



Escuela de  
**Ingeniería  
Química**

**TRABAJO PARA OPTAR AL TÍTULO DE  
INGENIERO CIVIL EN METALURGIA EXTRACTIVA**

**Caracterización y Modelación de la Cinética en Flotación de  
Partículas Gruesas**

**Candidato(s): CRISTOBAL OLIVARES / SEBASTIAN RODRIGUEZ**

**Profesor guía: Freddy Lucay**

**Valparaíso, Diciembre**

## RESUMEN

La flotación de cobre se realiza en tamaños de partículas entre 20 a 150  $\mu\text{m}$  de diámetro para celdas de flotación mecánica, con este tamaño se obtienen buenas recuperaciones de cobre, para llegar a este tamaño se necesitan altas cantidades de energía, debido a que el proceso de chancado y molienda es el que más energía utiliza en la planta concentradora, el tamaño de partícula es proporcional a la energía consumida, a menor tamaño de partícula mayor consumo de energía. Es por esto por lo que tendrán que implementar nueva tecnología para flotar partículas gruesas, con el fin de reducir los requerimientos de molienda y así reducir los costos de operación de la planta concentradora. Las dificultades para poder flotar partículas gruesas es que hay una gran dificultad para mantenerlas en suspensión, por lo que se requiere de una mayor agitación para evitar la sedimentación, en la actualidad se ha estado trabajando con celdas de lecho fluidizado. Se ha demostrado que la flotación en lecho fluidizado puede superar a la flotación convencional en la recuperación de partículas que van desde 425 a 1180  $\mu\text{m}$ , la celda de flotación en lecho fluidizado más probada ha sido Hydrofloat. El proyecto tiene como objetivo caracterizar y modelar la cinética de una celda de flotación utilizando partículas gruesas, con el fin de verificar que las partículas gruesas tienen una mejor recuperación modificando las celdas convencionales para evitar los sistemas turbulentos y las limitaciones del sistema de flotación de lecho. fluidizado. El proyecto incluye la caracterización química y operativa del mineral, la creación del nuevo diseño de celda de flotación, el montaje de la celda de flotación y el estudio cinético de la recuperación de partículas gruesas.

## **ABSTRACT**

Copper flotation is performed at particle sizes between 20 to 150  $\mu\text{m}$  in diameter for mechanical flotation cells, with this size good copper recoveries are obtained, to reach this size high amounts of energy are needed, because the crushing and grinding process is the one that uses the most energy in the concentrator plant, the particle size is proportional to the energy consumed, the smaller the particle size the higher the power consumption. This is why they will have to implement new technology to float coarse particles, in order to lower the grinding requirements and thus lower the operating costs of the concentrator plant. The difficulties to be able to float coarse particles is that there is a great difficulty to keep them in suspension, so a greater agitation is required to avoid sedimentation, at present they have been working with fluidized bed cells. It has been demonstrated that fluidized bed flotation can outperform conventional flotation in the recovery of particles ranging from 425 to 1180  $\mu\text{m}$ , the most tested fluidized bed flotation cell has been Hydrofloat. The project aims to characterize and model the kinetics of a flotation cell using coarse particles, in order to verify that coarse particles have a better recovery by modifying conventional cells to avoid turbulent systems and the limitations of the fluidized bed flotation system. The project includes the characterization of the ore chemically and operationally, creation of the new flotation cell design, assembly of the flotation cell and the kinetic study of the recovery of coarse particles.

**Keywords:** recoveries, energy, grinding, float, coarse particles, fluidized bed cell, Hydrofloat, characterize, model, kinetics, flotation cell

# TABLA DE CONTENIDO

RESUMEN .....	I
ABSTRACT .....	II
TABLA DE CONTENIDO .....	III
ÍNDICE DE FIGURAS.....	VI
ÍNDICE DE TABLAS.....	VIII
LISTA DE SÍMBOLOS .....	X
NOMENCLATURAS .....	XI
1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. DELIMITACIÓN DEL PROBLEMA. ....	1
1.2. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA .....	1
2. MARCO REFERENCIAL .....	3
3. HIPOTESIS Y OBJETIVOS.....	16
3.1. HIPÓTESIS .....	16
3.2. OBJETIVO GENERAL .....	16
3.3. OBJETIVOS ESPECÍFICOS .....	16
4. MARCO TEORICO.....	17
4.1. MINERÍA EN CHILE .....	17
4.2. CONMINUCIÓN.....	18
4.2.1. CHANCADO.....	18
4.2.2. MOLIENDA .....	19
4.3. CLASIFICACIÓN DE LOS MINERALES .....	20
4.3.1. ROSIN-RAMMLER.....	21
4.4. FLUORESCENCIA DE RAYOS X (XRF).....	22
4.5. DIGESTIÓN ÁCIDA.....	22
4.5.1. ESPECTROSCOPIA DE ABSORCIÓN ATÓMICA (EAA).....	22
4.6. FLOTACIÓN.....	22
4.6.1. EQUIPOS UTILIZADOS PARA LA FLOTACIÓN .....	23
4.6.2. REACTIVOS UTILIZADOS PARA LA FLOTACIÓN.....	24
4.5.3. ETAPAS DEL PROCESO DE FLOTACIÓN .....	24
4.5.4. MODELAMIENTO DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN .....	25
4.5.5 CURVA DE RECUPERACIÓN EN FUNCIÓN DEL TAMAÑO DE PARTÍCULAS .....	28

4.6.	DISEÑO DE CELDAS DE FLOTACIÓN .....	28
4.7.	VELOCIDAD SUPERFICIAL .....	28
4.7.1.	VELOCIDAD SUPERFICIAL DEL GAS (JG).....	28
4.7.2.	VELOCIDAD SUPERFICIAL DEL LÍQUIDO (JL).....	28
4.8.	CELDA DE FLOTACIÓN DE LECHO FLUIDIZADO .....	29
5.	METODOLOGÍA.....	30
5.1.	MODELADO DE LA CELDA DE LECHO FLUIDIZADO EN 3D.....	30
5.2.	PROTOTIPO DE LA CELDA.....	32
5.3.	CINÉTICA DE FLOTACIÓN .....	37
5.3.1	ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.....	37
5.3.2.	FLUORESCENCIA DE RAYOS X (XRF).....	38
5.3.3.	DIGESTIÓN ACIDA.....	39
5.3.4.	CÁLCULO DE LAS VARIABLES DE LA PULPA .....	40
5.3.5.	DOSIS DE REACTIVOS.....	42
5.3.6.	DESARROLLO DEL EXPERIMENTO .....	42
5.3.7.	CÁLCULO DE LOS MODELOS CINÉTICOS .....	44
6.	RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	47
6.1.	ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.....	47
6.2.	FLUORESCENCIA DE RAYOS X (XRF).....	48
6.3.	DIGESTIÓN ÁCIDA.....	49
6.4.	VARIABLES DE LA PULPA .....	50
6.5.	DOSIS DE REACTIVO .....	51
6.6.	VELOCIDADES SUPERFICIALES .....	52
6.7.	RESULTADO DE LOS ENSAYOS .....	53
6.7.1.	ENSAYO CONSIDERANDO 15 MINUTOS DE FLOTACIÓN.....	53
6.7.2.	ENSAYO CONSIDERANDO 30 MINUTOS DE FLOTACIÓN.....	55
6.7.3.	ENSAYO CONSIDERANDO 45 MINUTOS DE FLOTACIÓN.....	57
6.8.	APLICACIÓN DE MODELOS CINÉTICOS .....	59
6.8.1.	ENSAYO CONSIDERANDO 15 MINUTOS DE FLOTACIÓN.....	59
6.8.2.	ENSAYO CONSIDERANDO 30 MINUTOS DE FLOTACIÓN.....	61
6.8.3.	ENSAYO CONSIDERANDO 45 MINUTOS DE FLOTACIÓN.....	64
7.	OBSERVACIONES Y RECOMENDACIONES .....	66
8.	EVALUACIÓN ECONÓMICA .....	69

9.	CONCLUSIÓN .....	73
10.	BIBLIOGRAFÍA .....	74
11.	ANEXOS.....	- 1 -

## ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1: EFECTO DEL TAMAÑO DE LAS PARTÍCULAS EN LA RECUPERACIÓN POR FLOTACIÓN DE MINERALES SULFURADOS (CURVA DEL ELEFANTE).....	4
FIGURA 2: DIVERSAS APLICACIONES DE LA FLOTACIÓN DE PARTÍCULAS GRUESAS EN UN CIRCUITO TÍPICO DE PLANTA (A) RECHAZO TEMPRANO DE GANGA, (B) LIMPIEZA DE RELAVE, (C) ROUGHER GRUESO CON REMOLIENDA DE CONCENTRADO, Y (D) ROUGHER GRUESO CON REMOLIENDA DE COLA. ....	6
FIGURA 3: ESQUEMA DE COARSEAIR .....	8
FIGURA 4: ESQUEMA DE HYDROFLOAT .....	9
FIGURA 5: (A) DIAGRAMA DE FLUJO BÁSICO Y (B) DIAGRAMA MODIFICADO USANDO HYDROFLOAT.....	11
FIGURA 6: USO DE HYDROFLOAT COMO ROUGHER Y SCAVENGER PARA EL RECHAZO TEMPRANO DE LA GANGA .....	12
FIGURA 7: (A) ESQUEMA DE FLOTACIÓN QUE MUESTRA UN SEPARADOR DE LECHO FLUIDIZADO INCORPORADO A UNA INSTALACIÓN DE FLOTACIÓN CONVENCIONAL, (B) ESQUEMA DE FLOTACIÓN CONVENCIONAL DE UNA ETAPA .....	13
FIGURA 8: CELDA MECÁNICA CONVENCIONAL.....	23
FIGURA 9: COLUMNA DE FLOTACIÓN .....	24
FIGURA 10: CURVA QUE REPRESENTA EL MODELO DE GARCIA-ZUÑIGA.....	25
FIGURA 11: CURVA QUE REPRESENTA EL MODELO DE KLIMPEL .....	26
FIGURA 12: CURVA QUE REPRESENTA EL MODELO DE KELSALL.....	27
FIGURA 13: A) CELDA HYDROFLOAT, B) CELDA NOVACELL, C) CELDA COARSEAIR .....	29
FIGURA 14: DIAGRAMA QUE REPRESENTA LA METODOLOGÍA DEL PROYECTO .....	30
FIGURA 15: DISEÑO DE LA CELDA PROTOTIPO EN EL SOFTWARE “AUTODESK – INVENTOR PROFESSIONAL 2024” .....	31
FIGURA 16: FILTRACIONES EN LA SECCIÓN INFERIOR DE LA CELDA PROTOTIPO .....	32
FIGURA 17: CELDA DE LECHO FLUIDIZADO PROTOTIPO IMPRESA.....	33
FIGURA 18: FLUJÓMETRO DE AIRE .....	34
FIGURA 19: FLUJÓMETRO DE AGUA .....	35
FIGURA 20: SISTEMA DE RECIRCULACIÓN DE AGUA PARA EVITAR GRANDES VARIACIONES DE PRESIÓN .....	35
FIGURA 21: PIPING DE LA INTEGRACIÓN DE LOS SISTEMAS DE AIRE Y AGUA A LA CELDA PROTOTIPO .....	36
FIGURA 22: SISTEMA FINAL CON LA INTEGRACIÓN DE LOS DOS SISTEMAS EN LA CELDA PROTOTIPO .....	36
FIGURA 23: TAMICES APILADOS POR TAMAÑO EN UN RO-TAP.....	38
FIGURA 24: DIGESTIÓN ACIDA SIGUIENDO EL PROTOCOLO DEL EIQ .....	40
FIGURA 25: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA .....	47
FIGURA 26: MODELO DE ROSIN-RAMMLER.....	48
FIGURA 27: CURVA DE RECUPERACIÓN ACUMULADA PARA EL ENSAYO DE 15 MINUTOS .....	54
FIGURA 28: CURVA DE RECUPERACIÓN ACUMULADA PARA EL ENSAYO DE 30 MINUTOS .....	55
FIGURA 29: RECUPERACIÓN ACUMULADA CONCENTRADO CU ENSAYO 45 MINUTOS.....	57
FIGURA 30: AJUSTES DE LA CURVA DE RECUPERACIÓN PARA CADA MODELO CINÉTICO ENSAYO DE 15 MINUTOS.....	60

FIGURA 31: AJUSTES DE LA CURVA DE RECUPERACIÓN PARA CADA MODELO CINÉTICO ENSAYO 30 MINUTOS.....	63
FIGURA 32: AJUSTES DE LA CURVA DE RECUPERACIÓN PARA CADA MODELO CINÉTICO ENSAYO 45 MINUTOS.....	65
FIGURA 33: PARÁMETROS DE K PARA CELDAS CONVENCIONALES .....	67
FIGURA 34: GRAFICO DE LA LINEALIZACIÓN PARA OBTENER LOS PARÁMETROS PARA ROSIN – RAMMLER.....	- 1 -

## ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 1: TABLA RESUMEN DE LA RECUPERACIÓN DE LAS DIFERENTES CELDAS DE LECHO FLUIDIZADO EN SISTEMA CONTINUO.....	29
TABLA 2: TABLA RESUMEN DE LOS TAMICES USADOS .....	37
TABLA 3: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA.....	47
TABLA 4: RESULTADOS ANÁLISIS XRF .....	48
TABLA 5: CONCENTRACIÓN DE CU Y FE DE LA ALIMENTACIÓN.....	49
TABLA 6: LEYES DE CU Y FE DE CABEZA .....	49
TABLA 7: RECUPERACIÓN ACUMULADA CONCENTRADO CU ENSAYO DE 15 MINUTOS .....	53
TABLA 8: BALANCE DE MASA PARA EL ENSAYO DE 15 MINUTOS .....	54
TABLA 9: RECUPERACIÓN ACUMULADA CONCENTRADO CU ENSAYO DE 30 MINUTOS .....	55
TABLA 10: BALANCE DE MASA PARA EL ENSAYO DE 30 MINUTOS .....	56
TABLA 11 : RECUPERACIÓN ACUMULADA CONCENTRADO CU ENSAYO 45 MINUTOS.....	57
TABLA 12: BALANCE DE MASA PARA EL ENSAYO DE 45 MINUTOS .....	58
TABLA 13: DATOS AJUSTADOS AL MODELO DE GARCÍA ZÚÑIGA ENSAYO DE 15 MINUTOS.....	59
TABLA 14: RECUPERACIÓN MÁXIMA $R_{\infty}$ Y CONSTANTE CINÉTICA K PARA GARCÍA ZÚÑIGA ENSAYO 15 MINUTOS .....	59
TABLA 15: DATOS AJUSTADOS AL MODELO KLIMPEL ENSAYO DE 15 MINUTOS .....	59
TABLA 16: RECUPERACIÓN MÁXIMA $R_{\infty}$ Y CONSTANTE CINÉTICA K PARA GARCÍA ZÚÑIGA ENSAYO DE 15 MINUTOS .....	60
TABLA 17: DATOS AJUSTADOS AL MODELO KELSALL ENSAYO DE 15 MINUTOS.....	60
TABLA 18: RECUPERACIÓN MÁXIMA $R_{\infty}$ Y CONSTANTES CINÉTICAS $K_f$ Y $K_s$ PARA KELSALL ENSAYO DE 15 MINUTOS .....	60
TABLA 19: DATOS AJUSTADOS AL MODELO DE GARCÍA ZÚÑIGA ENSAYO DE 30 MINUTOS.....	61
TABLA 20: RECUPERACIÓN MÁXIMA $R_{\infty}$ Y CONSTANTE CINÉTICA K PARA GARCÍA ZÚÑIGA ENSAYO DE 30 MINUTOS .....	61
TABLA 21: DATOS AJUSTADOS AL MODELO KLIMPEL ENSAYO DE 30 MINUTOS .....	62
TABLA 22: RECUPERACIÓN MÁXIMA $R_{\infty}$ Y CONSTANTE CINÉTICA K PARA KLIMPEL ENSAYO 30 MINUTOS.....	62
TABLA 23: DATOS AJUSTADOS AL MODELO KELSALL ENSAYO DE 30 MINUTOS.....	62
TABLA 24: RECUPERACIÓN MÁXIMA $R_{\infty}$ Y CONSTANTES CINÉTICAS $K_f$ Y $K_s$ PARA KELSALL ENSAYO DE 30 MINUTOS .....	63
TABLA 25: DATOS AJUSTADOS AL MODELO DE GARCÍA ZÚÑIGA ENSAYO DE 45 MINUTOS.....	64
TABLA 26: RECUPERACIÓN MÁXIMA $R_{\infty}$ Y CONSTANTE CINÉTICA K PARA GARCÍA ZÚÑIGA ENSAYO DE 45 MINUTOS .....	64
TABLA 27: DATOS AJUSTADOS AL MODELO KLIMPEL ENSAYO 45 MINUTOS .....	64
TABLA 28: RECUPERACIÓN MÁXIMA $R_{\infty}$ Y CONSTANTE CINÉTICA K PARA KLIMPEL ENSAYO 45 MINUTOS.....	65
TABLA 29: DATOS AJUSTADOS AL MODELO KELSALL ENSAYO 45 MINUTOS.....	65
TABLA 30: RECUPERACIÓN MÁXIMA $R_{\infty}$ Y CONSTANTES CINÉTICAS $K_f$ Y $K_s$ PARA KELSALL ENSAYO 45 MINUTOS .....	65
TABLA 31: ANÁLISIS TÉCNICO PLANTA CONCENTRADORA.....	69
TABLA 32: ANÁLISIS ECONÓMICO PLANTA CONCENTRADORA .....	70
TABLA 33: ANÁLISIS TÉCNICO PLANTA CONCENTRADORA SUMANDO CELDA DE LECHO FLUIDIZADO .....	71
TABLA 34: ANÁLISIS ECONÓMICO PLANTA CONCENTRADORA SUMANDO CELDA DE LECHO FLUIDIZADO .....	72

TABLA 35: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICO USANDO ROSIN-RAMMLER.....	- 1 -
TABLA 36: PARÁMETROS DE ROSIN-RAMMLER Y P80 .....	- 2 -
TABLA 37: CONCENTRACIÓN CU Y FE EN EL CONCENTRADO DEL ENSAYO DE 15 MINUTOS.....	- 2 -
TABLA 38: LEY DE CU Y FE EN EL CONCENTRADO DEL ENSAYO DE 15 MINUTOS .....	- 2 -
TABLA 39: CONCENTRACIÓN CU Y FE EN EL CONCENTRADO DEL ENSAYO DE 30 MINUTOS.....	- 3 -
TABLA 40: LEY DE CU Y FE EN EL CONCENTRADO DEL ENSAYO DE 30 MINUTOS .....	- 3 -
TABLA 41: CONCENTRACIÓN CU Y FE EN EL CONCENTRADO DEL ENSAYO DE 45 MINUTOS.....	- 4 -
TABLA 42: LEY DE CU Y FE EN EL CONCENTRADO DEL ENSAYO DE 45 MINUTOS .....	- 4 -

## LISTA DE SÍMBOLOS

- a) **d** Diámetro de partícula en micrones.
- b) **Jg** Velocidad superficial del gas.
- c) **Jl** Tasa de fluidización del agua (velocidad superficial del agua).
- d) **k** Abertura del tamiz que retiene el 36,8% del peso del material y depende de la distribución granulométrica que queramos ajustar.
- e) **%F(d)** Es el porcentaje acumulado pasante, depende de “d”.
- f) **%p/p** Es el porcentaje en peso de soluto/peso solución, expresa concentración.
- g) **[cm<sup>2</sup>]** Centímetros cuadrados, usado para expresar área.
- h) **[cm<sup>3</sup>]** Centímetros cúbicos, usado para expresar volumen.
- i) **[cm/s]** Centímetros por segundo, usado para expresar velocidad.
- j) **[g/cm<sup>3</sup>]** Gramos por centímetro cúbico, se usa para expresar densidad.
- k) **[g/ml]** Gramos por mililitro, se usa para expresar densidad.
- l) **[g]** Gramos, usado para expresar masa.
- m) **[gpt]** Gramos por tonelada.
- n) **[hp]** Caballos de potencia, usada para expresar potencia.
- o) **[Kg]** Kilogramos, usado para expresar masa.
- p) **[L/min]** Litros por minuto, usado para expresar caudal.
- q) **[mL]** Mililitros, usado para expresar volumen.
- r) **[pulg]** Pulgada, usado para expresar longitud
- s) **[μL]** Microlitros, usado para expresar volumen.
- t) **[μm]** Micrones, usada para expresar longitud.

## NOMENCLATURAS

Abreviatura	Significado	Traducción
Cu	Copper	Cobre
Cpy	Calcopryrite	Calcopirita
Fe	Iron	Hierro
PLA	Polylactic Acid	Ácido poliláctico
PVC	Polyvinyl chloride	Policloruro de vinilo
MIBC	Methyl Isobutyl Carbinol	Metil Isobutil Carbinol
EAA	Atomic absorption spectroscopy	Espectroscopia de absorción atómica
GZ	Garcia Zuñiga's kinetic model	Modelo Cinético de García Zúñiga
KI	Klimpel kinetic model	Modelo Cinético de Klimpel
Ks	Kelsall kinetic model	Modelo Cinético de Kelsall
XRF	X-ray fluorescence	Fluorescencia de rayos X

## **1. INTRODUCCIÓN.**

### **1.1. DELIMITACIÓN DEL PROBLEMA.**

La flotación de partículas en la industria minera durante años se ha limitado a un rango estrecho de tamaños de partícula entre 50 a 150 [ $\mu\text{m}$ ] pero sobre este tamaño se han tenido problemas porque en estos rangos cuesta que la partícula se mantenga en suspensión y forme la unión partícula-burbuja, el sistema rotor-estator que ocupan los equipos actuales de flotación convencional no ayudan a este cometido debido a la gran turbulencia que generan. Debido a este motivo se han buscado soluciones para poder flotar partículas gruesas, una de estas son las celdas de lecho fluidizado, un modelo en particular de este tipo de celda es Hydrofloat, pero nunca ha sido sometida a estudios de caracterización para poder comprender su comportamiento en el tiempo. Este estudio se limitará a diseñar e imprimir un modelo en 3D basado en las celdas de flotación por lecho fluidizado, en particular Hydrofloat, y someterla a un estudio cinético para poder comprender finalmente su comportamiento en el tiempo, quedando fuera estudios relacionados con celdas convencionales, optimización convencional del equipo, diseños de experimento y procesamiento de concentrados y colas generados en otros procesos metalúrgicos.

### **1.2. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA**

La minería es la principal actividad económica de Chile, lo que ha permitido al país alcanzar altos niveles de desarrollo, pero también ha generado grandes impactos sociales. Gracias a su variada geología, Chile posee diferentes tipos de yacimientos a lo largo de su territorio, siendo el cobre el metal más valioso extraído, con aproximadamente 6 millones de toneladas anuales. Sin embargo, debido al envejecimiento de los yacimientos de cobre, las operaciones han empezado a trabajar a baja ley, lo que dificulta la extracción del mineral. Esta situación requiere el procesamiento de mayores volúmenes de mineral para mantener los niveles de producción anuales.

A causa de este motivo es esencial la búsqueda de soluciones para poder contrarrestar el gran consumo energético y el gran gasto hídrico que tiene esta industria. Según estudios recientes, la etapa concentradora ha sido la principal demandante de energía, aumentando su consumo de 20.141 TJ (42,6% del total de consumo de electricidad de la minería) en 2001 a 52.389 TJ (53,1% del total) en 2021 (Cochilco,2021.). Por otro lado, la proyección del consumo de agua indica que actualmente se utilizan 14,1 [ $\text{m}^3/\text{s}$ ] de agua en la etapa concentradora, y se estima que esta cifra

aumentara a 18,5 [m<sup>3</sup>/s] para el año 2033, representando el 86% del consumo total de agua en dicho año (Cochilco, 2022.).

