



UNIVERSIDAD DEL AZUAY
FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

“Análisis de la cinética de flotación en celda convencional y en columna de material aurífero perteneciente a la planta COMINCOBOS, Camilo Ponce Enríquez - Azuay”

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Autores:

WARENS ISAAC MONTEROS QUICHIMBO

VICTOR ENMANUEL RAMON PATIÑO

Director:

ING. EDUARDO ANDRES LUNA MENDEZ

CUENCA – ECUADOR

2022

DEDICATORIA

Nuestro trabajo está dedicado primeramente a Dios nuestro creador, quien con su divina misericordia nos ha acompañado en este largo proceso de educación, y nos ha guiado por el camino correcto.

A nuestros padres quienes han sido nuestro pilar fundamental dentro de este proceso de titulación, quienes con su esfuerzo, apoyo y dedicación nos han permitido culminar esta etapa de estudios en nuestras vidas, nos sentimos orgullosos de ser sus hijos.

Nuestra dedicatoria también es para nuestros hermanos (as) quienes han estado presentes, y nos han brindado su apoyo incondicional.

A todas aquellas personas que aportaron con un granito de arena compartiendo sus sabios conocimientos, dedicándonos tiempo y consejos, para llegar a la meta propuesta.

AGRADECIMIENTO

Agradecemos a Dios nuestro padre celestial quien ha sido nuestra luz en el camino, en momentos donde sentíamos caer.

Nuestro eterno agradecimiento a nuestros padres, quienes con su amor incondicional nos han guiado a la culminación de nuestra etapa estudiantil para convertirnos en profesionales.

Agradecemos a toda nuestra familia, quienes nos han alentado a seguir adelante, a no declinar, y a luchar por alcanzar la meta.

Nuestra imperecedera gratitud con la Universidad del Azuay, quien con su gama de docentes nos impartieron sus sabios conocimientos y nos tuvieron la paciencia necesaria para poder llegar a cumplir nuestro sueño tan anhelado, que fue culminar con éxito nuestra carrera de ingeniería en minas, y de manera especial al Ingeniero Eduardo Luna tutor de nuestro presente trabajo de titulación y a los miembros de nuestro tribunal Ing. Leonardo Núñez e Ing. Patricio Feijoo, por su ayuda y acompañamiento a lo largo de nuestra vida estudiantil y en el presente trabajo de grado.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iv
ÍNDICE DE FIGURAS	vii
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE ANEXOS	xi
RESUMEN	xiii
ABSTRACT	xiv
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1	4
CONCEPTOS GENERALES	4
1.1. Geología local	4
1.2. Flotación de Minerales	5
1.3. Oro mineral	7
1.3.1. Concentrados de oro	8
1.3.2. Flotación de Oro Nativo	8
1.3.3. Flotación de minerales auríferos sulfurados	9
1.4. Concentración de minerales	9
1.4.1. Concentración por flotación	9
1.4.2. Concentración gravimétrica	10
1.4.3. Concentración magnética	10
1.5. Métodos de beneficio mineral	10
1.6. Tipos de Flotación	11
1.6.1. Flotación por celda convencional tipo Denver	11
1.6.2. Flotación en columna	13
1.6.3. Zonas de la columna de flotación	14
1.6.4. Etapas de la flotación	15
1.7. Fundamentos de la flotación	16
1.8. Factores que intervienen en la flotación	16
1.8.1. Granulometría	16
1.8.2. Porcentaje de sólidos	16

