton of MIBC along with maintaining the operational conditions of the flotation cell.

In order to select the most favorable condition of this process, the metallurgical indices of each of the conditions studied were evaluated, evaluating the benefit of the elements of main interest present in the tailings together with the main elements associated with sulfides that were part of impurities.

The results indicated that, using the two collectors subject of study in the concentrate, high recoveries of Si were obtained in conjunction with elements associated with aluminosilicates such as Al and K. And in turn, the recoveries of elements associated with sulfides such as Cu, Fe, Pb, S and Zn were recovered in a lower percentage. Regarding the grades, in the case of Si, similar grades were obtained between both methods, around values of 36% to 38%. In addition, through the analysis of the resulting metallurgical indices, it was found that the best option to be a candidate as a raw material for the manufacture of glass foam using PAX was at a concentration of 80 g/ton from the collector at pH 6 where a Si recovery of 73,18%, and using AERO at 50 g/ton at pH 7 a Si recovery of 74,24%, also similar Si Re values with a value of 1,17 for PAX and 1,18 for AERO. Regarding the value of the IS, the PAX turned out to be more effective with a value of 5,35 versus 4,80 when using PAX.

According to the results obtained in conjunction with the analysis of the metallurgical indices, it is possible to conclude that the best method for obtaining glass foam was using PAX at 80 g/ton and at pH 6.

Keywords: tailings, reverse flotation, silicates, sulfides

AGRADECIMIENTOS

En primera instancia, quiero agradecer al proyecto de “Transferencia espuma de vidrio a partir de relaves de la minería”, financiado por el Fondo de Innovación para la competitividad del Gobierno Regional de O’Higgins y su consejo regional, enmarcado dentro de la estrategia regional de innovación FIC-R 40008910-0 por su financiación y al SERNAGEOMIN por su apoyo en el proyecto.

Igualmente, quiero agradecer a Lina Marcela Uribe Vélez, mi profesora guía durante este camino en la realización de mi memoria, es ella quién me permitió ser parte de este proyecto. Junto con ello, agradezco el apoyo constante del profesor Juan David Giraldo Pedraza, quien fue parte esencial de mi avance. Por lo demás, agradecer a la profesora encargada de laboratorios, doña Cristina Cereceda por su gran disposición a la hora de resolver dudas, platicar de cotidianidad, y buena calidad de persona. En general, agradezco a todos mis profesores, que desde mis inicios académicos, me han ido brindando sus enseñanzas.

En cuanto a mi familia, agradezco a mi mamá Elcira de las Mercedes Mora Vargas por cuidarme desde que nací y su esfuerzo constante por darme una vida digna en todas mis etapas de la vida pese a ella tener todo en contra y esperando que el fruto de mis estudios a futuro le dé un buen pasar y solo se dedique a disfrutar la vida. Agradezco a mi abuela, la madre de mi madre por su amor incondicional y darnos una parte del lugar donde nos criamos, lugar maravilloso de inspiración, de mucha naturaleza que formó parte del lugar en la redacción y avance de este proceso. Agradezco a mis amigos, los que han estado por años y los que fui encontrando en el transcurso de la vida, gracias por su compañía, alegría y motivaciones. Agradezco a cada alma que me acompañó, a cada árbol plantado como símbolo de cumplir los sueños y a las ganas de hacer un mundo mejor.

ÍNDICE

1. INTRODUCCIÓN	10
1.1. Antecedentes y Motivación	10
1.2. Descripción del Problema	11
1.3. Solución propuesta	12
1.4. Objetivo general	13
1.5. Objetivos específicos	13
1.6. Alcances	14
2. MARCO TEÓRICO	15
2.1. Relaves mineros	15
2.1.1. Clasificación de depósitos de relaves	15
2.1.2. Impactos negativos asociados a los relaves mineros	16
2.1.3. Relaves en Chile y en la región del Maule	17
2.2. Fundamentos de flotación	20
2.2.1. Flotación espumante	20
2.2.2. Flotación inversa	23
2.3. Reactivos usados en la flotación	23
2.3.1. Colectores	23
2.3.2. Espumantes	26
2.3.3. Modificadores	27
2.4. Silicatos	27
2.5. Espuma de vidrio	29
2.5.1. Fabricación de espuma de vidrio	30
2.5.2. Principales elementos que constituyen la espuma de vidrio	31
3. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL	33
3.1. Equipos utilizados	33
3.1.1. Tamizador Ro-Tap y serie de Tamices	33
3.1.2. Analizador portátil de FRX	33
3.1.3. Celda de flotación EDEMET	34
3.1.4. Filtro de presión EDEMET	35
3.1.5. Horno de secado Belhor	36
3.1.6. Balanza analítica	36
3.2. Reactivos empleados	37

3.2.1.	Colectores	37
3.2.2.	Espumantes	38
3.2.3.	Modificadores	38
3.2.4.	Medio acuoso.....	38
3.3.	Materiales.....	39
3.3.1.	Muestras de relaves	39
3.3.2.	Determinación de la Humedad	39
3.3.3.	Determinación de la densidad de relave.....	40
3.3.4.	Determinación del peso específico con picnómetro	41
3.3.5.	Análisis granulométrico	41
3.3.6.	Análisis químico por fluorescencia de rayos X (FRX)	42
3.4.	Preparación de reactivos.....	43
3.4.1.	Preparación de colector xantato amílico de potasio (PAX)	43
3.4.2.	Preparación de colector <i>aerophine</i> 3418	44
3.4.3.	Preparación de espumante metil isobutil carbinol (MIBC).....	45
3.4.4.	Preparación de la solución de HCl	46
3.4.5.	Preparación de la solución de Cal	46
3.5.	Pruebas de flotación	46
3.5.1.	Preparación del material empleado para las pruebas de flotación	46
3.5.2.	Preparación de la pulpa	47
3.5.3.	Pruebas de flotación empleando PAX y <i>Aerophine</i> 3418	48
3.6.	Índices metalúrgicos	49
3.6.1.	Recuperación	49
3.6.2.	Razón de enriquecimiento.....	49
3.6.3.	Índice de selectividad.....	50
3.6.4.	Razón de concentración	50
3.6.5.	Rendimiento de concentración.....	50
4.	RESULTADOS.....	52
4.1.	Generalidades	52
4.2.	Caracterización del relave Chépica.....	53
4.2.1.	Caracterización física	53
4.2.2.	Análisis de los elementos químicos mediante fluorescencia de rayos X (FRX)	54
4.2.3.	Análisis mineralógico mediante mineralogía automatizada (TESCAN)	56

4.3.	Resultados de las pruebas de flotación.....	57
4.3.1.	Resultados de flotación mediante el uso del colector PAX	58
4.3.2.	Resultados de flotación mediante el uso del colector Aerophine 3418	70
5.	CONCLUSIONES.....	82
6.	BIBLIOGRAFÍA.....	85

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 Porcentajes (%) compuestos mayoritarios presentes en relave de Mina Chépica	18
Figura 2.2 Elementos minoritarios (g/t) y trazas (g/t) presentes en el relave Mina Chépica	19
Figura 2.3 Elementos de tierras raras (g/t) presentes en el relave Mina Chépica.....	19
Figura 2.4 Esquema de adhesión selectiva en flotación (Contreras, 2018).	20
Figura 2.5 Ángulo de contacto formado por las tensiones superficiales (Contreras, 2018).	21
Figura 2.6 Potencial Zeta. (Contreras, 2018).....	22
Figura 2.7 Calificación de colectores (elaboración propia).	24
Figura 3.1 Ro-Tap y serie de tamices.	33
Figura 3.2 Analizador de fluorescencia de Rayos X (Thermo Niton XL3t).	34
Figura 3.3 Montaje de la Celda de Flotación (EDEMET).	35
Figura 3.4 Filtro de presión (EDEMET).....	36
Figura 3.5 Horno de Secado (Bellhor).....	36
Figura 3.6 Balanza micro analítica (Boeco).	37
Figura 3.7 Vista del área de descarga de relave.	39
Figura 4.1 Curva granulométrica del relave Chépica.....	54
Figura 4.2 Ley de Si, Fe y S presentes en el material retenido en cada malla de la serie de tamices.	55
Figura 4.3 Recuperación de elementos principales en función del pH empleando colector PAX a 40 g/ton.	59
Figura 4.4 Ley de Si en función del pH empleando colector PAX a 40 g/ton.	60
Figura 4.5 Ley de Al, Fe, K y S en función del pH empleando colector PAX a 40 g/ton.	61
Figura 4.6 Ley de Cu, Pb y Zn en función del pH empleando colector PAX a 40 g/ton.....	61
Figura 4.7 Recuperación de elementos principales en función del pH empleando colector PAX a 60 g/ton.	62
Figura 4.8 Ley de Si en función del pH empleando colector PAX a 60 g/ton.	63
Figura 4.9 Ley de Al, Fe, K y S en función del pH empleando colector PAX a 60 g/ton.	64
Figura 4.10 Ley de Cu, Pb y Zn en función del pH empleando colector PAX a 60 g/ton.....	64
Figura 4.11 Recuperación de elementos principales en función del pH empleando colector PAX a 80 g/ton.	66
Figura 4.12 Ley de Si en función del pH empleando colector PAX a 80 g/ton.	66
Figura 4.13 Ley de Al, Fe, K y S en función del pH empleando colector PAX a 80 g/ton.	67
Figura 4.14 Ley de Cu, Pb y Zn en función del pH empleando colector PAX a 80 g/ton.....	68
Figura 4.15 Recuperación de elementos principales en función del pH empleando colector Aerophine 3418 a 10 g/ton.....	71
Figura 4.16 Ley de Si en función del pH empleando colector Aerophine 3418 a 10 g/ton.	72
Figura 4.17 Ley de Al, Fe, K y S en función del pH empleando colector Aerophine 3418 a 10 g/ton.	73
Figura 4.18 Ley de Cu, Pb y Zn en función del pH empleando colector Aerophine 3418 a 10 g/ton.	73
Figura 4.19 Recuperación de elementos principales en función del pH empleando colector Aerophine 3418 a 30 g/ton.....	74
Figura 4.20 Ley de Si en función del pH empleando colector Aerophine 3418 a 30 g/ton.	75
Figura 4.21 Ley de Al, Fe, K y S en función del pH empleando colector Aerophine 3418 a 30 g/ton.	76
Figura 4.22 Ley de Cu, Pb y Zn en función del pH empleando colector Aerophine 3418 a 30 g/ton.	76

Figura 4.23 Recuperación de elementos principales en función del pH empleando colector Aerophine 3418 a 50 g/ton.....	77
Figura 4.24 Ley de Si en función del pH empleando colector Aerophine 3418 a 50 g/ton.	78
Figura 4.25 Ley de Al, Fe, K y S en función del pH empleando colector Aerophine 3418 a 50 g/ton.	79
Figura 4.26 Ley de Cu, Pb y Zn en función del pH empleando colector Aerophine 3418 a 50 g/ton.	79

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1: Clasificación de los silicatos.	28
Tabla 2.2 Composiciones elementales (% en peso) presentes en estudios ligados a la fabricación de espuma de vidrio (Lobos, 2019).	32
Tabla 3.1 Tamaño de abertura de las mallas empleadas en la caracterización granulométrica del lote completo.	42
Tabla 3.2 Condiciones de operación de la celda de flotación EDEMET.	47
Tabla 3.3 Condiciones estudiadas en las pruebas de flotación.	49
Tabla 4.1 Resultados de la caracterización granulométrica.	53
Tabla 4.2 Análisis químico de fluorescencia de rayos x (FRX), que representa la alimentación de las bolsas que se usaron como pruebas de flotación.	55
Tabla 4.3 Resultados de mineralogía automatizada TESCAN.	57
Tabla 4.4 Resultados de la Re para las mejores condiciones de pH en las concentraciones de PAX estudiadas.	69
Tabla 4.5 Resultados de Rc, V e IS para las mejores condiciones de pH en las pruebas de flotación inversa empleando PAX.	70
Tabla 4.6 Resultados de la Re para las mejores condiciones de pH en las concentraciones de AERO estudiadas.	80
Tabla 4.7 Índices metalúrgicos a diferentes concentraciones de AERO respecto al elemento Si.	81

1. INTRODUCCIÓN

1.1. Antecedentes y Motivación

La Minería es una de las actividades productivas primarias que se desempeñan en diversos lugares del mundo, siendo en el caso de Chile la principal industria que impulsa la economía (Montoya, 2018). No obstante, pese al gran beneficio económico que ésta logra en el país, esta industria trae consigo muchas problemáticas medioambientales que se desprenden de su realización, como lo son la utilización de grandes cantidades de combustibles, daños directos e indirectos a las inmediaciones locales, generación de residuos, entre otros. Es por esto que hoy en día no solo es necesario tener ganancias generadas por la explotación minera, sino que también se debe tener una industria que vaya en armonía con el medioambiente y la sociedad con la que coexiste (CODELCO, 2018). Una forma de reducir los impactos negativos es mediante el aprovechamiento de los materiales de desecho, como es el caso de los relaves mineros, buscando en ellos nuevamente materia prima que pudo haber sido descartada, ampliando y diversificando toda la gama de productos de la minería chilena (Ecometalaes Limited, 2016).

Para llevar a cabo la recuperación de minerales en relaves mineros, son diversos los caminos que se pueden seguir mediante los métodos de concentración, entre estos se encuentran: concentración gravitacional, concentración magnética, flotación espumante, entre otros, donde dependerá de las propiedades fisicoquímicas y del tamaño de partícula de la especie valiosa a concentrar (Castro, 2003).

La flotación espumante, es un proceso fisicoquímico basado en la química de superficies que se realiza en celdas de flotación que consiste en adherir burbujas de gas (aire, nitrógeno) a partículas minerales finas valiosas (<200 micras) mediante la adición de reactivos químicos tales como colectores que logran hidrofobizar partículas para que estas suban y formen la espuma que posteriormente se remueve y recupera el mineral de interés (Castro, 2003). También en el proceso, actúan otros reactivos tales como espumantes y modificadores que se pueden ir conjugando entre sí para ir estudiando y evaluando el objetivo de estudio.

Aplicando flotación inversa, es posible recuperar minerales asociados a silicatos como es el caso de los que contienen sílice, tales como el cuarzo, ortoclasa, muscovita, clorita, biotita, turmalina, entre otros, en donde por vía de este método, a diferencia del proceso convencional los elementos valiosos quedan dentro de la celda de flotación como concentrado y el relave es flotado quedando fuera de la celda (Ortega, 2018).

{Esta memoria se encuentra ligada a un proyecto adjudicado por la Universidad de Talca mediante el programa de “Fondo de Innovación para la Competitividad (FIC)” enmarcado en la estrategia regional de innovación FIC-R 40008910-0 que tiene por objetivo evaluar la factibilidad económica y técnica en la elaboración de espuma de vidrio a partir de relaves mineros presentes en depósitos localizados en la zona central de Chile.

La realización de esta memoria, busca recuperar mediante el proceso de flotación inversa los elementos asociados a silicatos presentes en los relaves, para ser usados como materia prima para la elaboración de espuma de vidrio.

1.2. Descripción del Problema

En Chile se tienen 742 depósitos de relaves (tranques de relave, embalses, en pasta, filtrado), de los cuales un 63% son depósitos inactivos, un 23% abandonados y solo un 14% actualmente activos. Adicionalmente, se conoce que, se generan alrededor de 537 millones de toneladas de relave al año en depósitos de relaves activos, de los cuales 530 millones de toneladas corresponden a la gran minería y el resto a valores de la pequeña y media minería (SERNAGEOMIN, 2019). Existiendo así, un gran volumen de materiales de relave que puede ser reutilizado en la medida que se estudian nuevos métodos de recuperación y se logren tener nuevas aplicaciones para este desecho.

Específicamente, Sociedad Contractual Minera Paicaví S.A. es una empresa minera chilena perteneciente a la pequeña minería, que inicia sus operaciones en febrero del año 2018 en dependencias que años atrás pertenecían a la canadiense “Polar Star Mining”. Tiene como actividades principales la explotación minera y el procesamiento de minerales, donde logra

una producción de minerales de concentrados de oro, plata y cobre los cuales tienen por finalidad ser vendidos a ENAMI y enviados a Fundición Ventanas (Minera Paicaví S.A., 2021).

De acuerdo con los datos proporcionados por SERNAGEOMIN correspondientes al año 2019, Minera Paicaví S.A. posee una acumulación de 410.000 toneladas de relave a una razón de concentración de 1:20 (concentrado: relave). Estas muestras corresponden a relaves frescos, sacados de forma directa de la zona del depósito en el tranque de relave. La minera cuenta con derechos de agua para ser usados en procesos de molienda y flotación, además, se recupera cerca de un 60% de las aguas en el sector de aguas claras del embalse de relaves, para su reincorporación en el circuito. La población cercana a la faena en un radio de 25 kilómetros cuadrados es de aproximadamente 300.000 habitantes, por lo que es crucial tener un buen manejo del cuidado de estos depósitos de relave.

Las principales problemáticas que provienen del manejo de depósitos de relaves son los riesgos que estos generan a la población cercana, como por ejemplo peligros de colapsos de los tranques o embalses de relave, contaminación de aguas subterráneas y ríos cercanos, generación de polvos, contaminación con metales nocivos para la vida, entre otros (Torres, 2020). Es por esto que es fundamental no solo controlar el almacenamiento de relaves sino que también buscarles una segunda oportunidad de uso, y un nuevo potencial para ser usados como materia prima para la generación de nuevos productos. Siendo una alternativa para estos depósitos la flotación de silicatos para la fabricación de espuma de vidrio.

1.3. Solución propuesta

El material de relave que se desprende como desecho en Mina Chépica se encuentra compuesto principalmente de cuarzo, pirita, ortoclasa, muscovita, clorita, esferalita, biotita, galena, calcopirita, turmalina, magnetita, siderita, entre otros. Se plantea en este estudio desarrollar un proceso de flotación inversa para recuperar los silicatos presentes en el relave

y disminuir la presencia de sulfuros, con el objetivo de generar la materia prima para la elaboración de espuma de vidrio.

En este proyecto se busca obtener el mayor rendimiento metalúrgico asociado al beneficio de silicatos a partir de relaves, estudiando diferentes reactivos colectores y condiciones de pH. Esto con el fin de establecer las condiciones experimentales más favorables que permitan obtener las mejores características de la materia prima para la fabricación de espuma de vidrio y que a futuro este método sea reproducible a mayor escala en otros relaves con similares características a las estudiadas.

1.4. Objetivo general

Proponer un proceso de flotación inversa que favorezca el beneficio de silicatos y disminuya la presencia de impurezas asociadas a sulfuros de relaves de oro y plata mediante el estudio de diferentes colectores aniónicos y condiciones de pH, para generar una materia prima apta para la elaboración de espuma de vidrio.

1.5. Objetivos específicos

- Realizar una caracterización física, química y mineralógica de la muestra de relave procedente de Mina Chépica con el fin de determinar los principales elementos y minerales que componen la muestra y determinar el proceso a seguir.
- Evaluar el efecto que posee el uso de diferentes colectores aniónicos y su concentración en la recuperación de silicatos y eliminación de impurezas asociadas a sulfuros a partir de pruebas de flotación inversa.
- Evaluar el efecto del pH en la recuperación de silicatos y eliminación de impurezas asociadas a sulfuros a partir de pruebas de flotación inversa.

- Determinar la mejor condición del proceso de flotación inversa empleando colector aniónico que favorece los índices metalúrgicos relacionados al beneficio de silicatos y eliminación de impurezas.

1.6. Alcances

- El material de relave fresco con el que se hará el estudio proviene específicamente de la zona de descarga de relave Minera Chépica, localizada en la región del Maule.
- Se utilizará el material de relave completo, sin ser sometido a procesos de conminución ni separación de tamaño de partícula.
- El proceso de flotación se realizará mediante flotación inversa de elementos asociados a silicatos.
- Se estudiarán los índices metalúrgicos orientados al beneficio de silicatos con sólo dos tipos de colectores en tres concentraciones fijas y en función de pH 4, 5, 6 y 7.
- No se pretende estudiar el efecto de otros reactivos (modificadores y espumantes).
- Las condiciones operacionales de la celda de flotación EDEMET se mantendrán constantes en todas las pruebas experimentales.

2. MARCO TEÓRICO

2.1. Relaves mineros

Los relaves mineros corresponden a los desechos sólidos pastosos provenientes de la actividad minera que trabaja el procesamiento mineral cuyo proceso de concentración empleado es la flotación. Este material, tiene la parte sólida suspendida en una parte líquida, no presentando valor económico, pues pese a tener entre sus componentes principales los elementos del yacimiento de origen, estos elementos se encuentran en bajísimas concentraciones. En general, en una concentración por flotación cerca de un 95% de material corresponde al relave. Este material, debido a procesos de sedimentación se deposita en la parte inferior de las celdas antes de ser mandados a centros de almacenajes (Herrera, 2017).

Los relaves mineros generalmente poseen en su composición especies químicas tóxicas como lo son los metales pesados, que son capaces de generar reacciones negativas en la biodiversidad circundante al almacenaje de relaves, elementos tales como arsénico, cianuro, cobre, cinc, cromo, plomo, entre otros (SERNAGEOMIN, 2018).

Cuando los relaves pertenecen a faenas mineras sin operación, estos desechos se encuentran en estado de abandono, convirtiéndose en pasivos ambientales mineros (PAM) que afectan al paisaje, ambiente y salud de las personas (Yurisch, 2016).

2.1.1. Clasificación de depósitos de relaves

De acuerdo con el contenido de agua que acompaña un relave (densidad) y en la forma de contención y almacenaje de estos, existen los siguientes tipos (Ramírez, 2007):

- **Tranque de relave:** en este tipo de construcción se realiza un muro constituido por la fracción más gruesa del relave compactado, que proviene desde un hidrociclón. Donde la parte más fina denominada lama se deposita en la cubeta del depósito.

- **Embalse de relave:** el muro de contención se encuentra construido de material de empréstito (tierra y rocas aledañas). Además, el muro se encuentra impermeabilizado en el coronamiento y talud interno. También, se denomina embalse de relave a los depósitos localizados en alguna depresión de terreno sin que requiera construcción de un muro de contención.
- **Relave espesado:** se construye sobre superficies que han tenido procesos de sedimentación previa mediante equipos denominados espesadores. Es de gran utilidad para recuperar el agua, que pueden ser reutilizadas. Este tipo de depósitos impide que el relave fluya hacia otras áreas distintas a la del sitio autorizado.
- **Relave filtrado:** es similar al relave espesado, pero con menor % de humedad, bajo el 20% debido a que es sometido a filtración de agua.
- **Relave en pasta:** depósito de relave que contiene una mezcla de baja cantidad de agua con abundantes partículas finas, generando pulpas de alta densidad

2.1.2. Impactos negativos asociados a los relaves mineros

Hoy en día, Chile cuenta con una robusta legislación en materia de impacto ambiental ligado a la minería. Se han creado leyes y normativas para regular la evaluación de impactos ambientales, entre ellos, destacan: Ley 19.300 y Ley 20.551, DS248. Siendo este último, el reglamento para la aprobación de proyectos de diseño, construcción, operación y cierre de depósitos de relaves, en el cual en sus artículos manifiestan que deben quedar estipulados los contenidos de especies minerales en los relaves, procedimientos de operación, métodos y obras que garantizan la estabilidad física y química del depósito. Además, SERNAGEOMIN mediante el Departamento de Depósitos de Relaves, colabora en implementar una normativa sobre depósitos de relaves y deja de manifiesto un Atlas virtual y Registro Geoquímico de los depósitos tanto activos como inactivos a lo largo de Chile. También, SERNAGEOMIN posee un programa de caracterización Geoquímica de todos los depósitos de relaves presentes en Chile, considerando los relaves en operación, cerrados y con cierre temporal.