En este contexto, una posible solución para abordar estos problemas es la implementación de celdas de flotación para partículas gruesas. A pesar de su potencial, estas tecnologías todavía enfrentan dificultades significativas para su adopción a gran escala. Uno de los principales obstáculos es la escasez de estudios que avalen su eficacia, en estas celdas jamás se ha caracterizado la cinética de flotación de minerales sulfurados de cobre. Además de contar con restricción de derechos de autor que dificultan su estudio y manipulación. Por lo que, en este proyecto se imprimió una celda de lecho fluidizado basada principalmente en HydroFloat utilizando impresión en 3D para replicarla a escala de laboratorio de forma precisa con el fin de poder caracterizar su cinética de flotación.

## 2. MARCO REFERENCIAL

Una de las etapas más importantes en la minería y procesamiento de minerales es la conminución, que es el término utilizado para describir los procesos dirigidos a la reducción de tamaño. Los dos procesos de conminución más importante son el triturado y la molienda. El consumo de energía en el triturado está relacionado con el tipo de mineral y con el tamaño del producto molido, esta produce mineral más grueso, sobre 5 [mm] y consume niveles relativamente bajos de energía. La molienda, por otro lado, produce productos más finos por debajo de 1 [mm] y consume mucha energía, además de agua, debido a esto se han buscado soluciones que ayuden a disminuir este consumo (Valery & Jankovic, n.d.), una de las soluciones planteadas es el procesamiento de partículas gruesas en la etapa de flotación.

Actualmente la flotación por espuma es el método principal para la extracción de minerales sulfurados, esta consiste en un proceso para separar minerales valiosos (hidrófobos) de minerales de ganga (hidrófilos), consta de una serie de subprocesos consecutivos que incluyen la colisión partícula-burbuja, la unión y la estabilidad del agregado partícula-burbuja, posteriormente este agregado sube hasta la superficie llegando a la fase de espuma (Darabi et al., 2020). La flotabilidad de las partículas de minerales depende en gran medida del tamaño de partícula. La relación entre este y la recuperación por flotación sigue la “curva del elefante” (Fig. 1), esta curva es el resultado de varios estudios de recuperación por flotación tamaño por tamaño de minerales de sulfuro en todo el mundo (J. N. Kohmuench et al., 2018), esta demuestra que la recuperación de partículas funciona de manera efectiva alrededor de un tamaño entre 20 a 150 [µm] (Janishar Anzoom et al., 2024), trabajar en este rango de partículas ayuda a que se tenga una mayor liberación del mineral pero implica un gran gasto energético en la etapa de molienda. Casi todas las operaciones de flotación siguen esta curva independiente del tamaño y el diseño de la celda de flotación y del tipo de mineral tratado (Fornasiero & Filippov, 2017).

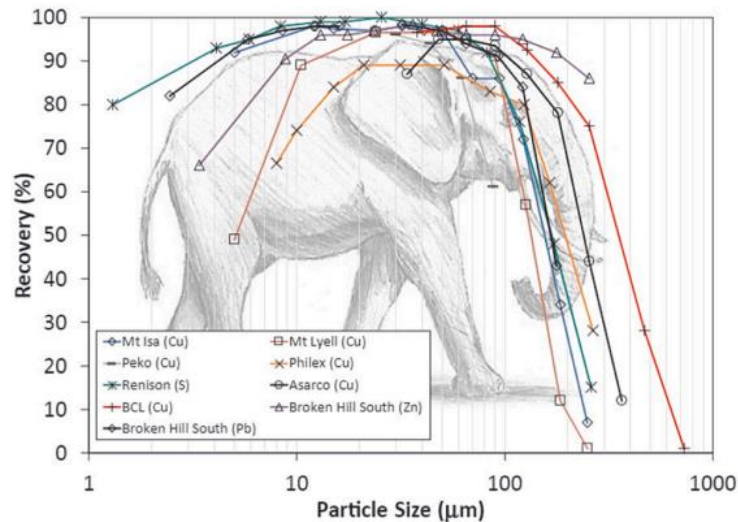
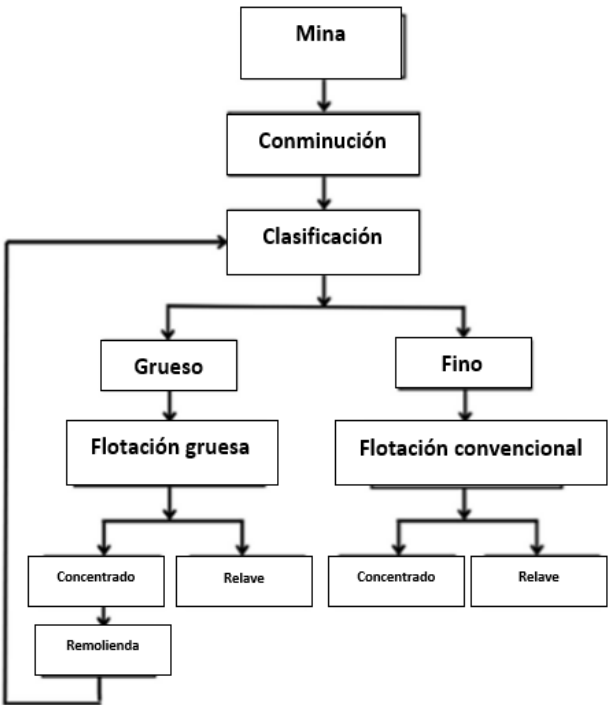


Figura 1: Efecto del tamaño de las partículas en la recuperación por flotación de minerales sulfurados (curva del elefante)

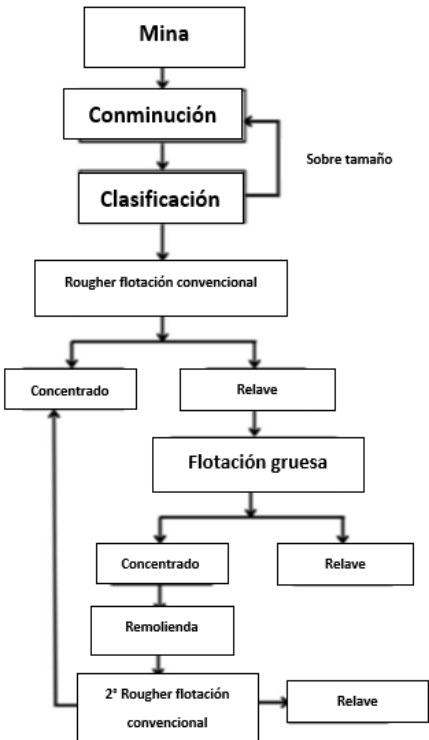
Una de las principales causas de la disminución en la recuperación de partículas gruesas se atribuye a menudo a la inestabilidad entre la burbuja y la partícula debido al campo de flujo altamente turbulento que prevalece en la celda de flotación (Soto & Barbery, n.d.), la turbulencia se debe al sistema rotor-estator de los equipos actuales que no permite la adhesión partícula-burbuja y, por lo tanto, se obtienen bajas recuperaciones (Fornasiero & Filippov, 2017b). Debido a esto, una gran cantidad de minerales valiosos se pierde en los relaves, se estima que alrededor del 30-40% del cobre que se pierde es debido a partículas gruesas de tamaños mayores a 150 [µm] (Yianatos et al., 2012). A pesar de ello, según la bibliografía, empezar a flotar partículas gruesas podría llevar a significativos ahorros de capital y de operativos, por ejemplo, rechazar la ganga de forma temprana puede ayudar a reducir el consumo de energía que se gasta innecesariamente en la molienda de ganga (Janishar Anzoom et al., 2024), limitar la generación de lodos por la molienda excesiva (Corin et al., 2021), aumentar el tamaño de las partículas que entran a molienda primaria a 500 [µm] puede ahorrar hasta un 50% de la energía utilizada en la molienda (Janishar Anzoom et al., 2024), incrementar la capacidad del molino hasta en un 25% y la capacidad de la planta, también puede recuperar partículas de tamaños más grandes en el barrido de colas (Jameson et al., 2020), por lo tanto, cualquier reducción en el consumo de energía puede conducir a reducciones significativas en los costos operativos, así como también, ayudar con consecuencias ambientales de las presas de relaves como el drenaje minero ácido (Hassanzadeh et al., 2022), una mejor recuperación de agua y relaves más gruesos (J. Kohmuench & Wasmund, 2018).

En la siguiente figura se puede apreciar algunas configuraciones donde se puede aplicar la flotación de partículas gruesas, por ejemplo, en circuitos para rechazar la ganga de forma temprana (a), limpieza de relaves (b), flotar partículas gruesas en la primera etapa de flotación y posterior remolienda al concentrado (c) y flotación gruesa en la primera etapa y remolienda a la cola (d) (H.A. Patel, 2021) (Sutherland et al., 2020) (Jameson et al., 2020). Si bien estas aplicaciones reducen el consumo de energía, el hecho de utilizar celdas mecánicas perjudica la recuperación de partículas gruesas debido a la turbulencia generada. Bajo este contexto, el foco para mejorar la recuperación de partículas gruesas se trasladó hacia la generación de celdas que presenten bajo nivel de mezclado.

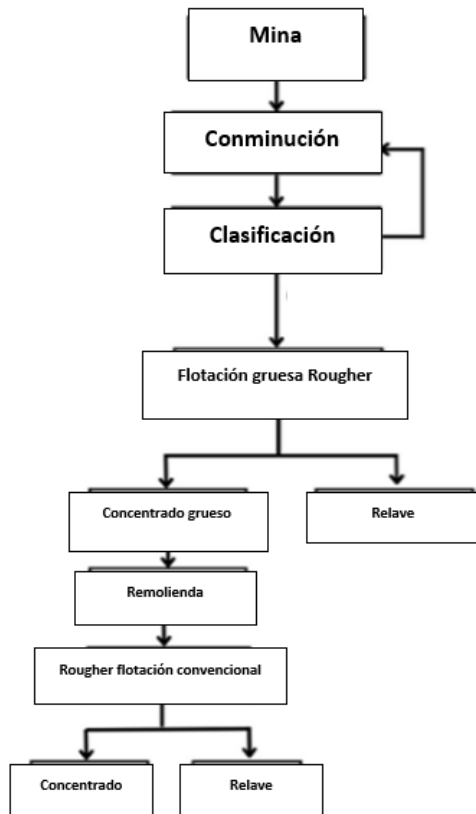
a) Rechazo temprano ganga



b) Limpieza de relaves



c) Rougher grueso y posterior remolienda



d) Rougher grueso y remolienda en la cola

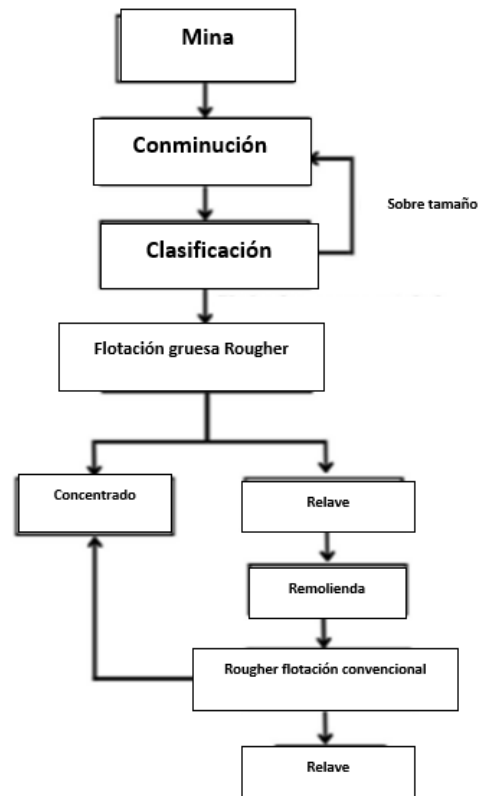


Figura 2: Diversas aplicaciones de la flotación de partículas gruesas en un circuito típico de planta (a) Rechazo temprano de ganga, (b) Limpieza de relave, (c) Rougher grueso con remolienda de concentrado, y (d) Rougher grueso con remolienda de cola.

Una revisión de la literatura indica que la celda de flotación en columna Diester Flotaire fue la primera tecnología desarrollada para la flotación de partículas gruesas que se ha aplicado a escala comercial (Christophersen, 1988). Esta utilizaba burbujas muy finas para recuperar las partículas gruesas. Lamentablemente no prosperó debido al gran desafío que conlleva la suspensión de partículas gruesas. En los últimos años, la mayor parte de la investigación y el desarrollo se han centrado en mejorar la estabilidad del agregado burbuja-partícula, ya sea reduciendo el desprendimiento o aumentando la fuerza de unión entre la burbuja y la partícula para mejorar la recuperación de partículas gruesas, por lo que el enfoque fue reducir la turbulencia. Para llevar a cabo la flotación de partículas gruesas y poder contrarrestar estas limitaciones, se han usado celdas de lecho fluidizado, este lecho ayuda a mantener las partículas en suspensión mediante el flujo ascendente de agua y burbujas de aire, en este tipo de celdas las partículas que tienen una velocidad de sedimentación terminal menor que la velocidad de fluidización operativa se elevaran fuera del lecho, y las partículas hidrófobas que están adheridas a la burbuja se elevaran a la superficie (Janishar Anzoom et al., 2024).

En los últimos años, la tecnología de celdas de lecho fluidizado ha ido evolucionando, diferentes compañías han diseñado diferentes tipos de celdas de flotación para partículas gruesas basándose en ella. Algunos ejemplos de estos nuevos equipos son CoarseAIR y NovaCell. Esta última fue desarrollada por la Universidad de Newcastle y Jord International, es un sistema de flotación de lecho fluidizado vertical diseñado para manejar una amplia gama de tamaños de partículas. Utiliza un fondo cónico para la fluidización y la aireación, procesando partículas hidrófobas finas y ganga gruesa de manera eficiente. El sistema puede manejar partículas de hasta 2 [mm] para sulfuros como calcopirita y galena, y de 4 a 5 [mm] para partículas de carbón (Jameson & Emer, 2019) .

A pesar de los desafíos que presenta la formación de grupos de partículas y burbujas debajo de la fase de espuma, NovaCell™ puede lograr altas recuperaciones, incluyendo hasta el 100 % para calcopirita de 300 [μm] (Jameson & Emer, 2019). A pesar de eso, la recuperación cae en un 23% para partículas mayores a 600 [μm] (Jameson et al., 2020).

Por otro lado, CoarseAIR fue desarrollado por la Universidad de Newcastle en Australia, esta se basa en el clasificador Reflux, comprende un lecho fluidizado inferior y un sistema superior de canales inclinados llamados placas laminares. Las pequeñas burbujas de aire se generan inyectando aire a presión en el agua de fluidización. La suspensión de la alimentación se inyecta a una altura intermedia. Todo el tanque experimenta un sesgo positivo del agua, con partículas pequeñas que fluyen hacia arriba a través de canales inclinados, mientras que las partículas más grandes se hunden en el lecho fluidizado inferior. Las partículas hidrófobas se adhieren a las burbujas, formando conglomerados burbuja-partícula de baja densidad aparente, y se acumulan en la parte superior de la celda (Mesa et al., 2024).

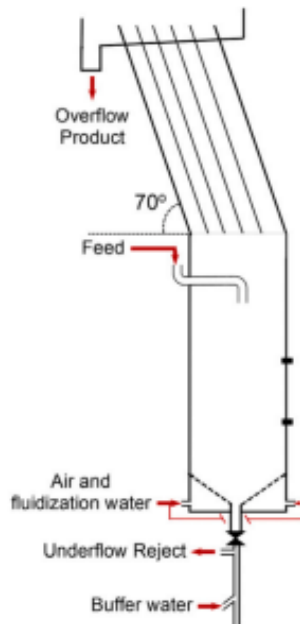


Figura 3: Esquema de CoarseAIR

La celda de flotación de lecho fluidizado pionera en el tratamiento de partículas gruesas es HydroFloat (Fig. 4). Esta fue creada en el 2002 y fue puesta en funcionamiento por primera vez en el año 2004, esta celda fue desarrollada por la empresa Eriez, y consta de un tanque rectangular subdividido en una cámara de separación superior y un cono de deshidratación inferior. El funcionamiento consiste en que la alimentación se asienta contra una corriente ascendente de agua de fluidización, esta se suministra a través de una red de tuberías que se extienden por el fondo de toda la sección transversal de la cámara de separación, en el caso de este equipo, el lecho se airea continuamente inyectando aire comprimido y una pequeña cantidad de espumante en el agua de fluidización (J. N. Kohmuench et al., 2001). Esta celda proporciona un entorno menos turbulento en comparación con celdas convencionales, lo que proporciona condiciones hidrodinámicas favorables para la flotación de partículas gruesas (Fosu et al., 2015). Sin embargo, no se tiene conocimiento de su cinética de recuperación lo que afecta que se posicione en la industria.

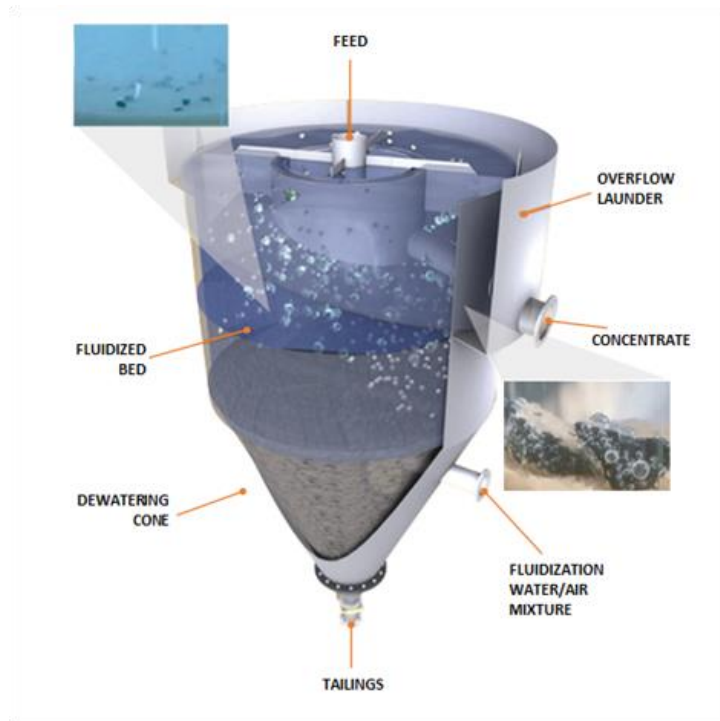


Figura 4: Esquema de HydroFloat

La primera operación comercial de HydroFloat fue para la flotación de fosfato grueso, después demostró ser exitosa para diamante, oro, minerales de sulfuro, mineral de hierro y carbón (J. Kohmuench & Wasmund, 2018). Algunos estudios recientes han demostrado que HydroFloat ha superado a las celdas de flotación convencionales en términos de recuperación de partículas gruesas, estos informaron que la recuperación de partículas de calcopirita de 850 – 1150 [μm] en HydroFloat a escala de laboratorio fue más del 44% en contraste con la celda de flotación mecánica Denver, estas recuperaciones se obtenían variando los tres parámetros más importantes de Hydrofloat (nivel del lecho, caudal de agua superficial y caudal de gas) (Awatey et al., 2013). Otro estudio utilizó la microtomografía de rayos X de alta resolución (HRXMT) para comparar experimentalmente el grado de área de superficie de grano expuesta necesaria para recuperar partículas gruesas utilizando HydroFloat, luego se comparó con una celda mecánica tradicional, los datos indicaron que la superficie de la partícula expuesta es un factor crítico para la flotación de partículas gruesas, en el estudio se usó mineral de sulfuro aurífero y los datos entregados de HRXMT sugieren que se puede lograr recuperaciones casi completas de partículas gruesas que contengan solo un 1% de superficie expuesta utilizando HydroFloat y tampoco hubo partículas en la corriente de relaves con un porcentaje de liberación de más de 1,5%. Por el contrario, las partículas con mayor liberación se pierden en los relaves en las celdas de flotación mecánica (Miller et al., n.d.). Esto

demonstró que es prácticamente posible hacer flotar partículas gruesas con una liberación mínima de la superficie en HydroFloat, lo que no era posible con las celdas de flotación convencionales.

Hydrofloat es eficiente en el tratamiento de partículas gruesas debido a ciertas características, algunas de las principales son: a) menor turbulencia, que evita que las partículas se desprendan de la burbuja, b) mejores interacciones entre la burbuja y la partícula en la zona de fluidización, c) ausencia de una fase de espuma profunda o una capa de espuma fina que no se controla a ninguna profundidad específica y permite que se desborde, d) formación de aglomerados de burbujas y partículas que brindan flotabilidad suficiente para hacer flotar las partículas gruesas, e) mayor tiempo de residencia para las partículas en el sistema y f) condiciones de flujo tapón. Uno de los factores que contribuyen a la recuperación mejorada de partículas gruesas en HydroFloat es la formación de cúmulos de burbujas. Estos cúmulos son notablemente visibles en la zona de sedimentación libre, por encima de la sección de lecho fluidizado, donde se elevan fuera del lecho fluidizado y se desbordan en el canal de concentración como se muestra en la Fig. 4

Las condiciones menos turbulentas en esta sección ayudan a que no se rompan los aglomerados y no haya desprendimiento de las partículas gruesas, por lo que las partículas gruesas atrapadas adquieren suficiente flotabilidad para ascender. Además, la elevación hidráulica generada por la corriente de agua ascendente proporciona el impulso necesario para que los aglomerados asciendan y se desborden en el canal colector. Por lo tanto, la formación de aglomerados y la elevación hidráulica facilitan la levitación de las partículas gruesas, un paso importante es sacar las partículas finas de la alimentación para poder evitar la elutriación de las partículas finas de ganga en la corriente de desbordamiento, debido a esto se hace indispensable tener una etapa de preclasificación para eliminar las partículas finas antes de utilizar HydroFloat y así evitar problemas de alteración del lecho de fluidización, el cual debe mantenerse estable (J. N. Kohmuench et al., 2018).

Una configuración posible para HydroFloat es utilizar este equipo para eliminar la ganga en los circuitos de molienda primaria en un tamaño relativamente grueso, creando así un espacio para un nuevo tonelaje de alimentación en el circuito de molienda primaria. En la Fig. 5 (a) se incluye un molino de molienda primaria, bancos de flotación, columnas de flotación de limpieza y un molino de remolienda, este circuito es modificado usando HydroFloat en la Fig. 5 (b), este nuevo diseño permite que la ganga se rechace como producto y así se deja lugar para un nuevo tonelaje de alimentación en el molino de molienda primaria (Mankosa et al., n.d.). Cabe mencionar que en la

Fig. 5 (b) se usa un equipo de lecho oscilante llamado CrossFlow para el deslamado, este equipo es similar en diseño y funcionamiento a HydroFloat, pero sin adición de aire (Demir & Runge, n.d.).