1.8.3.	Hidrofobicidad	17
1.8.4.	Regulación de pH.....	18
1.8.5.	Tiempos de Flotación.....	19
1.9.	Reactivos	19
1.10.	Colectores	20
1.10.1.	Espumantes	24
1.10.2.	Selección espumante	24
1.11.	Dosificación	25
1.12.	Índices metalúrgicos	25
1.12.1.	Recuperación mineral.....	25
1.12.2.	Enriquecimiento mineral.....	26
1.12.3.	Razón de concentración	26
1.12.4.	Balance de masa en concentración mineral	27
1.12.5.	Relación entre Razón de Recuperación y Razón de Enriquecimiento	27
1.13.	Cinética de Flotación	28
1.13.1.	Modelo Cinético Klimpel.....	28
1.13.2.	Modelo Cinético García-Zúñiga.....	29
1.13.3.	Parámetros Cinéticos.....	31
1.13.4.	Ecuación Cinética García – Zúñiga.....	31
1.13.5.	Tiempo Óptimo de Flotación	32
CAPÍTULO 2.....		33
METODOLOGÍA Y ENSAYO EXPERIMENTAL		33
2.1.	Levantamiento de información.....	33
2.1.1.	Caracterización de la muestra	33
2.1.2.	Selección y secado de material	33
2.1.3.	Conminución del material.....	33
2.1.4.	Molienda	34
2.1.5.	Análisis granulométrico	34
2.1.6.	Análisis mineralógicos	35
2.1.7.	Proceso de flotación utilizado	36
2.2.	Método aplicado para el ensayo	38
2.3.	Preparación de muestras	38

2.3.1. Dosificación	43
2.3.2. Acondicionamiento.....	44
2.4. Protocolo de flotación	44
2.5. Ensayos realizados en celda convencional.....	46
2.5.1. Flotación en celda convencional porcentaje de sólidos 15%	46
2.5.2. Flotación en celda convencional porcentaje de sólidos 25%.....	47
2.5.3. Flotación en celda convencional porcentaje de sólidos 35%.....	49
2.6. Ensayos realizados en columna de flotación	50
2.6.1. Flotación en columna con porcentaje de sólidos 15%	50
2.6.2. Flotación en columna con porcentaje de sólidos 25%	52
2.6.3. Flotación en columna con porcentaje de sólidos 35%	53
2.7. Cinética de flotación.....	54
2.8. Resultados Experimentales.....	61
CAPÍTULO 3.....	64
ANÁLISIS Y RESULTADOS.....	64
3.1. Análisis de Resultados.....	64
3.2. Determinación de tiempos óptimos	74
3.3. Número de celdas	76
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	78
Conclusiones	78
Recomendaciones	80
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	81
ANEXOS	86

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Mapa Geológico Regional del Sector Minero Camilo Ponce Enríquez.	5
Figura 1.2. Complejo estable de partículas y burbujas, asistida con tensoactivos (tipo colectores y espumantes).....	6
Figura 1.3. Interacción entre la burbuja y la partícula en la flotación	7
Figura 1.4. Proceso de flotación en celda Denver.....	11
Figura 1.5. Celda Denver con sus respectivas partes.....	12
Figura 1.6. Esquema simplificado de una columna de flotación.	15
Figura 1.7. Variación de la concentración mineral con el tiempo.	19
Figura 1.8. Clasificación de los colectores.	21
Figura 1.9 Diagrama de flujo másico en proceso de concentración.	27
Figura 1.10 Relación entre Recuperación y Relación de Enriquecimiento	28
Figura 1.11 Razón $CtC0$ vs, tiempo en un plano semi-log	30
Figura 2.1. Diagrama de flujo proceso de conminución de minerales.....	34
Figura 2.2 Juego de tamices de Tyler para análisis granulométrico.	35
Figura 2.3. Selección del material.....	36
Figura 2.4. Informe de ensayo por los métodos a fuego, determinación de metales por adsorción atómica.....	36
Figura 2.5. Diagrama de conjunto de bancos de flotación según lo utilizado por la empresa.	38
Figura 3.1. Comparación de resultados con curvas de recuperación vs tiempo	65
Figura 3.2. Comparación de resultados con curvas de razón de enriquecimiento vs tiempo.....	66
Figura 3.3. Gráfica de la cinética de flotación en celda con porcentaje de sólidos al 15%.....	67
Figura 3.4. Gráfica de la cinética de flotación en celda con porcentaje de sólidos al 25%	68
Figura 3.5. Gráfica de la cinética de flotación en celda con porcentaje de sólidos al 35%	69
Figura 3.6. Gráfica de la cinética de flotación en columna con porcentaje de sólidos al 15%	70
Figura 3.7. Gráfica de la cinética de flotación en columna con porcentaje de sólidos al 25%	71

Figura 3.8. Gráfica de la cinética de flotación en columna con porcentaje de sólidos al 35%	72
Figura 3.9. Comparación de resultados con curvas de ganga vs tiempo	73