Entre los nocivos impactos ambientales que derivan de los relaves destacan (SERNAGEOMIN, s. f.):

- **Generación de polvos:** en zonas de mucha exposición solar, se pueden producir que los relaves se sequen y queden expuestos a agentes externos como el viento, que puede ser capaz dependiendo de la intensidad y dirección, enviar material particulado contaminante hacia zonas pobladas.
- **Liberación de sustancias tóxicas:** el acopio de relaves conlleva que trae consigo la incorporación de elementos metálicos tóxicos cuando estos son solubles, pudiendo ser absorbido por organismos vivos expuestos directa o indirectamente al sector, de esta forma pueden ingresar a la cadena trófica. Entre estos metales, no esenciales se encuentra arsénico, cadmio, mercurio y plomo.
- **Drenaje ácido de mina:** se puede manifestar en la interacción de la oxidación de minerales sulfurados (ej. Pirita) en contacto con el aire, el agua y bacterias, atacando a otros minerales que reaccionan y generan aguas ácidas capaces de arrastrar elementos y compuestos tóxicos pudiendo contaminar las aguas subterráneas. También, el empleo de reactivos en la flotación genera contaminantes.
- **Degradación de suelos:** se debe a la exposición de materiales que se remueven y procesan, junto con la destrucción de la capa vegetal (de existir esta) como por la disposición de residuos mineros sobre la superficie.

2.1.3. Relaves en Chile y en la región del Maule

En Chile, SERNAGEOMIN entre varias otras funciones, lleva una evaluación y control del impacto medioambiental de la minería histórica en Chile. Además, tiene facultades para registrar, investigar y gestionar a las faenas mineras tanto activas como inactivas y abandonadas en relación con el estado de los relaves y el impacto que pueden generar a comunidades cercanas y al medio ambiente que lo rodea.

En el catastro de relaves de SERNAGEOMIN correspondiente al año 2019, este establece que en el país existen actualmente 742 depósitos de relave como sumatoria de relaves activos

(14%), inactivos (63%) y abandonados (23%). Estos relaves se disponen en tranques de relaves, depósitos de relaves, relaves filtrado y relaves espesados. Además, en Chile anualmente se depositan 537 millones de toneladas de relave, donde más del 98% corresponde a los vertidos por la gran minería (530 millones de toneladas al año). A nivel nacional, la región con mayor proporción de relaves corresponde a la región de Coquimbo.

En cuanto a la región del Maule, se encuentran presente 6 depósitos de relaves, de los cuales 4 se presentan activos, 2 inactivos y 0 abandonados. El relave minero de Mina Chépica, tiene un peso autorizado por SERNAGEOMIN de 410.000 toneladas. SERNAGEOMIN durante el año 2019 realizó un catastro geoquímico del embalse de relave de Mina Chépica realizados mediante una cubeta del depósito. Los datos arrojados en el informe que se disponen, señalan cuales son los compuestos mayoritarios presentes en el relave que están expresados en % (ver figura 2.1), como también los elementos minoritarios expresados en g/t (ver figura 2.2).

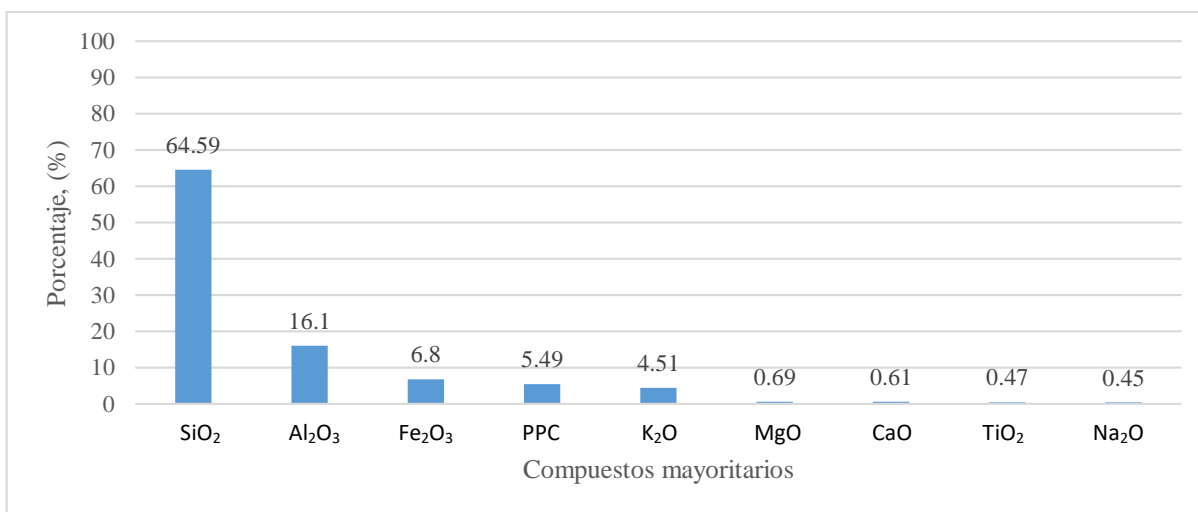


Figura 2.1 Porcentajes (%) compuestos mayoritarios presentes en relave de Mina Chépica (elaboración propia).

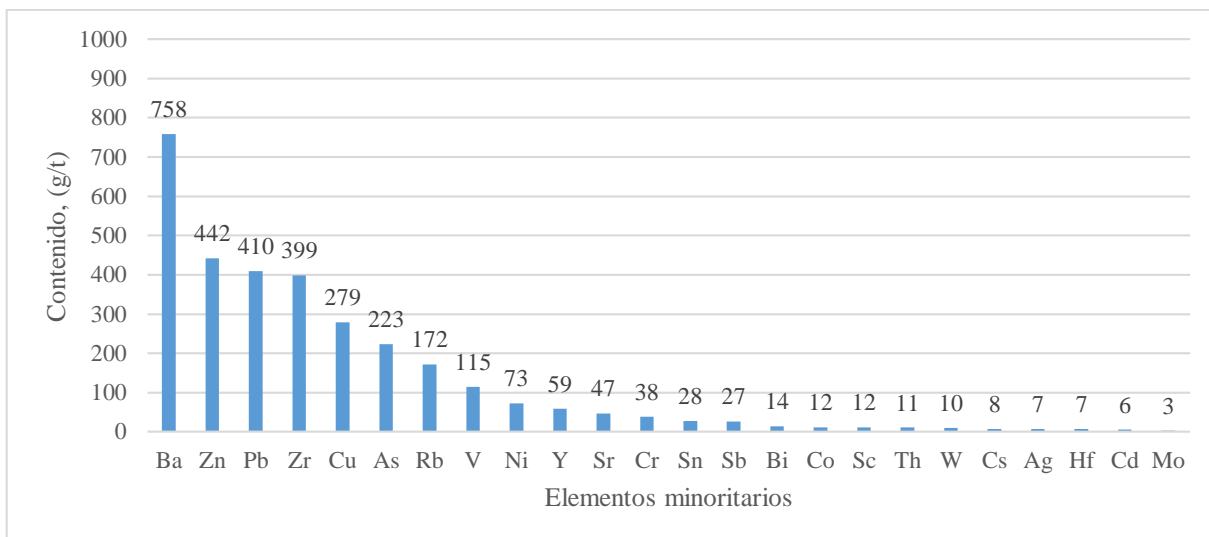


Figura 2.2 Elementos minoritarios (g/t) y trazas (g/t) presentes en el relave Mina Chépica (elaboración propia).

Entre otros elementos presentes en el informe de caracterización geoquímica realizada en 2019 por SERAGEOMIN se entregan los elementos pertenecientes al grupo de tierras raras (ver figura 2.3) expresados en g/t. Destacando que, en sumatoria de todas las tierras raras presentes el valor de ellos acumula 155,94 g/t, valor inferior a 200 g/t que se establece como el límite para ser considerado de interés económico (Lobos, 2019).

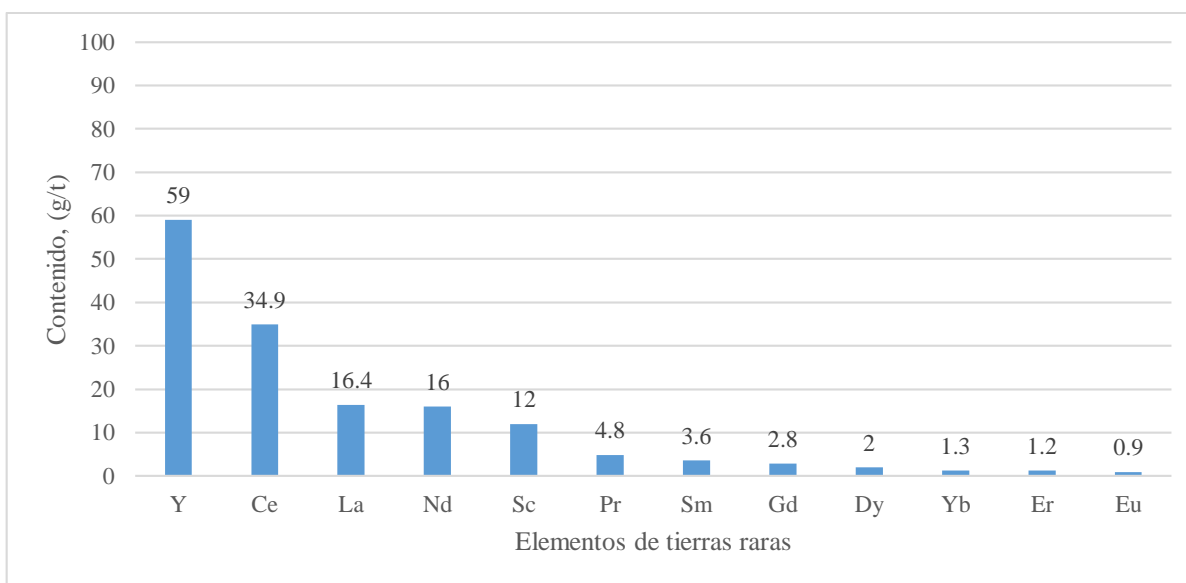


Figura 2.3 Elementos de tierras raras (g/t) presentes en el relave Mina Chépica (elaboración propia).

2.2. Fundamentos de flotación

2.2.1. Flotación espumante

La flotación espumante es un proceso fisicoquímico basado en la química de superficies que consiste en la interacción de 3 fases. A la fase líquida se le adhieren burbujas de aire (oxígeno, nitrógeno) para interactuar con partículas sólidas finas inferiores a 200 micras. Cada partícula, posee distintos grados de interacción con el agua o hidrofobicidad que las hacen más o menos afín a las burbujas de aire. Cuando este aglomerado burbuja partícula tiene una densidad menor a la del medio separador, podrá ascender. De todos modos, la burbuja deberá tener suficiente resistencia para poder llegar a la superficie sin reventarse y formar la espuma en la superficie de la celda de flotación y finalmente poder recuperar el mineral de interés. Si no es suficiente la hidrofobicidad de las partículas se debe inducir la hidrofobización adhiriendo reactivos que logren reducir la tensión superficial de la interfase sólido-agua (Castro, 2003).

La figura 2.4 muestra como una partícula en un proceso de flotación colisiona y se adhiere a la burbuja de aire que fue introducida en la pulpa generando una adhesión solido-gas debido a su hidrofobicidad.

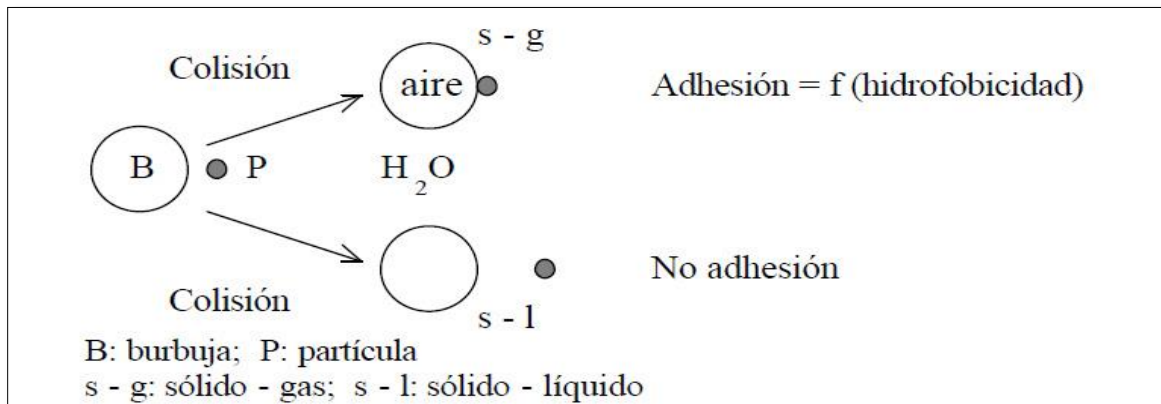


Figura 2.4 Esquema de adhesión selectiva en flotación (Contreras, 2018).

La flotación de este agregado se logra cuando la adhesión Gas-Sólido es mayor que la adhesión líquido-sólido. Esto se puede determinar midiendo el ángulo de contacto (θ) formado por la superficie del sólido y la burbuja (Katz, 2011). En la Figura 2.5 se observa el ángulo de contacto (θ) formado por las tensiones superficiales formadas al momento del triple contacto de las tres fases en participación del proceso de flotación. Destacando que a mayor valor del ángulo de contacto (θ), mayor será el trabajo de adhesión sólido-gas. Es decir, a ángulos de contacto (θ) $> 90^\circ$ la superficie del sólido tiene a ser más hidrofóbica y flota más fácilmente. Al contrario a (θ) $< 90^\circ$ la superficie del sólido tiende a ser más hidrofílica y por ende no flotará y quedará en la cola o relave de la celda de flotación

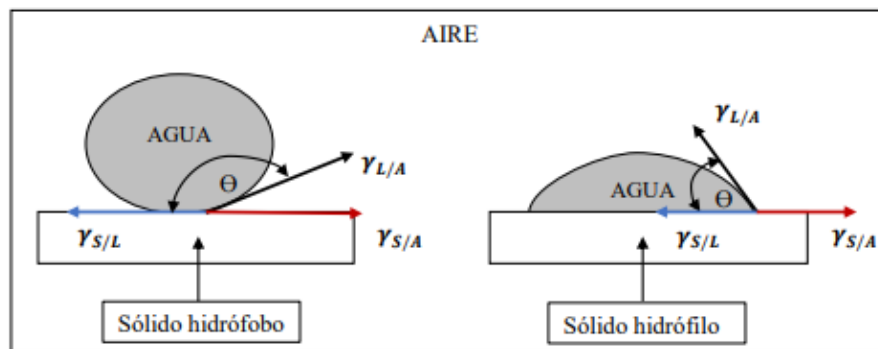


Figura 2.5 Ángulo de contacto formado por las tensiones superficiales (Contreras, 2018).

Otro mecanismo que hace factible la flotación se denomina Adsorción, que consiste en un proceso mediante el cual los átomos y moléculas (adsorbato) son retenidos y concentrados en la superficie del mineral (adsorbente). Este fenómeno se puede manifestar en todas las interfases (líquido-gas, sólido-gas, líquido-sólido) (Katz, 2011).

Es importante destacar que la superficie de las partículas minerales se comporta de manera diferente al comportamiento de la partícula como un todo. Cuando ocurre el proceso de reducción de tamaño de partícula, los minerales se van polarizando eléctricamente y al momento de tener contacto con medios polares como el agua, las cargas superficiales se reorganizan buscando el equilibrio eléctrico, modificándose el potencial eléctrico presente en la superficie de las partículas (Castro, 2003).

Cuando una partícula sólida se conecta con un electrolito, se desarrolla un perfil de concentración de iones alrededor de la partícula. Se forma una capa estancada (capa Stern)

entre la superficie mineral y la solución con iones opuestos entre sí y además, se forma una capa difusa con iones dispersos en la zona. Para poder medir el signo de la carga eléctrica superficial de un mineral se emplea el potencial zeta (ver figura 2.6), que se mide a una distancia “d” desde la superficie de mineral hasta un plano de deslizamiento. Este valor permite analizar el comportamiento del mineral con el medio y correlacionar el reactivo que puede ser usado en el proceso de flotación.

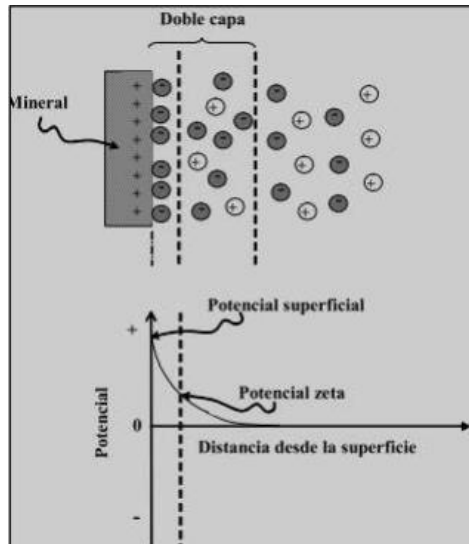


Figura 2.6 Potencial Zeta. (Contreras, 2018).

En cuanto a las características físicas necesarias para realizar la flotación se debe tener tamaños de partículas con dimensiones entre 5 a 200 micras. Esto se logra liberando previamente el material presente en las rocas minerales mediante etapas de chancado, molienda, trituración y pulverización.

Entre los factores que intervienen durante el proceso de flotación (Castro, 2003) están:

- La composición con la que llega la pulpa al proceso. A pulpa con mayor presencia de tamaños grueso será peor la flotación, y a pulpa mayor proporción de finos, generará bajas leyes en el concentrado y exceso de lamas. Para evitar esto se debe trabajar con material que se presente entre las mallas 48# a 270#.
- La inyección de Aire que agita la pulpa y que ayudará a la formación de espuma. A mayor inyección de aire se generan rompimientos de burbujas y a menor inyección

se genera una menor columna de espuma y con ello, se dificulta la recuperación de especie valiosa.

- La agitación de la pulpa permite formar la espuma, y, además, ayuda a conseguir una mezcla uniforme de reactivo con la pulpa, evitando asentamientos de partículas sólidas. A mayor agitación se puede provocar rebalse de la pulpa y a menor agitación problemas con una disminución en la altura de la columna de espuma.
- Los reactivos empleados en la flotación pueden ayudar a separar y recuperar minerales de interés en desmedro de la ganga, entre sus beneficios destaca: formar espuma estable, ayudar a mejorar la hidrofobicidad de la partícula valiosa y prevenir que otros minerales sean hidrófobos en el proceso de selectividad de concentración.
- El pH con el que se actúa también influye, así como la dosis de ciertos reactivos.

2.2.2. Flotación inversa

El proceso de flotación inversa de minerales se diferencia del proceso de flotación espumante convencional, en que el material valioso es concentrado en el *under flow* de las celdas y de esta forma el mineral flotado pasa a ser la cola. Este tipo de flotación se puede emplear para la recuperación de arcillas de uso comercial, cuarzo, filosilicatos, entre otros (Ortega, 2018).

Hoy en día la flotación inversa, también es utilizada en flotación de arcillas asociadas con especies de tierras raras, en una etapa de concentración colectiva, existiendo diversos reactivos químicos para flotar minerales no metálicos tales como silicatos de hierro, muscovita, feldespatos, caolín y biotita para ser separadas de las tierras raras elementos de principal interés. En mineras como División Ministro Hales, la flotación inversa es usada como una alternativa tecnológica para la separación de arcillas de minerales de cobre (Ortega, 2018).

2.3. Reactivos usados en la flotación

2.3.1. Colectores

Los reactivos colectores son reactivos orgánicos bastante diversos en composición y estructura, son heteropolares solubles en agua, cuyo extremo polar es el que actuará con la superficie del mineral a tratar, eliminando así lugares iónicos que interactúan con el agua, provocando hidrofobicidad en las partículas minerales, generando una disminución de la humectación de las partículas del mineral aumentándoles su capacidad de adherencia con las burbujas (Castro, 2003).

Los colectores se pueden su clasificar basados en sus capacidades de disociación en la pulpa: Ionizables aniónicos o catiónicos y no ionizables. En la figura 2.7 se muestra la clasificación de los diversos tipos de colectores empleados para flotación.

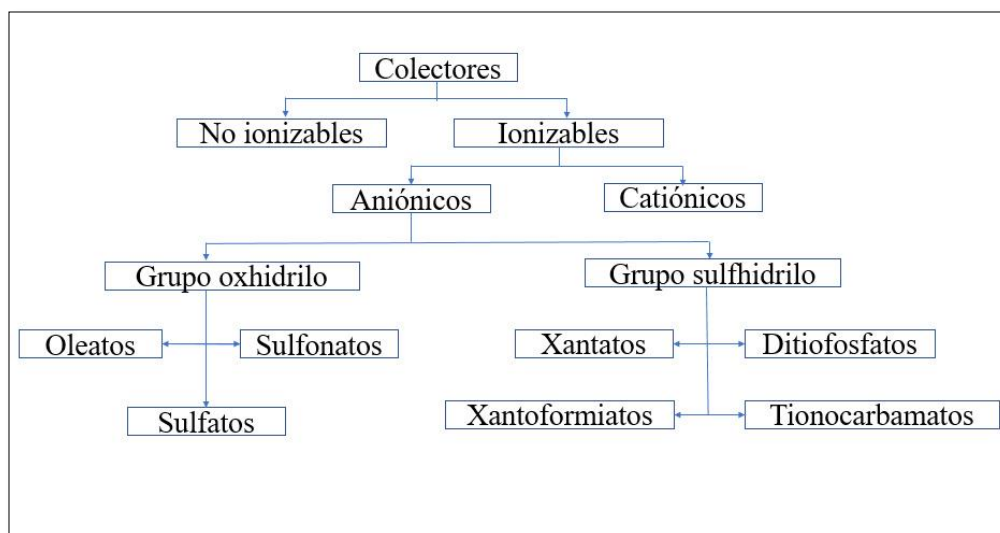


Figura 2.7 Calificación de colectores (elaboración propia).

2.3.1.1. Colectores aniónicos

Los colectores aniónicos:

- **Xantatos:** Son sales alcalinas (sódicas o potásicas) del ácido xantático, es una especie muy soluble, cuya especie activa es el ion xantato. Son colectores de bajo valor económico. Además, la variable que más importa en estos reactivos es la longitud de la cadena carbonada, que puede ser tanto cadena simple como ramificada, donde a mayor longitud presenta propiedades hidrofobizantes mejores. Se deben usar en

soluciones neutras y alcalinas debido a que sufren hidrólisis en soluciones ácidas. Entre ellos destacan etilxantato, propilxantato e isopropilxantato (Gutiérrez, 2010).

- **Ditiofosfatos:** conocidos como *Aerofloats*, surgen de la reacción de pentasulfuros de fósforo con alcoholes. Se pueden usar en algunas mineras como sustituto de los xantatos para flotar minerales como Cu, Pb y Zn. Destacando que cuando las familias de diofosfatos llevan azufre y fósforo dan una estructura molecular ordenada, clave para una buena hidrofobización. No obstante, requieren usar mayores dosis que los xantatos. Pueden actuar en medios levemente ácidos. Ejemplo de ellos: diisopropilditiofosfato sódico, dietilditiofosfato de sodio, dicresilditiofosfato (Gutiérrez, 2010).
- **Tionocarbomatos:** se obtienen de la reacción entre ácidos xantáticos con alquilaminas primarias, son muy específicos. En cuanto a sus capacidades colectoras compiten con los xantatos, pero son de valores económicos más elevados. Ejemplos de ellos destacan isopropiletitionocarbomato, ZM 200, DFX 411 (Gutiérrez, 2010).

Además, existen otras familias de colectores aniónicos como Tioles y Difeniles, entre otros.