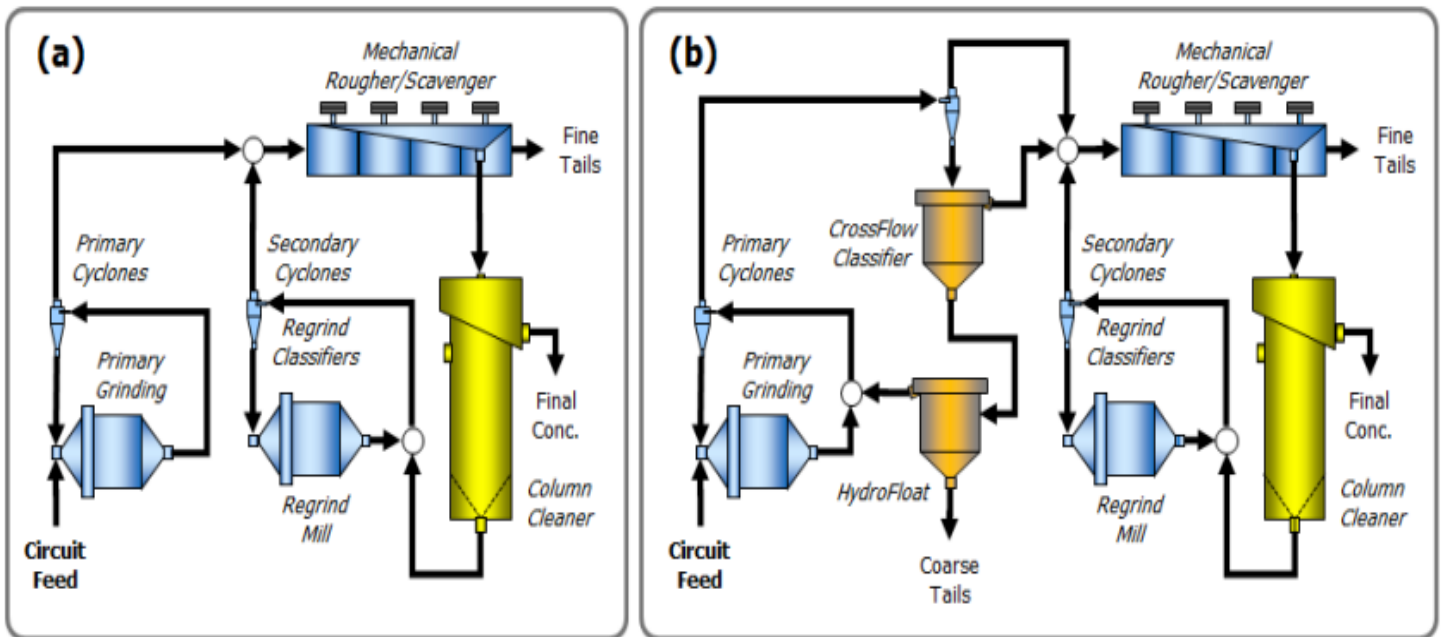


Figura 5: (a) Diagrama de flujo básico y (b) diagrama modificado usando HydroFloat

Otro posible diseño es el uso de Hydrofloat como un sistema Rougher Scavenger, para luego este concentrado ser enviado a un molino de bolas en circuito cerrado y un Derrick de alta frecuencia, así se establecieron las condiciones para producir una alimentación de flotación más limpia con un tamaño de molienda adecuado, la descarga del molino de bolas se combinó con el concentrado fino del circuito de columnas y se alimentó a tanques de acondicionamiento, seguido de columnas de flotación más limpias.

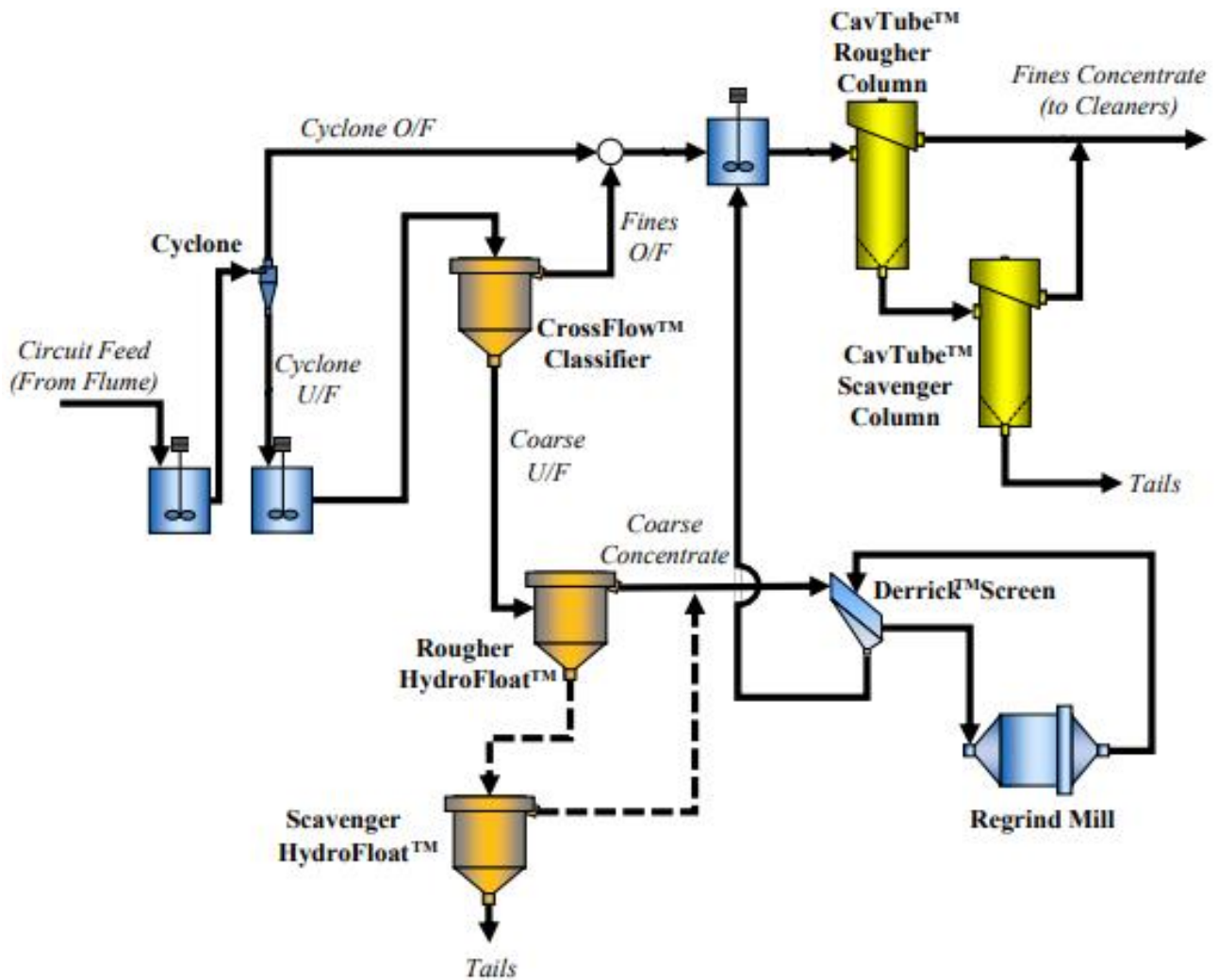


Figura 6: Uso de HydroFloat como Rougher y Scavenger para el rechazo temprano de la ganga

La bibliografía compara estos sistemas con circuitos convencionales en el área de concentrado, uno de ellos fue investigar el desempeño del consumo de energía cuando se incorpora una celda HydroFloat en un circuito convencional. Las partículas finas se hicieron flotar en una celda agitada mecánicamente y las partículas gruesas (500  $\mu\text{m}$ ) y 300  $\mu\text{m}$ ) en HydroFloat, luego el concentrado grueso de la celda de lecho fluidizado se volvió a moler a un  $d_{80}$  de 150  $\mu\text{m}$  y se hizo flotar nuevamente en la celda convencional, como se muestra en la siguiente figura:

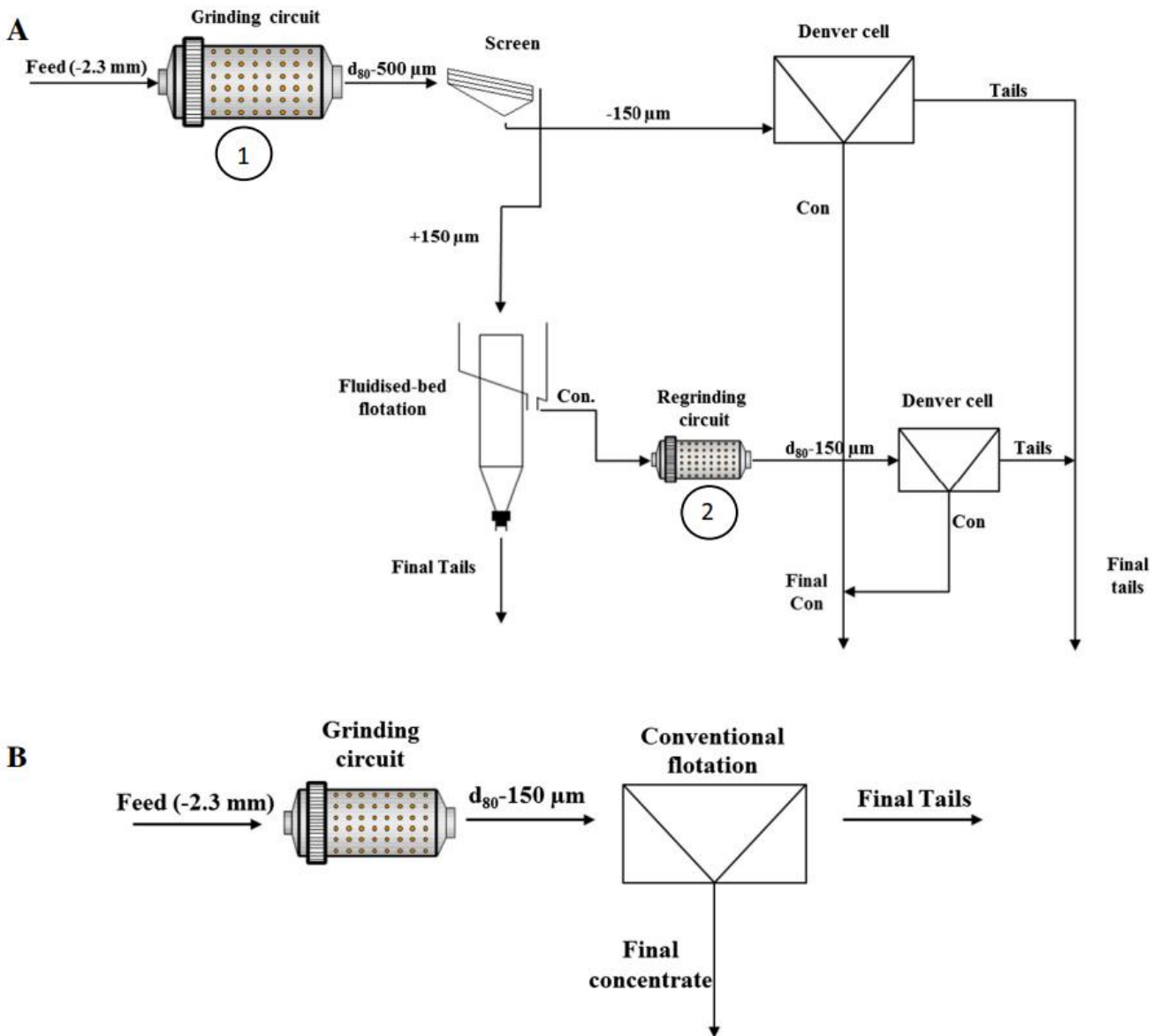


Figura 7: (A) Esquema de flotación que muestra un separador de lecho fluidizado incorporado a una instalación de flotación convencional, (B) esquema de flotación convencional de una etapa

Los resultados del consumo de energía para el circuito A usando 500 [ $\mu\text{m}$ ] y 300 [ $\mu\text{m}$ ] fueron de 288.000 kWh y 374.400 [kWh] respectivamente, en cambio el circuito B consumió 489.600 [kWh].

Por último, el factor de escala de las celdas de flotación aún no está bien establecido. Las pruebas de planta han permitido la estimación de factores de escalamiento promedio en el rango de 1,8 a 2,2. Los últimos estudios indican que los factores de escalamiento son sensibles a la distribución de tamaño de partícula en la alimentación y, por lo tanto, también con la liberación de ésta, por lo que, este factor para tamaños por sobre 300 [ $\mu\text{m}$ ] tiene un valor entre 3 a 4 (Yianatos & Vallejos, 2024) (Yianatos et al., 2022). Además, la bibliografía dice que el JI, que es la tasa de fluidización del líquido,

la cual se expresa como una velocidad superficial del líquido y se define como la relación entre la tasa de flujo de agua de fluidización y el área de la sección transversal de la columna. Este parámetro sería crítico en el rendimiento de la flotación de lecho fluidizado, una velocidad excesiva del agua arrastrara de manera no selectiva partículas más finas al concentrado, es decir, elutriación hidráulica. Por el contrario, una velocidad insuficiente del agua no permitirá que el lecho fluidizado tenga suficiente porosidad para que los agregados de partículas y burbujas se desplacen a través del lecho (Zanin et al., 2021).

Un estudio reciente llevó a cabo pruebas experimentales en una celda HydroFloat, en la cual se mantuvo constante la tasa de velocidad superficial del gas a 0,04 [cm/s]. Se variaron las tasas de agua superficial desde 0,2 [cm/s] hasta 1,08 [cm/s], registrando la altura del lecho en función de estas condiciones, con el objetivo de investigar la relación entre las variables. Posteriormente, se repitió el experimento utilizando diferentes tamaños de partículas para evaluar la influencia del tamaño en el rendimiento del sistema. También se hizo una prueba para ver la influencia de la velocidad superficial del gas manteniendo la velocidad superficial del agua constante. En esta fase del estudio, se mantuvo constante la velocidad superficial del líquido en 0,87 [cm/s], mientras que se variaron las velocidades superficiales del gas entre 0,02 cm/s y 0,11 [cm/s]. Este estudio demostró que el nivel del lecho aumenta con el aumento de la tasa de agua superficial, pero solo después de alcanzar una tasa particular. Esta tasa es la tasa mínima de fluidización, el valor de esta va a depender de los diversos tamaños de partícula del lecho. En el caso de este estudio, para partículas de  $-425 + 250$  [ $\mu\text{m}$ ] se consideró una tasa mínima de fluidización de 0,22 [cm/s], en el caso de  $-850 + 425$  [ $\mu\text{m}$ ] y el  $-1180 + 850$  [ $\mu\text{m}$ ] fueron de 0,32 [cm/s] y 0,76 [cm/s] respectivamente. También demostró que la tasa de gas superficial tiene una relación inversa con el nivel del lecho en condiciones de lecho estable, el aumento de está tiende a reducir el nivel del lecho. Sin embargo, la tasa de cambio en el nivel del lecho depende del tamaño de las partículas del lecho, los lechos más finos experimentan mayor porosidad y mucho menos empaquetamiento en comparación a los lechos más gruesos, por lo que, la masa requerida en el experimento aumentó a medida que aumentaba el tamaño de las partículas, ya que los lechos más gruesos, al ser menos porosos y más compactos debido a la mayor dificultad para oponerse a sus velocidades terminales requerirán más material para alcanzar un nivel elevado del lecho. El flujo de aire a través del lecho actúa como un mecanismo de mezcla con respecto al material del lecho. A lo largo de esta mezcla y la consiguiente reubicación, las partículas más gruesas dentro del rango de tamaño tienden a moverse hacia el fondo de la celda formando una sección más compacta en comparación con el resto del lecho. Esta

sección reduce la fuerza del agua ascendente hacia la parte relativamente más fina del lecho, lo que hace que la altura total del lecho disminuya (Dankwah et al., 2022). En un estudio de Awatey et al. (2013), ya se había enfatizado en la importancia de los tres principales parámetros de HydroFloat (velocidad superficial del gas, velocidad superficial del agua y altura del lecho), se había llegado a las conclusiones de que las recuperaciones crecen con el aumento del nivel del lecho y del caudal de agua de fluidización (velocidad superficial del agua). Sin embargo, existe un umbral por debajo o por encima donde la recuperación comienza a disminuir, los parámetros usados en este estudio fueron 15,2 [cm] de altura del lecho y 1,52 [cm/s] de agua de fluidización. También se llegó a la conclusión de que el caudal de aire no afecta en gran proporción, pero se recomienda el uso de 0,38 [cm/s].

Por lo tanto, desde esta revisión bibliográfica se destacan los siguientes puntos: a) ausencia de caracterización de la cinética de celdas de lecho fluidizado; b) parámetros como altura del lecho, flujo de agua y aire son críticos en el rendimiento de las celdas de lecho fluidizado. Aspectos que serán abordados en la presente tesis.

### **3. HIPOTESIS Y OBJETIVOS**

#### **3.1. Hipótesis**

La cinética de flotación en las celdas de lecho fluidizado es más lenta comparativamente que en las celdas mecánicas.

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

Caracterizar y modelar la cinética de una celda de flotación de lecho fluidizado usando partículas gruesas.

#### **3.3. Objetivos específicos**

- Diseñar e imprimir un prototipo de celda de flotación de lecho fluidizado.
- Puesta en marcha del sistema de flotación de partícula gruesa.
- Determinar la cinética de recuperación de la celda de flotación de lecho fluidizado.

## **4. MARCO TEORICO**

### **4.1. Minería en Chile**

La minería en Chile ha sido un aporte significativo para el país, aportando en el desarrollo de este desde la primera y segunda década del siglo XIX, en especial la minería del cobre. Durante los siglos XIX y XX, Chile se posicionó como un importante productor de cobre a nivel mundial, recibió ingenieros y especialistas en minas y metalurgia desde el extranjero, lo cual hizo que creciera la inversión extranjera en el rubro minero. En la década de los 80 Chile se consolidó como el primer productor mundial de Cobre.

La minería ha ponderado, en promedio, un 10% de PIB en el periodo de 1996-2021. Incluso con un aporte sobre el 20% en periodos como los años 2006 y 2007.

Actualmente, Chile enfrenta el desafío de conservar su liderazgo mundial en la producción de cobre y seguir siendo competitivo en la extracción de otros metales. Mantener los costos de recursos hídricos, energía y capital humano a costos competitivos es fundamental para mantener esta posición y asegurar su liderazgo en el futuro.

La etapa de conminución del mineral, que es la encargada de disminuir el tamaño de la partícula de mineral mediante etapas de chancado y molienda, es la etapa que más gasta energía dentro del proceso, por lo que disminuir su carga es esencial para optimizar el proceso. Esto se puede hacer moliendo menos mineral y, por ende, flotando partículas más gruesas.

La etapa de conminución del mineral es la responsable de reducir el tamaño de las partículas mediante procesos como el chancado y la molienda, es la etapa que presenta mayor consumo energético dentro del procesamiento de minerales. Por ello, reducir el consumo es esencial para optimizar la eficiencia del proceso. Esto puede lograrse moliendo menos mineral y, por ende, flotando partículas más gruesas.

## 4.2. Conminución

La conminución es un proceso de reducción de tamaño de partículas de un mineral o material, a través de métodos mecánicos. Normalmente, es la primera etapa en el procesamiento de los minerales, y su objetivo es reducir el tamaño del mineral para producir partículas de tamaño adecuado para su utilización directa, liberar las especies valiosas contenidas en el mineral, separarlas del material sin valor comercial y aumentar el área superficial disponible para reacción química.

La conminución se lleva a cabo en tres etapas principales: chancado, molienda y clasificación de los minerales. Estas son etapas clave, ya que tanto en el chancado como en la molienda se concentra la mayor parte de la energía utilizada en el proceso minero.

### 4.2.1. Chancado

El principal objetivo del chancado es disminuir el tamaño de la roca a un diámetro de  $\frac{1}{2}$  [pulgada], que equivale a 1.27 [cm] aproximadamente. Esto se lleva a cabo mediante un equipo eléctrico, donde intervienen elementos que trituran la roca mediante movimientos vibratorios. Los chancadores son alimentados por la parte superior y descargan el mineral por la parte inferior mediante una abertura ajustada según el diámetro requerido. Dependiendo de las características del mineral y los requerimientos de las etapas posteriores, el proceso puede incluir chancado primario, secundario y terciario para obtener el tamaño de particular deseado.

Los equipos utilizados para este proceso son los siguientes:

- Chancador de mandíbula: Este equipo es usado en el chancado primario, están diseñados para procesar material más grande y requiere una gran reducción.
- Chancador de cono: Este equipo es implementado en chancado secundario y terciario, cuando el material ya ha sido disminuido y requiere una reducción más fina.
- Chancador giratorio: Este equipo se utilizado en el chancado primario, generalmente para operaciones de gran escala manejando mineral de gran tamaño.

## 4.2.2. Molienda

Después del chancado, se continúa reduciendo el tamaño de las partículas que componen el mineral, para obtener una granulometría entre 150 y 200  $[\mu\text{m}]$ . Este tamaño permite la liberación de la mayor parte de los minerales valiosos, que posteriormente son concentrados por flotación. Este proceso se realiza a través de la molienda, que se lleva a cabo con grandes equipos denominados molinos. Estas máquinas son equipos cilíndricos, que trituran el mineral mediante movimientos giratorios. En esta etapa, el mineral puede ser mezclado con agua para obtener el porcentaje de sólidos requerido y formar una pulpa. Además, se dosifican los reactivos necesarios para realizar la flotación. Dentro del proceso de conminución, la molienda es la etapa que consume la mayor parte de la energía, con un consumo aproximado del 80%.

La molienda se puede dividir en dos tipos: molienda convencional y molienda no convencional

- Molienda convencional: La molienda convencional se realiza en dos etapas, normalmente utilizando un molino de barras para generar partículas más gruesas y un molino de bolas para obtener partículas más finas. En ambos casos, el mineral se mezcla con agua para asegurar una molienda homogénea y eficiente.
  - Molino de barras: Estos molinos son cilindros metálicos que contienen en su interior barras de acero, habitualmente de 3,5 [pulg] de diámetro. El molino gira con el material proveniente del chancador terciario, y el producto resultante es enviado al molino de bolas. La acción de molienda se produce por el contacto longitudinal entre las barras, que giran y golpean entre sí con la rotación del molino. Esto permite una molienda preferencial del mineral grueso, reduciendo al mínimo la producción de finos.
  - Molino de bolas: Los molinos de bolas también son cilindros metálicos cuyas paredes están revestidas con corazas fabricadas con aleaciones de acero. Su volumen interior está ocupado en un 40% por un “collar” de bolas de acero. Durante el proceso, el 80% del mineral se reduce a un tamaño en el rango de 150 a 200  $[\mu\text{m}]$ . Los molinos de bolas están diseñados para moler el mineral de hasta 1 [cm] de tamaño y reducirlo a partículas comprendidas entre 100 a 300  $[\mu\text{m}]$ .

- Molienda no convencional: La molienda no convencional se puede realizar de dos formas: autógena o semiautógena. En la molienda autógena, no se utiliza ningún medio de molienda externo, es el propio mineral el que actúa como medio de molienda. En la molienda semiautógena, se usa una carga mínima de bolas de acero, en un porcentaje entre el 6% y 15%, además del mineral que también actúa como medio de molienda.
  - Molienda semiautógena (SAG): Este es un molino de gran capacidad que recibe material directamente del chancador primario o secundario. En su interior contiene bolas de acero, de manera que, cuando el molino gira, el material se muele por el impacto entre las bolas y el propio mineral. La carga de bolas utilizada oscila entre 6% y 15%. Este fenómeno genera un efecto de chancado y molienda más efectivo, con un menor consumo de energía. Por ello, al utilizar este equipo, podrían no ser necesarias las etapas de chancado secundario o terciario.

### 4.3. Clasificación de los minerales

Este proceso se encarga de separar las partículas según su tamaño y distribuir el mineral a la etapa de conminución correspondiente para alcanzar el tamaño esperado. A escala industrial, este proceso se realiza en equipos llamados harneros, mientras que a escala piloto puede llevarse a cabo con equipos como el agitador para tamices Ro-Tap.