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1. Clasificación de los hidrocarburos en colectores no iónicos.	22
Tabla 2.1. Detalle de Tamices Tyler Standard usados en análisis.	35
Tabla 2.2. Estándar de flotación en la empresa COMINCOBOS S.A.	37
Tabla 2.3. Clasificación de bolas en molino SAG	40
Tabla 2.4. Distribución del peso de bolas en el molino SAG	41
Tabla 2.5. Cantidad de bolas en el molino SAG.	41
Tabla 2.6. Porcentaje de material y Fracción de sólidos en molino SAG.....	42
Tabla 2.7. Dosificación de reactivos y tenores base	43
Tabla 2.8. Dosificación de reactivos en protocolo de flotación.	44
Tabla 2.9. Cálculo de masa de pulpas, sólidos y líquidos para flotación en celda y columna.	45
Tabla 2.10. Alimento y pérdidas del material con porcentaje de sólidos (PS) de 15% ..	46
Tabla 2.11. Relación de peso y porcentaje de material flotado con PS 15%	46
Tabla 2.12. Tenor de concentrado de oro porcentual y real con PS 15%	47
Tabla 2.13. Tenores de Recuperación, Enriquecimiento y Recuperación de Ganga en relación con el tiempo de flotación con PS 15%.....	47
Tabla 2.14. Alimento y pérdidas del material con PS de 25%	47
Tabla 2.15. Relación de peso y porcentaje de material flotado con PS 25%	48
Tabla 2.16. Tenor de concentrado de oro porcentual y real con PS 25%	48
Tabla 2.17. Tenores de Recuperación, Enriquecimiento y Recuperación de Ganga en relación con el tiempo de flotación con PS 25%.....	48
Tabla 2.18. Alimento y pérdidas del material con porcentaje de sólidos de 35%	49
Tabla 2.19. Relación de peso y porcentaje de material flotado con PS 35%	49
Tabla 2.20. Tenor de concentrado de oro porcentual y real con PS 35%	49
Tabla 2.21. Tenores de Recuperación, Enriquecimiento y Recuperación de Ganga en relación con el tiempo de flotación con PS 35%.....	50
Tabla 2.22. Alimento y pérdidas del material con PS de 15% en columna	50
Tabla 2. 23. Relación de peso y porcentaje de material flotado con PS 15% en columna.	51
Tabla 2.24. Tenor de concentrado de oro porcentual y real con PS 15% en columna.	51
Tabla 2.25. Tenores de Recuperación, Enriquecimiento y Recuperación de Ganga en relación con el tiempo de flotación con PS 15% en columna.	51
Tabla 2.26. Alimento y pérdidas del material con PS de 25% en columna	52

Tabla 2.27. Relación de peso y porcentaje de material flotado con PS 25% en columna.	52
Tabla 2.28. Tenor de concentrado de oro porcentual y real con PS 25% en columna....	52
Tabla 2.29. Tenores de Recuperación, Enriquecimiento y Recuperación de Ganga en relación con el tiempo de flotación con PS 25% en columna.....	53
Tabla 2.30. Alimento y pérdidas del material con porcentaje de sólidos de 35% en columna.	53
Tabla 2.31. Relación de peso y porcentaje de material flotado con PS 35% en columna	53
Tabla 2.32. Tenor de concentrado de oro porcentual y real con PS 35% en columna....	54
Tabla 2.33. Tenores de Recuperación, Enriquecimiento y Recuperación de Ganga en relación con el tiempo de flotación con PS 35% en columna.....	54
Tabla 2.34. Resultados de Cinética de flotación aplicando modelo García-Zúñiga	55
Tabla 2.35. Cinética de flotación porcentaje de sólidos al 15% en celda convencional	55
Tabla 2.36. Cinética de flotación porcentaje de sólidos al 25% en celda convencional.	56
Tabla 2.37. Cinética de flotación porcentaje de sólidos al 35% en celda convencional.	57
Tabla 2.38. Cinética de flotación porcentaje de sólidos al 15% en columna.....	58
Tabla 2.39. Cinética de flotación porcentaje de sólidos al 25% en columna.	59
Tabla 2.40. Cinética de flotación porcentaje de sólidos al 35% en columna.	60
Tabla 2.41. Resultados de recuperación en el tiempo	61
Tabla 2.42. Resultados de razón de enriquecimiento en el tiempo	62
Tabla 2.43. Resultados de ganga recuperada en relación con el tiempo.....	63
Tabla 3.1. Tiempos óptimos de flotación en celda y columna.....	75
Tabla 3.2. Cálculo de número de celdas aplicables a un porcentaje de sólidos de 15% en celda y 15% en columna.	76
Tabla 3.3. Cálculo de número de celdas aplicables a un porcentaje de sólidos de 25% en celda y 25% en columna.	77
Tabla 3.4. Cálculo de número de celdas aplicables a un porcentaje de sólidos de 35% en celda y 35% en columna.	77