2.3.1.2. Colectores catiónicos

Los colectores catiónicos se caracterizan por su facilidad de adsorción y desorción sobre las superficies de los minerales debido a mecanismos de atracción electrostática. En comparación a los del tipo aniónicos, son menos selectivos. Sin embargo, para flotación de minerales de cuarzo, silicatos y algunos minerales oxidados presentan niveles considerables de efectividad. Por otro lado, poseen la ventaja de ser poco sensible a presencia de iones extraños en la pulpa, pudiendo ser usados en aguas muy duras, como también presentan poca sensibilidad a variaciones del pH (Mayorca, 2018).

Se subclasifican en: Aminas, Acetatos de aminas, sales de amonio y amidas.

2.3.1.3. Colectores no ionizables

Los colectores no ionizables, son reactivos fuertemente hidrofóbicos, con ausencia de grupos polares por lo que se les dificulta adsorber sobre las superficies de los minerales debiendo ser usados en combinación con otros reactivos polares. Además, presentan variadas dificultades en su uso tales como, insolubilidad en agua y por ende efectos negativos en la espuma. En general, son usados en flotación de carbón, grafito, azufre y molibdenita empleando diésel y kerosene para mejorar la flotación de minerales naturalmente hidrofóbicos (Méndez, 2009).

2.3.2. Espumantes

Tipo de reactivos presentan composición heterogénea de polaridad, una parte polar que interactúa con el medio líquido además de una parte apolar que se une a las partículas espumantes para formar la burbuja de aire, de modo que estas burbujas sean resistentes poseen propiedades físicas que las deben hacer estables y que aporten a la recuperación de minerales de forma eficiente. Además, los espumantes previenen el fenómeno de coalescencia de burbujas de aire, disminuyen velocidades de ascenso de las burbujas hacia la superficie, deben evitar concentrar el material estéril (Castro, 2003). Son tensoactivos, es decir, son reactivos que se adsorben selectivamente en la interfase gas-líquido, reduciendo la tensión superficial. Permiten la formación de una espuma estable y la generación de burbujas pequeñas. Los más usados son los alcoholes, ácidos, poliglicoles (Méndez, 2009).

- **Alcoholes:** se consideran espumantes débiles con baja actividad superficial, espuma menos estable, baja retención de agua y mayor selectividad y baja persistencia, aumentando su actividad superficial cuando aumenta el largo de la cadena (Orozco, 2012).
- **Poliglicoles:** forman familias de variada estructura y peso molecular. A mayor peso molecular, incrementa la recuperación de agua logrando buena profundidad de espuma, más estable y persistentes que los alcoholes, baja sensibilidad a cambios de pH y alta retención de agua produciendo espumas más húmedas arrastrando más agua (Orozco, 2012).

2.3.3. Modificadores

Reactivos que modifican las condiciones del medio de flotación, donde promueven o debilitan la adsorción de colectores (Petrovskaya, 2016):

- **Activadores:** son sustancias facilitadores de sujeción de colectores con la superficie mineral formando condiciones favorables para que los colectores se adhieran a ésta. Algunos ejemplos de ellos: Na_2S , NaSH , $(\text{Pb}(\text{NO}_3)_2)$, CuSO_4 .
- **Depresantes:** estos disminuyen la capacidad de flotar minerales, previenen la hidrofobización de minerales por colectores, ayudan a aumentar la selectividad. Algunos ejemplos de ellos: Na_2CO_3 , $\text{Ca}(\text{OH})_2$, H_2SO_4 , ZnSO_4 .
- **Modificadores de pH:** estas hacen variar el pH ambiente en la flotación, logrando buscar las condiciones óptimas de interacción de los reactivos de flotación con la superficie mineral. Ejemplo de ellos: Ca , HCL .

2.4. Silicatos

Los silicatos son minerales de gran abundancia en la corteza terrestre. Representan cerca de un 25% de los minerales conocidos. Los silicatos tienen como unidad fundamental en la base de su estructura molecular la presencia de cuatro iones de oxígeno en cada vértice formando un tetraedro regular rodeando al ion silicio (SiO_4) mediante un enlace iónico tan poderoso capaz de mantener firme la corteza terrestre. La fórmula (2.1) indica la fórmula general para todos los silicatos es:



Donde X = grandes iones que tienen carga débil.

Y = iones medianos, divalentes a tetravalentes.

Z = iones pequeños que tiene fuerte carga.

O = oxígeno.

W = grupos aniónicos adicionales (OH) o aniones (Cl, F, etc.)

p, q = grado de polimerización del armazón.

m, n, r = dependen de la condición de neutralidad eléctrica.

De acuerdo con la cantidad de átomos de oxígeno que se comparten por los tetraedros y el grado de polimerización, variará la estructura de los silicatos, pudiendo formar estructuras tetraédricas independientes, múltiples, cadenas simples, dobles, bandas, armazones tridimensionales, entre otras. En la tabla 2.1 se muestra la clasificación de los silicatos (Geología web, 2021).

Tabla 2.1: Clasificación de los silicatos.

Fase	Disposición de los tetraedros de SiO₄	Proporción Si:O	Ejemplo
Nesosilicatos	Independiente	1:4	Olivino
Sorosilicatos	Parejas	2:7	Hemimorfita
Ciclosilicatos	Anillos	1:3	Berilio
Inosilicatos	Cadenas sencillas/dobles	4:111:3	Tremolita
Filosilicatos	Hojas	2:5	Talco
Tectosilicatos	Armazones	1:2	Cuarzo

El cuarzo es un mineral cuya forma es una de las principales que adopta la sílice, está compuesto por óxido de silicio (SiO₂) en donde cualquier otro elemento dentro de su composición es considerado impureza. Tiene un peso molecular de 60,08 g/mol donde un 46,74% corresponde a silicio y un 53,26% a oxígeno. Pertenece a la clase de los silicatos con sistema cristalino trigonal de los tectosilicatos. Se encuentra presente en abundancia en la naturaleza, en una amplia variedad de ambientes geológicos, siendo un componente de casi todos los tipos de rocas. No obstante, altas concentraciones con elevadas puridades no son muy comunes. En la corteza terrestre el cuarzo adopta diversas formas, pudiéndose encontrar agrupaciones macrocristalinas con cristales de tamaño visible tales como cuarzo puro (hialino o cristal de roca) y criptocristalinas con cristales de tamaño microscópico tales como

calcedonia, jaspe y sílex. Por otro lado, es un mineral frágil duro perteneciente a la escala 7 de Mohs, bastante estable en superficie (Araya, 2008).

Alrededor de un 85% de la producción de cuarzo a nivel nacional se utiliza en procesos de fundición de cobre en mineras como Chuquicamata, El Teniente, Salvador, Ventanas entre otras y el 15% restante se emplea en industria de cerámica refractaria, fabricación de vidrios, abrasivos. Cuando el cuarzo es de alta pureza se emplea en la fabricación de silicio metálico destinado a fabricación de silicona. Si el cuarzo ultrapuro se destina principalmente a fabricar obleas y chips para la industria electrónica. (Araya, 2008).

Entre las alternativas para el beneficio del cuarzo se encuentran (Castro, 2003).

- Flotación inversa usando reactivos aniónicos para la flotación de sulfuros a pH 4-6.
- Flotación convencional, mediante el uso de agentes activantes, los cuales pueden ser iones metálicos (Cu, Fe, Ca, Ba, Pb, etc.).
- Flotación convencional, empleando colectores catiónicos como las aminas, trabajando a pH 8 a 10.

Es importante notar que en algunos casos, se requiere de una previa eliminación de lamas y arcillas mediante métodos físicos para lograr la clasificación de ciertos tamaños de partículas en donde se concentre el cuarzo o mediante procesos de flotación en donde es posible eliminar las arcillas mediante el uso de ciertos colectores (Araya, 2008).

2.5. Espuma de vidrio

La espuma de vidrio es un material sólido no metálico e inorgánico que en su composición presenta cierto grado de porosidad. Es un material cuya materia prima proviene de la industria del vidrio reciclado, mezcla de cenizas volantes, lodo rojo, e incluso relaves derivados del procesamiento mineral de diferentes minerales. Debido a sus innumerables características puede ser utilizado como alternativa de material en la industria de la construcción de edificios y casas (Scheffler et al., 2005).

Entre sus características destacan:

- Aislante térmico y acústico.

- Alta resistencia mecánica.
- Bajo peso y fácil manipulación.
- Baja capacidad de absorción de H₂O.
- Resistencia al fuego.
- Resistencia a la corrosión.
- Larga durabilidad temporal.

2.5.1. Fabricación de espuma de vidrio

Para fabricar espuma de vidrio la materia prima debe contener componentes vitrificantes, obtenidos principalmente de vidrio reciclado, mineral de cuarzo SiO₂, dolomita, CaO y FeO. En primera instancia, se debe moler la materia prima hasta lograr diámetros de partículas inferiores a 0,4 mm y logrando lo anterior se adicionan agentes espumantes que contengan carbono o sustancias que lo contengan, tales como SiC o CaCO₃. Esta mezcla de materiales es sometida a fuerzas que logren la compactación y unión de las partículas que permitirán formar poros uniformes una vez sean introducidas a un horno para lograr la descomposición del agente espumante y ocurra el proceso de sinterización de la masa compactada (Scheffler et al., 2005).

Las temperaturas dentro del horno para fabricar espuma de vidrio deben estar en torno a valores entre los 800°C a 950°C en donde se generan diminutas burbujas esféricas que se expanden a medida que sube la presión del gas, transformándose en una estructura de espuma de celdas poliédricas, que una vez enfriada constituyen los poros de la espuma de vidrio. Para obtener una espuma de vidrio de calidad, la temperatura de espumación se debe fijarse entre los 800°C a 900°C debido a que valores mayores de temperatura de espumación se genera baja viscosidad de la estructura, originando poros grandes y mal distribuidos y a temperatura de espumación inferiores a 800°C se genera una estructura muy viscosa que dificulta la formación de burbujas, dejando incompleta la separación de poros y dejando paredes abiertas (Scheffler et al., 2005).

2.5.2. Principales elementos que constituyen la espuma de vidrio

De acuerdo con los estudios realizados por Lobos (2019), los principales elementos con los que se han elaborado espuma de vidrio se presentan en la tabla 2.2.

A partir de esta tabla es posible observar que el principal elemento presente en los diferentes estudios ligados a la fabricación de espuma de vidrio es el silicio, cuyos porcentajes en peso se encuentran en un rango entre el 18,36 % al 31,74 %, provenientes principalmente de la fase mineral SiO_2 (Zhang et al., 2010; Saeedi et al., 2014; Petersen et al., 2015; Kazmina et al., 2016; Yin et al., 2016; Zhang et al., 2016).

Entre otros elementos presentes en mayor cantidad se encuentran el aluminio con valores de porcentaje en peso del relave entre un 1,32 % y 10,10 %, provenientes principalmente de óxidos de aluminio los cuales pueden asociarse a aluminosilicatos. La presencia de Al logra mejorar la resistencia mecánica y estabilidad química de las estructuras vítreas (Zhang et al., 2010; Saeedi et al., 2014; Petersen et al., 2015; Kazmina et al., 2016; Yin et al., 2016; Zhang et al., 2016).

Por otra parte, el hierro se presenta en la bibliografía estudiada con valores de 0,03 % al 14,03 % en peso, donde es posible evidenciar que se puede trabajar una materia prima de espuma de vidrio con valores de Fe moderadamente altos (Zhang et al., 2010), el cual es asociado a óxidos de hierro Fe_2O_3 (Zhang et al., 2010; Saeedi et al., 2015; Kazmina et al., 2016; Yin et al., 2016; Zhang et al., 2016), sin existir estudios con el Fe asociados a sulfuros tales como la pirita, galena, calcopirita, clorita, biotita.

Para el caso del potasio los valores varían entre 0,09 % al 6,08 % en peso, y se encuentra asociado principalmente a óxido de potasio K_2O (Zhang et al., 2010; Saeedi et al., 2014; Petersen et al., 2015; Kazmina et al., 2016; Yin et al., 2016; Zhang et al., 2016).

En el caso del zinc los valores se encontraron entre un 0,89 % y 1,98 % en peso, el cual se encontraba asociado principalmente a óxido de zinc (Saeedi et al., 2014 y Liu et al., 2018).

Finalmente, con relación al azufre no existen muchos antecedentes de estudios para determinar el efecto de este elemento en la fabricación de espuma de vidrio, y solo se

encontró un valor de 1,90 % en peso empleando óxidos de azufre SO₃ en solo una referencia (Liu et al., 2018).

Tabla 2.2 Composiciones elementales (% en peso) presentes en estudios ligados a la fabricación de espuma de vidrio (Lobos, 2019).

Elemento	Zhang et al. (2010)	Saeedi et al. (2014)	Petersen et al. (2015)	Yin et al. (2016)	Zhang et al. (2016)	Kazmina et al. (2016)	Liu et al. (2018)
Si	27,26	27,51	28,09	31,32	31,74	28,46	18,36
Al	7,92	1,17	1,32	4,22	3,55	8,05	10,10
Ca	0,78	0,79	-	5,04	3,65	-	8,95
Mg	0,59	0,13	-	2,29	2,10	0,96	0,71
K	0,09	6,08	5,89	0,86	3,59	2,23	1,07
Na	0,57	5,61	5,86	5,42	4,50	12,04	1,98
Mn	0,06	-	-	-	-	-	0,79
Ti	0,35	0,22	-	-	0,23	-	0,89
Fe	14,03	0,03	-	4,09	1,04	7,79	2,38
Ba	-	8,33	8,51	-	3,65	-	-
Sr	-	6,93	6,93	-	-	-	-
Sb	-	0,51	-	-	-	-	-
Zn	-	1,98	-	-	-	0,89	-
Zr	-	1,30	1,41	-	-	-	-
Pb	-	-	0,05	-	0,20	-	0,06
S	-	-	-	-	-	-	1,90
Otros	48,35	39,42	41,94	46,77	45,74	46,51	45,88

3. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

3.1. Equipos utilizados

A continuación se presentan los equipos empleados para la realización de las pruebas de flotación que permitieron llevar a cabo el estudio y análisis de resultados.

3.1.1. Tamizador Ro-Tap y serie de Tamices

El analizador Ro-Tap es un equipo que realiza tamizaje de manera mecanizada, generando movimientos rotarios con golpeteo, tamizando el material de forma consistente y reproducible. Este equipo se empleó durante la etapa de caracterización física del relave, específicamente para analizar la granulometría de la muestra.

Entre sus características destaca que soporta hasta 6 tamices más una base. Presenta oscilaciones por minuto ajustables en torno a valores de 278 +/-10 y golpes por minuto en torno a 150 +/-10.



Figura 3.1 Ro-Tap y serie de tamices.

3.1.2. Analizador portátil de FRX

El analizador portátil de FRX hace posible la determinación de los elementos químicos que componen las muestras de relave que entran como alimentación en el proceso de flotación y posteriormente para analizar los productos concentrado y cola obtenidos en este proceso. Este equipo combina la electrónica con software que facilita su uso. Posee pantalla táctil integrada

que permite visualizar los parámetros y ajustes a usar, además entrega los valores de cada elemento presente en las muestras al ser analizadas con tiempos de un minuto. El modelo del equipo corresponde a la versión Thermo Niton XL3t que permite análisis efectivos y reproducibles. Como características, está equipado con un tubo de rayos x de 50 kV, integra GPS para obtener coordenadas UTM, transferencia de datos a dispositivos electrónicos, entre otras.



Figura 3.2 Analizador de fluorescencia de Rayos X (Thermo Niton XL3t).

3.1.3. Celda de flotación EDEMET

Este equipo fue usado para la realización de las pruebas de flotación. Esta celda está diseñada para disminuir al máximo los errores generados al repetir pruebas bajo las mismas condiciones de operación, errores en operación humana y errores mecánicos de la celda, debido a que posee un variador de frecuencia para controlar a cada instante la velocidad con la que funciona un impulsor integrado. Junto con aquello, posee un suministro interno e independiente de aire que es controlado de forma electrónica que sirve para las realizaciones de variadas pruebas de flotación a ejecutar. Destacando que ambos elementos minimizan variaciones que pudiesen ocurrir en la tensión de la red.

El control electrónico con el que opera el suministro de aire hace posible la precisión y reproducibilidad que se debe tener.

Los parámetros a la hora de iniciar el proceso se pueden ajustar mediante una serie de botones, donde en una pantalla led se pueden leer las variables de operación.



Figura 3.3 Montaje de la Celda de Flotación (EDEMET).

Características de la Celda de Flotación EDEMET

Motor trifásico de 0,37 kW. Tiempo de Flotación programable. Rotámetro para la lectura del flujo de aire. Tiempo de acondicionamiento programable. Despliegue digital de 4 líneas, para indicar todos los parámetros de ajuste y variables instantáneas. Suministro interno de aire con ajuste electrónico, asegura flujo constante, preciso y reproducible. Celdas acrílicas intercambiables con sus respectivos impulsores, posee una capacidad de 1,5 litros. Controlador interno de última generación, permite manejar hasta 6 bombas dosificadoras y/o de alimentación y descarga. Variador de frecuencia con entrada monofásica 220 V, para el control preciso y estable de la velocidad entre 600 y 1600 RMP.

3.1.4. Filtro de presión EDEMET

El filtro de presión EDEMET es un equipo que permite disminuir los tiempos de secado de las muestras de concentrado y cola que se obtienen como productos del proceso de flotación para realizar posteriormente sus respectivos análisis. Además, cuenta con un diseño cilíndrico hecho de acero inoxidable.

Posee un manómetro que indica valores de 0 a 260 psi, llave de descompresión rápida y válvula de conexión rápida.



Figura 3.4 Filtro de presión (EDEMET).

3.1.5. Horno de secado Belhor

El horno de secado Belhor fue empleado para secar las muestras de concentrado y colas obtenidas del proceso de flotación. Presenta temperaturas uniformes en su interior, con rangos de temperatura ajustables a las necesidades de operación, capaz de llegar a 300°C, con una capacidad de 225 L y un consumo energético de 2100 Kw/h. Posee control digital y control análogo.



Figura 3.5 Horno de Secado (Bellhor).

3.1.6. Balanza analítica

La balanza analítica fue utilizada para pesar los reactivos requeridos en las pruebas de flotación. Esta balanza analítica mide con gran precisión los elementos que se pongan sobre su superficie. Con un rango de carga de 0,001 g a 220 g, (margen de error 0,0001 g) calibración interna dispuesta visualmente en pantalla de 5'' táctil. Alimentación 110-230 V AC, 50/60 Hz.



Figura 3.6 Balanza micro analítica (Boeco).

3.2. Reactivos empleados

Para el uso de reactivos de flotación se definió el empleo de tres dosis fijas de trabajo para cada colector en estudio, una dosis fija de espumante Metil Isobutil Carbinol (MIBC) y modificadores del pH para bajar o subir este valor dependiendo de los requerimientos de recuperación metalúrgica.

3.2.1. Colectores

- **Colector Diisobutil-ditiofosfato de sodio o *Aerophine 3418***: es un promotor de procedencia de Solvay, siendo altamente selectivo para el hierro y minerales de sulfuros como la pirita. En circuitos de flotación se opera con pH neutro o ligeramente alcalino (Distribuidora de químicos industriales S.A, (s.f.)). Las dosificaciones empleadas para este estudio fueron: 10 g/t; 30 g/t y 50 g/t.
- **Colector Xantato Amílico de Potasio (PAX)**: es un promotor del tipo colector aniónico, fórmula química $C_8H_{11}OCSSK$, de procedencia Orica. Desarrollado para flotaciones que requieren un elevado grado colector. Es ideal para flotar sulfuros de cobre, minerales oxidados de cobre y plomo. Este reactivo se puede presentar en estado sólido como forma de pellets, con color amarillo a amarillo grisáceo, es muy soluble en agua (Palomares, 2003). Las dosificaciones empleadas para este estudio fueron: 40 g/t; 60 g/t y 80 g/t.

3.2.2. Espumantes

- **Aerofroth 70 (MIBC):** de nombre Metil isobutil carbinol es un reactivo espumante orgánico del tipo alcohol en forma líquida, de procedencia Solvay. Empleado en flotación de minerales sulfurados y no sulfurados, que ofrece rápida cinética y alta selectividad produciendo concentrados de alta calidad. Las condiciones de aplicación deben ser en medios alcalinos a pH que varíe entre pH 8 a pH 10, sin dilución, aplicándose previo al acondicionamiento y flotación dentro de la celda, a dosis entre los 10 a 100 g/ton. La dosificación empleada para este estudio fue de 15 g/t.

3.2.3. Modificadores

- **Ácido clorhídrico (HCl):** El HCl está compuesto por un átomo de cloro y uno de hidrógeno. Es irritante y corrosivo, se puede producir de forma natural como artificial, pudiéndose obtener al poner en contacto el agua con cloruro de hidrógeno. Además, se usa como agente modificador del pH en flotaciones de minerales, ayudando a acidificar el medio acuoso debido a que por sí solo posee un pH inferior a 1 con apariencia de líquido transparente o amarillento. La concentración empleada para este estudio fue de 30 %.
- **Óxido de calcio:** también denominado Cal con fórmula química CaO posee un elevado contenido alcalino le permite regular procesos industriales modificando el pH de los medios acuosos en los que se emplea. La concentración empleada para este estudio fue de 40 %.

3.2.4. Medio acuoso

Se empleó para la flotación agua convencional que se obtiene desde el grifo de agua potable, con pH relativamente cercano a valores neutros pH 7 a una temperatura ambiente.

3.3. Materiales

3.3.1. Muestras de relaves

Para desarrollar esta investigación se utilizó de muestras de relave provenientes del embalse de relaves de Mina Chépica. Para se tomaron 8 muestras de relave fresco de 13 kg, las cuales fueron tomadas directamente desde la zona de descarga (figura 3.7).



Figura 3.7 Vista del área de descarga de relave.

3.3.2. Determinación de la Humedad

Para la determinación de la humedad de la muestra de relave se realizó el siguiente procedimiento:

- Se tomaron 2 bolsas de relave fresco de 13 kg aproximadamente cada una.
- El material se puso en bandejas y se pesaron totalizando 26,01 kg como muestra húmeda (Mh).
- Se tomaron 10 g de material (Mh) para poner a secar en un vaso precipitado de 100 cm³ en conjunto al total de las bandejas y comparar respecto al total de relave usado.

- Todas las bandejas se ingresaron al horno de secado a una temperatura de 100°C durante 24 horas.
- Se juntó el material de todas las bandejas y se pesaron en conjunto, denominando a esta muestra seca (Ms) como “lote completo”.
- Se pesaron por separado el lote completo y la muestra del vaso precipitado de 100 ml (Ms).
- Se determinó la humedad de la muestra de relave del lote completo y del vaso precipitado de 100 cm³. Empleando la fórmula (3.1):

$$W = \left(\frac{Mh - Ms}{Ms} \right) * 100 \quad \text{Fórmula (3.1)}$$

Donde W = Humedad (%)

Mh = Muestra húmeda (g)

Ms = Muestra seca (g)

3.3.3. Determinación de la densidad de relave

El procedimiento seguido para la determinación de la densidad de relave fue el siguiente:

- Se realizó roleo y cuarteo a la muestra del lote completo de 26,01 kg para obtener una muestra representativa.
- Se tomó una muestra de 20 g (m_{min}).
- Se añadió 100 cm³ de agua convencional en una probeta graduada (V_1).
- La muestra de 20 g se vertió cuidadosamente a la probeta que contenía agua para medir el nuevo nivel dentro de la probeta (V_2).
- Se determinó la diferencia de ambos volúmenes $V_2 - V_1$ para determinar el volumen mineral.
- Se calcula la densidad mineral mediante la fórmula (3.2):

$$\rho = \frac{m_{min}}{V_m} \quad \text{Fórmula (3.2)}$$

Donde ρ = densidad de relave (g/cm^3)

m_{min} = masa mineral (g)

V_m = volumen mineral (cm^3)

3.3.4. Determinación del peso específico con picnómetro

El procedimiento seguido para la determinación del peso específico mediante picnometría fue el siguiente:

- Se pesó inicialmente el picnómetro, denominado W_1 (g).
- Se introdujo al picnómetro material de la muestra de relave, hasta aproximadamente 1/3 del volumen, se pone la tapa y se pesa en conjunto, denominado W_2 (g).
- Se llenó parcialmente el picnómetro con agua destilada, calentándose un poco para eliminar el contenido de burbujas, se deja enfriar y se completa el resto del picnómetro con agua destilada y se pone la tapa, escapando agua por los orificios de la tapa y se seca lo que sale para ser pesado el picnómetro, denominado W_3 (g).
- Se dejó vacío el picnómetro, y se llenó nuevamente con agua destilada, se seca el agua que sale por los orificios y se pesó, denominado W_4 (g).
- Se calcula el peso específico con picnómetro mediante la fórmula (3.3) :

$$PE = \frac{W_2 - W_1}{(W_4 - W_1) - (W_3 - W_2)} \quad \text{Fórmula (3.3)}$$

Donde PE = peso específico

W_i = las masas ya mencionadas.