- Harnero: Este equipo se utiliza a escala industrial para clasificar el mineral por tamaño. Funciona mediante una superficie con múltiples aberturas de un determinado tamaño, de manera que, al pasar un sistema particulado sobre ella, las partículas más grandes que las aberturas, son retenidas, mientras que las más pequeñas pasan a través de ellas.
- Agitador para Tamices Ro-Tap: Este equipo está especializado en el proceso de tamizado de material fino a escala de laboratorio. El proceso se realiza utilizando la serie de tamices Tyler, un sistema de clasificación basado en el número de mallas, que corresponde al número de aberturas cuadradas en el tamiz por pulgada lineal.

### 4.3.1. Rosin-Rammler

La curva de Rosin-Rammler es un modelo matemático que nos permite describir la distribución granulométrica de un mineral y ajustarla a una ecuación lineal. Está ajusta los datos y los normaliza, lo que ayuda a reducir los errores al evaluar el desempeño de los circuitos de trituración y molienda en términos de disminución del tamaño de partículas. La ecuación del modelo es la siguiente:

$$\%F(d) = \left[ 1 - \exp\left(-\left(\frac{d}{K}\right)^m\right) \right] * 100 \quad (1)$$

Usando propiedades de los logaritmos podemos linealizar la ecuación:

Recordando que la ecuación de la recta es:

$$y = mx + b \quad (2)$$

Linealizando:

$$\ln \left[ \ln \left( \frac{100}{100 - \%F(d)} \right) \right] = m \ln(d) - m \ln(K) \quad (3)$$

Donde:

$$K = e^{\left(\frac{b}{m}\right)} \quad (4)$$

Por último:

$$d = K * \left[ \ln \left( \frac{100}{100 - \%F(d)} \right) \right]^{\frac{1}{m}} \quad (5)$$

#### **4.4. Fluorescencia de rayos X (XRF)**

Es una técnica analítica utilizada para realizar análisis cualitativos y cuantitativos de elementos presentes en distintos materiales mediante un equipo de fluorescencia de rayos X.

El análisis cualitativos permite identificar los tipos de elementos químicos presentes en un material a partir de la energía y característica de los rayos X emitidos por cada elemento cuando interactúa con una haz de radiación. Esta característica única de cada elemento permite su detección y clasificación.

El análisis cuantitativo proporciona información sobre la concentración de los elementos identificados. Esto se realiza a través del espectro de emisión, donde se registran los valores de conteo, que corresponde a la intensidad de la señal emitida por cada elemento. Estos valores están directamente relacionados con la cantidad de concentración de cada elemento en el material analizado.

#### **4.5. Digestión ácida**

La digestión ácida es un proceso químico que se usa en la extracción de metales mediante la disolución de estos en un medio ácido. En el proceso, los ácidos reaccionan con los componentes del mineral, permitiendo la liberación de metales en forma de iones o complejos solubles.

##### **4.5.1. Espectroscopia de absorción atómica (EAA)**

La espectroscopia de absorción atómica es una técnica de química analítica. Esta analiza los electrones de los átomos, los cuales son promovidos a orbitales más altos por un instante mediante la absorción de luz de una longitud de onda específica.

#### **4.6. Flotación**

La flotación es un proceso fisicoquímico de separación de especies liberadas de un mineral finamente molido, basado en las propiedades superficiales de los minerales, que hace que un mineral o varios se queden en una fase o pasen a otra. Tiene como objetivo final separar y recuperar selectivamente el material valioso de una suspensión de mineral en agua, con la ayuda de reactivos químicos. El proceso considera una pulpa proveniente del sistema de molienda, reactivos químicos, agua, burbujas de aire y un tanque aireado. Este último, comúnmente, puede ser una celda mecánica o una columna de flotación. En el caso de la celda mecánica, las burbujas de aire son generadas al inyectar aire por la parte inferior de la misma y son dispersadas por un sistema

mecánico (rotor-estator). El sistema mecánico también permite mantener la pulpa en suspensión y, consecuentemente, mantener las partículas de mineral en contacto con los reactivos químicos, el agua y las burbujas de aire. Las partículas hidrófobas se adhieren a las burbujas de aire, generando el par partícula-burbuja. Este par asciende dentro de la celda, dando paso a la formación de un colchón de espuma. Luego, la espuma es retirada por rebalse o paleteo para formar el concentrado, rebasando el borde de la celda de flotación hacia canaletas donde está la pulpa que es enviada a la etapa siguiente. La adhesión de la burbuja a la partícula dependerá de las propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas de cada especie que se quiera separar.

#### 4.6.1. Equipos utilizados para la flotación

El proceso se lleva a cabo en un equipo llamado celda de flotación, existen dos tipos de celda de flotación:

- **Mecánicas:** Son las más comunes en la industria y se caracterizan por contar con un sistema de aire inducido y un impulsor mecánico que agita y dispersa la pulpa. Estas celdas se utilizan principalmente en las etapas Rougher y Scavenger. Algunas marcas reconocidas son Wemco, Metso, Denver y Outokumpu.

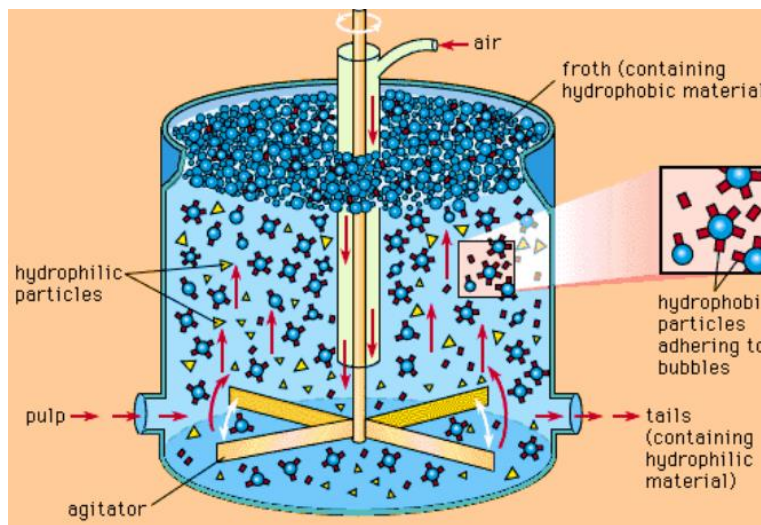


Figura 8: Celda mecánica convencional

- **Columnas:** Funcionan con un sistema de aire forzado y presentan un flujo contracorriente, donde las burbujas de aire se desplazan en sentido opuesto a la pulpa. Este diseño permite que las burbujas mineralizadas se dirijan hacia el flujo de agua de lavado. Las columnas se utilizan principalmente en la etapa Cleaner. Algunas marcas son Ekoflot y Jameson.



Figura 9: Columna de flotación

#### 4.6.2. Reactivos utilizados para la flotación

- Colectores: Aumentan las propiedades hidrofóbicas de los minerales.
- Espumantes: Facilitan la formación de espuma pareja y estable.
- Modificadores: Modifican las condiciones del medio para que los reactivos actúen de manera selectiva sobre los minerales que se quieren concentrar.

#### 4.5.3. Etapas del proceso de flotación

- Etapa Rougher: Es la etapa del circuito de flotación que recibe la pulpa fresca, y su objetivo es recuperar la mayor cantidad de mineral valioso. Esta etapa genera un concentrado y una cola, que son enviados a las etapas Cleaner y Scavenger, respectivamente. En esta fase, se utilizan celdas de flotación mecánicas debido a la alta concentración de sólidos en la alimentación.
- Etapa Scavenger: Es la etapa del sistema de flotación que procesa la cola generada por la etapa Rougher. El concentrado generado en esta etapa puede recircularse hacia las etapas Rougher o Cleaner, mientras que la cola resultante constituye el relave final del circuito.

- Etapa Cleaner: Es la etapa del circuito de flotación que procesa el concentrado generado en la etapa Rougher, y su objetivo es aumentar la ley del mineral. En esta fase se utilizan columnas de flotación. El concentrado generado en esta etapa es el producto final del circuito, mientras que la cola puede recircularse a las etapas Rougher o Scavenger.

#### 4.5.4. Modelamiento de la cinética de flotación

Los modelos cinéticos de flotación fueron formulados con el objetivo de representar mediante ecuaciones el proceso de flotación y evaluar los parámetros de los modelos cinéticos a utilizar. Los modelos más utilizados son:

- **Modelo de Garcia-Zuñiga:** Este modelo se basa en que la recuperación se interpreta como la cantidad de partículas que son extraídas de la masa inicial de una celda de flotación.

$$R = R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \quad (6)$$

R: Recuperación del mineral valioso a cualquier tiempo "t".

K: Constante de velocidad de primer orden.

t: Tiempo de flotación.

$R_{\infty}$ : Recuperación máxima posible.

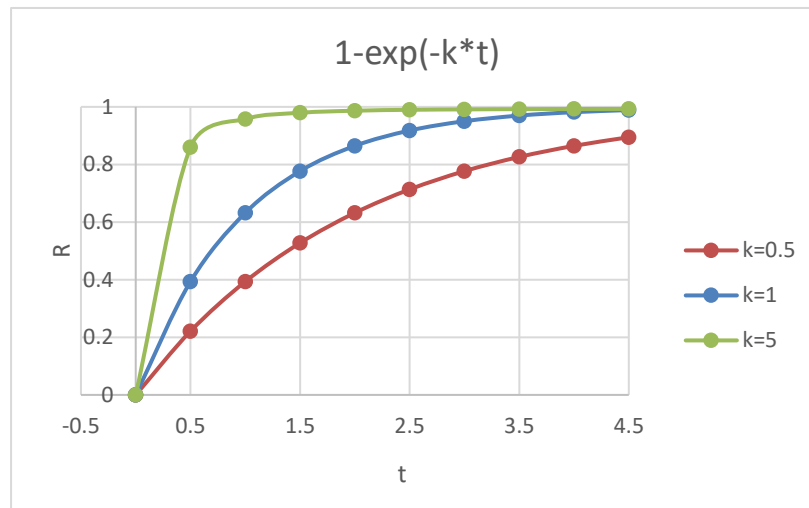


Figura 10: Curva que representa el modelo de Garcia-Zuñiga

En este modelo se asume que:

- La única variable es la concentración del mineral flotable.
- La concentración, distribución y tamaño de burbujas, concentración de reactivo, condiciones de operación, son constantes.

- **Modelo de Klimpel:** Este modelo asume que la cinética de flotación depende del tiempo, y que la constante tendrá un efecto estadístico asumiendo que es una variable distribuida en un intervalo fijo. La recuperación del modelo se muestra en la ecuación 7:

$$R = R_{\infty} \left[ 1 - \frac{1}{k_m t} (1 - \exp(-k_m t)) \right] \quad (7)$$

R: Recuperación del elemento útil a cualquier tiempo t.

$k_m$ : Constante cinética de Klimpel.

t: tiempo de flotación.

$R_{\infty}$ = Recuperación máxima posible.

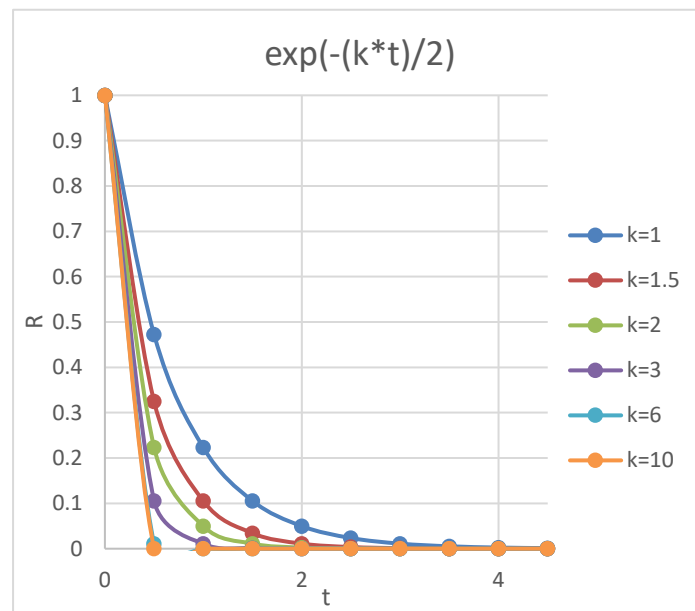


Figura 11: Curva que representa el modelo de Klimpel

- Modelo de Kelsall:** Este modelo toma en consideración partículas de flotación rápida y flotación lenta, ya que a veces las partículas de flotación se consideran inflotables. Esto permite un análisis más detallado de la cinética de flotación.

Su fórmula es:

$$R = R_{\infty} \times (\phi_f (1 - \exp(-k_f t)) + (1 - \phi_f)(1 - \exp(-k_s t))) \quad (8)$$

$$\phi_f + \phi_s = 1 \quad (9)$$

R: Recuperación del elemento útil a cualquier tiempo "t".

$K_f$ : Constante de velocidad para partículas rápidas.

$K_s$ : Constante de velocidad para partículas lentas.

t: Tiempo de flotación.

$R_{\infty}$ : Recuperación máxima posible.

$\phi_f$ : porcentaje de partículas rápidas.

$\phi_s$ : porcentaje de partículas lentas.

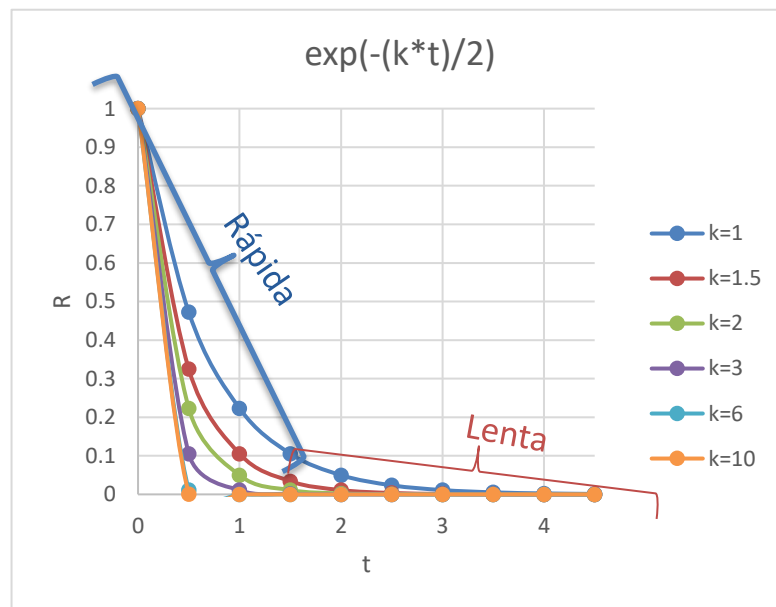


Figura 12: Curva que representa el modelo de Kelsall

#### 4.5.5 Curva de recuperación en función del tamaño de partículas

Esta curva, también llamada “curva del elefante” (Fig. 1) es un concepto que se utiliza para representar la relación entre la recuperación del mineral que se quiere recuperar y el tamaño de las partículas. Este ayuda a ajustar condiciones operativas y el diseño del circuito de flotación.

#### 4.6. Diseño de celdas de flotación

El diseño de celdas de flotación es el proceso de planificación y especificación de las características y parámetros de las celdas utilizadas en un circuito de flotación. Este diseño es fundamental para maximizar la recuperación de minerales valiosos y optimizar la eficiencia del proceso de flotación.

#### 4.7. Velocidad superficial

##### 4.7.1. Velocidad superficial del gas ( $J_g$ )

La velocidad superficial del gas es un parámetro necesario para evaluar el rendimiento de la aireación y tiene un impacto importante en la cinética de flotación y la mecánica de fluidos, su fórmula es:

$$J_g = \frac{Q_g}{A_{cell}} \quad (10)$$

$Q_g$  =caudal volumétrico del gas [ $cm^3/s$ ]

$A_{cell}$  = área transversal de la celda [ $cm^2$ ]

##### 4.7.2. Velocidad superficial del líquido ( $J_l$ )

La velocidad superficial del líquido es un parámetro necesario para evaluar la intensidad de la turbulencia dentro de las celdas del lecho fluidizado. Es uno de los parámetros más importantes, ya que, la tasa mínima de fluidización depende de este. Su fórmula se expresa como:

$$J_l = \frac{Q_l}{A_{cell}} \quad (11)$$

$Q_l$  =caudal volumétrico del líquido [ $cm^3/s$ ]

$A_{cell}$  = área transversal de la celda [ $cm^2$ ]

#### 4.8. Celdas de flotación de lecho fluidizado

Se han hecho pruebas de distinto tipo a las celdas de lecho fluidizado nombradas anteriormente, todas estas pruebas han sido en un circuito de flotación continuo, esta tabla resumen indica algunos resultados obtenidos:

Celda de flotación	Mineral	Tamaño de partícula [μm]	Recuperación %
HydroFloat	Escoria de antracita	150-6000	90
	Fosfato	250-5000	95
		425-710	99
	Esfalerita de diamante	425-850	90
		850-1180	86
	Oro	150-600	92
Cobre de alta ley (celda piloto)	180-850	90	
NovaCell	Pórfido de cobre	0-300	100
		0-600	23
	Carbón	0-2000	94
CoarseAIR	Calcopirita	0-500	90

Tabla 1: Tabla resumen de la recuperación de las diferentes celdas de lecho fluidizado en sistema continuo

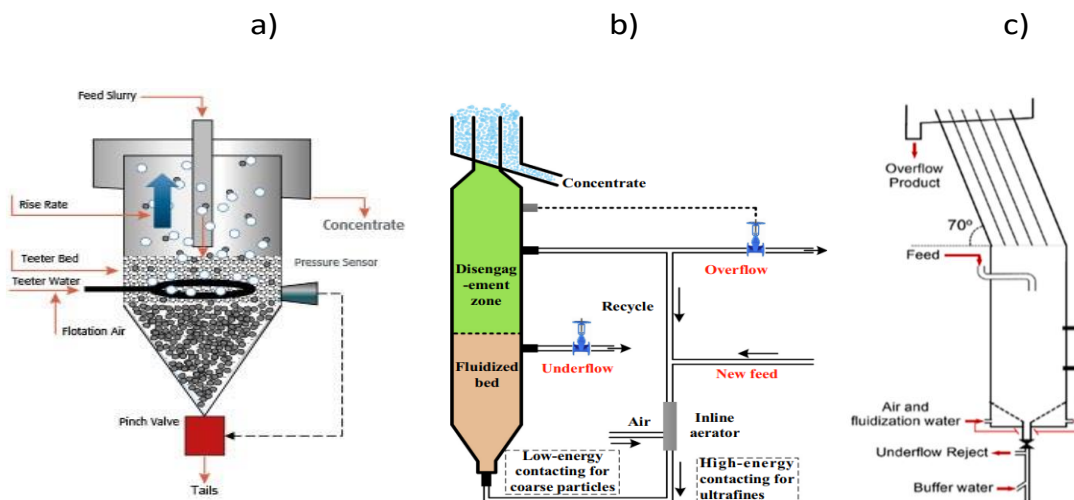


Figura 13: a) Celda Hydrofloat, b) Celda NovaCell, c) Celda CoarseAIR

## 5. METODOLOGÍA

La metodología que se usó para poder caracterizar la cinética de flotación una celda de lecho fluidizado impresa en 3D se dividió en tres grandes bloques (Fig. 14):

- 1- Modelado 3D del prototipo.
- 2- Creación del prototipo y puesta en marcha.
- 3- Realizar pruebas y obtener la cinética de flotación.

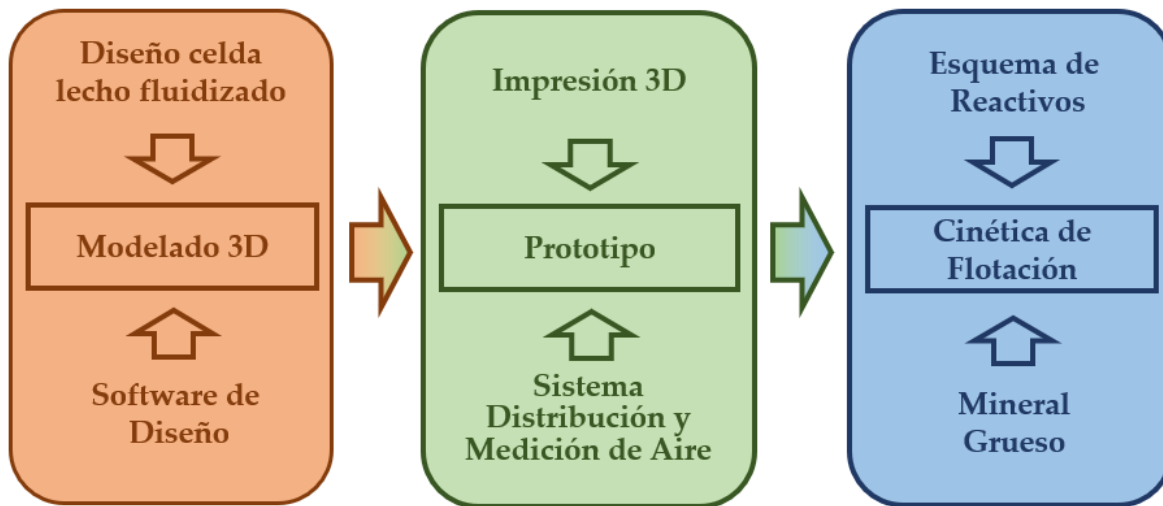


Figura 14: Diagrama que representa la metodología del proyecto

### 5.1. Modelado de la celda de lecho fluidizado en 3D

El diseño de la celda de lecho fluidizado prototipo se basó en la celda de lecho fluidizado HydroFloat y en un factor de escalamiento que brinda la bibliografía, este podía tener un valor de entre 3 a 4 para celdas que procesan partículas gruesas superiores a los 300 [μm]. Este factor permitió adaptar las dimensiones de la celda para el tratamiento de este tipo de partículas en condiciones de laboratorio.

Basándose en esto, la celda se dividió en dos secciones principales, una parte superior y una parte inferior. La parte superior consistía en un cilindro de diámetro igual a 130 [mm] y una altura de 120 [mm], mientras que la parte inferior se diseñó como un cono de 130 [mm] de diámetro y una altura de 80 [mm]. En la parte superior, se instaló una boquilla por la cual salía el concentrado de la celda y en la parte inferior se instaló una tubería que iba conectada a una válvula para la extracción de la cola. Para facilitar la observación del comportamiento del sistema durante las pruebas

experimentales, se utilizó una placa transparente de acrílico que atraviesa toda la estructura de la celda, proporcionando una visualización clara de su interior.

Posteriormente, el modelo se diseñó utilizando un software llamado “AUTODESK - INVENTOR Professional 2024”, con las medidas de diseño mencionadas anteriormente. En este software las piezas fueron diseñadas, modeladas y ensambladas para probar que se ajustaban de forma correcta.