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Gráfica de Recuperación % vs Tiempo flotación con PS al 15% en celda	86
Anexo 2. Gráfica de Enriquecimiento % vs Tiempo flotación con PS al 15% en celda	86
Anexo 3. Gráfica de Recuperación % vs Tiempo flotación con PS al 25% en celda	87
Anexo 4. Gráfica de Enriquecimiento % vs Tiempo flotación con PS al 25% en celda	87
Anexo 5. Gráfica de Recuperación % vs Tiempo flotación con PS al 35% en celda	88
Anexo 6. Gráfica de Enriquecimiento % vs Tiempo flotación con PS al 35% en celda	88
Anexo 7. Gráfica de Recuperación % vs Tiempo flotación con PS al 15% en columna.	89
Anexo 8. Gráfica de Enriquecimiento % vs Tiempo flotación con PS al 15% en columna.	89
Anexo 9. Gráfica de Recuperación % vs Tiempo flotación con PS al 25% en columna.	90
Anexo 10. Gráfica de Enriquecimiento % vs Tiempo flotación con PS al 25% en columna.	90
Anexo 11. Gráfica de Recuperación % vs Tiempo flotación con PS al 35% en columna.	91
Anexo 12. Gráfica de Enriquecimiento % vs Tiempo flotación con PS al 35% en columna.	91
Anexo 13. Gráfica de resultados Recuperación de Au en % vs Tiempo en celda.	92
Anexo 14. Gráfica de resultados Razón de Enriquecimiento vs Tiempo en celda.	92
Anexo 15. Gráfica de resultados Porcentaje de Au Real vs Tiempo en celda.	93
Anexo 16. Gráfica de resultados Recuperación de Ganga vs Tiempo en celda.....	93
Anexo 17. Gráfica de resultados en columna Recuperación de Au en % vs Tiempo.....	94
Anexo 18. Gráfica de resultados en columna Razón de Enriquecimiento vs Tiempo.....	94
Anexo 19. Gráfica de resultados en columna Porcentaje de Au Real vs Tiempo.....	95
Anexo 20. Gráfica de resultados en columna Recuperación de Ganga vs Tiempo.	95
Anexo 21. Dosificación de colectores.....	96
Anexo 22. Mezcla del material previo a la flotación.	96
Anexo 23. Flotación en columna a diferente porcentaje de sólidos.....	97
Anexo 24. Flotación en columna.	97
Anexo 25. Dosificación de colectores previo a la flotación en celda Denver.....	98
Anexo 26. Flotación de material aurífero.	98
Anexo 27. Secado de muestras del proceso de flotación.	99

Anexo 28. Etiquetado de las diferentes muestras del caso de estudio.	99
Anexo 29. Disolución del material en agua regia	100
Anexo 30. Enumeración de muestras previo a su análisis químico.	100

“ANÁLISIS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN EN CELDA CONVENCIONAL Y EN COLUMNA DE MATERIAL AURÍFERO PERTENECIENTE A LA PLANTA COMINCOBOS, CAMILO PONCE ENRÍQUEZ – AZUAY”

RESUMEN

El presente trabajo tuvo como objetivo calcular la cinética de flotación de una muestra aurífera proveniente de la planta “COMINCOBOS”. Este proceso se realizó en una celda convencional tipo Denver y en una columna de flotación, variando el porcentaje de sólidos y los tiempos de flotación.