3.3.5. Análisis granulométrico

Para realizar el análisis granulométrico de las muestras procedentes del relave de Mina Chépica se realizó el siguiente procedimiento:

- Se empleó el lote completo seco de 24,09 kg con todo el rango de partículas minerales que contenía.

- Se vertió todo el material a un paño roleador, para rolear y cuartear el material e ir obteniendo porciones homogéneas. Durante 3 ciclos de 40 roleos cada uno.
- Una vez realizado el último ciclo de roleos y cuarteos se aplastó el material formando una especie de torta y se eligió una porción de material, el cual se pesó arrojando un valor de 371,9 g.
- Este material se llevó al laboratorio de conminución para la realización del análisis granulométrico en la serie de tamices malla Tayler en el equipo Ro-Tap.
- Se eligieron 7 tamices correspondientes a las mallas 50#, 70#, 100#, 200#, 270#, 325 y 400# según la norma A.S.T.M cuyos valores se encuentran en la tabla 3.1 ordenados de mayor a menor diámetro de abertura.
- Se ordenó la serie de tamices limpios y secos en el Ro-Tap y se introdujo el material del material de 371,9 g en la malla con mayor diámetro de abertura (50#) para ser tamizado durante 15 minutos en el equipo Ro-Tap.
- Se pesó el material retenido en cada malla, incluida la base y se separó en bolsas cada porción, para con esta información realizar la curva granulométrica.

Tabla 3.1 Tamaño de abertura de las mallas empleadas en la caracterización granulométrica del lote completo.

Malla	Abertura (mm)
50#	300
70#	212
100#	150
200#	75
270#	53
325#	45
400#	38
BASE	0

3.3.6. Análisis químico por fluorescencia de rayos X (FRX)

Para la determinación de los elementos químicos que presentaba la muestra de relave en cada malla mediante FRX, se realizó el siguiente procedimiento:

- El material clasificado previamente por tamaño de partícula, fue roleado y cuarteado para obtener una pequeña muestra la cual fue pulverizada en un contenedor de cerámica, evitando tener aglomerados que podrían dificultar su posterior análisis de FRX.
- El material se agregó a un contenedor de plástico llenándolo hasta la mitad, el contenedor fue sellado con papel alusa y puesto en el orificio del trípode de la pistola de FRX.
- Se realizó el análisis de FRX durante 1 minuto y repitiéndolo 3 veces a cada muestra.
- Mediante el software que posee la pistola de FRX se organizó y envió el material en formato Excel para los posteriores análisis detallados del contenido de elementos de las muestras.
- Este mismo procedimiento, fue empleado para cada tamaño a analizar y para realizar el análisis de alimentación, concentrado y cola para cada una de las pruebas de flotación realizadas.

3.4. Preparación de reactivos

3.4.1. Preparación de colector xantato amílico de potasio (PAX)

El procedimiento seguido para la elaboración del colector PAX fue el siguiente:

Purificación del xantato:

- Se pulverizaron 5 g de PAX y se vertieron a un matraz agregando 100 cm³ de acetona.
- Luego el matraz se ingresó a una placa calefactora junto a la instalación de un tubo refrigerante.
- Se iba girando la suspensión y calentando durante 20 minutos a una temperatura de 60°C.
- Se agregó 500 cm³ de éter etílico hasta precipitar el xantato.

- Finalmente, se filtró y lavo el precipitado con éter, se envasó al vacío y se almacenó en el refrigerador de modo de que no se oxidara el colector, se obtuvo así xantato purificado listo para ser pesado en cada prueba de flotación.

Preparación de las soluciones:

- Para cada una de las dosificaciones de PAX (40, 60 y 80 g/ton) se calculó los g de material obtenidos de la muestra madre, para ser usados en flotación mediante la fórmula (3.4):

$$X_{relave} * \left(\frac{Y_{PAX}}{ton_{relave}} \right) * \left(\frac{1 ton}{1000 kg} \right) * \left(\frac{1 kg}{1000 g} \right) = g \text{ de PAX} \quad \text{Fórmula (3.4)}$$

Donde X = masa de alimentación de relave (g) = 600 g

Y = dosis de PAX (g/ton).

- Una vez obtenido los valores de la fórmula (3.4) se pesó directamente en la balanza analítica sobre un vidrio de reloj cóncavo, quedando así la concentración de reactivo lista para ser usado en flotación, y preparándola cada 2 a 3 semanas, dependiendo del uso.

3.4.2. Preparación de colector *aerophine* 3418

La preparación de la solución madre del colector *aerophine* 3418 consistió en lo siguiente:

- Se aplicó de forma directa la determinación del peso empleado para florar para cada dosis de *aerophine* 3418 (10, 30 y 50 g/ton) mediante la fórmula (3.5):

$$X_{relave} * \left(\frac{Y_{AERO}}{ton_{relave}} \right) * \left(\frac{1 ton}{1000 kg} \right) * \left(\frac{1 kg}{1000 g} \right) = g \text{ de AERO} \quad \text{Fórmula (3.5)}$$

Donde X = masa de alimentación de relave (g) = 600 g

Y = dosis de *aerophine* 3418 (g/ton).

- Una vez obtenido los valores de la fórmula 3.5 se pesó directamente en la balanza analítica sobre un vidrio de reloj cóncavo, quedando así la concentración de reactivo lista para ser usado en flotación

3.4.3. Preparación de espumante metil isobutil carbinol (MIBC)

Mediante la fórmula (3.6), se creó una concentración madre de MIBC en un matraz de 100 cm³, vertiendo 0,6 cm³ de MIBC.

$$C_1 * V_1 = C_2 * V_2 \quad \text{Fórmula (3.6)}$$

Luego, se llenó el matraz con agua destilada hasta completar el aforo de 100 cm³, se cerró y giró lentamente para crear una mezcla homogénea.

Se usó 15 g/ton de MIBC para lo cual se calculó los g de material obtenidos de la muestra madre, para ser usados en flotación mediante la fórmula (3.7):

$$X_{relave} * \left(\frac{Y_{MIBC}}{ton_{relave}} \right) * \left(\frac{1 ton}{1000 kg} \right) * \left(\frac{1 kg}{1000 g} \right) = g \text{ de MIBC} \quad \text{Fórmula (3.7)}$$

Donde X = masa de alimentación de relave (g) = 600 g

Y = dosis de MIBC (15 g/ton).

Una vez obtenido los valores de la fórmula (3.7) se pesó directamente en la balanza analítica sobre un vidrio de reloj cóncavo, quedando así la concentración de reactivo lista para ser usado en flotación. Preparándose cada 2 a 3 semanas dependiendo del contenido disponible en el matraz.

3.4.4. Preparación de la solución de HCl

El procedimiento seguido para preparar una solución de concentración del 30 % fue el siguiente:

- Se tomaron $0,3 \text{ cm}^3$ de ácido clorhídrico desde la botella contenedora empleando una micropipeta y esta solución fue vertida en un matraz de 100 cm^3 y llenado con agua destilada hasta completar el aforo, cerrando el matraz y girando hasta crear una mezcla homogénea.

3.4.5. Preparación de la solución de Cal

El procedimiento seguido para preparar una solución de concentración del 40 % fue el siguiente:

- Se pesó 40 g de cal en la balanza analítica y se vertieron en un vaso precipitado con capacidad de 100 cm^3 .
- Se llenó el vaso precipitado con agua destilada hasta alcanzar los 100 cm^3 y se mezcló todo el contenido hasta obtener una solución homogénea.

3.5. Pruebas de flotación

3.5.1. Preparación del material empleado para las pruebas de flotación

El procedimiento seguido para la preparación del material a flotar fue el siguiente:

- Se roleó y cuarteó el lote completo de material de relave de 26,01 kg ya seco para obtener una mezcla homogénea, al cual se le realizó fluorescencia de rayos x en 3 ocasiones, de modo considerar los porcentajes de valores del contenido de elementos presentes en la alimentación para todas las pruebas y no tener que repetirlo en cada prueba.
- Se separó en bolsas de material de relave con 600 g de peso cada una.

- Se identificó cada bolsa con el número de prueba, tipo de colector a emplear y dosis de colector.

3.5.2. Preparación de la pulpa

El procedimiento seguido para la elaboración de la pulpa de relave fue el siguiente:

- Cada bolsa se llenó con 600 g de relave, que se utilizaron como alimentación en las pruebas de flotación.
- Se añadió 1200 cm³ de agua convencional en la celda de flotación EDEMET mezclado con los 600 g de relave, creándose así una pulpa 33% sólido respecto a la celda de 1500 cm³.
- Es importante notar que los reactivos se adicionan previo a iniciar las pruebas de flotación y posterior a la creación de la pulpa, los cuales se mezclarán durante 2 minutos en la fase de acondicionamiento, para iniciar la flotación con las condiciones previamente establecidas como objetivos de estudio. Adicionalmente, es importante indicar que todas las pruebas de flotación se realizaron por duplicado y bajo las mismas condiciones operacionales de la celda de flotación EDEMET de modo de hacer comparables y reproducibles todos los análisis derivados de estas. En la tabla 3.2 se observan los parámetros fijados en la celda de flotación EDEMET.

Tabla 3.2 Condiciones de operación de la celda de flotación EDEMET.

Tiempo de acondicionamiento	2 min a 800 rpm
Tiempo de flotación	15 min a 1000 rpm
Tiempo de paleteo manual	10 s
Flujo de aire manual	5 LPM
Velocidad rotación paleteo	8/10
Inyección de aire	“on”
Control de nivel	“off”
Selección de bomba	0/6

3.5.3. Pruebas de flotación empleando PAX y *Aerophine* 3418

Las pruebas de flotación se realizaron manteniendo el siguiente procedimiento:

- Previo a cada prueba de flotación, se preparaba el colector, espumante, modificadores y la pulpa. Además de fijar las condiciones de operación de la celda de flotación EDEMET, instalación de peachímetro, agua de lavado con el pH ajustado a la flotación a realizar, entre otras.
- Se vertía el material de la pulpa en la celda, y se comenzaba con 2 minutos de acondicionamiento de la pulpa y 15 minutos de flotación inversa de cuarzo, para la condición de pH requerida.
- El material flotado que salía de la celda, se recolectaba en bandejas denominando a este material con la nomenclatura de cola, y el que quedaba en la celda se denominó con la nomenclatura como concentrado.
- Se llenaba constantemente la celda con agua destilada para no perder el nivel de agua de flotación y se ajustaba el pH para mantener las condiciones correspondientes.
- Al finalizar la flotación, se llevaba el material por separado (cola y concentrado) al filtro de presión EDEMET, con el fin de eliminar el contenido de agua y reactivos presentes en el material flotado.
- El material ya filtrado, se identificaba e ingresa en bandeja al horno de secado a una temperatura de 100°C durante 24 horas para eliminar el contenido de agua de forma homogénea.
- El material se guardaba en bolsas separadas con sus respectivas identificaciones.
- Finalmente, se roleaban y cuarteaban por separado cada bolsa y se realiza tres medidas de fluorescencia de rayos X para obtener el porcentaje de los elementos que componen las nuevas muestras. Considerando además que, se realizaron pruebas duplicadas de las mismas condiciones estudiadas.

En la tabla 3.3, se presentan las concentraciones y pH que fueron evaluadas en las pruebas de flotación.

Tabla 3.3 Condiciones estudiadas en las pruebas de flotación.

Variables estudiadas	PAX	<i>Aerophine 3418</i>
Concentración (g/ton)	40, 60 y 80	10, 30 y 50
pH	4, 5, 6 y 7	4, 5, 6 y 7

3.6. Índices metalúrgicos

3.6.1. Recuperación

La recuperación expresada en porcentaje, corresponde a la cantidad de la especie de interés que se obtiene en el concentrado respecto a la cantidad de la misma especie con la que se alimenta el proceso de flotación.

$$R (\%) = \frac{C * c}{A * a} \quad \text{Fórmula (3.8)}$$

Dónde C y A = masa (g) de concentrado y alimentación.

C y a = leyes (%) de la especie de interés en concentrado y alimentación.

3.6.2. Razón de enriquecimiento

La razón de enriquecimiento es una razón existente entre la ley de la especie valiosa en el concentrado dividida por la ley de esta misma especie valiosa en la alimentación del proceso.

$$Re = \frac{c}{a} \quad \text{Fórmula (3.9)}$$

Dónde c y a = leyes (%) de la especie de interés en concentrado y alimentación.

3.6.3. Índice de selectividad

El índice de selectividad da como resultado la expresión de la efectividad del proceso de flotación que permite lograr la obtención de una corriente de concentrado en donde la mayor parte corresponde a la especie de interés, y una ganga mayormente presente en el relave. Cuando el resultado de IS es entre 4 y 40 significa que se logró un proceso con buenos resultados metalúrgicos.

$$IS = \sqrt{\left(\frac{Conc.A * Conc.B}{Cola A * Cola B}\right)} \quad \text{Fórmula (3.10)}$$

Dónde:

Conc. A y Conc.B = Concentraciones de los componentes A y B en el concentrado de la planta de beneficios.

Cola A y Cola B = Concentraciones de los componentes A y B en la cola final.

Resultados con mayor IS, hay mayor recuperación del elemento de interés.

A mayor cola, se obtiene menor IS.

3.6.4. Razón de concentración

La razón de concentración comprende la razón entre el peso total de alimentación ingresada en el proceso con el peso total de la corriente del concentrado.

$$Rc = \frac{A}{C} \quad \text{Fórmula (3.11)}$$

Dónde A y C = masas (g) de alimentación y concentrado.

3.6.5. Rendimiento de concentración

El rendimiento de concentración es la razón entre el flujo másico del concentrado respecto al flujo másico de sólido en la alimentación.

$$V = \frac{C}{A} \quad \text{Fórmula (3.12)}$$

Dónde C y A = masas (g) de concentrado y alimentación.

4. RESULTADOS

4.1. Generalidades

En este capítulo se abordan los resultados obtenidos sobre las características propias del material de relave proveniente de Mina Chépica tales como análisis físico, químico y mineralógico. Además, se presentan los resultados de todas las pruebas de flotación inversa empleando diferentes concentraciones de colectores PAX y Aerophine 3418. El material de relave con el que se trabajó durante todo el proceso correspondió a dos bolsas de 13 kg aproximadamente cada una situadas en la Universidad de Talca, pero procedentes de Mina Chépica, en donde fueron obtenidas en la zona de descarga de relave y a diferentes condiciones de pH.

Los resultados se analizaron siguiendo los pasos descritos en la sección 3.3 y en el siguiente orden:

- Caracterización física del material: Resultado de humedad, densidad de relave y peso específico empleando picnómetro.
- Caracterización granulométrica del relave.
- Caracterización química por fluorescencia de rayos x del relave.
- Resultados de las pruebas de flotación empleando colector PAX (Dosis 40, 60 y 80 g/ton).
- Resultados de las pruebas de flotación empleando colector Aerophine 3418 (Dosis 10, 30 y 50 g/ton).
- Resultados y comparación de los índices metalúrgicos a las mejores condiciones de PAX y Aerophine 3418.

4.2. Caracterización del relave Chépica

4.2.1. Caracterización física

La caracterización física realizada al relave Chépica permitió evidenciar que la muestra de relave tenía un 7,34 %, una densidad de 2,67 g/cm³ y un peso específico de 3,12.

Finalmente, en la tabla 4.1 se presentan los resultados obtenidos de la caracterización granulométrica del relave empleando material de relave seco con un peso de 371,9 g, material. La figura 4.1 presenta la curva granulométrica obtenida. En la figura se observa que aproximadamente un 80% de la muestra de relave tenía un tamaño inferior a 212 µm.

Tabla 4.1 Resultados de la caracterización granulométrica.

Malla	Abertura (µm)	Retenido (g)	Acumulado (g)	Pasante (g)	Pasante (%)
N°50	300	24,2	18,5	345,3	93,5
N°70	212	46,0	70,2	299,3	81,0
N°100	150	80,0	150,2	219,3	59,4
N°200	75	150,2	300,4	69,1	18,7
N°270	53	35,8	336,2	33,3	9,0
N°325	45	9,8	346,0	23,5	6,4
N°400	38	7,7	353,7	15,8	4,3
BASE		15,8	369,5	0,0	0,0

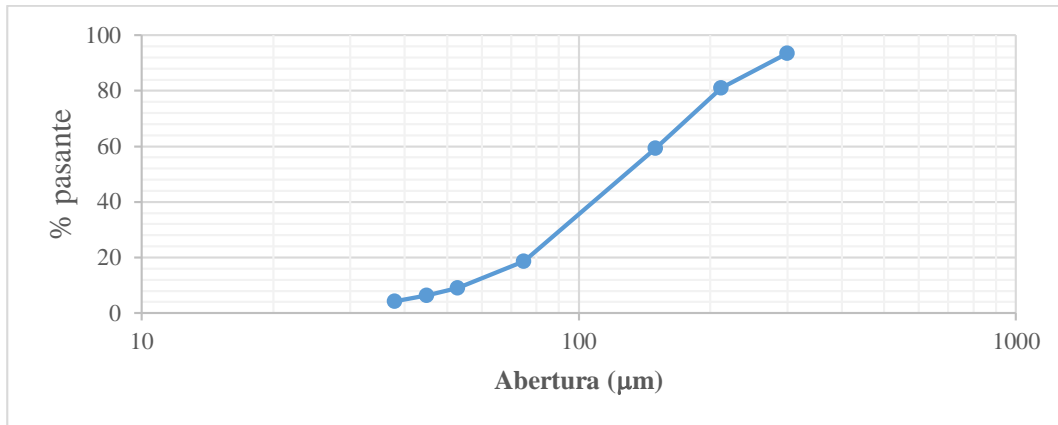


Figura 4.1 Curva granulométrica del relave Chépica.

4.2.2. Análisis de los elementos químicos mediante fluorescencia de rayos X (FRX)

La tabla 4.2 muestra los resultados de la caracterización del relave mediante fluorescencia de rayos X. En la tabla se puede observar que los elementos principales que componen la muestra de relave son principalmente el Si, con una ley de 31,07 %, el S con una ley del 14,47 % y el Fe con una ley de 13,50 %. En una menor medida se encontró Al con una ley de 2,96 %; Zn con 1,44 %; K con 1,28 % y elementos trazas como Pb con 0,45 %; Ti y Mn con 0,12% y Cu con 0,10 %.

Tabla 4.2 Análisis químico de fluorescencia de rayos x (FRX), que representa la alimentación de las bolsas que se usaron como pruebas de flotación.

Elemento	(%)
Si	31,07
S	14,47
Fe	13,50
Al	2,96
Zn	1,44
K	1,28
Pb	0,45
Ti	0,12
Mn	0,12
Cu	0,10

Por otra parte, al analizar la distribución de los elementos Si, Fe y S dependiendo la granulometría de la muestra (finos (-200/+400), gruesos (-50/+100)). Se pudo observar de acuerdo a la figura 4.2 que el elemento con mayor porcentaje presente en el relave fue el Si con valores de ley entre el 27,24 % a 34,64 %, mientras que, en el caso del Fe y el S, se observa que ambos elementos se encontraban en mayor concentración en la granulometría fina.

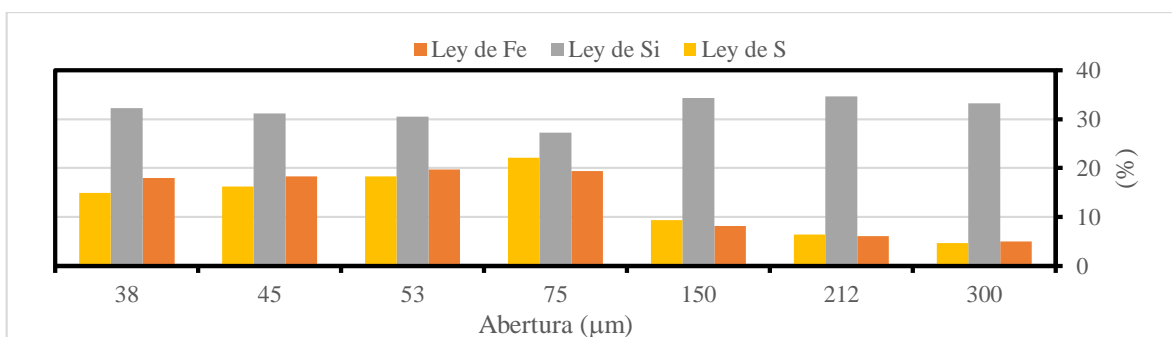


Figura 4.2 Ley de Si, Fe y S presentes en el material retenido en cada malla de la serie de tamices.

4.2.3. Análisis mineralógico mediante mineralogía automatizada (TESCAN)

Los resultados de la composición mineralógica realizados por mineralogía automatizada TESCOAN se pueden ver en la tabla 4.6. En la tabla es posible apreciar que la muestra de relave se compone principalmente de cuarzo (SiO_2) con valor de 55,06 % en peso, seguido de pirita (FeS_2) con un valor de 34,57 % en peso y otras fases minoritarias como la clorita con 2,39 % en peso que aportan principalmente Al y Fe, la muscovita que aporta tanto Al como K, con un 2,60 % en peso, la ortoclasa con un 2,77% en peso que aporta K y Al y la biotita con un 0,53% en peso del relave aportando K, Al y Fe. Finalmente, con un aporte inferior al 1% en peso se identifican compuestos con elementos asociados a sulfuros como son los casos de la calcopirita, galena y esfalerita, que aportan elementos como Cu, Pb, S y Zn.

Tabla 4.3 Resultados de mineralogía automatizada TESCAN.

Fase mineral	Forma molecular	% peso
Cuarzo	SiO ₂	55,06
Pirita	FeS ₂	34,57
Ortoclasa	KAlSiO	2,77
Muscovita	KAl(AlSi)O(OH,F)	2,60
Clorita	(Mg,Fe)Al(SiAl)O(OH)	2,39
Esfalerita	(Zn,Fe)S	0,76
Biotita	K(Mg, Fe) ₃ AlSi ₃ O ₁₀ (OH, F) ₂	0,53
Galena	PbS	0,52
Calcopirita	CuFeS ₂	0,30
Turmalina	(Na,Ca)(Al,Fe,Li)(Al,Mg,Mn) ₆ (BO ₃) ₃ (Si ₆ O ₁₈)(OH,F) ₄	0,10
Oxidos(cu,fe)	(Cu,Fe)O	0,10
Andesina	(Na,Ca)(Si,Al) ₄ O ₈	0,04
Magnetita	FeO	0,03
Epidota	Ca ₂ FeAl ₂ (Si ₂ O ₇)(SiO ₄)O(OH)	0,03
Anortita	CaAl ₂ Si ₂ O ₈	0,02
Albita	NaAlSi ₃ O ₈	0,01
Siderita	FeCO ₃	0,01
Calcita	CaCO	< 0,01

4.3. Resultados de las pruebas de flotación

Los análisis de los resultados de las pruebas de flotación empleando PAX y Aerophine 3418, se realizaron en función de lograr la mayor recuperación y ley de los principales elementos de interés para la futura obtención de espuma de vidrio, tales como Si, Al y K, y, el menor contenido de impurezas, las cuales corresponden principalmente a S, Fe, Pb, Zn y Cu. Finalmente, se presenta una tabla resumen en donde se encuentra los índices metalúrgicos obtenidos para cada concentración a la mejor condición de pH obtenida.