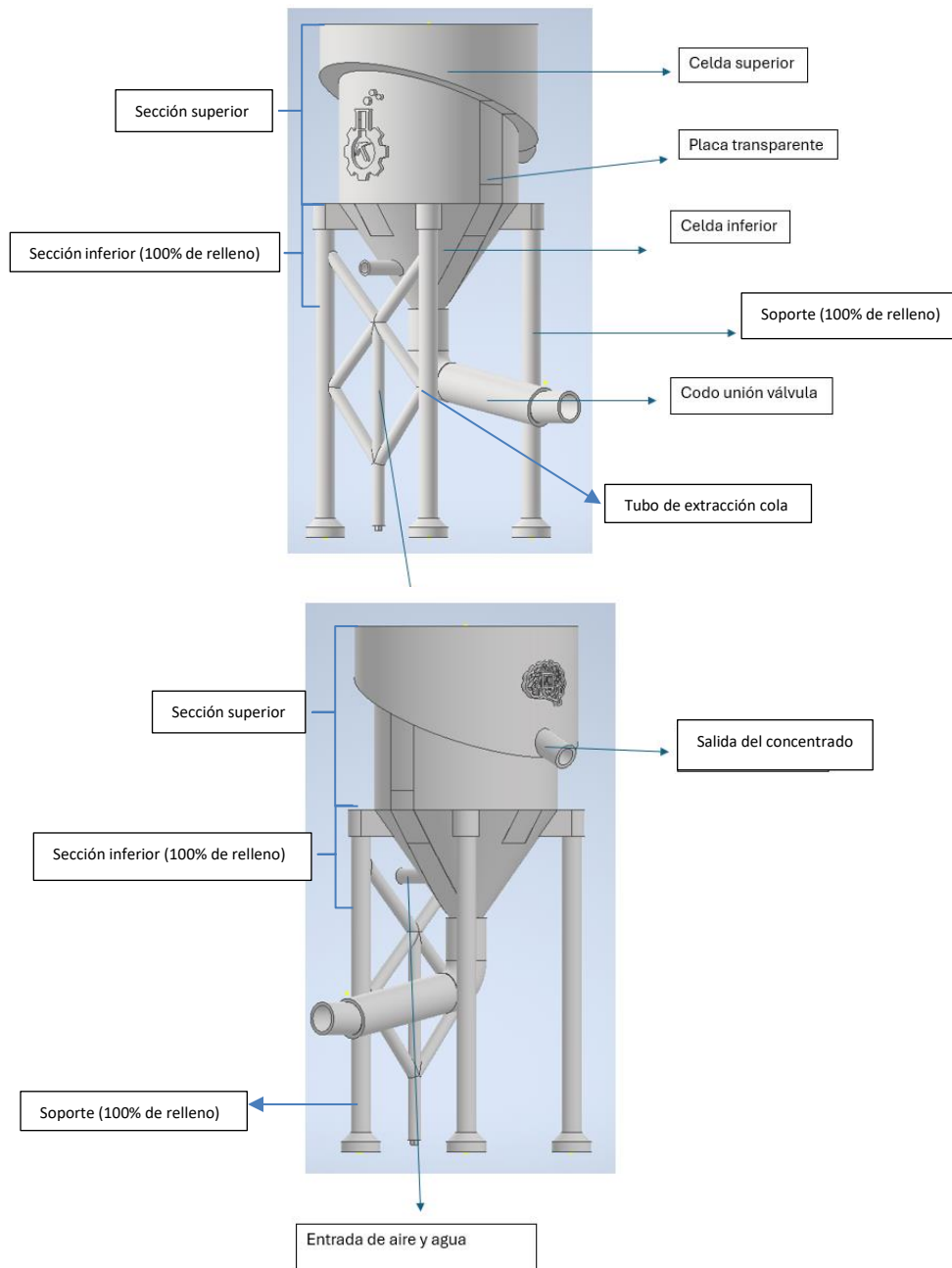


Figura 15: Diseño de la celda prototipo en el software “AUTODESK – INVENTOR Professional 2024”

## 5.2. Prototipo de la celda

El diseño creado anteriormente en el software “AUTODESK- INVENTOR Professional 2024” fue importado al software “CURA”, el cual permite imprimir el modelo creado en diferentes impresoras 3D, estas fueron “Ender 7” y “Ender CR-10MAX” de la marca “CREALITY”.

Para llevar a cabo la impresión 3D, se utilizaron filamentos de PLA, con los que se fabricó toda la celda prototipo, incluyendo las dos secciones, el soporte y el tubo de extracción de la cola. La sección inferior de la celda debió imprimirse con una alta densidad de filamentos de PLA (100% de relleno), debido a que la presión del agua producía filtraciones (Fig. 16). En cambio, las otras partes de la celda tenían un relleno de filamentos de PLA de solo 25%.

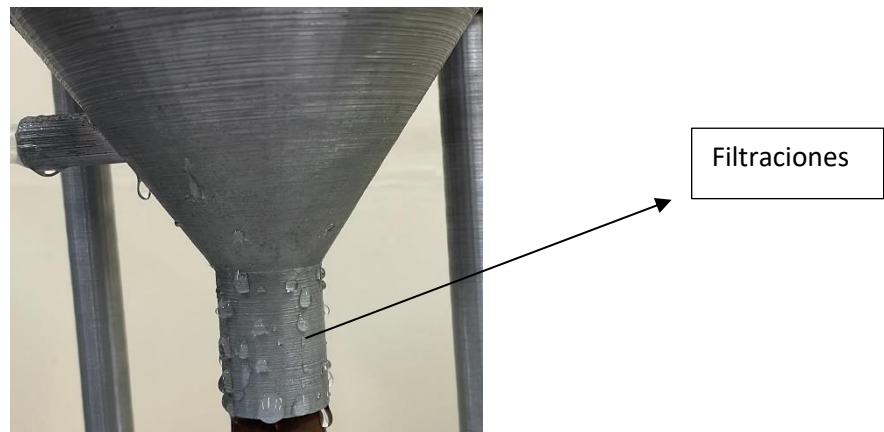


Figura 16: Filtraciones en la sección inferior de la celda prototipo

Para imprimir el modelo se necesitaron ciertos parámetros, los cuales fueron:

- Altura de capa: 0,12 [mm]
- Temperatura de extrusor: 215 °C
- Temperatura de cama: 65 °C
- Soportes: Lineales
- Densidad de soportes: 15%
- Adhesión a la cama de impresión: Balsa

El diseño y modelado creados en los softwares, aplicando los parámetros de diseño mencionados anteriormente, permitieron la impresión del diseño final de la celda prototipo. El resultado final se puede apreciar en las siguientes figuras:



Figura 17: Celda de lecho fluidizado prototipo impresa

Luego de la impresión del prototipo, se instalaron dos sistemas de distribución y medición. El primero consistía en un sistema de aire que se extraía de una línea de aire comprimido, la cual iba conectada a la entrada del flujómetro de aire (Fig. 18). La salida del flujómetro iba conectada a la entrada de aire y agua de la celda prototipo. El interior de la celda prototipo está equipado con una manguera perforada, diseñada para asegurar una distribución uniforme del aire a través de toda el área transversal de la celda.



Figura 18: Flujómetro de aire

Para el segundo sistema se utilizaron los siguientes materiales:

- Bomba centrífuga de 1 [hp]
- 5 codos de PVC
- 1 conector en T de PVC
- 2 válvulas
- 1 flujómetro de aire [L/min]
- 1 flujómetro de agua [L/min]
- 1 tanque de 15 [L]
- 4 mangueras
- Sistema de inyección de aire
- Tubos de PVC de 32 [mm] de diámetro

El segundo consistía en un sistema de inyección de agua, el cual estaba compuesto por tuberías de PVC que iban conectadas a una bomba centrífuga que extraía agua de un estanque. La salida de este sistema de tuberías se conectaba a la entrada de un flujómetro de agua (Fig. 19), y la salida de este flujómetro iba conectada a la entrada de aire y agua de la celda prototipo. Además, el sistema

contaba con un sistema de recirculación de agua para poder regular la presión, evitando posibles daños al flujómetro debido a variaciones en la presión, se puede apreciar el sistema final en la figura 20.



Figura 19: Flujómetro de agua



Figura 20: Sistema de recirculación de agua para evitar grandes variaciones de presión

El siguiente piping muestra la integración de ambos sistemas:

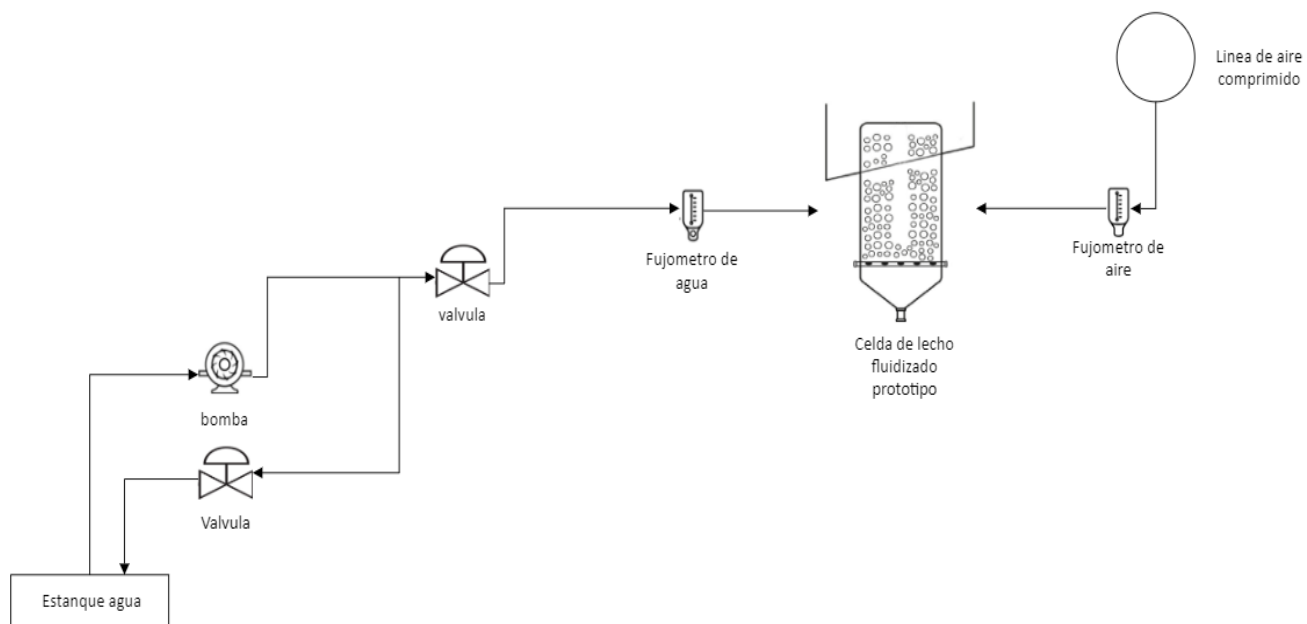


Figura 21: Piping de la integración de los sistemas de aire y agua a la celda prototipo

Finalmente, el sistema se vio de la siguiente manera:



Figura 22: Sistema final con la integración de los dos sistemas en la celda prototipo

### 5.3. Cinética de flotación

#### 5.3.1 Análisis granulométrico

El mineral fue proporcionado por la minera Black Colt, ubicada en la localidad de Chincolco, comuna de Petorca. El mineral proporcionado era Cpy, el cual ya había sido chancado antes del inicio de este proyecto.

Las rocas se sometieron a un molino de bolas a escala de laboratorio por aproximadamente 40 [min] y, posteriormente, fueron tamizadas en una serie de tamices de diferentes aperturas (Tabla 2), acoplados uno sobre el otro, desde la abertura más grande hasta la más pequeña sobre un “Ro-Tap” (Fig. 23). Gracias a esto, se eliminaron las partículas finas para que la celda de lecho fluidizado prototipo funcione correctamente.

# Tamiz	Marca	Micrómetro [ $\mu\text{m}$ ]
25	Gilson Company, INC.	710
30	Gilson Company, INC.	600
40	Gilson Company, INC.	425
45	Gilson Company, INC.	355
50	Retsch.	300
60	Gilson Company, INC.	250
80	Gilson Company, INC.	180
100	Gilson Company, INC.	150

Tabla 2: Tabla resumen de los tamices usados



Figura 23: Tamices apilados por tamaño en un Ro-Tap

Por último, se emplea el modelo de Rosin-Rammler utilizando Excel para determinar la curva de distribución granulométrica a partir de los gramos retenidos en los tamices.

### **5.3.2. Fluorescencia de rayos X (XRF)**

Para el análisis de fluorescencia de rayos X (XRF), se tomó una muestra de mineral de 50 gramos, previamente homogeneizada, con el fin de determinar su composición elemental. La muestra fue enviada a la empresa Keyprocess SPA, la cual cuenta con servicios de análisis de mineral utilizando la tecnología de fluorescencia de rayos X (XRF). El análisis fue llevado a cabo siguiendo los procedimientos estándar para asegurar precisión y confiabilidad de los resultados.

### 5.3.3. Digestión acida

Luego de realizar la respectiva molienda y distribución granulométrica, se llevó a cabo la digestión ácida, se usaron dos muestras para determinar la concentración en [mg/L] de Cu y Fe. Se usó el protocolo de la escuela de ingeniería química de la Pontificia Universidad Católica de Valparaíso.

Para llevarla a cabo, se necesitaron los siguientes materiales:

- Vaso precipitado 250 [mL]
- Matraz Aforado 250 [mL]
- Probeta de 15 [mL]
- Papel filtro
- Vidrio reloj
- Embudo analítico
- Espátula
- Piseta
- Placa calefactora
- Probeta 100 [mL]
- Pipeta graduada 2 [mL]
- Propipeta

El procedimiento se llevó a cabo con los siguientes pasos:

- 1- Pesar 2,5 [g] de muestra secada y homogenizada previamente, en un vaso precipitado de 250 [mL].
- 2- Agregar 10 [mL] de ácido sulfúrico concentrado y 15 [mL] de mezcla sulfonítrica.
- 3- Tapar con vidrio reloj y ebullición a temperatura de 90°C.
- 4- Dejar digerir en placa de calefacción hasta estado siruposo.
- 5- Agregar 100 [mL] de agua destilada y 2 [mL] de ácido sulfúrico al 10 % p/p.
- 6- Llevar la muestra a ebullición (90°C) durante 5 a 10 minutos procurando tapar con vidrio reloj, evitando pérdida de muestra (si salta demasiado mantener a menor temperatura).
- 7- Dejar enfriar, filtrar y aforar en un matraz de aforo de 250 [mL]

Luego las muestras se sometieron a espectroscopia de absorción atómica para determinar la concentración. Se usó un equipo espectrofotómetro de absorción atómica.

Por último, se calcula la ley de la muestra utilizando la siguiente formula:

$$\text{Ley } \% = \frac{\text{concentración}_{EAA}[\text{mg/L}] * \text{aforo de la muestra}}{\text{peso de la muestra [g]} * 10000}$$



Figura 24: Digestión acida siguiendo el protocolo del EIQ

### 5.3.4. Cálculo de las variables de la pulpa

Para realizar los ensayos, se llevaron a cabo los siguientes pasos: cálculo del volumen de la pulpa que entra a la celda prototipo. Para ello, primero se obtiene el volumen total de la celda prototipo utilizando la siguiente formula:

$$\text{Volumen celda} = \text{Volumen cono} + \text{Volumen cilindro} \quad (13)$$

$$\text{Volumen celda} = \frac{1}{3} \pi r^2 h + \pi r^2 h \quad (14)$$

Posteriormente, es necesario considerar el espacio ocupado por el aire que entra a la celda gracias al sistema de inyección. Según la bibliografía, se estima que el aire ocupa aproximadamente un 15% del volumen total de la celda. Este ajuste es fundamental para calcular el volumen efectivo de la pulpa.

$$\text{Volumen pulpa} = \text{Volumen celda} * 0.85 \quad (15)$$

Para los ensayos se usó un  $C_p$  de 0,35, este parámetro fue la base de los cálculos. A continuación, se obtuvo la dilución:

$$D = \frac{(1 - C_p)}{C_p} \quad (16)$$

D: Dilución

$C_p$ : Concentración de sólidos

Posteriormente, la masa del mineral se determinó con el volumen de la pulpa y las densidades tanto del mineral como del agua. El cálculo se realizó mediante la siguiente fórmula:

$$Masa\ mineral = \frac{Volumen\ de\ pulpa}{\frac{1}{\rho_s} + \frac{D}{\rho_l}} \quad (17)$$

D: Dilución

$\rho_s$ : Densidad del mineral

$\rho_l$ : Densidad del agua

Luego, se obtuvo la masa de pulpa y la densidad de ésta:

$$Masa\ pulpa: \frac{Masa\ mineral}{C_p} \quad (18)$$

Finalmente, se pudo obtener la densidad de la pulpa:

$$\rho_p = \frac{Masa\ pulpa}{Volumen\ pulpa} \quad (19)$$

$\rho_p$ : Densidad de pulpa

### 5.3.5. Dosis de reactivos

Para realizar los ensayos se usaron dos reactivos: el espumante MIBC y el colector AERO 3894. A continuación, se utilizó la siguiente fórmula para calcular el volumen de reactivo que se usara en los ensayos:

$$\text{Volumen reactivo } [\mu\text{L}] : \frac{[\text{]}_{\text{react}} * W * 1}{\rho_{\text{react}} * 1000} \quad (20)$$

$[\text{}]_{\text{react}}$ : Concentración del reactivo en [g/ton]

W: Masa del mineral en [g]

$\rho_{\text{react}}$ : Densidad de reactivo [g/mL]

Esta fórmula da como resultado el volumen en microlitros ( $\mu\text{L}$ ) del reactivo que se debe añadir al proceso, basado en la masa de mineral y las propiedades del reactivo.

### 5.3.6. Desarrollo del experimento

Para desarrollar los ensayos se ocuparon los siguientes materiales:

- Agitador homogeneizador rotor-estator.
- Vaso de 1 [L].
- 9 bandejas metálicas.
- 1 tamiz #100.
- 1 pala.
- 1 brocha.
- 1 balanza analítica.
- 2 balde de 6 [L].
- 1 balde de 15 [L].
- 1 pliego de papel filtro.
- 721 [g] de mineral.
- Espumante MIBC
- Colector AERO 3894
- Estufa

El experimento se dividió en dos fases. La primera fase consistió en realizar la flotación de partículas gruesas en la celda de lecho fluidizado prototipo. Se llevaron a cabo tres ensayos, el ensayo 1 con un tiempo de flotación de 15 minutos, ensayo 2 con un tiempo de flotación de 30 minutos y un ensayo 3 con un tiempo de flotación de 45 minutos. En primer lugar, el mineral se pesó en la balanza analítica. Luego, se introdujo en un vaso de 1 [L] junto con el volumen de agua correspondiente y la dosis de reactivos calculada. La pulpa se acondiciono en el agitador mecánico por un tiempo de 10 [min]. De forma simultánea, se añadió agua y espumante al balde de 15 [L], el cual formo parte del sistema de inyección de agua. En este proyecto, no se realizó acondicionamiento de pH, debido a que la selectividad se produciría en la flotación convencional posterior. A través de pruebas experimentales realizadas anteriormente y según la bibliografía, se concluyó que el caudal de aire y agua inyectado a la celda debía tener un valor de entre 3 a 4 [L/min] y 2,5 a 3 [L/min] respectivamente para el correcto funcionamiento de la celda, priorizando un nivel de lecho de fluidización constante. El proceso comenzó con el encendido de la bomba centrífuga y el sistema de aire comprimido. A medida que estos inyectaban agua y aire, se agregó el mineral previamente acondicionado. Mientras funciona la celda, se recolecta concentrado en los tiempos: 0,5, 1,5, 3, 6, 9 y 15 minutos. Para recolectar el concentrado, se posicionó el tamiz malla #100 en la boca de salida del concentrado de la celda para filtrar un porcentaje de agua. El agua filtrada cae en el balde de 15 [L] donde es recirculada al sistema. El concentrado se coloca sobre una bandeja metálica con un papel filtro y se introduce a una estufa a 45°C. Posteriormente, este proceso se repitió para los ensayos de 30 y 45 minutos. Para el primero se recolecto el concentrado en los tiempos 1,5, 3, 6, 9, 12, 18, 25, y 30 minutos. El segundo fue de 1,5, 3, 6, 9, 12, 18, 27, 35 y 45 minutos respectivamente.

La segunda fase consistió en obtener la curva de recuperación metalúrgica en función del tiempo, con el objetivo de caracterizar y modelar la cinética de flotación de la celda. Para ello, se pesó el concentrado previamente secado utilizando una balanza analítica y luego se sometió a un proceso de digestión ácida para determinar la ley de cobre de cada muestra de concentrado. La digestión ácida se hizo siguiendo el protocolo de la escuela de ingeniería química de la PUCV mencionado anteriormente (5.3.3).

Para calcular la recuperación acumulada en cada ensayo se siguieron los siguientes pasos:

- 1- Se calculo la recuperación de Cu para cada tiempo, con la siguiente ecuación:

$$Recuperación_i = \frac{Masa\ Concentrado_i \times Ley\ Concentrado_i}{Masa\ Alimentada \times Ley\ Alimentacion} \times 100 \quad (21)$$

- 2- Luego, se calculó la recuperación acumulada en cada tiempo, esto se hizo con la siguiente ecuación:

$$Recuperación\ acumulada_n = \sum_{i=1}^n Recuperación_i \quad (22)$$

### 5.3.7. Cálculo de los modelos cinéticos

Por último, se aplicaron modelos cinéticos para poder comprobar a que modelo se ajustan los resultados obtenidos. En primer lugar, se utilizó el modelo de García-Zúñiga, el cual se desarrolló en los siguientes pasos:

- 1- Configurar los parámetros iniciales:
  - Para el caculo inicial se asigna el valor 1 tanto a K como a  $R_{\infty}$ .
  - Identificar los tiempos de flotación para los cuales se va a calcular la recuperación [R] usando la formula el modelo.
- 2- Calcular la recuperación del modelo para cada tiempo:
  - Para cada tiempo de flotación, se calcula R usando la ecuación 6.
  - Registrar los valores de R obtenidos para cada tiempo.
- 3- Calcular el error entre el modelo y los daros experimentales:
  - Obtener los valores experimentales de la recuperación acumulada para cada intervalo de tiempo.
  - Calcular el error entre la recuperación del modelo y la recuperación experimental para cada tiempo usando la ecuación 7 para calcular el error y luego registrarlos:

$$Error\ Modelo\ Cinético = (Recuperación\ acumulada - Recuperación\ Modelo\ Cinético)^2 \quad (23)$$

- Calcular el error total sumando los valores de error para cada tiempo de flotación.
- 4- Ajuste de parámetros con herramienta Solver de Excel:
    - Se selecciono la función objeto como el error total del modelo de GZ, se agregó la opción de minimizar, con el fin de minimizar el error del modelo.
    - Agregaron las restricciones del modelo, estas fueron:  
 $R_{\infty} \geq Recuperación\ acumulada$

- Ejecutar Solver para llevar a cabo la minimización del modelo.

5- Analizar la nueva curva de recuperación y la precisión del modelo para la cinética ajustada.

Posteriormente se aplicó el modelo de Klimpel donde se usaron los siguientes pasos para su aplicación.

1- Configurar los parámetros iniciales:

- Para el caculo inicial se asigna el valor 1 tanto a K como a  $R_{\infty}$ .
- Identificar los tiempos de flotación para los cuales se va a calcular la recuperación [R] usando la formula el modelo.

2- Calcular la recuperación del modelo para cada tiempo:

- Para cada tiempo de flotación, se calcula R usando la ecuación 8.
- Registrar los valores de R obtenidos para cada tiempo.

3- Calcular el error entre el modelo y los daros experimentales:

- Obtener los valores experimentales de la recuperación acumulada para cada intervalo de tiempo.
- Calcular el error entre la recuperación del modelo y la recuperación experimental para cada tiempo usando la ecuación 7 para calcular el error y luego registrarlos.
- Calcular el error total sumando los valores de error para cada tiempo de flotación.

4- Ajuste de parámetros con herramienta Solver de Excel:

- Se selecciono la función objeto como el error total del modelo de Klimpel, se agregó la opción de minimizar, con el fin de minimizar el error del modelo.
- Agregaron las restricciones del modelo, estas fueron:  
 $R_{\infty} \geq$  Recuperación acumulada
- Ejecutar Solver para llevar a cabo la minimización del modelo.