Los resultados reflejaron, para los diferentes tiempos y concentraciones de sólidos en celda convencional, recuperaciones del 78,2%, cinética de flotación según el modelo de García- Zúñiga de 0.4675 min^{-1} , y un tiempo óptimo de 0,836 minutos. Por otra parte, la columna de flotación presentó recuperaciones del 28,4%, cinética de flotación de $0,4209 \text{ min}^{-1}$ y un tiempo óptimo de 0,537 minutos.

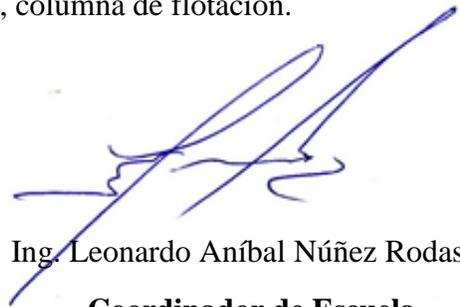
En ambos casos, la fracción de sólidos al 15% presentó las mayores recuperaciones, pero el enriquecimiento disminuyó en la celda conforme transcurrió el tiempo, mientras que en la columna se mantuvo constante.

Palabras clave: Cinética de flotación, celda Denver, columna de flotación.



Ing. Eduardo Andrés Luna Méndez

Director del Trabajo de Titulación



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinador de Escuela



Warens Isaac Monteros Quichimbo

Autor



Víctor Enmanuel Ramón Patiño

Autor

“ANALYSIS OF FLOTATION KINETICS IN A CONVENTIONAL CELL AND A FLOTATION COLUMN OF GOLDEN ORE BELONGING TO THE COMINCOBOS PLANT, CAMILO PONCE ENRÍQUEZ – AZUAY”

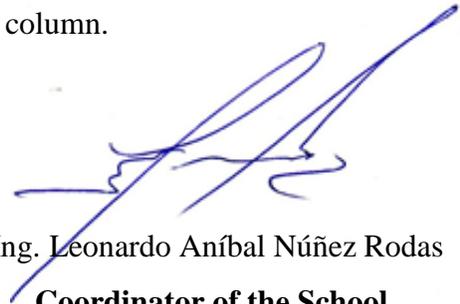
ABSTRACT

The objective of this work was to calculate the flotation kinetics of a gold sample from the “COMINCOBOS” processing plant. This process was carried out in a conventional Denver-type cell and in a flotation column, varying the percentage of solids and the flotation times. The results reflected, for the different times and concentrations of solids in conventional cells, recoveries of 78.2%, flotation kinetics according to the García-Zúñiga model of 0.4675 min⁻¹, and an optimal time of 0.836 minutes. On the other hand, the flotation column showed recoveries of 28.4%, flotation kinetics of 0.4209 min⁻¹ and an optimal time of 0.537 minutes. In both cases, the 15% solids fraction presented the highest recoveries, but the enrichment decreased in the cell as time passed, while in the column it remained constant.

Keywords: Flotation kinetics, Denver cell, flotation column.



Ing. Eduardo Andrés Luna Méndez
Director of the Degree Project



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas
Coordinator of the School



Warens Isaac Monteros Quichimbo
Author



Víctor Enmanuel Ramón Patiño
Author



Language Unit



Translated by
Warens Isaac Monteros Quichimbo

Warens Isaac Monteros Quichimbo

Víctor Enmanuel Ramón Patiño

Trabajo de Titulación

Ing. Eduardo Andrés Luna Méndez.

Enero, 2022

**“ANÁLISIS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN EN CELDA
CONVENCIONAL Y EN COLUMNA DE MATERIAL AURÍFERO
PERTENECIENTE A LA PLANTA COMINCOBOS, CAMILO PONCE
ENRÍQUEZ – AZUAY”**

INTRODUCCIÓN

La actividad minero-metalúrgica en los diferentes sectores del cantón Camilo Ponce Enríquez, se caracteriza principalmente por la explotación y el procesamiento mineral especialmente de oro. Sin embargo, a pesar de venir realizando esta actividad por algunas décadas no se ha logrado desarrollar una minería sostenible tanto en la parte ambiental como en la parte económica.