4.3.1. Resultados de flotación mediante el uso del colector PAX

El análisis de los resultados de las pruebas de flotación empleando PAX, se hizo en base al estudio del comportamiento en la variación en la ley y recuperación de los principales elementos de interés para la futura obtención de espuma de vidrio en función del pH a valores 4, 5, 6 Y 7 para las concentraciones de 40 g/ton, 60 g/ton y 80 g/ton de xantanto amílico potásico.

4.3.1.1. Efecto del pH empleando una concentración de 40 g/ton de PAX

La figura 4.3 presenta la recuperación obtenida en función del pH de los principales elementos químicos presentes en el relave, empleando una concentración de colector PAX fija de 40 g/ton en función del pH para valores 4, 5, 6 y 7. En la figura es posible observar que la recuperación de Si, principal elemento de interés, aumenta a medida que se eleva el pH de operación de las pruebas, arrojando valores de 57,45 % a pH 4; 61,91 % a pH 5; 70,26 % a pH 6 y 72,19 % a pH 7. Así como también es posible observar que, las recuperaciones K y Al resultaron recuperaciones máximas a pH 7 con valores de 54,81 % para Al y 60,45 % para K. Lo anterior se relaciona con un aumento en la recuperación de minerales como el cuarzo, aluminosilicatos presentes en el material de relave como son el caso de la clorita que representa cerca de un 2,39 % en peso del total del lote en estudio. El aporte de Al en conjunto del aumento de K provienen también de filosilicatos como la muscovita que representa un 2,60 %, feldespatos como la ortoclasa que se encuentra 2,77 % y biotita con un 0,53% en peso del relave.

Por otra parte, en la misma figura es posible observar que existieron recuperaciones inferiores al 20 % para elementos establecidos como impurezas tales como Cu, Pb y Fe. Siendo para el caso de Pb la recuperación más alta a pH 5 con 17,81 % y la menor recuperación a pH 6 con 12,87 %. El principal aporte de Pb proviene de sulfuros como en este caso la galena que abarca un 0,52 % en peso del material. Por otro lado, las recuperaciones de Fe varían en ascenso entre aproximadamente 10,90 % a 14,70 % a medida que se aumenta el pH de estudio, donde el principal aporte proviene de la pirita que corresponde al segundo compuesto mayoritario del relave, que representa 34,57 % en peso. Finalmente, se observa que la recuperación de Cu estuvo también en ascenso a medida que aumentó el pH, manteniendo

entre un rango del 11,88 % al 15,11 %, cuyo elemento se asocia principalmente a la calcopirita presente en el relave la cual se encuentra en un 0,30 % en peso.

Por otro lado, las recuperaciones más bajas en las pruebas realizadas a 40 g/ton de PAX se dieron para los elementos de S y Zn asociados también a sulfuros. Para el caso del S asociados a la pirita mayoritariamente, y en menor medida a la esferalita, galena y calcopirita, con recuperaciones al alza al aumentar el pH de 4 a pH 7 desde un 5,17 % a 8,72 %. Por su parte el aporte de Zn proviene de la esferalita que no representa más de un 0,8% de peso del material de relave, con recuperaciones al alza también en función del aumento del pH de 4 a pH 7 desde 3,50 % a 7,19 % respectivamente.

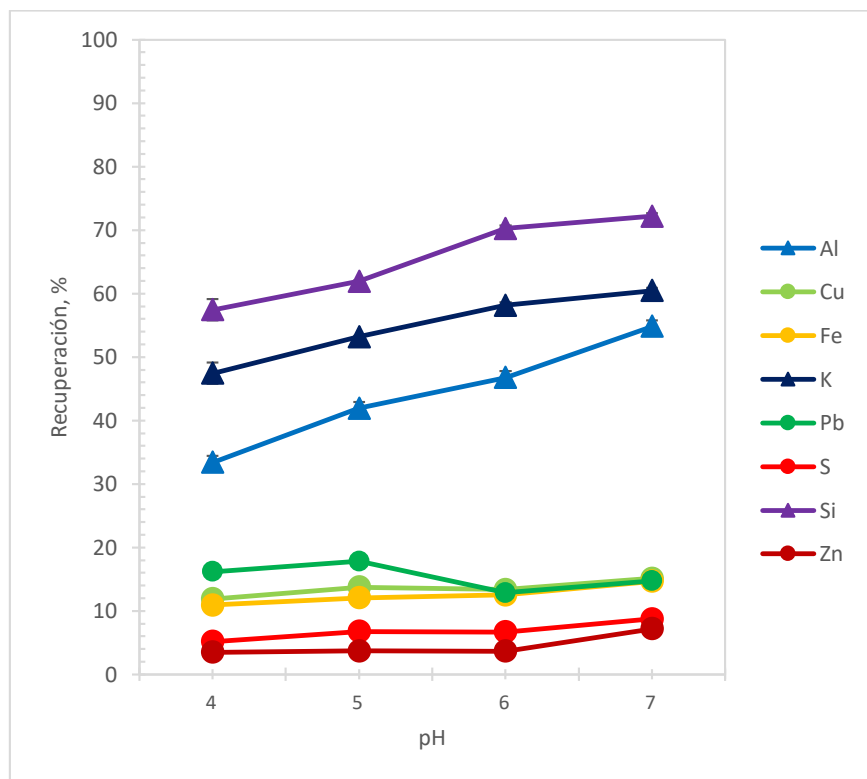


Figura 4.3 Recuperación de elementos principales en función del pH empleando colector PAX a 40 g/ton.

A partir de lo anterior, se puede observar que las mejores condiciones de pH empleando una concentración fija de PAX de 40 g/ton es a pH 6 dado que, bajo ese pH se obtuvo una recuperación de Si, K y Al del 70,26 %, del 58,13 % y del 46,75 % respectivamente, los cuales se encuentran asociados principalmente a silicatos y a su vez este valor de pH, se observa que se dieron las menores recuperaciones de elementos asociados a sulfuros,

obteniéndose una recuperación de Pb, Cu, Fe, Zn y S del 12,87 %, 13,53%, 12,52 %, 3,67 % y 6,70 % respectivamente.

En las figuras 4.4, 4.5 y 4.6 se presentan los resultados de las leyes de los principales elementos químicos presentes en el relave obtenidas en función del pH a una concentración fija de 40 g/ton de PAX.

A partir de la figura 4.4 es posible evidenciar igualmente que las leyes de Si aumentan en función del pH aumentando desde un 35,5% (pH 4) a 37,27% (pH 7).

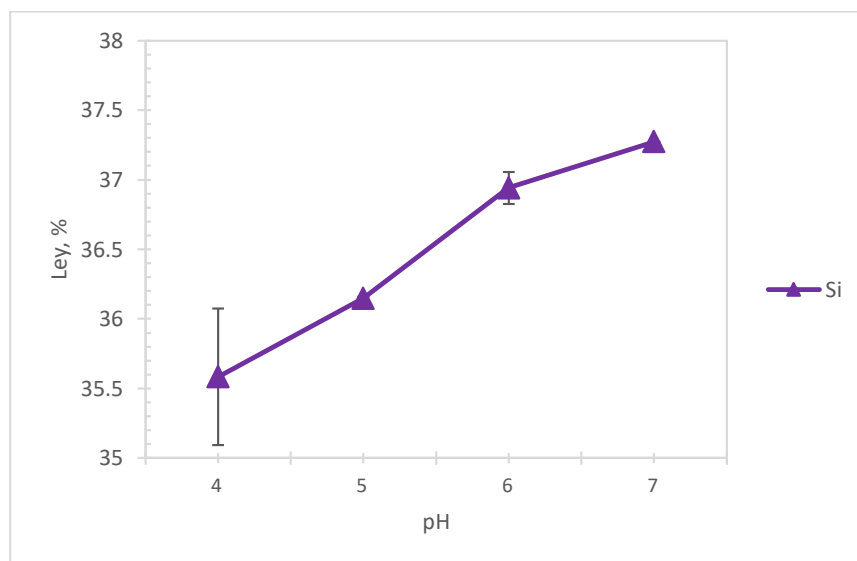


Figura 4.4 Ley de Si en función del pH empleando colector PAX a 40 g/ton.

Por otra parte, en la figura 4.5, se presentan los resultados para las leyes de Fe, Al, K y S. Obteniendo leyes para el Fe en torno al 2,86 % y el 3,29 %; para el Al del 1,96 % al 2,69 %; para S el 1,49 % al 2,10 % y para K del 1,21 % al 1,28 %. Finalmente, en la figura 4.6 se grafican las leyes de los elementos trazas que presentan leyes muy bajas, tales como Cu, Pb, Zn con leyes inferiores al 0,2 % en todo el rango de pH estudiado.

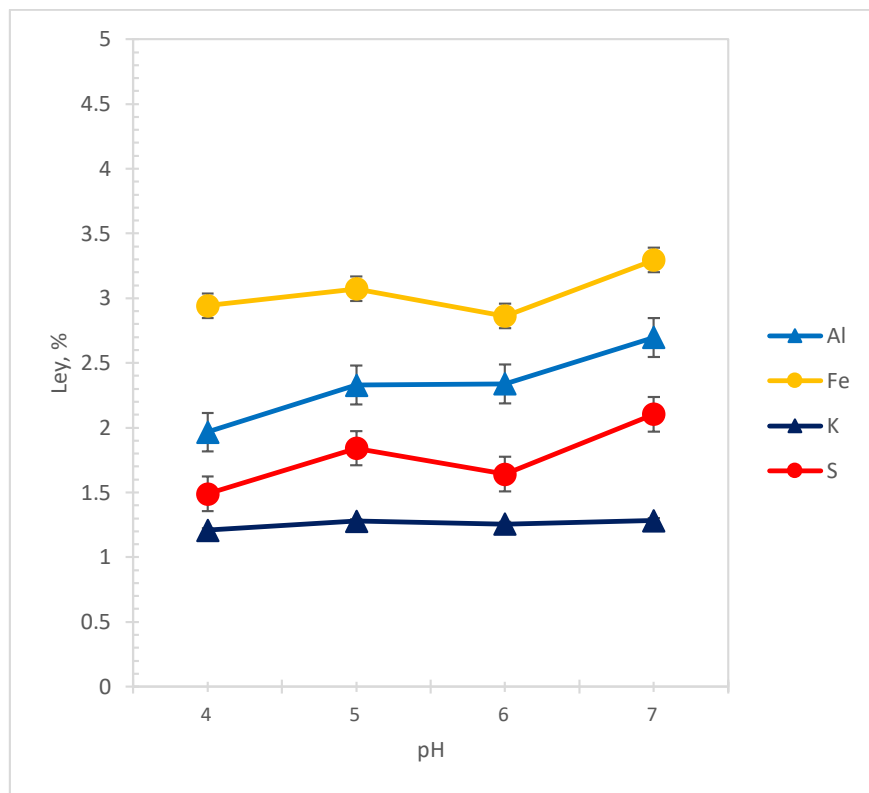


Figura 4.5 Ley de Al, Fe, K y S en función del pH empleando colector PAX a 40 g/ton.

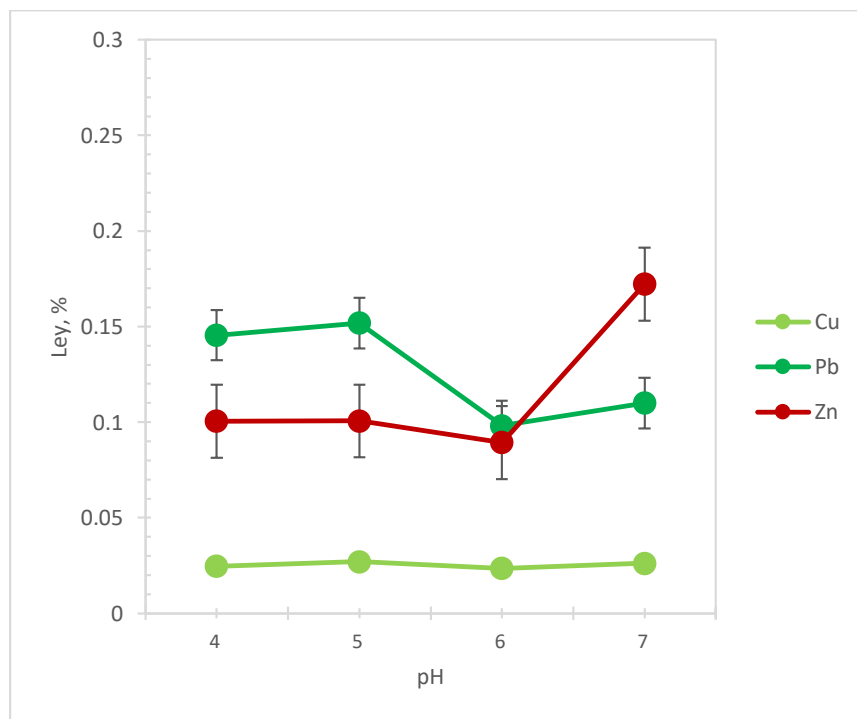


Figura 4.6 Ley de Cu, Pb y Zn en función del pH empleando colector PAX a 40 g/ton.

4.3.1.2. Efecto del pH empleando una concentración de 60 g/ton de PAX

En la figura 4.7, se muestran los resultados en la recuperación de elementos principales de la pruebas de flotación empleando una concentración fija de colector PAX de 60 g/ton en función del pH para valores 4, 5, 6 y 7. En la figura es posible observar que la recuperación de Si, principal elemento de interés manifiesta fluctuaciones en la recuperación entre el 55,50 % a pH 5 y el 60,98 %. Del mismo modo es posible observar que, las recuperaciones K presentaron fluctuaciones similares al Si, obteniéndose una recuperación máxima del 51,34 % a pH 6. Finalmente, con relación a los elementos que componen los silicatos, se puede observar que, para el Al las recuperaciones estuvieron en ascenso desde pH 4 al pH 7, obteniéndose la recuperación máxima de 42,44 % a pH 7.

Por otra parte, en la misma figura es posible observar que existieron recuperaciones inferiores al 20% para elementos relacionados a impurezas tales como Cu, Pb, S, Zn y Fe, manteniendo comportamientos casi similares al empleo de concentraciones de 40 g/ton de PAX, obteniéndose las recuperaciones más elevadas a pH 7, las cuales correspondieron a 14,16 % (Cu), de 17,65 % (Pb), de 6,00 % (S), de 7,60 % (Zn), de 11,65 % (Fe).

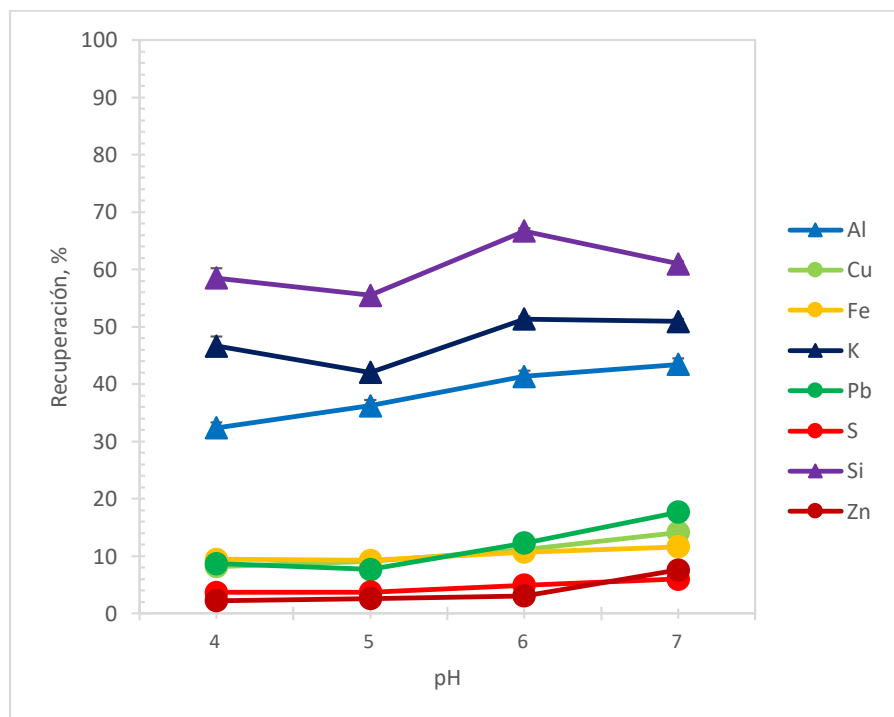


Figura 4.7 Recuperación de elementos principales en función del pH empleando colector PAX a 60 g/ton.

A partir de los resultados anteriores, se puede observar que las mejores condiciones de pH empleando una concentración fija de 60 g/ton de PAX, correspondió a pH 6, dado que se obtuvieron altas recuperaciones de los principales elementos constituyentes de los silicatos, las cuales correspondieron a 66,70 % de Si, de 51,35 % de K, de 41,35 % de Al y paralelamente se obtuvieron recuperaciones intermedias, las cuales fueron correspondientes a 12,31 % (Pb), de 11,14 % (Cu), de 10,71 % (Fe), de 4,97 % (S) y finalmente 3,11 % (Zn).

En las figuras 4.8, 4.9 y 4.10 se presentan los resultados de las leyes de los principales elementos químicos presentes en el relave obtenidas en función del pH a una concentración fija de 60 g/ton de PAX.

A partir de la figura 4.8 es posible evidenciar que las leyes de Si alcanzan un valor máximo de ley de 37,84 % a pH 6.

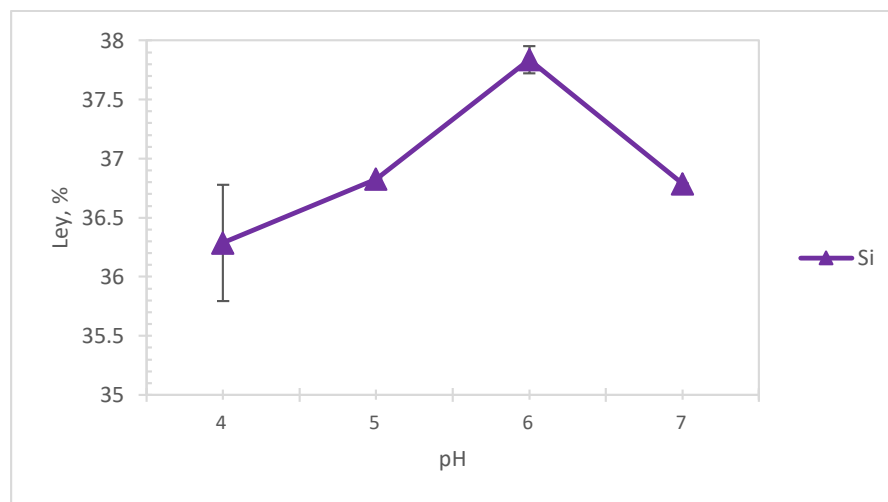


Figura 4.8 Ley de Si en función del pH empleando colector PAX a 60 g/ton.

Por otra parte, en la figura 4.9, se presentan los resultados para las leyes de Fe, Al, K y S. Observándose leyes para el Fe en torno al 2,64 %, para el Al de 2,23 %; para S el 1,31 % y para K del 1,20 %. Finalmente, en la figura 4.10 se grafican las leyes de los elementos trazas que presentan leyes muy bajas, tales como Cu, Pb, Zn con leyes inferiores al 0,2 % en todo el rango de pH estudiado. A partir de lo anterior es posible observar que, a pH 7 se generan

las mayores variaciones en las leyes de los elementos estudiados, siendo el efecto más notorio en el caso del Pb, Zn y Fe, y S.

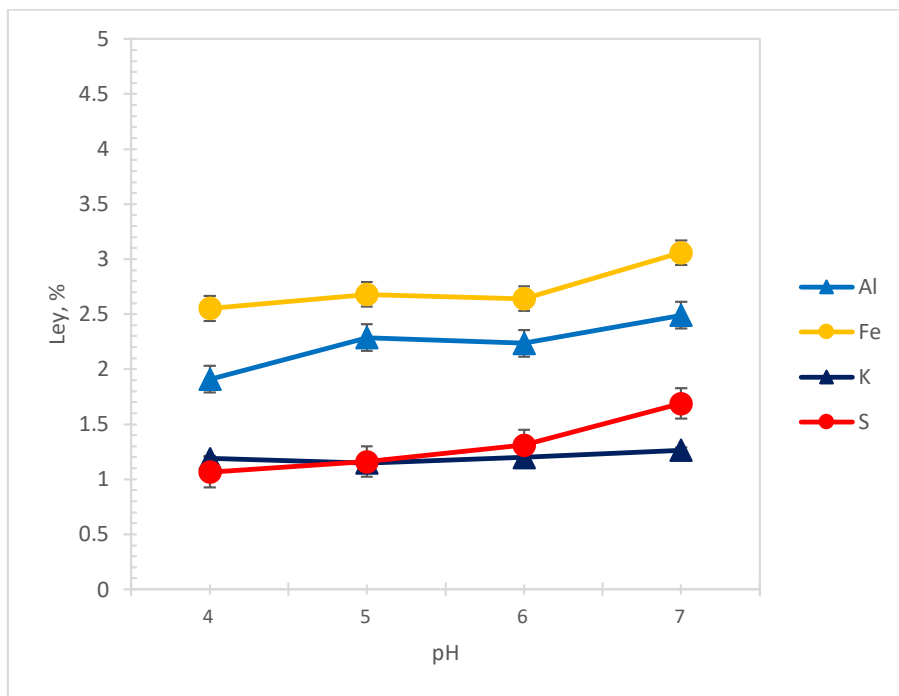


Figura 4.9 Ley de Al, Fe, K y S en función del pH empleando colector PAX a 60 g/ton.

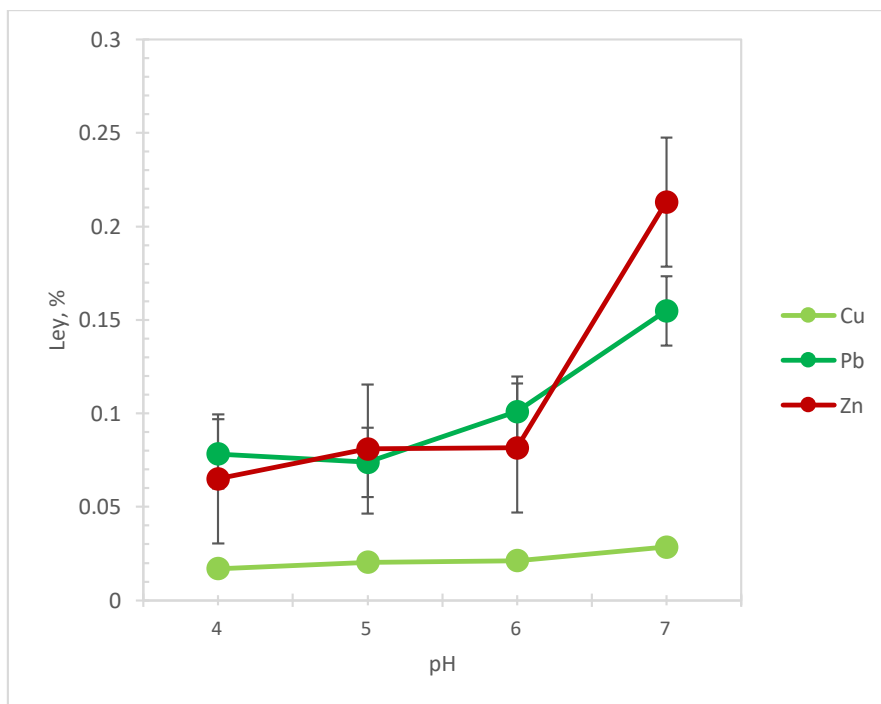


Figura 4.10 Ley de Cu, Pb y Zn en función del pH empleando colector PAX a 60 g/ton.