5- Analizar la nueva curva de recuperación y la precisión del modelo para la cinética ajustada.

Finalmente, el último modelo aplicado fue el de Kelsall, el cual tuvo los siguientes pasos para su aplicación:

- 1- Configurar los parámetros iniciales:
  - Para el caculo inicial se asigna el valor 1 tanto a  $K_f$ ,  $K_s$ ,  $R_\infty$ ,  $\phi_f$  y  $\phi_s$ .
  - Identificar los tiempos de flotación para los cuales se va a calcular la recuperación [R] usando la formula el modelo.
- 2- Calcular la recuperación del modelo para cada tiempo:
  - Para cada tiempo de flotación, se calcula R usando la ecuación 9.
  - Registrar los valores de R obtenidos para cada tiempo.
- 3- Calcular el error entre el modelo y los daros experimentales:
  - Obtener los valores experimentales de recuperación acumulada para cada intervalo de tiempo.
  - Calcular el error entre la recuperación del modelo y la recuperación experimental para cada tiempo usando la ecuación 7 para calcular el error y luego registrarlos.
  - Calcular el error total sumando los valores de error para cada tiempo de flotación.
- 4- Ajuste de parámetros con herramienta Solver de Excel:
  - Se selecciono la función objeto como el error total del modelo de Kelsall, se agregó la opción de minimizar, con el fin de minimizar el error del modelo.
  - Agregaron las restricciones del modelo, estas fueron:  
 $R_\infty \geq \text{Recuperación acumulada}$   
 $\phi_f + \phi_s = 1$   
 $\phi_f \leq 0.9999$
  - Ejecutar Solver para llevar a cabo la minimización del modelo.
- 5- Analizar la nueva curva de recuperación y la precisión del modelo para la cinética ajustada.

## 6. RESULTADOS Y DISCUSIONES

### 6.1. Análisis granulométrico

Para el análisis se utilizaron 18,580 kg de Cpy, como se mencionó anteriormente, este mineral ya había sido previamente chancado. Luego de moler el mineral en un molino de bolas a nivel de laboratorio durante 40 minutos y tamizarlo utilizando los tamices mencionados en la Tabla 2 y el 'Ro-Tap' mostrado en la Figura 23, se procedió a aplicar el modelo de Rosin-Rammler.

En la siguiente tabla se pueden observar los gramos obtenidos por tamiz, el material retenido y el pasante:

Curva de distribución					
	um	gramos	Parcial retenido (%)	Parcial retenido acumulado (%)	Pasante acumulado teórico (%)
1	710	5896	0.317	0.317	68.269
2	600	1335	0.072	0.389	61.086
3	425	2521	0.136	0.525	47.516
4	355	911	0.049	0.574	42.614
5	300	464	0.025	0.599	40.118
6	250	1578	0.085	0.684	31.626
7	180	1690	0.091	0.775	22.532
8	150	844	0.045	0.820	17.989
9	<150	3342	0.180	1.000	0.000
	Total	18580			

Tabla 3: Distribución granulométrica

La distribución granulométrica que se obtuvo fue la siguiente:

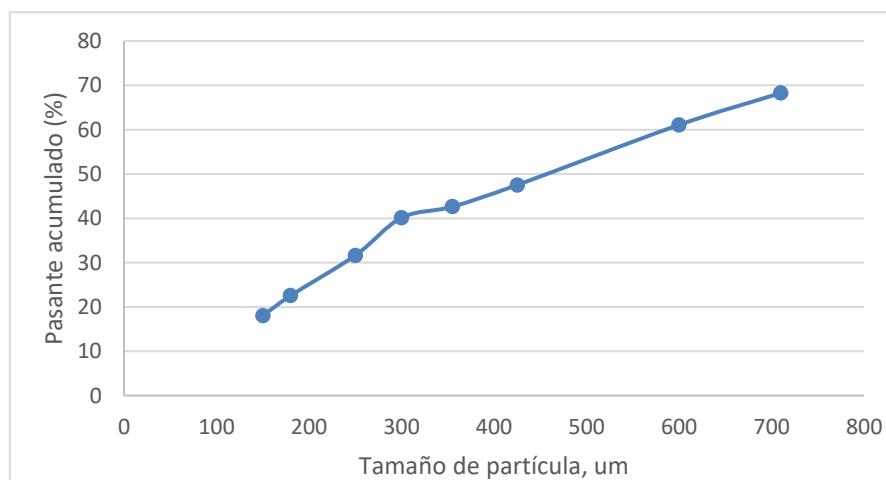


Figura 25: Distribución granulométrica

Se aplicó el modelo de Rosin-Rammler para modelar la distribución granulométrica anterior. El desglose de los cálculos para el modelo se puede ver en el Anexo 1.

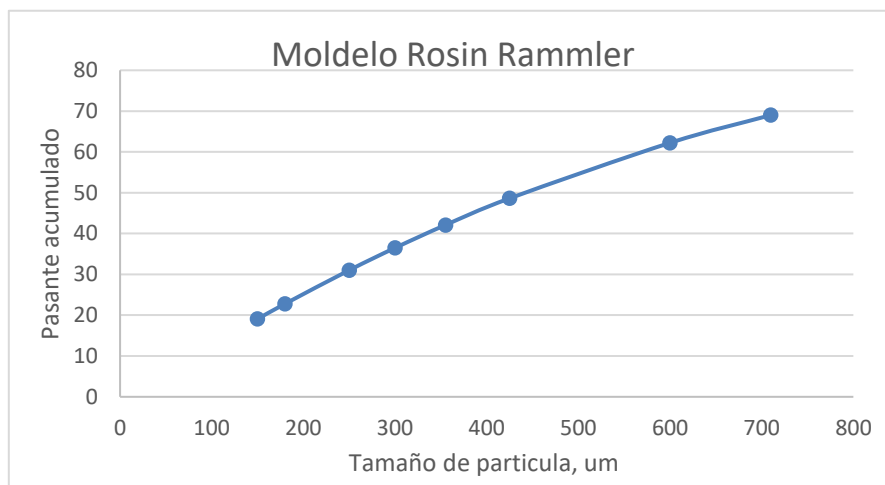


Figura 26: Modelo de Rosin-Rammler

El modelo de Rosin-Rammler mostró que el P80 obtenido es de 947  $\mu\text{m}$ . De esta manera, se logró un P80 grueso, adecuado para realizar los ensayos de flotación de partículas gruesas.

## 6.2. Fluorescencia de rayos X (XRF)

El análisis XRF se realizó con el objetivo de obtener la ley inicial de Cu y Fe en el mineral en estudio, y complementar los resultados obtenidos de la digestión ácida. Este análisis fue realizado en un equipo de fluorescencia de rayos X por parte de la empresa Keyprocess SPA. Se realizaron tres pruebas al mineral previamente homogeneizado, los resultados se muestran en la siguiente tabla:

Muestra	Ley Cu %	Ley Fe %
1	2.888	11.33
2	3.09	11.581
3	2.791	11.445

Tabla 4: Resultados análisis XRF

Los resultados obtenidos del análisis XRF son similares a los resultados obtenidos a través de digestión ácida, mostrando un buen complemento entre ambas técnicas con una ley de cabeza promedio de 2,9% de Cu.

### 6.3. Digestión ácida

La digestión ácida se realizó con el objetivo de determinar la concentración inicial de Cu y Fe en el mineral en estudio. Este proceso se llevó a cabo siguiendo la metodología descrita en el apartado 5.3.3, aplicando la ecuación 12 para calcular la ley correspondiente. Los resultados obtenidos para 2 muestras de mineral mediante espectroscopía de absorción atómica se observan en la tabla 4:

Muestras	Cu [mg/L]	Fe [mg/L]
1	325	1145
2	434	1016

Tabla 5: Concentración de Cu y Fe de la alimentación

Aplicando la ecuación 12, se obtuvieron las siguientes leyes para las muestras:

$$Ley\ Cu\ 1\ \% = \frac{325\ [mg/L] * 250}{2.5[g] * 10.000} = 3.25$$

$$Ley\ Cu\ 2\ \% = \frac{434[mg/L] * 250}{2.5\ [g] * 10.000} = 4.34$$

$$Ley\ Fe\ 1\ \% = \frac{1145\ [mg/L] * 250}{2.5[g] * 10.000} = 11.45$$

$$Ley\ Fe\ 2\ \% = \frac{1016\ [mg/L] * 250}{2.5[g] * 10.000} = 10.16$$

Muestras	Ley Cu (%)	Ley Fe (%)
1	3.25	11.45
2	4.34	10.16

Tabla 6: Leyes de Cu y Fe de cabeza

Los resultados sugieren que la ley de cabeza del mineral esta entre los rangos de 3.25-4.34, esto es normal, puesto que el mineral fue obtenido de la V región, donde existen muchas vetas de cobre y normalmente la ley es más alta.

## 6.4. Variables de la pulpa

Siguiendo la metodología, para realizar los ensayos a la celda prototipo se necesitó calcular el volumen de la pulpa que entra a la celda prototipo. Primero se midió el volumen total de la celda de lecho fluidizado prototipo utilizando la fórmula 13 y 14.

Como se mencionó anteriormente, la celda prototipo se divide en una sección superior e inferior. La sección superior corresponde a un cilindro de diámetro 130 [mm] y una altura de 120 [mm], mientras que la parte inferior cuenta con un cono de 130 [mm] de diámetro y una altura de 8 [mm]. Considerando estas dimensiones y usando las fórmulas mencionadas, se obtuvo el volumen total de la celda:

$$\text{Volumen celda} = \frac{1}{3}\pi * 6.5^2 [cm^2] * 8 + \pi * 6.5^2 * 12 = 1946.7 [cm^3] = 1946.7 [ml]$$

Luego de haber obtenido el volumen total, es necesario considerar el espacio ocupado por el sistema de inyección de aire. Utilizando la ecuación 15, se calcula el volumen desplazado por este sistema dentro de la celda prototipo. Esto permite ajustar el volumen neto disponible para la pulpa, asegurando que los ensayos se realicen con la cantidad correcta de material en función del espacio realmente utilizable en la celda.

$$\text{Volumen pulpa} = 1946.7 [ml] * 0,85 = 1654.6 [ml]$$

Para los ensayos se utilizó un Cp de 0.35, el cual está dentro del rango óptimo para las celdas de flotación de lecho fluidizado y la flotación de cpy. Por lo que, usando la ecuación 16 se obtuvo la dilución de la pulpa:

$$D = \frac{(1 - 0.35)}{0.35} = 1.857$$

Considerando que la densidad del mineral entregada por la mina Black Colt es de 2,30 [g/mL], la densidad del agua es 1,00 [g/ml] y la dilución de 1,86:

$$\text{Masa mineral} = \frac{1654.6 [ml]}{\frac{1}{2.3 [\frac{g}{mL}] + \frac{1.857}{1 [\frac{g}{mL}]}} = 721.969 [gr]$$

Con la masa del mineral se obtuvo el volumen de este mismo:

$$\text{Volumen mineral: } \frac{721.969 \text{ [gr]}}{2.3 \left[\frac{\text{g}}{\text{mL}}\right]} = 313.88 \text{ [mL]}$$

Y posteriormente, el volumen del agua en la pulpa:

$$\text{Volumen de agua en la pulpa: } 1654,6 \text{ [ml]} - 313.88 \text{ [mL]} = 1340.719 \text{ [mL]}$$

Conociendo la masa del mineral se pudo calcular la masa de la pulpa con la ecuación 18:

$$\text{Masa pulpa} = \frac{721.969 \text{ [g]}}{0.35} = 2062.64 \text{ [g]}$$

Finalmente, usando la ecuación 19 se calculó la densidad de la pulpa:

$$\rho_p = \frac{2062.64 \text{ [g]}}{1654.6 \text{ [ml]}} = 1.25 \left[\frac{\text{g}}{\text{mL}}\right]$$

## 6.5. Dosis de reactivo

Los datos del perfil químico utilizado para este mineral fueron obtenidos de la ficha técnica de cada reactivo, el espumante MIBC presenta una densidad de 0,808 [g/cm<sup>3</sup>], mientras que el Aero 3894 tiene una densidad de 0,99 [g/cm<sup>3</sup>]. Considerando que en la minera Black Colt se usa una relación de 20 gramos de reactivo por cada tonelada de mineral, se procedió a usar la ecuación 20:

Para el espumante MIBC en la celda prototipo:

$$\text{Volumen espumante} = \frac{20 \left[\frac{\text{g}}{\text{ton}}\right] * 721.926 \text{ [g]}}{0.808 \left[\frac{\text{g}}{\text{cm}^3}\right] * 1000} = 17.87 \text{ [\mu L]}$$

También se calculó la cantidad de espumante necesario en el sistema de inyección de agua:

$$\begin{aligned} \text{Volumen de espumante en el sistema de inyeccion de agua} \\ = \frac{15000 \text{ [mL]} * 17.87 \text{ [\mu L]}}{1340.719 \text{ [mL]}} = 200 \text{ [\mu L]} \end{aligned}$$

Para el colector AERO 3894

$$Volumen\ colector = \frac{20 \left[ \frac{g}{ton} \right] * 721.926 [g]}{0.99 \left[ \frac{g}{cm^3} \right] * 1000} = 14.58[\mu L]$$

Las dosificaciones de los reactivos son las esperadas para trabajar a escala de laboratorio y en la flotación de cpy. Estos cálculos serán cruciales para controlar la estabilidad de la espuma y las recuperaciones.

## 6.6. Velocidades superficiales

A continuación, se presentan los resultados obtenidos mediante la aplicación de la ecuación 10 para determinar el parámetro de velocidad superficial del gas ( $J_g$ ), utilizando un caudal de aire de entre 3 a 4 [L/min]. Los cálculos realizados indican lo siguiente:

$$J_g = \frac{3 \left[ \frac{L}{min} \right] * \frac{1}{60} \left[ \frac{min}{s} \right] * \frac{1000}{1} \left[ \frac{cm^3}{L} \right]}{\pi * 6.5^2 [cm^2]} = 0.37 \left[ \frac{cm}{s} \right]$$

$$J_g = \frac{4 \left[ \frac{L}{min} \right] * \frac{1}{60} \left[ \frac{min}{s} \right] * \frac{1000}{1} \left[ \frac{cm^3}{L} \right]}{\pi * 6.5^2 [cm^2]} = 0.5 \left[ \frac{cm}{s} \right]$$

El valor de 0.38 cm/s coincide con el recomendado por la bibliografía (Awatey et al., 2013), el cual se ha sugerido para evitar la coalescencia de burbujas. Este parámetro es crucial para asegurar una adecuada dispersión de las burbujas dentro del sistema y garantizar la eficiencia del proceso de flotación.

Posteriormente, utilizando la ecuación 11 se calcularon los parámetros de velocidad superficial del agua o agua de fluidización para caudales de agua entre 2,5 a 3 [L/min]:

$$J_l = \frac{2.5 \left[ \frac{L}{min} \right] * \frac{1}{60} \left[ \frac{min}{s} \right] * \frac{1000}{1} \left[ \frac{cm^3}{L} \right]}{\pi * 6.5^2 [cm^2]} = 0.31 \left[ \frac{cm}{s} \right]$$

$$J_l = \frac{3 \left[ \frac{L}{min} \right] * \frac{1}{60} \left[ \frac{min}{s} \right] * \frac{1000}{1} \left[ \frac{cm^3}{L} \right]}{\pi * 6.5^2 [cm^2]} = 0.37 \left[ \frac{cm}{s} \right]$$

Sin embargo, no fue posible alcanzar la velocidad superficial del agua recomendada por la bibliografía (Awatey et al., 2013), que es de 1.52 cm/s. Esta limitación se debe a restricciones en el sistema de inyección de agua y al tamaño del prototipo de la celda. Este déficit provocó bajas recuperaciones debido a una flotación lenta.

## 6.7. Resultado de los ensayos

Los tres ensayos se realizaron bajo los parámetros calculados en los apartados 6.4, 6.5 y 6.6. Cabe destacar que las velocidades superficiales tanto como de aire y agua de fluidización variaron entre los parámetros mencionados en el apartado 6.6 debido a la dificultad de mantenerlos estables en el transcurso de los ensayos.

### 6.7.1. Ensayo considerando 15 minutos de flotación

En el apartado anexo 2 se puede observar la tabla 36, la cual muestra los resultados obtenidos de la digestión ácida a los concentrados obtenidos por tiempo del ensayo de 15 minutos. Luego en la tabla 37 se pueden observar las leyes de Cu y Fe de los concentrados del ensayo de 15 minutos, las cuales fueron calculadas con la ecuación 12. Finalmente, utilizando la ecuación 21 y 22 se obtuvo la recuperación metalúrgica del ensayo de 15 minutos que se puede observar en la siguiente tabla:

Tiempo [min]	Peso Concentrado [gr]	Ley Cu (%)	Recuperación Cu (%)	Rec. Acum. Cu (%)
0	0	0	0	0
0.5	3.28	2.43	0.372	0.372
1.5	3.04	3.01	0.426	0.798
3	9.47	2.45	1.080	1.878
6	20.18	2.95	2.771	4.650
9	15.29	2.61	1.859	6.509
15	16.77	3.725	2.908	9.418
Total	68.03			

Tabla 7: Recuperación acumulada concentrado Cu ensayo de 15 minutos

Con estos datos se puede obtener la curva de recuperación en el tiempo, la cual se observa en el siguiente gráfico:

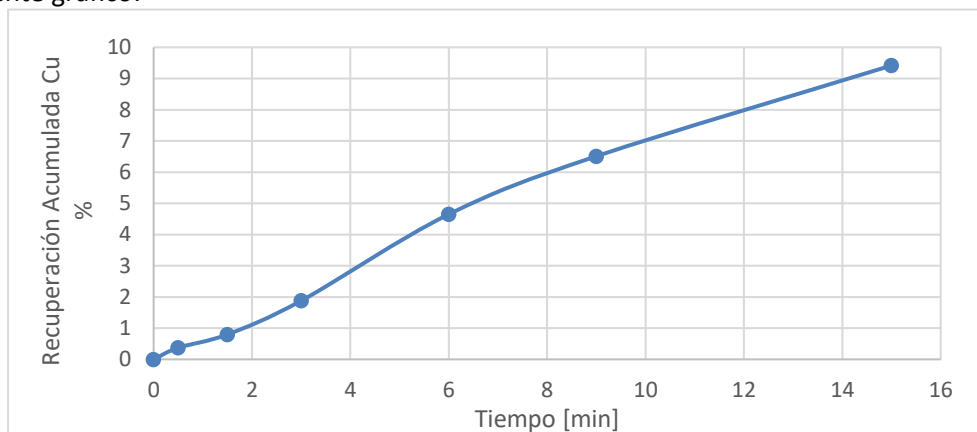


Figura 27: Curva de recuperación acumulada para el ensayo de 15 minutos

Finalmente se realizó un balance de masa para poder obtener las pérdidas y el peso del relave obtenido:

Ensayo	Alim. Calculada [gr]	Concentrado [gr]	Relave [gr]
1	716.428	68.03	644.68

Tabla 8: Balance de masa para el ensayo de 15 minutos

En la Figura 27 se observa un aumento progresivo en la recuperación de partículas gruesas de calcopirita (cpy), lo cual indica un buen desempeño de la celda prototipo de lecho fluidizado. La curva de recuperación en función del tiempo sigue incrementándose, lo que sugiere que podrían recuperarse más partículas gruesas si se extendiera el tiempo de operación. Esto implica que, en un período de 15 minutos, la celda prototipo aún no ha alcanzado su capacidad máxima de recuperación.

Al final de los 15 minutos, se obtiene una recuperación acumulada de 9.418%, un valor que podría estar relacionado con una baja velocidad del agua de fluidización y con una insuficiente liberación del mineral. Además, la ley de cobre (Cu) en el concentrado se mantiene relativamente constante a lo largo del ensayo. Esta estabilidad indica que la celda está siendo selectiva y no está arrastrando un exceso de ganga al concentrado.

### 6.7.2. Ensayo considerando 30 minutos de flotación

En el apartado anexo 3 se puede observar la tabla 38, la cual muestra los resultados obtenidos de digestión ácida a los concentrados obtenidos por tiempo para el ensayo de 30 minutos. Luego en la tabla 39 se pueden observar las leyes de Cu y Fe de los concentrados del ensayo de 30 minutos, las cuales fueron calculadas con la ecuación 12. Finalmente, utilizando la ecuación 21 y 22 se obtuvo la recuperación metalúrgica del ensayo de 30 minutos que se puede observar en la tabla 8:

Tiempo [min]	Peso Concentrado [gr]	Ley Cu (%)	Recuperación Cu (%)	Rec. Acum. Cu (%)
0	0	0	0	0
1.5	13.680	9.088	5.788	5.788
3	1.530	7.538	0.537	6.324
6	3.320	9.788	1.513	7.837
9	2.510	8.663	1.012	8.849
12	3.970	8.188	1.513	10.363
18	7.700	10.850	3.889	14.252
25	6.160	9.113	2.613	16.865
30	9.380	5.300	2.314	19.180
Total	48.250			

Tabla 9: Recuperación acumulada concentrado Cu ensayo de 30 minutos

Con los datos de recuperación de la tabla se obtiene la curva de recuperación, la cual se observa en la figura 28:

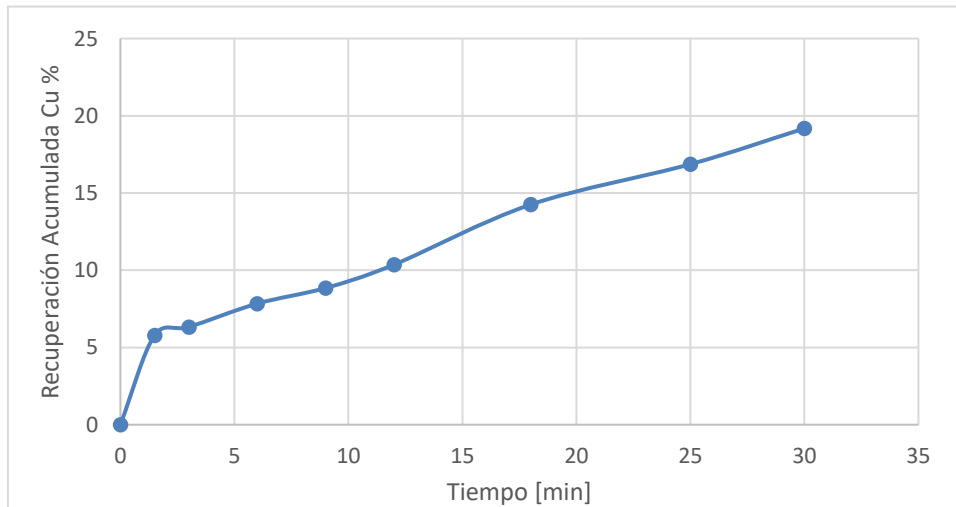


Figura 28: Curva de recuperación acumulada para el ensayo de 30 minutos

Finalmente se realizó un balance de masa para poder obtener las pérdidas y el peso del relave obtenido:

Ensayo	Alim. Calculada [gr]	Concentrado [gr]	Relave [gr]
2	716.428	48.22	663.56

Tabla 10: Balance de masa para el ensayo de 30 minutos

En la Figura 28 se observa que la recuperación aumenta rápidamente en los primeros minutos; luego, la celda prototipo de lecho fluidizado continúa recuperando de manera eficiente, se puede observar que la curva aun presenta un margen de mejora en cuanto a la recuperación. Este comportamiento difiere de lo visto en el ensayo de 15 minutos, donde el proceso tuvo un inicio más estable. También, se puede observar un aumento de la ley en el ensayo de 30 minutos (tabla 8), en comparación con el ensayo de 15 minutos (tabla 6), así como también una menor cantidad de concentrado obtenido en el ensayo de 30 minutos, 48,11 gramos, en comparación con el ensayo de 15 minutos, 68,03 gramos. Estos fenómenos podrían explicarse por una mayor velocidad de agua de fluidización en este ensayo debido a que el sistema de inyección de agua no era preciso. En el ensayo de 15 minutos como la velocidad de fluidización era menor, esta no tenía la fuerza suficiente para suspender las partículas, en cambio en el ensayo de 30 minutos al haber una mayor velocidad de agua de fluidización, permitió mejorar la suspensión de las partículas para que estas fueran atrapadas por las burbujas, esto permitió tener una mayor recuperación. Este último aspecto también explicaría por qué, en el mismo tiempo de 15 minutos, el ensayo de 30 minutos alcanzó una recuperación mayor (aproximadamente un 12%) en comparación con el ensayo de 15 minutos, que solo alcanzó un 9,41%.