La inadecuada recuperación de mineral aurífero, se debe a la aplicación de técnicas empíricas que han sido aplicadas de generación en generación sin utilizar criterios técnicos y tecnológicos, lo que ha desencadenado una serie de problemas, principalmente en la etapa de concentración por flotación, donde no se realiza una caracterización de los distintos minerales que ingresan a la planta, se utiliza una dosificación constante de reactivos en el proceso de flotación y se realiza flotaciones con tiempos muy prolongados.

En el presente trabajo se realizó un análisis considerando las condiciones actuales del proceso de flotación del mineral aurífero aplicado en la planta COMINCOBOS S.A., relacionando (tiempo, cantidad de reactivos y porcentaje de sólidos) e implementando una columna en el proceso de flotación.

Este proceso se realizó a escala de laboratorio en una celda convencional tipo Denver y en una columna de flotación, en donde se mantuvieron constantes: colectores, tiempo de acondicionamiento y pH, con el objetivo de calcular la cinética de flotación.

Las variables que fueron modificadas son: fracción de sólidos y tiempos de concentración, los cuales reflejaron en la celda convencional recuperaciones del 83%, 78% y 74% al mantener una fracción de sólidos del 15%, 25% y 35% respectivamente, además después de utilizar el modelo de García Zúñiga se determinaron cinéticas de flotación equivalentes a 0.4546 min^{-1} , 0.5109 min^{-1} y 0.4370 min^{-1} manteniendo la fracción de sólidos detallada anteriormente. Es necesario indicar que con el 15% de fracción de sólidos la cinética presentó el valor más alto, esto quiere decir que se está atrayendo al concentrado una gran cantidad de mineral que se desea flotar, provocando que el enriquecimiento sea bajo. El enriquecimiento a fracciones de sólidos del 15%, 25% y 35% presentan valores de enriquecimiento de 1,209%, 1,206%, 1,204% que van disminuyendo conforme pasa el tiempo de flotación, siendo una flotación poco selectiva.

No obstante en columna se obtuvieron recuperaciones del 43%, 28% y 14%, al mantener una concentración de sólidos del 15%, 25% y 35% respectivamente y una cinética de flotación del concentrado de: 0.4170 min^{-1} , 0.4230 min^{-1} , 0.4227 min^{-1} , pero la diferencia en referencia a la celda convencional radica en la razón de enriquecimiento, donde se presentan valores constantes en el tiempo que fueron en el orden de 1.22%, 1.30% y 1.36% con fracciones de sólidos del 15%, 25% y 35% manteniendo un nivel de enriquecimiento constante a tiempos prolongados con una tendencia a disminuir poco significativa. Hay que denotar que el enriquecimiento no se ve afectado por el tiempo de concentración, razón por la cual se considera a la columna de flotación como un equipo óptimo para ser implementado en la planta de beneficio COMINCOBOS S.A, debido a que en planta es muy difícil controlar el tiempo, además sería posible de instalar varias columnas es decir en un circuito ya que son económicas y se obtiene una gran cantidad de mineral enriquecido.

El tiempo óptimo de flotación en celda fue de 1.64 minutos y en columna de 1.15 minutos. El número de celdas que se pueden instalar es de 5 celdas tipo rougher y de 8 columnas tipo cleaner según las condiciones de trabajo de la empresa COMINCOBOS recordando

que todos estos valores están relacionados con los índices de recuperación, ya que en base a estos factores se obtiene la cinética de flotación.

CAPÍTULO 1

CONCEPTOS GENERALES

1.1. Geología local

El cantón minero Camilo Ponce Enríquez, se encuentra ubicado dentro del sub-distrito Machala – Naranjal en la parte occidental del Distrito Azuay. El mismo es conocido por sus depósitos de Cu-Au-Mo en pórfidos, vetas, brechas, “stockworks” y epimesotermales.