4.3.1.3. Efecto del pH empleando una concentración de 80 g/ton de PAX

Los resultados en la recuperación de los elementos principales de la flotación usando 80 g/ton de PAX en función del pH se muestran la figura 4.11, para las pruebas efectuadas a valores de pH 4, 5, 6 y 7. En la figura es posible observar que, en el caso de elementos asociados a aluminosilicatos, filosilicatos y feldespatos se puede observar que estos presentan una fuerte alza en el porcentaje de recuperación desde pH 4 a pH 5 en más de un 10,00% para luego estabilizarse entre pH 5 y pH 7, resultando valores de recuperación máxima para el caso de Si de 75,43 %, de 66,29 % para K, de 55,50 % para Al a pH 7, considerando que los principales aportes de Si vienen del cuarzo y los de Al y K provienen de elementos asociados a aluminosilicatos como la clorita, filosilicatos como la muscovita, y feldespatos como la ortoclasa y biotita, presentes en el relave.

Por otra parte, la figura 4.11 muestra los resultados de la recuperación de los elementos asociados a los sulfuros de Pb, Zn, Cu, Fe. En la figura es posible observar que, exceptuando la recuperación obtenida a pH 4, se experimentó una fuerte alza en las recuperaciones de estos en comparación a las recuperaciones obtenidas a concentraciones de 40 g/ton y 60 g/ton. Obteniéndose las recuperaciones más elevadas a pH 5 y pH 7 cuyos valores en recuperación fueron de 28,69 % al 28,25 % para Pb, de 20,88 % a 21,34 % para Fe asociado a la pirita, de 20,69 % a 23,84 % para Cu asociado a la calcopirita, de 13,87 % a 14,23 % para S asociado a la pirita, esferalita, galena y calcopirita y 9,60 % a 10,16 % para Zn asociado a la esferalita.

De la figura anterior, se tiene que la mejor condición de pH fue a pH 6 debido principalmente a que se presentaron altas recuperaciones de elementos asociados a aluminosilicatos y las recuperaciones más bajas de sulfuros entre los pH 5 a 7.

Por otra parte, en la figura 4.12 se presentan los resultados de la ley de Si obtenida a 80 g/ton de PAX en función del pH, en ella se observa que estas leyes oscilaron el 35,61 % y 37,70 %.

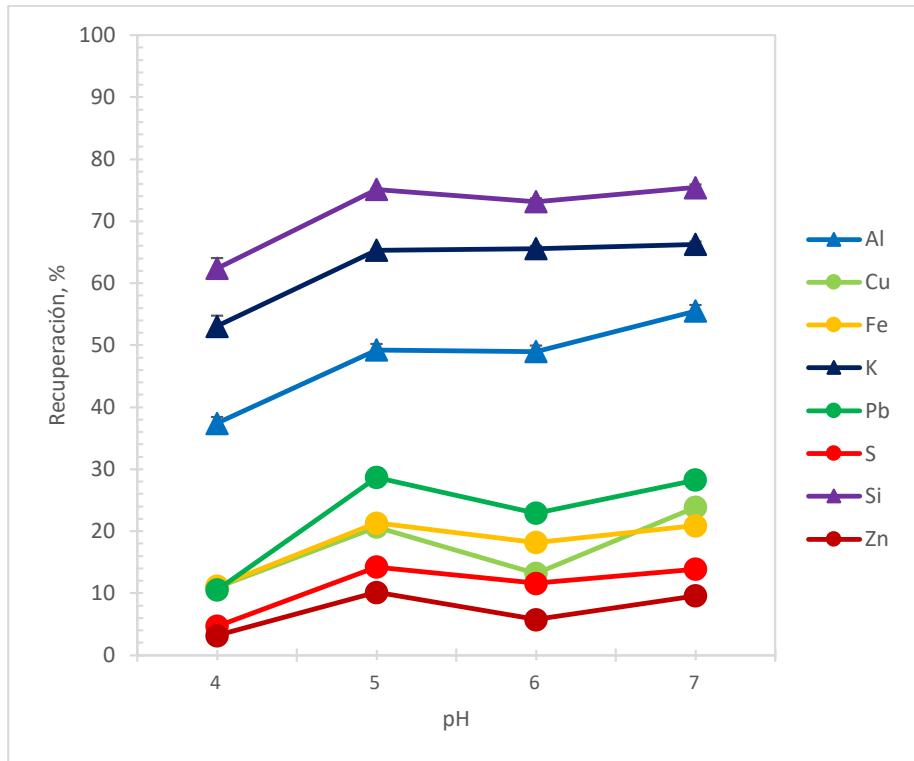


Figura 4.11 Recuperación de elementos principales en función del pH empleando colector PAX a 80 g/ton.

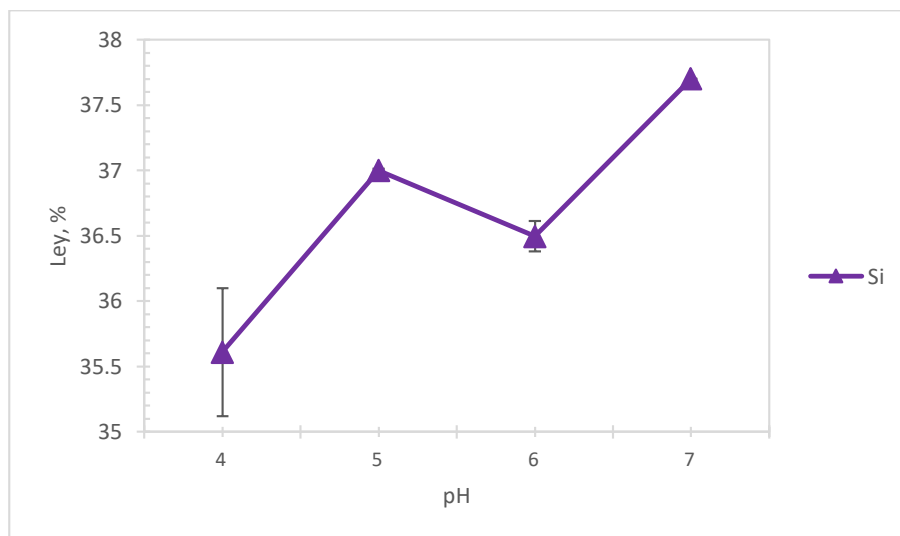


Figura 4.12 Ley de Si en función del pH empleando colector PAX a 80 g/ton.

En la figura 4.13 se presentan las leyes obtenidas de Fe, S, Al y K, en ella se observa que a concentraciones de 80 g/ton de PAX las leyes de todos los elementos Fe y S fueron mayores entre pH 5 y 7 respecto a las leyes obtenidas a menores concentraciones de PAX estudiadas

anteriormente, obteniéndose en este caso leyes entre 2,75 % al 3,54 % para Fe y 1,24 % y 3,23 % para S. Por otra parte, las leyes de Al se encontraron muy cercanas a los resultados obtenidos con menores concentraciones de colector PAX, las cuales en este caso oscilaron entre 2,03 % a 2,64 %. Por otro lado para el K las leyes fluctuaron entre el 1,22 % a 1,34 %, los cuales fueron similares a las leyes obtenidas con otras menores concentraciones del colector en estudio.

Finalmente, en la figura 4.14, se evidencias leyes obtenidas en el concentrado a 80 g/ton de PAX para los elementos asociados a sulfuros como el Cu, Pb y Zn, destacando que siguen siendo recuperaciones trazas, las leyes obtenidas en este caso fueron superiores a las obtenidas con menores concentraciones de PAX. Para el caso de las leyes de Cu fueron de 0,03 % versus 0,02% obtenida a menores concentraciones, y para el caso de Pb y Zn con leyes rondando 0,2% levemente más altas que a concentraciones de 40 y 60 g/ton de PAX, cuyas leyes fueron de 0,1 a 0,15%, respectivamente.

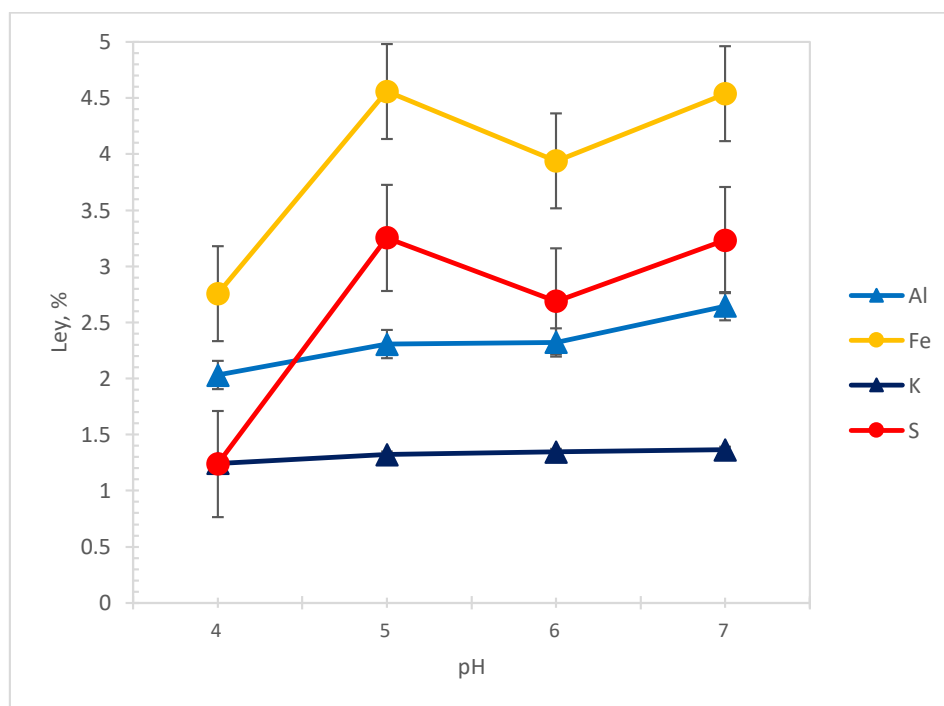


Figura 4.13 Ley de Al, Fe, K y S en función del pH empleando colector PAX a 80 g/ton.

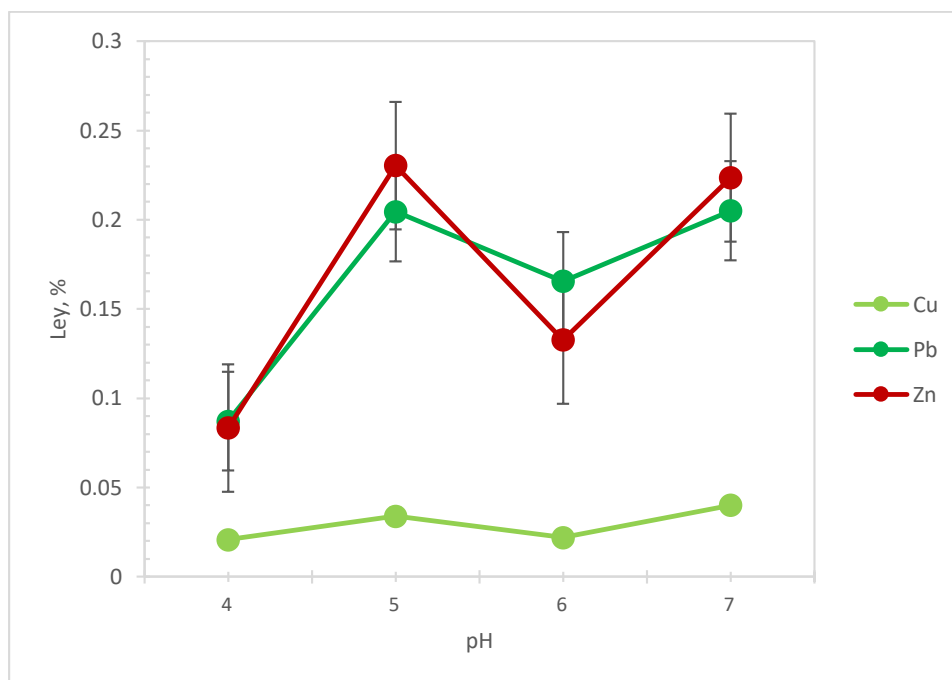


Figura 4.14 Ley de Cu, Pb y Zn en función del pH empleando colector PAX a 80 g/ton.

4.3.1.4. Índices metalúrgicos a diferentes concentraciones de PAX

La tabla 4.4 presenta los mejores resultados obtenidos en las pruebas de flotación inversa realizadas con PAX y diferentes pHs, respecto a la recuperación lograda en el concentrado y la razón de enriquecimiento de los principales elementos que componen los silicatos y los sulfuros tanto para el caso del concentrado, como también de la cola.

En la tabla es posible observar que, los mejores resultados que permitieron obtener elevadas recuperaciones de Si y elementos asociados a aluminosilicatos, junto con una disminución de los elementos asociados a sulfuros ocurrieron al realizar las pruebas a pH 7 con 40 g/ton de PAX, pH 6 con 60 g/ton y pH 6 con 80 g/ton de PAX.

Por otro lado, al analizar los resultados de la razón de enriquecimiento relacionado con los elementos asociados a aluminosilicatos, se puede evidenciar que, bajo las mismas condiciones indicadas en la recuperación se obtuvieron valores de Re sobre 1,00 para Si y K en el concentrado y cercano a un Re de 0,9 para Al, y a su vez valores bajos de Re para elementos asociados a sulfuros, tales como Re cercanos a 0,2 para Fe y Pb, cercano a 0,15

para S, destacando además, un alza importante de Re en cola de estos últimos elementos con valores de Re cercanos a 2,00.

Tabla 4.4 Resultados de la Re para las mejores condiciones de pH en las concentraciones de PAX estudiadas.

Elemento	pH 7 a 40 g/ton PAX			pH 6 a 60 g/ton PAX			pH 6 a 80 g/ton PAX		
	R	Re(Conc)	Re(Cola)	R	Re(Conc)	R(Cola)	R	Re(Conc)	Re(Cola)
Si	72,20	1,20	0,55	66,69	1,22	0,65	73,18	1,17	0,35
Fe	14,68	0,24	2,01	10,71	0,20	1,76	18,20	0,29	2,47
S	8,73	0,15	2,19	4,97	0,09	1,99	11,59	0,19	2,67
Cu	15,12	0,25	2,21	11,14	0,20	2,03	13,19	0,21	3,50
Al	54,82	0,91	0,79	41,35	0,76	1,02	48,97	0,79	0,91
Zn	7,20	0,12	2,43	3,11	0,06	2,47	5,76	0,09	3,86
K	60,45	1,00	0,68	51,35	0,94	0,75	65,60	1,05	0,51
Pb	14,69	0,24	1,59	12,31	0,22	1,09	22,92	0,37	1,80
Ti	61,73	1,03	0,77	50,32	0,92	0,74	62,81	1,01	0,72
Mn	51,38	0,85	0,47	43,41	0,79	0,66	61,65	0,99	0,42

Finalmente, en la tabla 4.5, se muestran los resultados obtenidos para los otros índices metalúrgicos tales como $IS_{(Si-Fe)}$, Rc, V, en donde el primero señala que si existió una correcta separación del elemento sílice respecto al hierro al realizar la flotación y por otro lado, los dos últimos índices metalúrgicos indican la capacidad de flotación. En cuanto a los resultados de $IS_{(Si-Fe)}$, en la tabla se puede observar que, los resultados se encontraron dentro del rango teórico que varía entre 4 y 40 lo que indican que existió una buena separación en las pruebas de flotación, y adicionalmente, es de notar que, a pH 6 y 80g/ton de PAX se obtuvieron los mayores valores de IS. Ahora bien, para el caso de los índices de capacidad, la Razón de concentración los valores oscilaron entre 1,58 a 2,02, lo que indica que se debe alimentar con más de 1 tonelada y media de material e incluso 2 toneladas de alimentación para obtener 1 tonelada de concentrado, en donde los mayores valores ocurrieron empleando 60 g/ton de PAX y los menores valores de RC fueron empleando 80 g/ton de PAX donde también a esta última concentración de colector se obtuvieron mejores separaciones de los elementos.

Tabla 4.5 Resultados de Rc, V e IS para las mejores condiciones de pH en las pruebas de flotación inversa empleando PAX.

	IS(Si-Fe)	Rc	V
40, pH 4	3,84	1,99	0,50
40, pH 5	3,94	1,88	0,53
40, pH 6	4,22	1,69	0,59
40, pH 7	4,25	1,66	0,60
60, pH 4	3,72	2,02	0,50
60, pH 5	4,03	2,14	0,47
60, pH 6	4,10	1,83	0,55
60, pH 7	4,20	1,94	0,51
80, pH 4	5,62	1,84	0,54
80, pH 5	5,20	1,58	0,63
80, pH 6	5,35	1,60	0,62
80, pH 7	4,32	1,61	0,62

4.3.2. Resultados de flotación mediante el uso del colector *Aerophine 3418*

El análisis de los resultados de las pruebas de flotación empleando *Aerophine 3418*, se hizo en base al estudio del comportamiento de variación en la ley y recuperación de los principales elementos de interés para la futura obtención de espuma de vidrio en función de pH 4, 5, 6 y 7 a concentraciones fijas de 10 g/ton, 30 g/ton y 50 g/ton.

4.3.2.1. Efecto del pH empleando una concentración de 10 g/ton de Aerophine 3418

En la figura 4.15, se presentan la recuperación obtenida en función del pH de los principales elementos químicos presentes en el relave, empleando una concentración fija de colector AERO de 10 g/ton. En la figura es posible observar que, los elementos de interés, los cuales corresponden a Si, Al, K, obtuvieron recuperaciones superiores al 80% en todo el espectro de pH en estudio. Sin embargo, esta alta recuperación se dio tanto para los elementos asociados a aluminosilicatos como a los asociados a sulfuros, las cuales presentaron recuperaciones superiores al 40%. Específicamente, las recuperación máxima de Si fue a pH , la cual fue correspondiente al 98,75 %, para K fue de 93,53 % y para Al de 89,06 %. Por otro lado, las recuperaciones de los elementos asociados a sulfuros fluctuaron entre 42 % al 76 % valores muy altos comparados a los estudios realizados con PAX, donde estos valores de recuperación eran del 20 %. Es así como para el caso de Cu, Fe y S las mayores

recuperaciones ocurrieron a pH 4 y pH 6 y la menor recuperación de impurezas asociadas a sulfuros fue a pH 5. Por otro lado, la recuperación de Pb y Zn se elevan considerablemente a pH 7 con valores que fluctúan entre los 46,22 % a 60,76 % y 44,16 % y 58,46 %, respectivamente.

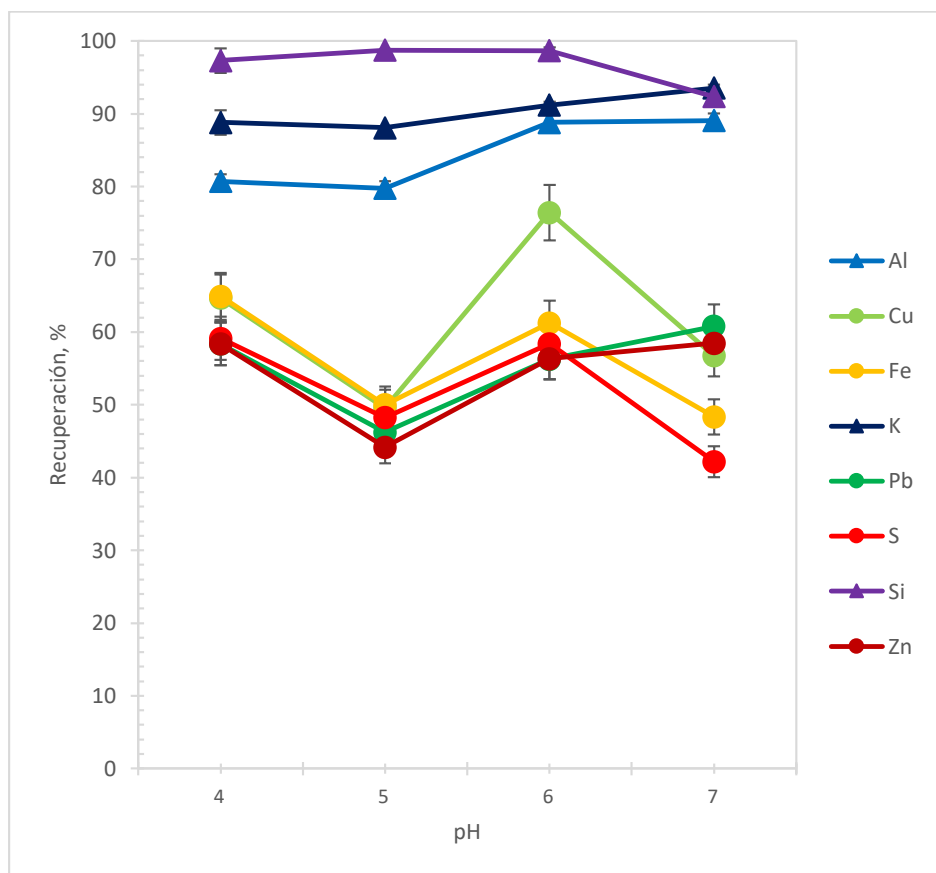


Figura 4.15 Recuperación de elementos principales en función del pH empleando colector *Aerophine* 3418 a 10 g/ton.

De la figura anterior, se puede observar que las mejores condiciones para realizar la materia prima de espuma de vidrio fueron a pH 7 en donde ocurrían altas recuperaciones de elementos asociados a aluminosilicatos y menores recuperaciones de elemento asociados a impurezas de sulfuros. No obstante, empleando 10 g/ton de AERO se evidencia en las recuperaciones que al ser una dosis baja de colector, no fue posible generar correcta separación de los compuestos y elementos constituyentes, generando una alta recuperación de elementos asociados a sulfuros no vistas bajo ninguna otra condición de concentración de colector PAX ni AERO.

En la figura 4.16 se muestran los resultados obtenidos para la ley de Si, en donde se pueden apreciar leyes estables en todo el rango de pH con valores entre los 35,49 % a 36,61%.

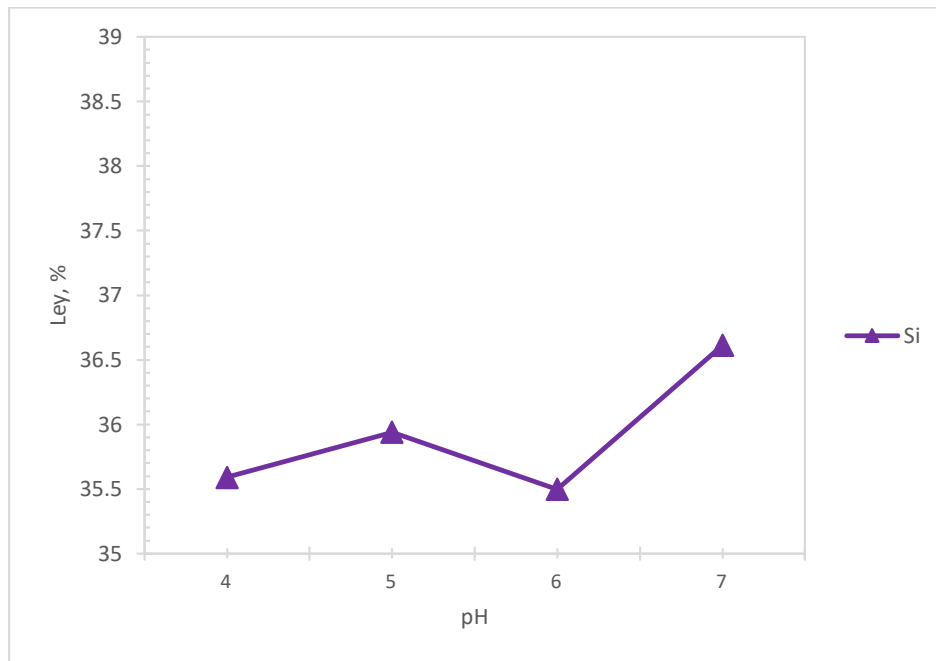


Figura 4.16 Ley de Si en función del pH empleando colector *Aerophine* 3418 a 10 g/ton.