Por último, una recuperación de 19,18% luego de 30 minutos indicaría que este bajo rendimiento podría deberse a la limitada exposición de la superficie del mineral, lo que puede dar lugar a una unión más débil entre burbujas y partículas o a una probabilidad significativamente reducida de contacto entre partículas y burbujas.

### 6.7.3. Ensayo considerando 45 minutos de flotación

En el apartado anexo 4 se puede observar la tabla 40, la cual muestra los resultados obtenidos de digestión acida a los concentrados obtenidos por tiempo del ensayo de 45 minutos. Luego en la tabla 41 se pueden observar las leyes de Cu y Fe de los concentrados del ensayo de 45 minutos, las cuales fueron calculadas con la ecuación 12. Finalmente, utilizando la ecuación 21 y 22 se obtuvo la recuperación metalúrgica del ensayo de 45 minutos que se puede observar en la tabla 10:

Tiempo [min]	Peso Concentrado [gr]	Ley Cu (%)	Recuperación Cu (%)	Rec. Acum. Cu (%)
0	0.000	0.000	0.000	0.000
1.5	3.890	2.663	0.482	0.482
3	4.640	2.788	0.602	1.084
6	10.410	2.788	1.351	2.435
9	10.180	3.800	1.801	4.236
12	7.930	4.275	1.578	5.814
18	13.690	3.538	2.255	8.069
27	23.750	4.113	4.547	12.616
35	26.600	4.638	5.743	18.359
45	25.840	3.775	4.541	22.900
Total	126.930			

Tabla 11 : Recuperación acumulada concentrado Cu ensayo 45 minutos

Con los datos de recuperación de la tabla se obtiene la curva de recuperación, la cual se observa en el siguiente grafico:

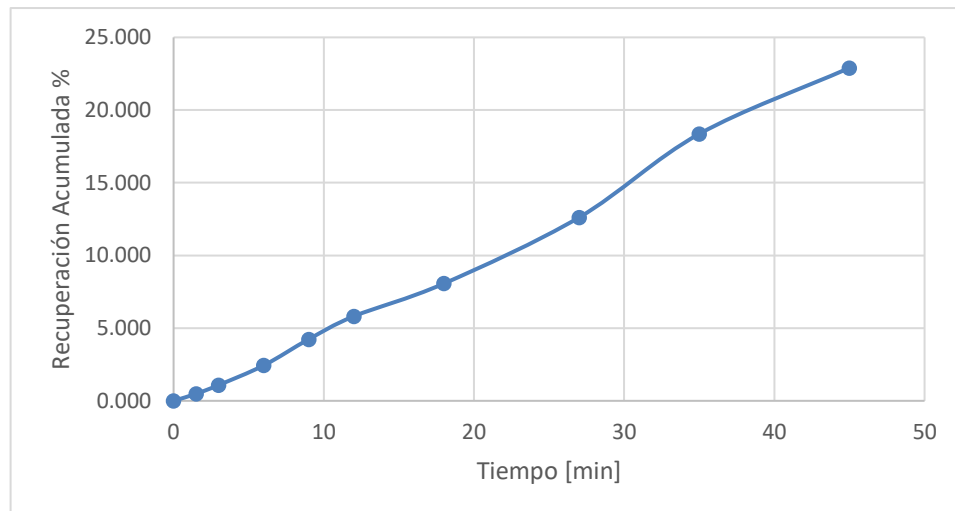


Figura 29: Recuperación acumulada concentrado Cu ensayo 45 minutos

Finalmente se realizó un balance de masa para poder obtener las pérdidas y el peso del relave obtenido:

Ensayo	Alim. Calculada [gr]	Concentrado [gr]	Relave [gr]
3	716.428	125	585.21

Tabla 12: Balance de masa para el ensayo de 45 minutos

En la figura 29 se puede apreciar que la recuperación aumenta de forma estable al inicio del ensayo en comparación a como lo hacía el ensayo de 30 minutos, también se aprecia como la curva no termina de estabilizarse y, por lo tanto, se podría aumentar el tiempo de operación. También, se aprecia en la tabla 11 que en este ensayo se recuperó mayor cantidad de concentrado en comparación a los otros ensayos debido al tiempo de operación y un funcionamiento más controlado de la celda (3 personas) permitiendo una suspensión de partículas más estable favoreciendo la unión partícula – burbuja.

Por último, se observa en la figura 29 que en el tiempo 30 minutos se tiene una recuperación del 15%, lo que es aproximadamente 4% menos en comparación con el ensayo de 30 minutos. Este contraste confirmaría que el agua de fluidización es una variable clave para mejorar el rendimiento del proceso de flotación.

## 6.8. Aplicación de modelos cinéticos

### 6.8.1. Ensayo considerando 15 minutos de flotación

Primero, se aplicó el modelo cinético de García Zúñiga. Para calcular este modelo, se utilizó el paso a paso explicado en el apartado 5.3.7. Los resultados fueron los siguientes:

Tiempo [min]	Rec. GZ Cu (%)	Error GZ Cu (%)
0	0	0
0.5	0.4006	0.00081
1.5	1.1822	0.14724
3	2.3067	0.18324
6	4.3934	0.06588
9	6.2811	0.05228
15	9.5334	0.01331
	Total	0.46279

Tabla 13: Datos ajustados al modelo de García Zúñiga ensayo de 15 minutos

$R_{\infty}$ (%)	24.1813
$K$ ( $\text{min}^{-1}$ )	0.0334

Tabla 14: Recuperación máxima  $R_{\infty}$  y constante cinética  $K$  para García Zúñiga ensayo 15 minutos

Luego de calcular el modelo de García Zúñiga, se calculó el modelo cinético de Klimpel, para calcular este modelo, se utilizó el paso a paso explicado en el capítulo 5.3.7. modelamiento del proceso de flotación para el modelo cinético de Klimpel, los resultados fueron los siguientes:

Tiempo [min]	Rec. Acum. Cu (%)	Re Kl Cu (%)	Error Kl Cu (%)
0	0	0.0000	0
0.5	0.3722	0.4009	0.00082
1.5	0.7985	1.1825	0.14739
3	1.8787	2.3063	0.18280
6	4.6501	4.3906	0.06737
9	6.5098	6.2769	0.05424
15	9.4180	9.5377	0.01433
		Total	0.46697

Tabla 15: Datos ajustados al modelo Klimpel ensayo de 15 minutos

$R_{\infty}$ (%)	31.5592
$K$ ( $\text{min}^{-1}$ )	0.0512

Tabla 16: Recuperación máxima  $R_{\infty}$  y constante cinética  $K$  para García Zúñiga ensayo de 15 minutos

Por último, se calculó el modelo de Kelsall, para calcular este modelo, se utilizó el paso a paso explicado en el capítulo 5.3.7. modelamiento del proceso de flotación para el modelo cinético de Kelsall, los resultados fueron los siguientes:

Tiempo [min]	Rec. Acum. Cu (%)	Rec. Ks Cu (%)	Error KS Cu (%)
0	0	0	0
0.5	0.372	0.401	0.0008
1.5	0.798	1.182	0.147
3	1.878	2.306	0.182
6	4.650	4.393	0.066
9	6.509	6.281	0.052
15	9.418	9.5345524	0.013
		Total	0.462

Tabla 17: Datos ajustados al modelo Kelsall ensayo de 15 minutos

$R_{\infty}$ (%)	24.212
$K_f$ ( $\text{min}^{-1}$ )	0.0331
$K_s$ ( $\text{min}^{-1}$ )	0.0335

Tabla 18: Recuperación máxima  $R_{\infty}$  y constantes cinéticas  $K_f$  y  $K_s$  para Kelsall ensayo de 15 minutos

Los resultados de los ajustes de la curva de recuperación para cada modelo se pueden ver en la figura 30:

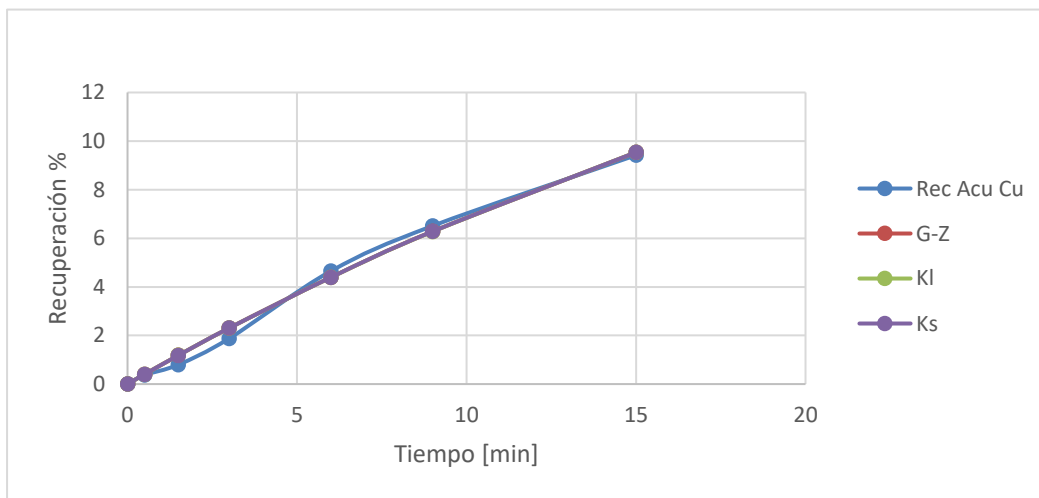


Figura 30: Ajustes de la curva de recuperación para cada modelo cinético ensayo de 15 minutos

La figura 30 sugiere que los modelos cinéticos logran ajustarse a la curva de recuperación de una celda de flotación de lecho fluidizado, pero no en su totalidad. El modelo de García Zúñiga y Kelsall son los más acertados con un error de 0.462, pero eso no es concluyente, puesto que el ensayo de 15 minutos no es la más representativa de la cinética de una celda de flotación de lecho fluidizado.

### 6.8.2. Ensayo considerando 30 minutos de flotación

Primero se calculó el modelo de García Zúñiga para el ensayo de 30 minutos, esto se hizo de la misma forma que para el ensayo de 15 minutos, los resultados se pueden observar en la tabla 18 y 19:

Tiempo [min]	Rec. Acum. Cu (%)	Rec. GZ Cu (%)	Error GZ Cu (%)
0	0.000	0	0
1.5	5.79	2.134	13.347
3	6.32	4.042	5.205
6	7.84	7.276	0.314
9	8.85	9.862	1.026
12	10.36	11.931	2.461
18	14.25	14.909	0.431
25	16.87	17.056	0.036
30	19.18	18.032	1.315
		Total	24.138

Tabla 19: Datos ajustados al modelo de García Zúñiga ensayo de 30 minutos

$R_{\infty}$	20.196
$K \text{ (min}^{-1}\text{)}$	0.0744

Tabla 20: Recuperación máxima  $R_{\infty}$  y constante cinética  $K$  para García Zúñiga ensayo de 30 minutos

Luego de calcular el modelo de García Zúñiga, se calculó el modelo cinético de Klimpel, esto se hizo de la misma forma que para el modelo de Klimpel en el ensayo de 15 minutos, los resultados fueron los siguientes:

Tiempo [min]	Rec. Acum. Cu (%)	Rec. Kl Cu (%)	Error KL Cu (%)
0	0.000	0	0.0000
1.5	5.79	2.250	12.508
3	6.32	4.221	4.421
6	7.84	7.473	0.132
9	8.85	10.002	1.329
12	10.36	11.990	2.648
18	14.25	14.834	0.338
25	16.87	16.948	0.007
30	19.18	17.981	1.434
		Total	22.820

Tabla 21: Datos ajustados al modelo Klimpel ensayo de 30 minutos

$R_{\infty}$ (%)	23.735
$K$ ( $\text{min}^{-1}$ )	0.1351

Tabla 22: Recuperación máxima  $R_{\infty}$  y constante cinética  $K$  para Klimpel ensayo 30 minutos

Por último, se calculó el modelo de Kelsall de la misma forma que se hizo en el cálculo del modelo de Kelsall para el ensayo de 30 minutos, los resultados fueron los siguientes:

Tiempo [min]	Rec. Acum. Cu (%)	Rec. Ks Cu (%)	Error KS Cu (%)
0	0.000	0	0.0000
1.5	5.79	2.327	11.974
3	6.32	4.341	3.931
6	7.84	7.612	0.05
9	8.85	10.109	1.587
12	10.36	12.043	2.826
18	14.25	14.788	0.288
25	16.87	16.862	0
30	19.18	17.923	1.577
		Total	22.236

Tabla 23: Datos ajustados al modelo Kelsall ensayo de 30 minutos

$R_{\infty}$ (%)	24.754
$K_f$ ( $\text{min}^{-1}$ )	0.0219
$K_s$ ( $\text{min}^{-1}$ )	0.1128

Tabla 24: Recuperación máxima  $R_{\infty}$  y constantes cinéticas  $K_f$  y  $K_s$  para Kelsall ensayo de 30 minutos

Los resultados de los ajustes de la curva de recuperación para cada modelo se pueden ver en la figura 31.

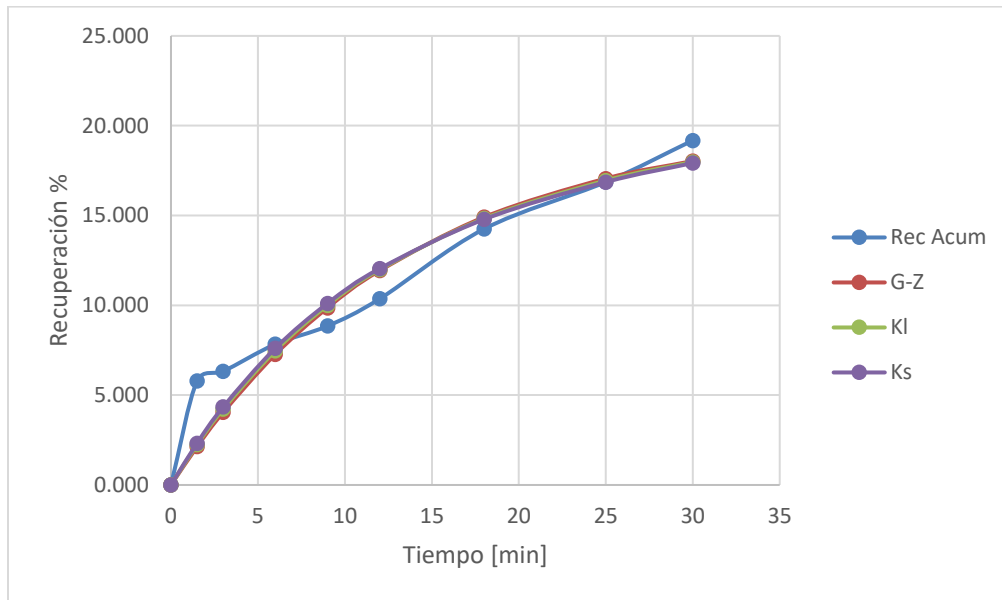


Figura 31: Ajustes de la curva de recuperación para cada modelo cinético ensayo 30 minutos

La figura 31 sugiere que los modelos cinéticos no se logran a ajustar en su totalidad a la curva de recuperación de la celda de flotación de lecho fluidizado, teniendo errores sobre 20 %.

### 6.8.3. Ensayo considerando 45 minutos de flotación

Primero se calculó el modelo de García Zúñiga para el ensayo de 45 minutos, esto se hizo de la misma forma que para el ensayo de 15 minutos, los resultados se pueden observar en la tabla 24 y 25:

Tiempo [min]	Rec. Acum. Cu (%)	Rec. GZ Cu (%)	Error GZ Cu (%)
0	0.000	0	0
1.5	0.48	1.134	0.424
3	1.08	2.212	1.271
6	2.44	4.211	3.154
9	4.24	6.018	3.175
12	5.81	7.651	3.374
18	8.07	10.461	5.725
27	12.62	13.742	1.269
35	18.36	15.930	5.897
45	22.90	17.953	24.471
		Total	48.764

Tabla 25: Datos ajustados al modelo de García Zúñiga ensayo de 45 minutos

$R_{\infty}$ (%)	23
K ( $\text{min}^{-1}$ )	0.0337

Tabla 26: Recuperación máxima  $R_{\infty}$  y constante cinética K para García Zúñiga ensayo de 45 minutos

Luego de calcular el modelo de García Zúñiga, se calculó el modelo cinético de Klimpel, esto se hizo de la misma forma que para el modelo de Klimpel en el ensayo de 15 minutos, los resultados fueron los siguientes:

Tiempo [min]	Rec. Acum. Cu (%)	Rec. Kl Cu (%)	Error Kl Cu (%)
0	0.000	0.000	0.000
1.5	0.482	1.277	0.631
3	1.084	2.460	1.892
6	2.435	4.575	4.581
9	4.236	6.401	4.684
12	5.814	7.980	4.689
18	8.069	10.546	6.134
27	12.616	13.311	0.482
35	18.359	15.033	11.064
45	22.900	16.561	40.180
		Total	74.338

Tabla 27: Datos ajustados al modelo Klimpel ensayo 45 minutos

$R_{\infty}$ (%)	23
$K$ ( $\text{min}^{-1}$ )	0.0768

Tabla 28: Recuperación máxima  $R_{\infty}$  y constante cinética  $K$  para Klimpel ensayo 45 minutos

Por último, se calculó el modelo de Kelsall de la misma forma que se hizo en el cálculo del modelo de Kelsall para el ensayo de 45 minutos, los resultados fueron los siguientes:

Tiempo [min]	Rec. Acum. Cu	Rec. Ks Cu (%)	Error Ks Cu (%)
0	0.000	0	0.000
1.5	0.482	1.133	0.425
3	1.084	2.212	1.272
6	2.435	4.211	3.154
9	4.236	6.018	3.176
12	5.814	7.651	3.375
18	8.069	10.461	5.726
27	12.616	13.742	1.269
35	18.359	15.930	5.897
45	22.900	17.953	24.471
		Total	48.764

Tabla 29: Datos ajustados al modelo Kelsall ensayo 45 minutos

$R_{\infty}$ (%)	23
$K$ ( $\text{min}^{-1}$ )	0.0337
$K_s$ ( $\text{min}^{-1}$ )	0.0337

Tabla 30: Recuperación máxima  $R_{\infty}$  y constantes cinéticas  $K_f$  y  $K_s$  para Kelsall ensayo 45 minutos

Los resultados de los ajustes de la curva de recuperación para cada modelo se pueden ver en la figura 32.

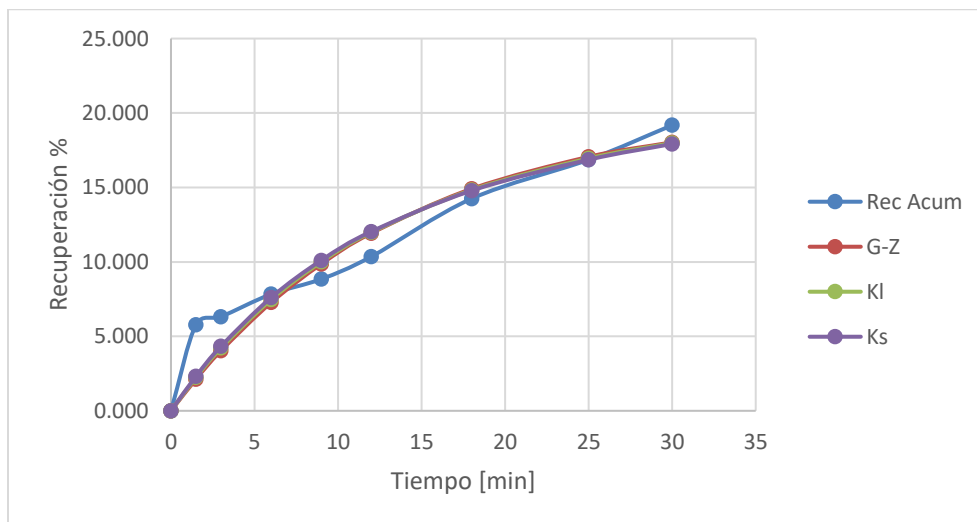


Figura 32: Ajustes de la curva de recuperación para cada modelo cinético ensayo 45 minutos

La figura 32 sugiere que los modelos cinéticos no se logran a ajustar a la curva de recuperación de la celda de flotación de lecho fluidizado, teniendo errores sobre 48 %, siendo este el ensayo más representativo para la cinética de flotación de una celda de lecho fluidizado. Es importante destacar que la cinética de recuperación en celdas estándar para minerales de aproximadamente 100 [μm] suele oscilar entre 1 a 3 [min<sup>-1</sup>], dependiendo del tipo de mineral. En el caso de los minerales gruesos, las constantes cinéticas son significativamente más bajas, lo que concuerda con las recuperaciones reducidas reportadas

## **7. Observaciones y recomendaciones**

Los resultados obtenidos de los tres ensayos realizados muestran un aumento progresivo en la recuperación con el tiempo, lo que indica un funcionamiento adecuado de la celda prototipo de lecho fluidizado. Sin embargo, no se alcanzaron recuperaciones significativamente altas en un tiempo de 45 minutos, lo que podría estar relacionado con la baja área expuesta del mineral valioso debido a su granulometría.

Se observó que el proceso de flotación fue más lento en comparación con las celdas de flotación mecánicas convencionales, lo cual se atribuye a la baja liberación de las partículas gruesas. Además, el incremento continuo en las recuperaciones sugiere que, al final de los ensayos, aún no se había alcanzado la máxima recuperación posible. Por lo tanto, se recomienda aumentar los tiempos de flotación en los ensayos para mejorar los resultados.

En todos los ensayos se evidenció la importancia del parámetro de agua de fluidización en el proceso de flotación de la celda de lecho fluidizado, ya que influye en las leyes, recuperaciones y tiempos de flotación. Esto es consistente con lo señalado en la bibliografía, que establece un rango óptimo para el caudal de agua de fluidización. Un caudal demasiado bajo puede dificultar la suspensión de las partículas gruesas, reduciendo la eficiencia de la flotación, mientras que un caudal excesivo podría generar turbulencia, desestabilizando las uniones partícula-burbuja y reduciendo tanto la selectividad del proceso como la calidad del concentrado. Por lo tanto, es crucial ajustar el caudal de agua de fluidización dentro de este rango óptimo para maximizar la eficiencia del proceso sin comprometer su estabilidad. Se recomienda contar con un sistema de inyección de agua de fluidización más eficiente, que permita controlar con precisión este parámetro, así como un sistema de inyección de aire que facilite el ajuste adecuado de los parámetros recomendados por la bibliografía.