Se presenta un conjunto predominante de rocas volcánicas, andesitas, basaltos y brechas, todas estas rocas pertenecen a la Unidad Pallatanga y también son conocidas como Basaltos de Bella Rica. La exposición típica que se presenta en los frentes de trabajo es de basaltos verdes, stockworks irregulares de epidota, cuarzo y diorita de un espesor aproximado de 20 mm en las vetillas. (López, 2017)

La mineralización y alteración hidrotermal aparece con una secuencia basáltica de la Unidad Pallatanga que tiene más de 1 km de espesor, se encuentra conformada por cuerpos de cuarzo-diorita. La pirita diseminada y stockworks de pirita, son característicos en la zona minera Camilo Ponce Enríquez (Bella Rica). En el sector Bella Rica existe una alteración con clorita, calcita, epidota y actinolita, también existen alteraciones hidrotermales locales, estructuralmente controladas, comúnmente en forma de vetillas que crean “stockworks” de epidota, actinolita, pirita, albita, cuarzo, clorita, calcita. Estas rocas con el tiempo se han endurecido y han sido descritas como silicificadas. La mineralización formada tiene la dirección N – S. (López, 2017)

La roca de caja en su mayoría está conformada por andesita, con diferentes coloraciones entre azuladas y verdosas, que corresponden a rocas básicas e intermedias; este tipo de roca se la encuentra en casi la totalidad de las galerías de forma maciza, resistente y compacta; las fisuras y fracturas que se presentan son poco consideradas. El área está limitada por una importante serie de fallas con rumbo NW: La falla Río Margarita al S, la Falla Río Tenguel al N y la Falla con relleno de serpentina Río Chico, en esta zona varios lineamientos se asocian con vetas y fallas, en esto se incluye la Falla 3 de mayo con rumbo

N. Existen también 3 importantes fallas transversas (E-W) las cuales son: la Falla Guanache, los Ratones y Pueblo Nuevo. (López, 2017)

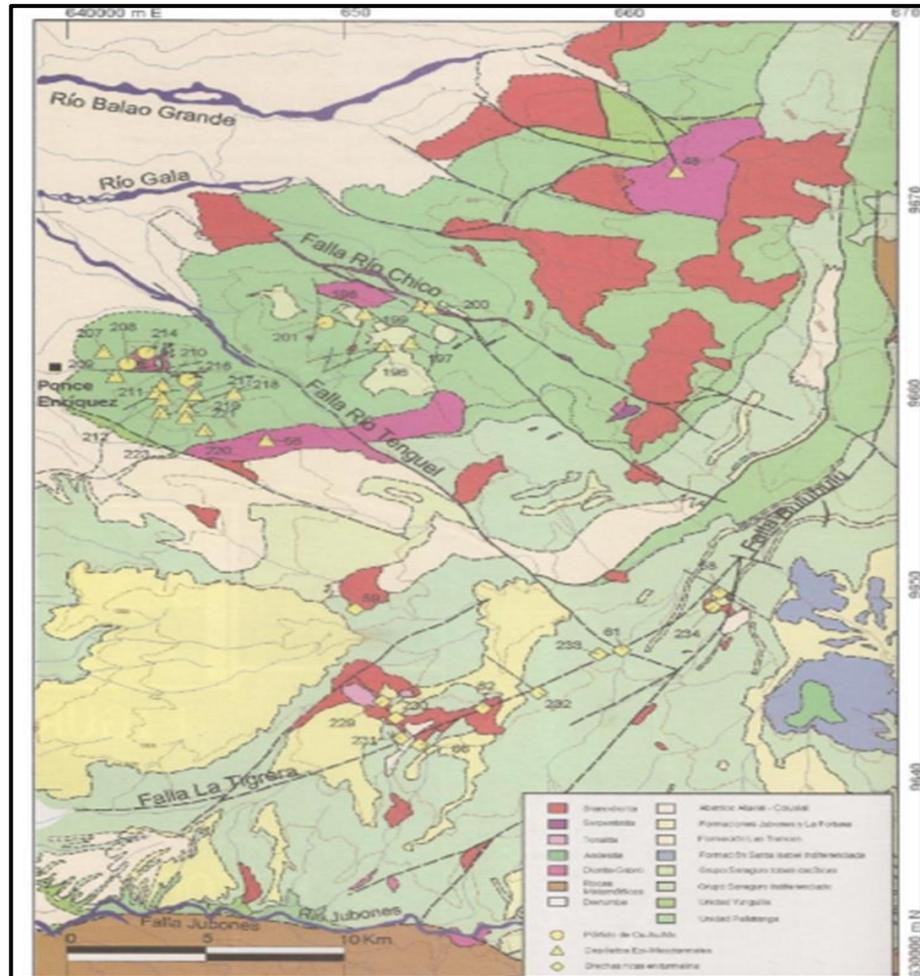


Figura 1.1 Mapa Geológico Regional del Sector Minero Camilo Ponce Enríquez.