Por otra parte, la figura 4.17, presenta los resultados de las leyes para los elementos asociados a aluminosilicatos y sulfuros, con relación a los aluminosilicatos, se observan una bajas variaciones en la ley en función del pH, mientras que en el caso del Fe y el S, se puede observar que estas curvas presentan mayores variaciones en función del pH y una tendencia similar de las curvas la cual evidencia que estas variaciones se asocian principalmente a pirita.

Finalmente, en la figura 4.18 se puede observar que, las leyes de las impurezas a asociadas a sulfuros tales como Cu, Pb y Zn, mantuvieron una baja ley, sin embargo, en el caso de Pb y el Zn, es de notar que, alcanzaron valores cercanos al 0,2% (Pb) y 1% (Zn), los cuales fueron más elevados a los obtenidos anteriormente en presencia de PAX como colector.

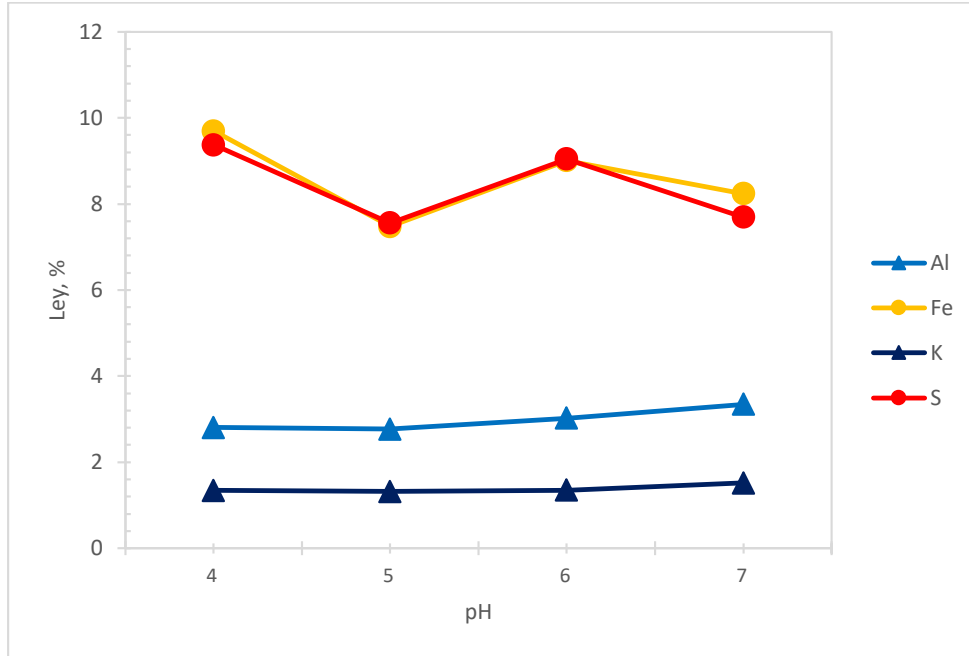


Figura 4.17 Ley de Al, Fe, K y S en función del pH empleando colector *Aerophine* 3418 a 10 g/ton.

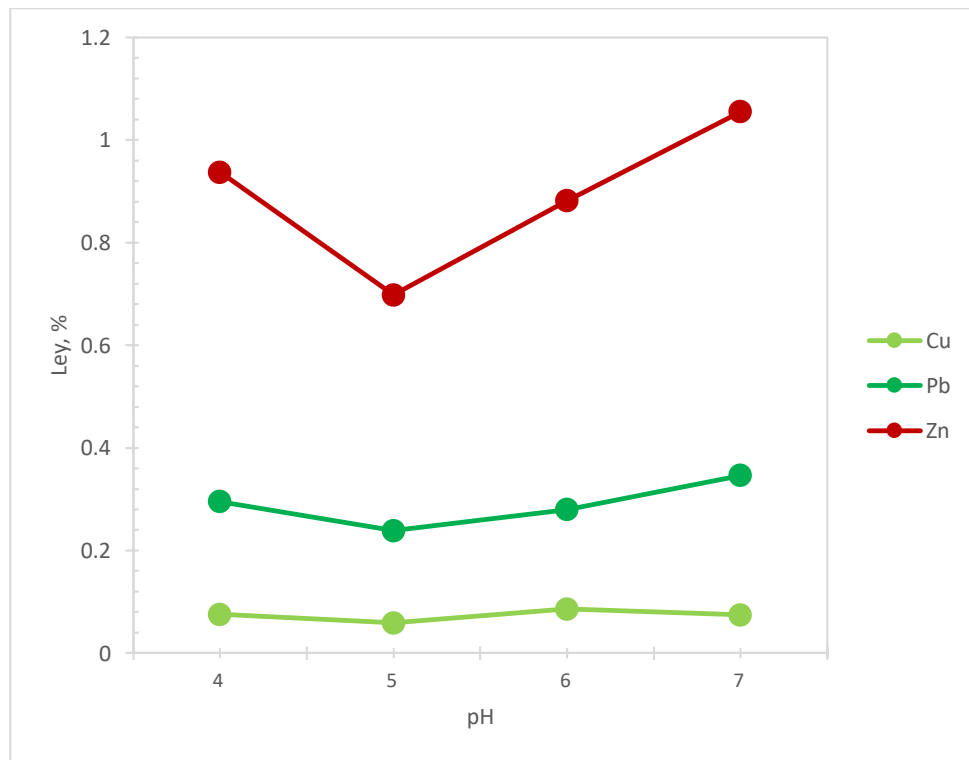


Figura 4.18 Ley de Cu, Pb y Zn en función del pH empleando colector *Aerophine* 3418 a 10 g/ton.

4.3.2.2. Efecto del pH empleando una concentración de 30 g/ton de AERO

En la figura 4.19, se muestran los resultados flotando con AERO a una concentración de 30 g/ton, en ella es posible apreciar que, la recuperación de Si se encontró entre 75,81 % a 85,48 % con la máxima recuperación a pH 5 y la más baja a pH 7. Por otra parte, el comportamiento resultante en la recuperación de K y Al, mostraron la menor recuperación a pH 4 y la mejor recuperación a pH 5 con valores fluctuantes entre 66,19 % a 75,15 % para K y 43,19 % a 67,35 % para Al. Se evidencia además, que para todos los elementos asociados a sulfuros las más altas recuperaciones ocurrieron a pH 5 como ocurrió en los aluminosilicatos y los menores valores se dieron en los extremos a pH 4 y pH 7, con valores entre 22,95 % a 51,62 % para Cu; 20,29 % a 48,00 % para Pb; 17,26 % a 38,16 % para Fe; 10,15 % a 33,35 % para S; 12,17 % a 24,96 % para Zn.

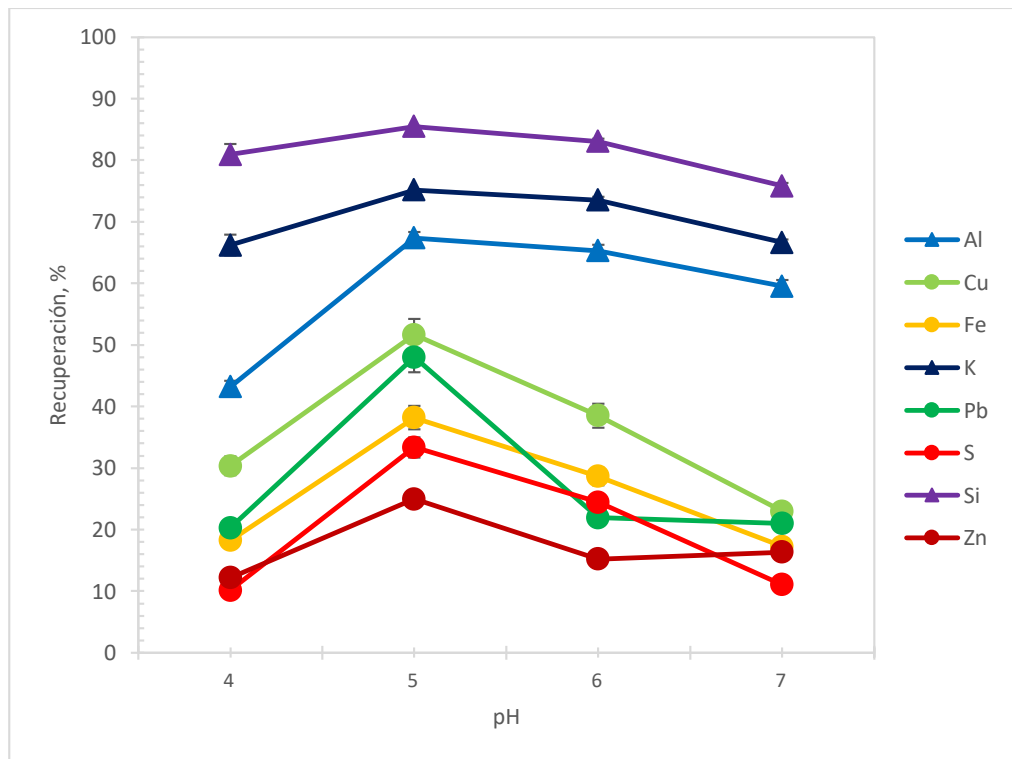


Figura 4.19 Recuperación de elementos principales en función del pH empleando colector *Aerophine* 3418 a 30 g/ton.

De la figura anterior, se aprecia como mejor opción las pruebas realizadas a pH 7 debido a que, logra recuperaciones para los elementos asociados a aluminosilicatos cercanas a las obtenidas con PAX y además de ello, a esta condición de pH se dieron las más bajas recuperaciones de elementos asociados a impurezas de sulfuros, a pesar de que sigan siendo más altas con este reactivo que las obtenidas con PAX.

En la figura 4.20, se muestran los resultados de las leyes de Si, en ella se observan que las leyes se encontraron entre un 36,27 % a 38,00 %. Por otra parte, en la figura 4.21, se muestran los resultados de las leyes de A, Fe y S, en donde se observa que las mayores leyes ocurrieron a pH 5. Finalmente, en la figura 4.22 se presentan las leyes obtenidas de los elementos minoritarios, en donde se observa que los valores más elevados fueron nuevamente a pH 5, obteniéndose leyes entre 0,26 % a 0,49 % para Zn; de 0,13 % a 0,29 % para Pb y 0,03 % a 0,07 % para Cu.

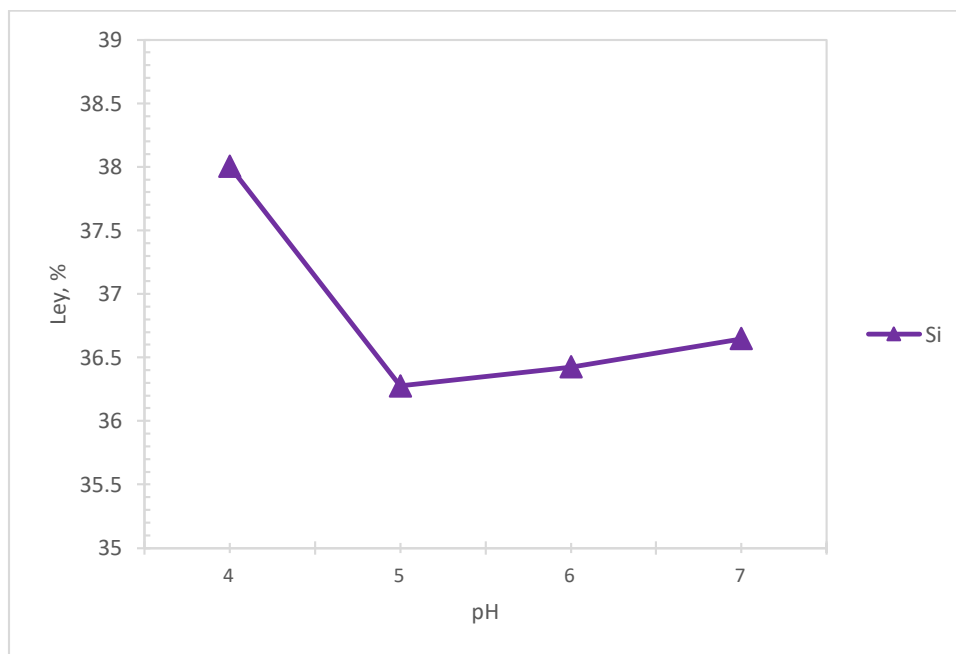


Figura 4.20 Ley de Si en función del pH empleando colector *Aerophine* 3418 a 30 g/ton.

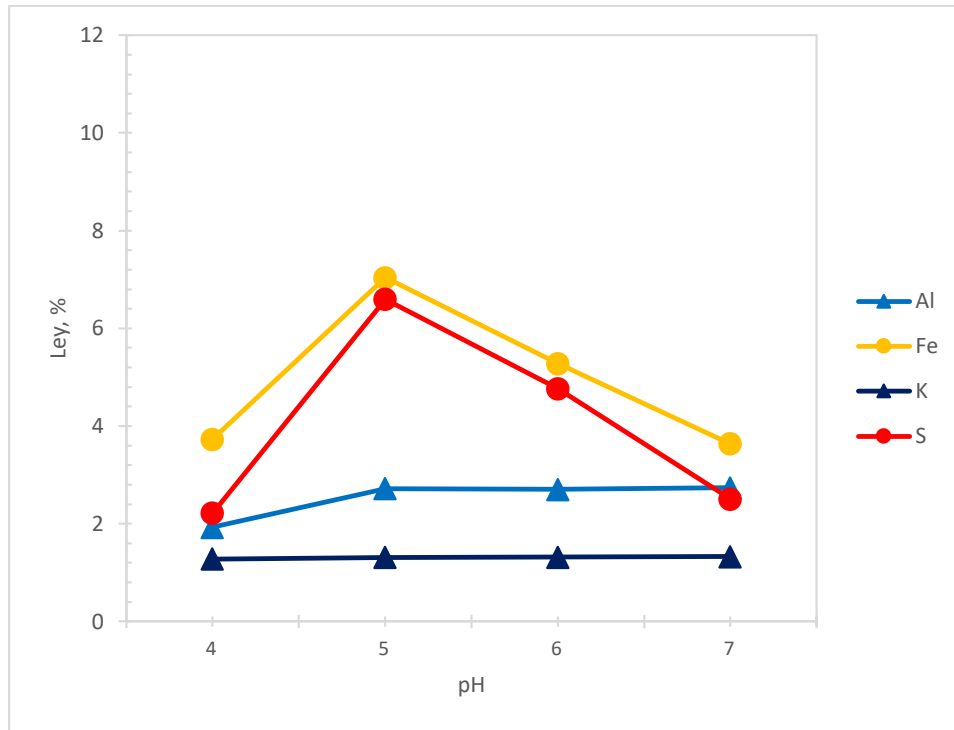


Figura 4.21 Ley de Al, Fe, K y S en función del pH empleando colector *Aerophine* 3418 a 30 g/ton.

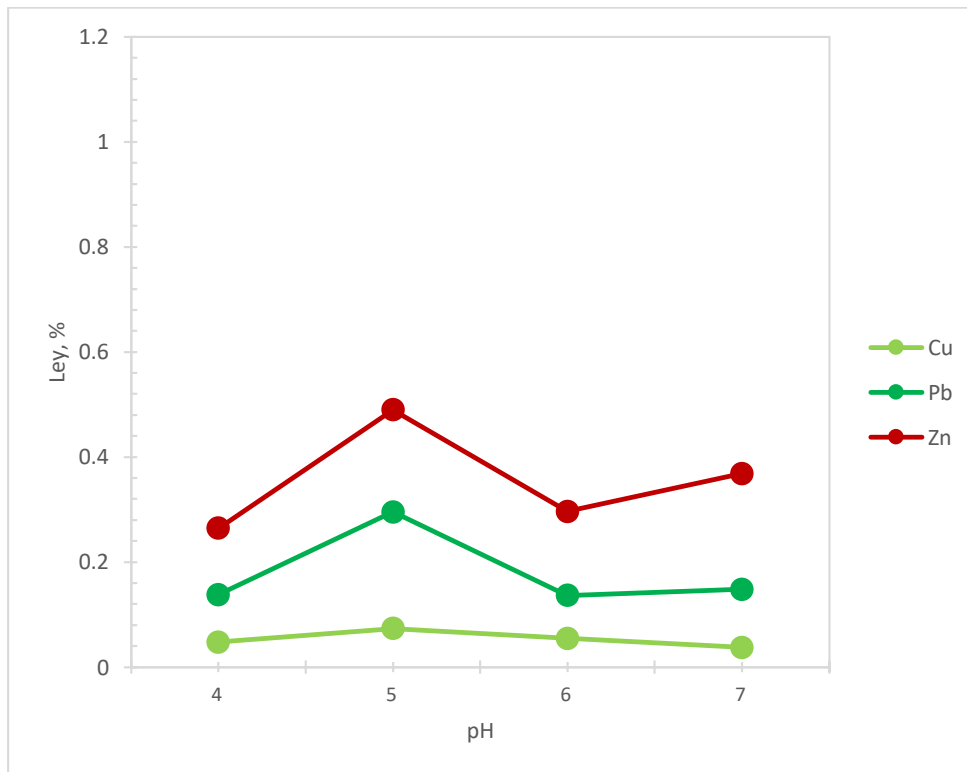


Figura 4.22 Ley de Cu, Pb y Zn en función del pH empleando colector *Aerophine* 3418 a 30 g/ton.

4.3.2.3. Efecto del pH empleando una concentración de 50 g/ton de AERO

En la figura 4.23, se presentan los resultados obtenidos de las pruebas de flotación empleando 50 g/ton de colector AERO en función del pH para valores de pH 4, 5 6 y 7. De la figura es posible observar que, la recuperación de Si, estuvo entre 68,19 % a 86,05 %, para K de 55,02 % a 73,87 % y de 39,01 % a 74,75 % para Al, obteniéndose las mejores recuperaciones de Si, K y Al, a pH 5 y las menores recuperaciones ocurrieron en los extremos a pH 4 y 7.

Por otro lado, los resultados de las recuperaciones para los elementos asociados a sulfuros tuvieron un comportamiento parecido a los resultantes con dosis fija de AERO a 30 g/ton, con valores de recuperación entre el 40 % al 10 %, obteniéndose las mayores recuperaciones a pH 5 y las menores a pH 6.

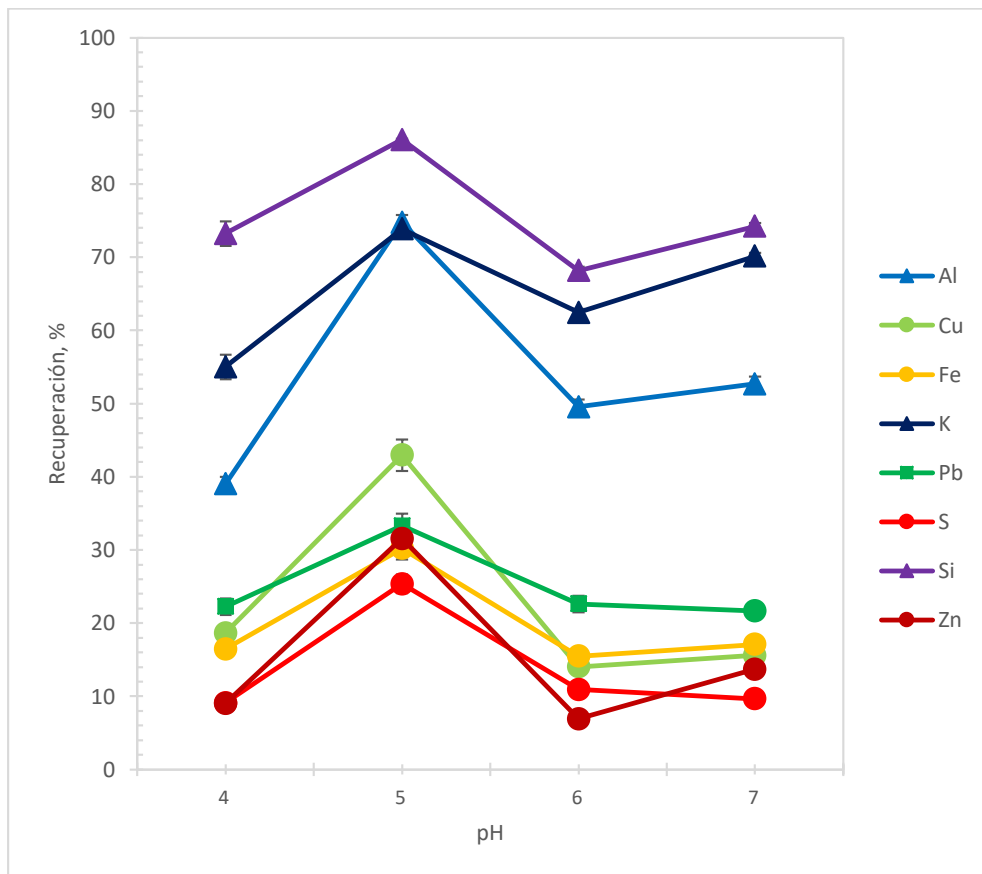


Figura 4.23 Recuperación de elementos principales en función del pH empleando colector *Aerophine* 3418 a 50 g/ton.

A partir de lo anterior, es posible notar que, la mejor condición de pH a esta concentración de colector fue a pH 7, dado que a esta condición se presentaron recuperaciones cercanas a los obtenidos con 40 y 60 g/ton de PAX para el caso de los elementos asociados a aluminosilicatos y a su vez, se presentan las menores recuperaciones de elementos asociados a impurezas de sulfuros.

En la figura 4.24, los resultados de la ley de Si, en ella se observa que, la mayor ley en el concentrado de este elemento se alcanzó a pH 4, la cual fue correspondiente a 37,90 %, la cual, hasta pH 6, disminuye a medida que aumenta el pH, hasta llegar a una de 36,28 %.

Por otra parte, la figura 4.25 presenta los resultados de las leyes obtenidas para los elementos Fe, S, Al y K. En ella se observa que, las leyes obtenidas a esta concentración fueron inferiores a las obtenidas a concentraciones de 10 y 30 g/ton de AERO, obteniéndose leyes entre 3,58 % a 5,66 % para Fe; de 2,19 % a 5,09 % para S; de 1,92 % a 3,06 % para Al y 1,17 % a 1,36 % para K.

Finalmente, en la figura 4.26, se presentan los resultados de los elementos con las menores leyes, en ellas se observan que estos valores fueron cercanos a los obtenidas con 30 g/ton de AERO y oscilaron entre el 0,17 % a 0,62 % para el Zn; entre el 0,15 % a 0,20 % para el Pb y entre el 0,02 % a 0,06 % para el Cu, siendo para los tres elementos las mayores leyes obtenidas a pH 5.