Los modelos cinéticos ajustados a la celda de lecho fluidizado muestran que no son compatibles con esta celda debido al gran error que presentan. La constante cinética K en celdas de flotación convencionales para tamaños de partícula entre 100-150 [um], varía entre los rangos de 0.5-5 [1/s] para modelos de primer orden, que son los utilizados en la presente tesis, la constante cinética K es un parámetro que mide la velocidad a la cual las partículas de mineral se unen a las burbujas de aire en la celda de flotación. Los rangos de K para flotación convencional se pueden ver en la figura 33:

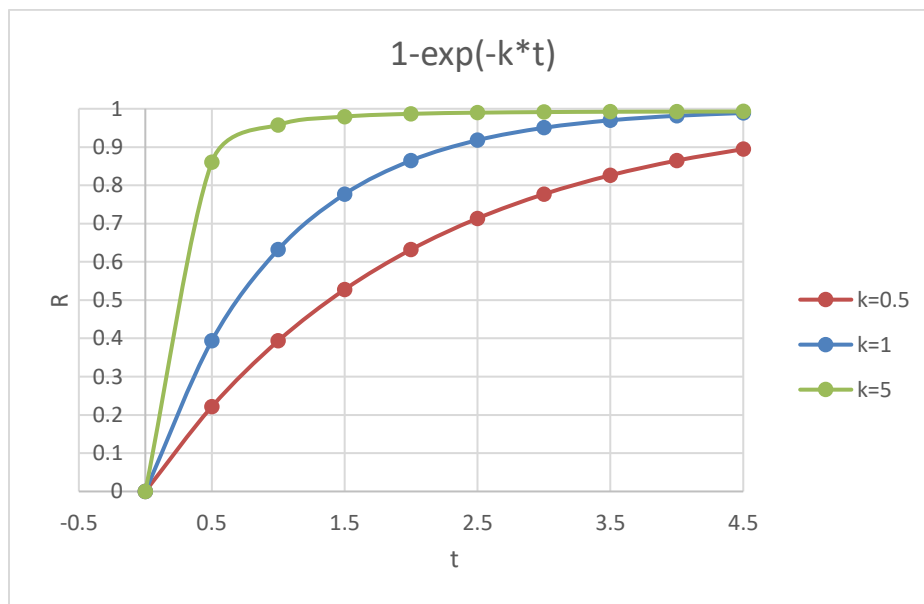


Figura 33: Parámetros de K para celdas convencionales

Como se puede ver en los resultados de los modelos cinéticos, la constante cinética K para las celdas de lecho fluidizado tiene valores por debajo de 0.13 y en la mayoría de los casos bajo 0.07, lo que sugiere que la velocidad en la cual se une la partícula a la burbuja es demasiado baja. Esto se puede deber a lo difícil que es formar el complejo partícula-burbuja cuando el tamaño de partícula está sobre 300 [um] y el mineral valioso no está completamente liberado. Este parámetro muestra la importancia de controlar los flujos de aire y agua para crear un entorno poco turbulento, pero que conserve la suspensión de las partículas y formar el complejo partícula-burbuja a velocidades de adhesión bajas.

El error total de los modelos cinéticos a la curva de recuperación de la celda de flotación de lecho fluidizado, muestran que no son compatibles para la cinética de esta celda. Se sugiere estudiar modelos más actuales o incluso ajustar un nuevo modelo para esta celda.

Los parámetros de diseño de la celda y el material de impresión funcionaron correctamente, sin presentar filtraciones adicionales. No obstante, se sugiere imprimir una celda de mayor tamaño que pueda soportar presiones de agua más altas, lo que permitiría utilizar los parámetros recomendados en la bibliografía.

A pesar de los desafíos mencionados, se logró obtener la cinética de flotación de la celda prototipo de lecho fluidizado por primera vez. Con un mayor número de ensayos y la implementación de las recomendaciones descritas, se podrían obtener mejores resultados que contribuirían a una comprensión más precisa del proceso.

Por último, se recomienda la realización de un diseño de experimento (DoE) para saber como la velocidad del agua de fluidización afectara la altura del lecho y así asegurar una máxima eficiencia y una mejor recuperación en la flotación. Esta relación entre la velocidad del agua de fluidización y la altura del lecho son esenciales para mejorar el rendimiento de la celda de flotación de lecho fluidizado.

## 8. Evaluación económica

### Proyecto Planta Concentradora Flotación Convencional

CuFeS2 alimentación	17.09	tph
FeS2 alimentación	114	tph
SiO2 alimentación	438.7	tph
CuFeS2	17.06	tph
FeS2	2.89	tph
SiO2	0.14	tph
LeyCu	29.38	%
Rcu	99.81	%
Vol Cell Rougher	2033	ft3
Vol Cell Rougher	57.55	m3
N° Cell Rougher	10	
Vol Cell Scavenger	1800	ft3
Vol Cell Scavenger	50.958	m3
N° Cell Scavenger	10	
Vol Col Cleaner	1501	ft3
Vol Col Cleaner	42.49	m3
N° Col Cleaner	2	

Tabla 31: Análisis técnico planta concentradora

p	0.98	
mu	0.035	
Trc	0.4	kUS/ton con
Rfc	0.45	kUS/ton con
Q	5	kUS/tonCu
H	8640	h/año
PPL	38525.76	
DPV	4804.40	
Ingresos	130855	kUS/año
Ingresos	\$130,855,151	US/año
TMAR	0.055	
Mina-conminución-transporte	3	MUS/ton
Tasa de descuento	0.35	
Años de proyecto	10	años
Costo Cell Rougher	33.63	MUS
Costo Cell Scavenger	97.55	MUS
Costo Col Cleaner	71.47	MUS
Costo Equipos	\$2,659.74	MUS/año
Inversión total equipos	\$10,373.00	MUS/año
Costo operacional total	\$33,219,606.32	MUS/año
Depreciación	\$1,037.30	MUS/año
Capital de trabajo	\$3,989.61	MUS/año
Inversión inicial	\$14,362.61	MUS/año
Utilidades antes de impuestos	\$97,634,507	US/año
Utilidades después de impuestos	\$63,462,430	US/año
Flujo neto efectivo	\$63,463,467	US/año
Factor de anualidad	7.54	
<b>VAN</b>	<b>\$478.349.506</b>	<b>US</b>

Tabla 32: Análisis económico planta concentradora

Donde:

Rcu: Recuperación de cobre

p: Grado de pureza

Trc: Tarifa de tratamiento

Rfc: Factor de recuperación al concentrado

Q: Precio del cobre según la bolsa

H: Horas de trabajo en el año

TMAR: Tasa mínima de rendimiento

VAN: Valor anual neto

La tabla 33 y 34 describen el análisis de una planta concentradora con una etapa de flotación convencional, en este caso los costos de mina, conminución y transporte son los normales, puesto que no hay modificaciones en el sistema.

**Proyecto Planta Concentradora Flotación Convencional sumando Celda de Lecho Fluidizado**

CuFeS2 alimen	17.09	tph
FeS2 alime	114	tph
SiO2 alime	438.7	tph
CuFeS2	17.06	tph
FeS2	2.89	tph
SiO2	0.14	tph
LeyCu	29.38	%
Rcu	99.81	%
Vol Celda lecho fluidizado	706.29	ft3
Vol Celda lecho fluidizado	20.00	m3
N° Celda lecho fluidizado	2	
Vol Celda Rougher	2033	ft3
Vol Celda Rougher	57.55	m3
N° Celda Rougher	10	
Vol Celda Scavenger	1800	ft3
Vol Celda Scavenger	50.958	m3
N° Celda Scavenger	10	
Vol Col Cleaner	1501	ft3
Vol Col Cleaner	42.49	m3
N°Col Cleaner	2	

Tabla 33: Análisis técnico planta concentradora sumando celda de lecho fluidizado

p	0.98	
mu	0.035	
Trc	0.4	kUS/ton con
Rfc	0.45	kUS/ton con
Q	5	kUS/tonCu
H	8640	h/año
PPL	38525.76	
DPV	4804.40	
Ingresos	130855	kUS/año
Ingresos	\$130,855,151	US/año
TMAR	0.055	
Mina-conminución-transporte	2.2	MUS/ton
Tasa de descuento	0.35	
Años de proyecto	10	años
Costo Celda lecho fluidizado	17.41	MUS
Costo Celda Rougher	107.10	MUS
Costo Celda Scavenger	97.55	MUS
Costo Col Cleaner	84.99052604	MUS
Costo Equipos	2779.649215	MUS/año
Inversión total equipos	10840.63194	MUS/año
Costo operacional total	24580028.73	MUS/año
Depreciación	1084.063194	MUS/año
Capital de trabajo	4169.473823	MUS/año
Inversión inicial	15010.10576	MUS/año
Utilidades antes de impuestos	106274038.2	US/año
Utilidades después de impuestos	69078124.8	US/año
Flujo neto efectivo	69079208.86	US/año
Factor de anualidad	7.53	
<b>VAN</b>	<b>\$520.678.218.8</b>	<b>US</b>

Tabla 34: Análisis económico planta concentradora sumando celda de lecho fluidizado

La tabla 32 y 33 describen el análisis de una planta concentradora con una etapa de flotación convencional a la cual se suman dos celdas de flotación de lecho fluidizado. En este caso los costos asociados a la mina, conminución y transporte son menores, en específico un 30% menor en la etapa de conminución, ya que según la literatura el agregado de la celda de lecho fluidizado reduce en un 30-50% los gastos energéticos asociados a la etapa de conminución. Por lo demás, se suman los gastos asociados a los costos de equipos de la celda de lecho fluidizado, los cuales son depreciables en comparación al ahorro energético y que estas producen. El VAN aumenta de US \$478,349,506 a US \$520.678.218,8.

## 9. Conclusión

Basándonos en la bibliografía, se esperaba encontrar una cinética similar de flotación a la de las celdas convencionales. Sin embargo, los resultados demostraron que las celdas de lecho fluidizado tienen una cinética más lenta debido a que trabaja con partículas gruesas, donde en 45 minutos la máxima recuperación que se obtuvo fue de 22,9%, este resultado está a favor de la hipótesis planteada.

El método de impresión en 3D funciona de excelente manera, los software utilizados, las impresoras y el material funcionaron de forma óptima en el proceso. Por lo que, debiese funcionar para imprimir una celda prototipo de mayores dimensiones para su uso en próximos proyectos.

La puesta en marcha del proceso presento complicaciones, una celda de mayor tamaño y un sistema de inyección de agua y aire más preciso debiesen conseguir mejores resultados.

A pesar de obtener bajas recuperaciones, se pudo determinar la cinética de recuperación de la celda de lecho fluidizado, se confirmó la importancia del equilibrio en los parámetros operacionales, la tasa de fluidización del agua, la altura del lecho y el caudal de aire deben estar dentro de los parámetros correctos para alcanzar una flotación eficiente. Excederse en los parámetros de velocidad del agua de fluidización puede llevar a pérdidas en la recuperación, así como también estar por debajo de estos. Para la velocidad superficial del gas, en este proyecto se trabajó dentro de los parámetros recomendados por la bibliografía por lo que no se observaron mayores problemas. En cambio, el caudal de agua de fluidización no se trabajó dentro de los parámetros debido a dificultades operacionales. Este es un parámetro crítico para optimizar el proceso, ya que influye directamente en la estabilidad, altura del lecho y suspensión de las partículas en el lecho fluidizado afectando su colección por parte de las burbujas.

Se concluyo que los modelos cinéticos convencionales usados en este proyecto no son compatibles con la celdas de lecho fluidizado debido a la cinética de flotación lenta, por lo que se debiesen usar nuevos modelos para estudios futuros.

Finalmente, se concluye que las celdas de lecho fluidizado ofrecen un enfoque prometedor en la flotación de partículas gruesas, reducción en el consumo energético y minimizar el impacto ambiental. Sin embargo, lograr un buen rendimiento en el sistema dependerá de un control exhaustivo de los parámetros críticos.

## 10. BIBLIOGRAFÍA

- Awatey, B., Thanasekaran, H., Kohmuench, J. N., Skinner, W., & Zanin, M. (2013). Optimization of operating parameters for coarse sphalerite flotation in the HydroFloat fluidised-bed separator. *Minerals Engineering*, 50–51, 99–105. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2013.06.015>
- Christophersen, J. A. (n.d.). "Á •É •u %%% Recent Deister Flotaire Column Flotation Cell Developments. *Coarse Particle Flotation of Coarse Gold and Gold-bearing Ore by Fluidized-bed-flotation*. (2021).
- Corin, K. C., McFadzean, B. J., Shackleton, N. J., & O'connor, C. T. (2021). Challenges related to the processing of fines in the recovery of platinum group minerals (PGMs). In *Minerals* (Vol. 11, Issue 5). MDPI AG. <https://doi.org/10.3390/min11050533>
- Dankwah, J. B., Asamoah, R. K., Zanin, M., & Skinner, W. (2022). Influence of water rate, gas rate, and bed particle size on bed-level and coarse particle flotation performance. *Minerals Engineering*, 183. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2022.107622>
- Darabi, H., Koleini, S. M. J., Deglon, D., Rezai, B., & Abdollahy, M. (2020). Investigation of bubble-particle attachment, detachment and collection efficiencies in a mechanical flotation cell. *Powder Technology*, 375, 109–123. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2020.07.085>
- Demir, H. K., & Runge, K. (n.d.). *The effects of operational parameters on HydroFloat® performance in a metalliferous application*. <https://www.researchgate.net/publication/362908841>
- Fornasiero, D., & Filippov, L. O. (2017a). Innovations in the flotation of fine and coarse particles. *Journal of Physics: Conference Series*, 879(1). <https://doi.org/10.1088/1742-6596/879/1/012002>
- Fornasiero, D., & Filippov, L. O. (2017b). Innovations in the flotation of fine and coarse particles. *Journal of Physics: Conference Series*, 879(1). <https://doi.org/10.1088/1742-6596/879/1/012002>
- Fosu, S., Awatey, B., Skinner, W., & Zanin, M. (2015). Flotation of coarse composite particles in mechanical cell vs. the fluidised-bed separator (The HydroFloat™). *Minerals Engineering*, 77, 137–149. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.03.011>

- Hassanzadeh, A., Safari, M., Hoang, D. H., Khoshdast, H., Albijanic, B., & Kowalczyk, P. B. (2022). Technological assessments on recent developments in fine and coarse particle flotation systems. In *Minerals Engineering* (Vol. 180). Elsevier Ltd. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2022.107509>
- Jameson, G. J., Cooper, L., Tang, K. K., & Emer, C. (2020). Flotation of coarse coal particles in a fluidized bed: The effect of clusters. *Minerals Engineering*, 146. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.106099>
- Jameson, G. J., & Emer, C. (2019). Coarse chalcopyrite recovery in a universal froth flotation machine. *Minerals Engineering*, 134, 118–133. <https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2019.01.024>
- Janishar Anzoom, S., Bournival, G., & Ata, S. (2024). Coarse particle flotation: A review. In *Minerals Engineering* (Vol. 206). Elsevier Ltd. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108499>
- Kohmuench, J. N., Luttrell, G. H., & Mankosa, M. J. (2001). *Coarse particle concentration using the HydroFloat Separator*.
- Kohmuench, J. N., Mankosa, M. J., Thanasekaran, H., & Hobert, A. (2018). Improving coarse particle flotation using the HydroFloat™ (raising the trunk of the elephant curve). *Minerals Engineering*, 121, 137–145. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.03.004>
- Kohmuench, J., & Wasmund, E. (2018). HydroFloats Running at Cadia. In *E&MJ* (Vol. 53). [www.e-mj.com](http://www.e-mj.com)
- Mankosa, M. J., Kohmuench, J. N., Luttrell, G. H., Herbst, J. A., & Noble, A. (n.d.). *SPLIT-FEED CIRCUIT DESIGN FOR PRIMARY SULFIDE RECOVERY*.
- Mesa, D., Hampel, D. M., Neethling, S. J., Kokalova Wheldon, T., & Brito-Parada, P. R. (2024). Characterisation of the multiphase fluid dynamics of the CoarseAIR™ fluidised bed flotation cell using the Large Modular Array (LaMA) for positron emission particle tracking (PEPT). *Minerals Engineering*, 211. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2024.108700>
- Miller, J. D., Lin, C. L., Wang, Y., Mankosa, M. J., Kohmuench, J. N., & Luttrell, G. H. (n.d.). *SIGNIFICANCE OF EXPOSED GRAIN SURFACE AREA IN COARSE PARTICLE FLOTATION OF LOW-GRADE GOLD ORE WITH THE HYDROFLOAT™ TECHNOLOGY*.

rbrantes, & cochilcocl. (n.d.). *Informe de actualización del consumo energético de la minería del cobre al año 2021.*

*Resumen Ejecutivo.* (n.d.).

Soto, H., & Barbery, G. (n.d.). *Flotation of coarse particles in a counter-current column cell.*

Sutherland, J. L., Dickinson, J. E., & Galvin, K. P. (2020). Flotation of coarse coal particles in the Reflux™ Flotation Cell. *Minerals Engineering*, 149. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106224>

Valery, W., & Jankovic, A. (n.d.). *34 th IOC on Mining and Metallurgy.* <https://www.researchgate.net/publication/43463337>

Yianatos, J., Carrasco, C., Bergh, L., Vinnett, L., & Torres, C. (2012). Modelling and simulation of rougher flotation circuits. *International Journal of Mineral Processing*, 112–113, 63–70. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2012.06.005>

Yianatos, J., & Vallejos, P. (2024). Challenges in flotation scale-up: The impact of flotation kinetics and froth transport. *Minerals Engineering*, 207. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108541>

Yianatos, J., Vallejos, P., Rodriguez, M., & Cortinez, J. (2022). A scale-up approach for industrial flotation cells based on particle size and liberation data. *Minerals Engineering*, 184. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2022.107635>

Zanin, M., Chan, E., & Skinner, W. (2021). Modelling the fluidised bed in HydroFloat™ for improved process control. *Powder Technology*, 388, 241–250. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2021.04.089>

# 11. ANEXOS

## Anexo 1

Se utilizó el desglose de la ecuación original mostrado en el punto 4.3.1 y se construyó la siguiente tabla:

Rosin Rammler					
	micrones	gramos	Ln(d)	Ln(Ln(100/(100-%F(d))))	Pasante acumulado %F(d) Ajustado
1	710	5895.6	6.56526497	0.13791157	69.0135354
2	600	1334.5	6.39692966	-0.05781188	62.2225961
3	425	2521.3	6.05208917	-0.43901752	48.6240542
4	355	910.9	5.87211779	-0.58812757	42.092008
5	300	463.7	5.70378247	-0.66787788	36.4862906
6	250	1577.9	5.52146092	-0.96713329	31.0218613
7	180	1689.5	5.19295685	-1.3652745	22.7940162
8	150	844.2	5.01063529	-1.61790216	19.0756839
9	<150	3342.3			

Tabla 35: Distribución granulométrico usando Rosin-Rammler

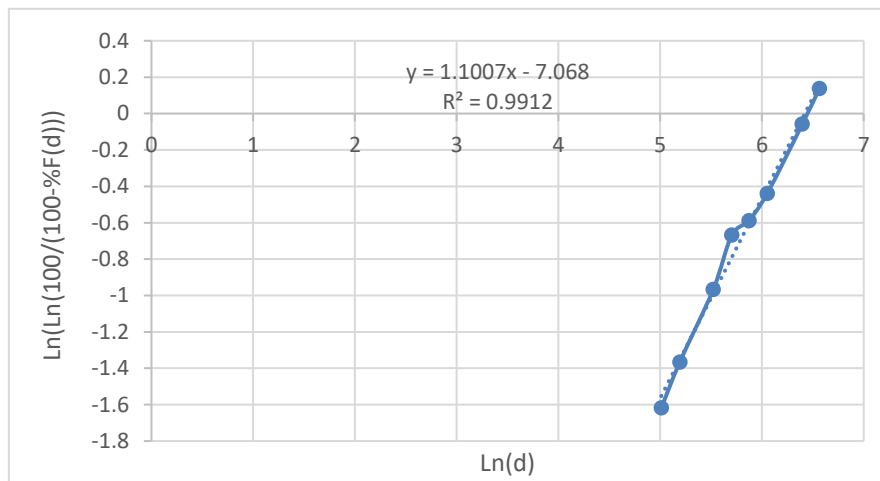


Figura 34: Grafico de la linealización para obtener los parámetros para Rosin – Rammler

Al obtener la pendiente y el intercepto en la ecuación de la recta entregada por el grafico se pudo obtener el valor de “K” que es la abertura del tamiz que retiene el 36,8% del peso del material y “d” que es el P80. Esto se puede apreciar en la tabla 35.

m	1.100
intercepto (b)	-7.068
k [ $\mu\text{m}$ ]	614.843
d [ $\mu\text{m}$ ]	947.394
%F(d)	80

Tabla 36: Parámetros de Rosin-Rammler y P80

## Anexo 2

Los resultados obtenidos del análisis de digestión ácida hecho al concentrado del ensayo de 15 minutos se pueden observar en la siguiente tabla:

Tiempo [min]	Cu [mg/L]	Fe [mg/L]
0.50	195	697
1.50	241	754
3.00	196	614
6.00	236	715
9.00	209	583
15.00	298	737

Tabla 37: Concentración Cu y Fe en el concentrado del ensayo de 15 minutos

Luego, utilizando la ecuación 10, se calculó la ley de cobre y hierro en el concentrado. Los resultados se pueden observar en la siguiente tabla:

Tiempo [min]	Ley Cu (%)	Ley Fe (%)
0.50	2.44	6.97
1.50	3.01	7.54
3.00	2.45	6.14
6.00	2.95	7.15
9.00	2.61	5.83
15.00	3.73	7.37

Tabla 38: Ley de Cu y Fe en el concentrado del ensayo de 15 minutos

### Anexo 3

Los resultados obtenidos del análisis de digestión ácida realizado al concentrado del ensayo de 30 [min] se presentan en la siguiente tabla:

Tiempo [min]	Cu [mg/L]	Fe [mg/L]
1.5	727	1140
3	603	1025
6	783	1341
9	693	1040
12	655	1023
18	868	1235
25	729	1114
30	424	934

Tabla 39: Concentración Cu y Fe en el concentrado del ensayo de 30 minutos

Siguiendo los pasos mencionados anteriormente en el anexo 2 se obtienen la siguiente tabla con las leyes de Cu y Fe en el concentrado:

Tiempo [min]	Ley Cu (%)	Ley Fe (%)
1.5	9.09	11.40
3	7.54	10.25
6	9.79	13.41
9	8.66	10.40
12	8.19	10.23
18	10.85	12.35
25	9.11	11.14
30	5.30	9.34

Tabla 40: Ley de Cu y Fe en el concentrado del ensayo de 30 minutos

## Anexo 4

Los resultados obtenidos del análisis de digestión ácida realizado al concentrado del ensayo de 45 [min] se muestran en la siguiente tabla:

Tiempo [min]	Cu [mg/L]	Fe [mg/L]
1.5	213	716
3	223	712
6	223	704
9	304	771
12	342	806
18	283	738
27	329	809
35	371	825
45	302	790

Tabla 41: Concentración Cu y Fe en el concentrado del ensayo de 45 minutos

Siguiendo los pasos mencionados anteriormente se obtienen la siguiente tabla con las leyes de Cu y Fe en el concentrado:

Tiempo [min]	Ley Cu (%)	Ley Fe (%)
1.5	2.6625	7.16
3	2.7875	7.12
6	2.7875	7.04
9	3.8	7.71
12	4.275	8.06
18	3.5375	7.38
27	4.1125	8.09
35	4.6375	8.25
45	3.775	7.9

Tabla 42: Ley de Cu y Fe en el concentrado del ensayo de 45 minutos