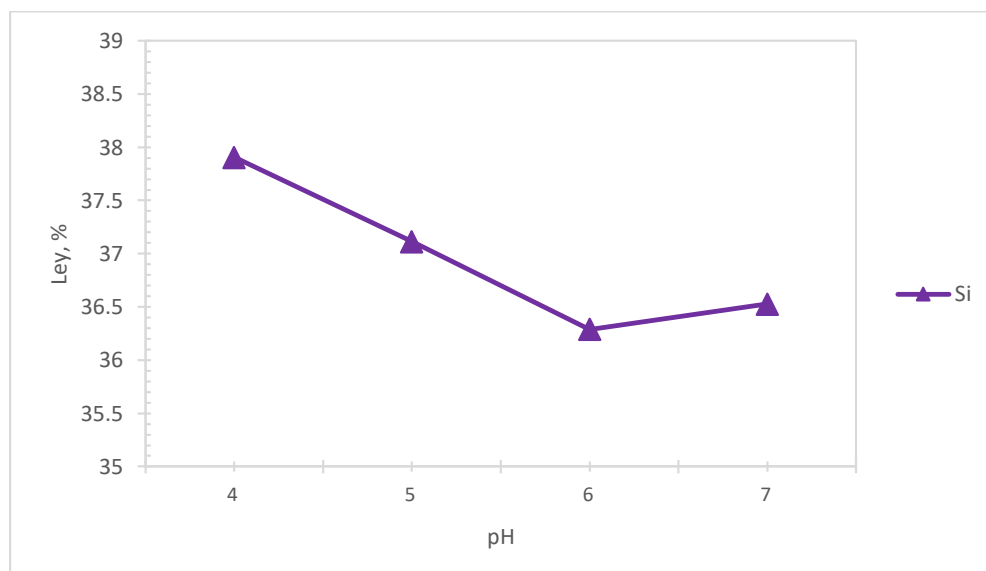


Figura 4.24 Ley de Si en función del pH empleando colector *Aerophine* 3418 a 50 g/ton.

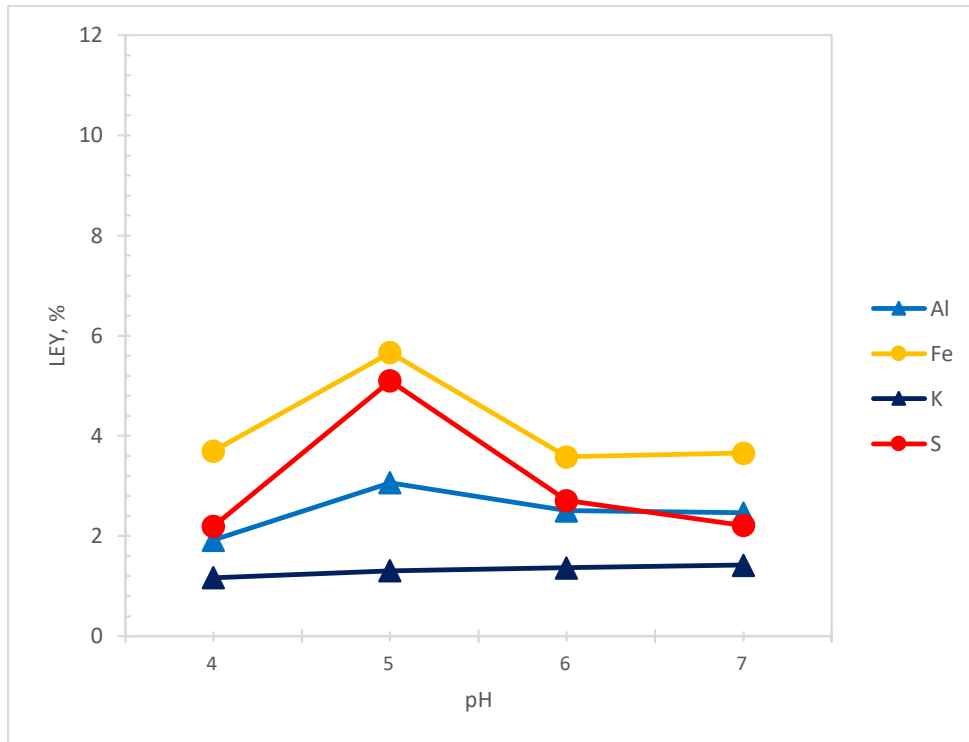


Figura 4.25 Ley de Al, Fe, K y S en función del pH empleando colector *Aerophine* 3418 a 50 g/ton.

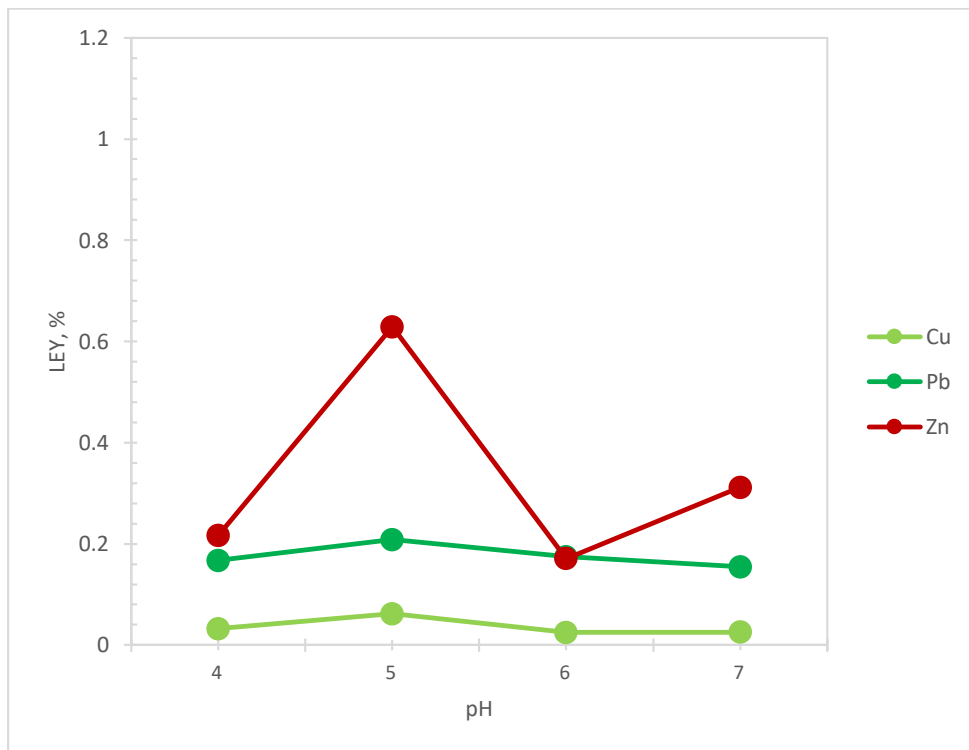


Figura 4.26 Ley de Cu, Pb y Zn en función del pH empleando colector *Aerophine* 3418 a 50 g/ton.

4.3.2.4. Índices metalúrgicos a diferentes concentraciones de AERO

La tabla 4.6 presenta los resultados de la recuperación en el concentrado y la razón de enriquecimiento de los diferentes elementos estudiados tanto en concentrado como cola, empleando AERO como colector. Destacando que, las mejores condiciones de flotación ocurrieron a pH 6, pH 7 y pH 7 para concentraciones de 10 g/ton, 30 g/ton y 50 g/ton de AERO respectivamente. Además, en ellos es posible observar que, los valores en la recuperación de Si con este reactivo colector fueron más altos que los obtenidos mediante el empleo de PAX, resultando valores de recuperación entre un 74,24 % y 98,76 % para las mejores condiciones de estudio. Sin embargo, junto con aquello, se elevaron las recuperaciones de los elementos asociados a aluminosilicatos y a los asociados a sulfuros.

Por otra parte, en relación a la razón de enriquecimiento, es posible observar que, para las diferentes condiciones estudiadas estos valores se encontraron cercanos a Re 1,20 para Si y cercanos a Re de 1,00 para otros elementos como K y Al. En cuanto a la Re de los elementos asociados a sulfuros es de notar que, estos valores resultaron mayores a 1,50 en la cola, lo cual evidencia que el proceso de flotación inversa logró reducir las impurezas de sulfuros en el concentrado.

Tabla 4.6 Resultados de la Re para las mejores condiciones de pH en las concentraciones de AERO estudiadas.

Elemento	pH 5 a 10 g/ton AERO			pH 7 a 30 g/ton AERO			pH 7 a 50 g/ton AERO		
	R	Re(Conc)	Re(Cola)	R	Re(Conc)	R(Cola)	R	Re(Conc)	Re(Cola)
Si	98,76	1,16	0,70	75,82	1,18	0,56	74,24	1,18	0,43
Fe	50,01	0,55	1,60	17,27	0,27	2,17	17,09	0,27	2,28
S	48,23	0,52	1,48	11,07	0,17	2,17	9,66	0,15	2,36
Cu	49,56	0,57	2,43	22,96	0,36	2,53	15,59	0,25	2,99
Al	79,76	0,94	1,32	59,52	0,93	1,41	52,68	0,83	0,97
Zn	44,16	0,49	2,02	16,35	0,26	2,28	13,70	0,22	2,63
K	88,09	1,03	1,03	66,65	1,04	0,78	70,15	1,11	0,67
Pb	46,22	0,53	1,72	20,99	0,33	1,64	21,64	0,34	2,02
Ti	87,71	1,03	1,01	64,91	1,01	1,04	71,56	1,13	0,98
Mn	86,36	1,01	0,85	64,29	1,00	0,60	65,95	1,04	0,53

Finalmente, en la tabla 4.7, se muestran los resultados obtenidos para los otros índices metalúrgicos tales como $IS_{(Si-Fe)}$, Rc, V. Respecto a los valores resultantes del $IS_{(Si-Fe)}$ de Si, se puede notar que al usar 10 g/ton de AERO, los resultados en función del pH fueron entre 1,98 a 2,72, lo que indica que a estas condiciones no hubo una buena separación de sílice respecto al hierro presente en el relave.

Sin embargo, al emplear concentraciones mayores de AERO (30 y 50 g/ton), los valores se encontraron entre a 3,71 a 5,23, lo que muestra que una mayor concentración de reactivo logró obtener mejores índices en la separación indiferente del pH estudiado. Por otra parte, en relación con los índices de capacidad, es de notar que, la razón de concentración para las diferentes condiciones estudiadas resultó entre valores de 1,15 a 1,71 lo que indica que se debe alimentar más de 1 tonelada de material para obtener 1 tonelada de concentrado, requiriendo una mayor cantidad de alimentación al emplear 50 g/ton de AERO, dado que bajo esta condición se logró mayor selectividad.

Tabla 4.7 Índices metalúrgicos a diferentes concentraciones de AERO respecto al elemento Si.

	$IS_{(Si-Fe)}$	RC	V
10, pH 4	2,72	1,17	0,86
10, pH 5	2,18	1,16	0,86
10, pH 6	1,98	1,15	0,87
10, pH 7	2,44	1,27	0,79
30, pH 4	5,23	1,51	0,66
30, pH 5	4,30	1,37	0,73
30, pH 6	3,74	1,41	0,71
30, pH 7	4,10	1,56	0,64
50, pH 4	4,92	1,67	0,60
50, pH 5	4,54	1,39	0,72
50, pH 6	3,71	1,71	0,58
50, pH 7	4,80	1,58	0,63

5. CONCLUSIONES

Tomando en consideración la presente investigación y en relación con los objetivos que se propusieron, es posible concluir lo siguiente:

- Al realizar los estudios de caracterización física del relave procedente de Mina Chépica, se logró evidenciar que la muestra de relave Chépica, presentaba un P80 bajo 212 μm y una composición química formada principalmente de Si en un 31,07%, seguido de S con un 14,47 % y un 13,50 % de Fe y otros elementos presentes en menor medida tales como Al 2,96 %, Zn 1,44 %, K 1,28 %, Pb 0,45 %, Mn y Ti 0,12 % y Cu 0,10 % respectivamente. Estos elementos procedieron principalmente de minerales de cuarzo y pirita en un 55,06 % y un 34,57 % en peso respectivamente y otros minerales presentes en menor medida, tales como la ortoclasa con un 2,77 % en peso, la muscovita con un 2,60 %, la clorita con 2,39 % y la biotita con un 0,53 %. Finalmente, asociado a sulfuros, se encontró la presencia de esferalita con un 0,76 % en peso, la galena con un 0,52 % en peso y la calcopirita con un 0,30 %.
- Al comparar los resultados metalúrgicos obtenidos con PAX y AERO, se pudo observar que, respecto a la recuperación mineral en el concentrado, el AERO tiene mayor recuperación, tanto de elementos asociados a silicatos como de los elementos asociados a sulfuros para todas las concentraciones y pH estudiados, es decir fue menos selectivo para este estudio en particular. Específicamente, en cuanto a los elementos mayoritarios presentes en el relave, en el caso del PAX las recuperaciones de Si en todo el rango estudiado estuvieron alrededor del 55,51 % al 75,44 % mientras que en el caso del AERO estas se encontraron alrededor del 68,19 % a 98,76 %, mientras que en el caso del Fe estas estuvieron entre el 10,93 % al 21,34 % empleando PAX y el 15,48 % a 64,91 % empleando AERO.

- Los resultados de la razón de enriquecimiento en el concentrado para las concentraciones de PAX y AERO y los pH estudiados se encontraron entre 1,15 a 1,22 para PAX y 1,14 a 1,22 para AERO para Si y cercano a 1,00 para K, Al, Mn y Ti. Por otra parte, en cuanto a los elementos asociados a sulfuros, como el caso del Fe, los valores de Re de este elementos bajaron entre 0,19 a 0,27 empleando PAX y 0,27 a 0,52 empleando AERO. Lo anterior muestra que el proceso de flotación inversa con los colectores estudiados lograron un enriquecimiento de elementos asociados a silicatos y una limpieza de los elementos asociados a sulfuros.

- Al analizar los valores del IS se pudo constatar que, la mayoría de las condiciones obtuvieron valores de IS entre 4 a 5 a excepción de los resultados empleando AERO a 10 g/ton que presentó IS entre 1 y 3, lo que implica una correcta separación de los elementos todas las condiciones de estudio exceptuando las obtenidas con 10 g/ton de AERO, en donde no se logró una separación de la especie valiosa de la ganga a las diferentes condiciones de pH y concentraciones estudiadas.

- Los resultados de los índices de capacidad mostraron que, para el caso de las flotaciones empleando PAX se producen menores cantidades de material concentrado por tonelada de relave tratado, al observar que se obtuvieron rendimiento de concentración entre 0,47 a 0,63 usando PAX y 0,58 a 0,87 empleando AERO. Sin embargo, pese a que usando PAX se produce menos concentrado, este logra una mayor selectividad en el proceso, lo que permite obtener una mejor calidad de materia prima para la fabricación de espuma de vidrio.

- En síntesis, con los resultados de los índices metalúrgicos enlazados entre sí, se puede concluir que las mejores condiciones para crear una materia prima para la fabricación de espuma de vidrio correspondieron a pH 6 usando una concentración de PAX de 80 g/ton, dado que bajo estas condiciones se obtuvo unos índices metalúrgicos correspondientes a una R de Si de 73,18 %, Re de Si de 1,17, IS de 5,35, RC de 1,60 y su inverso V de 0,62, y para el caso de Fe estos índices fueron R de 18,20 %, Re

de 0,29 y para S: R de 11,59 % y Re de 0,19. Es importante notar que bajo estas condiciones fijadas de pH y concentración de PAX, las leyes de los principales elementos de interés para la elaboración de espumas de vidrio fueron de 36,50 % para Si, 3,94 % para Fe, 2,69 % para S, 2,32 % para Al, 1,34 % para K, 0,17 % para Pb 0,13 % para Zn. Lo anterior muestra que, los resultados de las leyes obtenidas de los diferentes elementos en este estudio se encuentran dentro del rango de valores reportados en la literatura para la fabricación de espuma de vidrio, demostrando que el proceso de flotación inversa, logra el beneficio de los elementos de interés para la elaboración de este producto a partir de relaves con alto contenido de pirita y otros sulfuros.

6. BIBLIOGRAFÍA

Araya, C. (2008). Evaluación técnico – económica del prospecto de cuarzo Cerro Blanco, sector de Quilitapia – Peñablanca, IV región de Coquimbo, Chile: una oportunidad de negocios para la fabricación de silicio metálico. Memoria para optar al título de geólogo. Universidad de Chile. 96 pp., Santiago.

Castro, S. (2003). Flotación fundamentos y aplicaciones. Universidad de Concepción. 187 pp., Concepción. Obtenido de <https://es.scribd.com/doc/93585534/Flotacion-Fundamentos-y-Aplicaciones-Sergio-Castro>

CODELCO. (2018). Una minería sustentable. Santiago, Chile. Consultado el 20 de abril de 2020. Disponible en: <https://www.codelcoeduca.cl/codelcoeduca/site/edic/base/port/sustentabilidad.html>

Contreras, G. (2018). Estudio de la hidrofobicidad de la calcopirita. Memoria para optar al título de Ingeniero en Minas. Universidad del Azuay. 118 pp., Cuenca.

Distribuidora de químicos industriales S.A, (s.f.). Ficha técnica *aerophine* 3418 a. Consultado el 1 de diciembre de 2020. Obtenido de: <https://www.dqisa.com/wp-content/uploads/2020/12/AEROPHINE-3418-A.pdf>

Ecometales Limited. (2016). Recuperación de valor desde relaves: convertir un pasivo en activo. Santiago, Chile. Consultado el 17 de noviembre de 2020. Disponible en: <https://www.ecometales.cl/recuperacion-de-valor-desde-relaves-convertir-un-pasivo-en-activo/>

Geologíaweb. (2021). ¿Qué son los silicatos? Tipos y clasificación. Consultado el 13 de mayo de 2021. Disponible en: <https://geologiaweb.com/minerales/silicatos/>

Gutiérrez, N. (2010). Agentes químicos de flotación de espumas. Consultado el 19 de mayo de 2021. Disponible en: <https://es.slideshare.net/nlinaresg/capitulo-ii-4139513>

Herrera, F. (2017). Estudio del relave los maquis, comuna de Paine, y su posible potencial para generar contaminación. Memoria para optar al título de Geólogo. Universidad Andrés Bello. 77 pp., Santiago.

Katz, M. (2011). Fisicoquímica de superficies. Consultado el 12 de octubre de 2020. Disponible en <https://docplayer.es/5768259-Fisicoquimica-de-superficies.html>

Kazmina, O. V., Tokareva, A. Y., & Vereshchagin, V. I. (2016). *Using quartzofeldspathic waste to obtain foamed glass material. Resource-Efficient Technologies*, 2(1), 23–29. doi:10.1016/j.reffit.2016.05.001

Liu, T., Lin, C., Liu, J., Han, L., Gui, H., Li, C., Lu, A. (2018). *Phase evolution, pore morphology and microstructure of glass ceramic foams derived from tailings wastes. Ceramics International*, 44(12), 14393–14400.

Lobos, C. (2019). Caracterización química y mineralógica de relave fresco de la mina chéptica para la fabricación de espuma de vidrio. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas. Universidad de Talca. 91 pp., Curicó.

Mayorca, E. (2018). Depresión del arsénico en la flotación selectiva de los minerales de cobre enérgico a nivel laboratorio. Trabajo de investigación. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. 116 pp., Cerro de Pasco.

Méndez, E. (2009). Flotación selectiva de enargita desde un concentrado final de sulfuros de cobre de Collahuasi. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas. Universidad de Chile. 262 pp., Santiago.

Minera Paicaví S.A. (2021). SCM Paicaví S.A.: Minería respetuosa para un futuro sustentable. Consultado el 25 de febrero de 2021. Disponible en: <https://Minerapaicavi.Cl/>

Montoya, J. (2018). Actividades económicas de Chile. Consultado el 11 de abril de 2021. Disponible en: <https://www.actividadeseconomicas.org/2017/09/actividades-economicas-de-chile.html>.

Orozco, Y. (2012). Estudio del efecto del tipo y concentración de espumante en la selectividad del proceso de flotación a escala laboratorio. Memoria para optar al título de Ingeniera Civil Química. Universidad de Chile. 103 pp., Santiago.

Ortega, C. (2018). Concentración de arcillas iónicas desde relaves por flotación inversa. Recuperado. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil Metalúrgico. Universidad Técnica Federico Santa María. 112 pp., Valparaíso.

Palomares, L. (2003). Tecnologías adecuadas para la mejora de una planta de xantatos. Consultado el 23 de abril de 2021. Disponible en: <https://docplayer.es/82919361-Universidad-nacional-de-ingenieria.html>

Petersen, R. R., König, J., & Yue, Y. (2015). *Fabrication of highly insulating foam glass made from CRT panel glass*. *Ceramics International*, 41(8), 9793–9800.doi:10.1016/j.ceramint.2015.04.051

Petrovskaya, N. (2016). Clasificación de los reactivos de flotación. Consultado el 17 de mayo de 2020. Disponible en: <https://es.linkedin.com/pulse/clasificaci%C3%B3n-de-los-reactivos-flotaci%C3%B3n-autor-es-petrovskaya-ph-d->

Ramírez, N. (2007). Guía técnica de operación y control de Depósitos de relaves. Consultado el 20 de marzo de 2021. Disponible en: <http://sitiohistorico.sernageomin.cl/pdf/mineria/seguridad/GuiaTecOperacionDepRelaves.pdf>

Saeedi, M., Mirkazemi, S.M., Abbasi, S. (2014). *Influence of Co_3O_4 , Fe_2O_4 and SiC on microstructure and properties of glass foam from waste cathode ray tube display panel (CRT)*. *Adv. Appl. Ceram.* 113 (2014) 234–239

SERNAGEOMIN. (s. f.). Preguntas frecuentes sobre relaves. Consultado el 27 de noviembre de 2020. Obtenido de: <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/01/Preguntas-frecuentes-sobre-relaves.pdf>

SERNAGEOMIN (2018). Análisis del Catastro de Depósitos de relaves en Chile y guía de estructura de datos. Oficina de Depósitos de relaves. Consultado el 29 de noviembre de 2020. Obtenido de: <https://www.sernageomin.cl/deposito-de-relaves/>

SERNAGEOMIN. (2019). Datos públicos de depósitos de relaves. Consultado el 29 de noviembre de 2020. Obtenido de <https://www.sernageomin.cl/datos-publicos-deposito-de-relaves>

Scheffler, M., & Colombo, P. (Eds.). (2005). *Cellular Ceramics: Structure, Manufacturing, Properties and Applications*. Wiley-Vch. Washington.

Torres, R. (2020). Relaves Mineros Legislación Comparada. Biblioteca del Congreso Nacional de Chile. Consultado el 20 de abril de 2020. Obtenido de: https://obtienearchivo.bcn.cl/obtienearchivo?id=repositorio/10221/29390/1/Relaves_Mineros._Legislacion_comparada.pdf

Yin, H., Ma, M., Bai, J., Li, Y., Zhang, S., & Wang, F. (2016). *Fabrication of foam glass from iron tailings*. *Materials Letters*, 185, 511–513.

Yurisch, T. (2016). Situación de los pasivos ambientales mineros en Chile. El caso de los depósitos de relaves. Consultado el 23 de noviembre de 2020. Obtenido de: https://www.terram.cl/descargar/ambiente/contaminacion/app_analisis_de-politicas-publicas/APP-61-Situacion-de-los-Pasivos-Ambientales-Mineros-en-Chile-El-caso-de-los-depositos-de-relaves.pdf

Zhang, S. H., Kang, Z. Q., & Lu, Q. (2010). *Preparation of Foam Glass Composite from Iron Ore Tailing*. *Advanced Materials Research*, 168-170, 1653–1657. doi:10.4028/www.scientific.net/amr.168-170.1653

Zhang, Q., He, F., Shu, H., Qiao, Y., Mei, S., Jin, M., & Xie, J. (2016). *Preparation of high strength glass ceramic foams from waste cathode ray tube and germanium tailings*. *Construction and Building Materials*, 111, 105–110.