Fuente: (INIGEMM, 2000)

1.2. Flotación de minerales

La flotación es un proceso fisicoquímico en suspensiones acuosas, el cual consiste en separar partículas hidrofílicas de hidrófobas mediante la inyección de burbujas (Bustamante & Gaviria, 2002). El proceso se da cuando el mineral hidrofóbico no admite la adsorción de agua sobre la superficie de las partículas, permitiendo de esta manera, que las burbujas se adhieran a la partícula, llevándolas hacia la superficie a través de una espuma. Sin embargo, la gran mayoría de los minerales como el oro son

hidrófilos (Naranjo, 2012), ya que se humectan en medio acuoso al establecer enlaces superficiales con los grupos iónicos del agua (H^+ OH^-) lo que se conoce como adsorción de agua. Por esta razón se los debe inducir a hidrofobicidad selectiva usando tensoactivos o colectores. (Castro & García, 2003).

La adhesión de partículas sólidas con burbujas de aire en la flotación se produce por la colisión entre la partícula y la burbuja promovida por la presencia de fuerzas: hidrodinámicas, gravitacionales y de fricción, que se generan cuando una partícula se acerca a una burbuja (Pyke, 2004). Para inducir a la hidrofobicidad se añade reactivos como tensoactivos que reducen la tensión superficial de la interfaz sólido-agua y permite la adsorción espontánea de burbujas de aire que ascienden, formando una espuma estable permitiendo su posterior evacuación en la superficie (Bustamante & Gaviria, 2011).

Para que ocurra la flotación, además de inducir selectivamente la hidrofobicidad mediante la adsorción de colectores, las condiciones hidrodinámicas en la celda, deben permitir la formación de un complejo estable partícula-burbuja (ver figura 1.2) donde la partícula pueda adherirse a la burbuja, para formar un complejo burbuja-partícula y ser transportada hacia la superficie. Esta es una de las posibles razones por lo que el proceso puede aplicarse solo para partículas finas, puesto que, si la partícula es grande, la fuerza de adhesión entre burbuja y partícula será menor que la ejercida por el peso, impidiendo que tanto partícula y burbuja permanezcan adheridas (Castro & García, 2003).

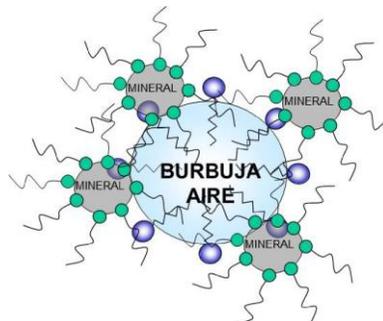


Figura 1.2. Complejo estable de partículas y burbujas, asistida con tensoactivos (tipo colectores y espumantes)

Fuente: (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

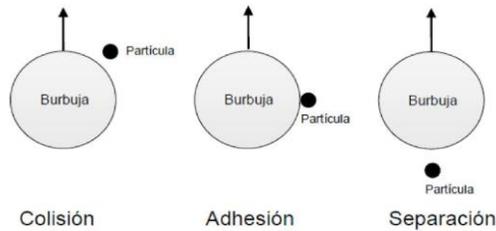


Figura 1.3. Interacción entre la burbuja y la partícula en la flotación

Fuente: (Naranjo, 2011)

1.3.Oro mineral

El oro es un mineral de transición con un característico color amarillo profundo de brillo metálico, se caracteriza por ser un metal muy denso y maleable que forma parte de la denominada familia del cobre junto a la plata. Es un metal de gran importancia en la producción mundial desde la antigüedad, actualmente tres cuartos de la producción mundial de oro, se destina para el uso en joyería. Sin embargo, una cantidad significativa cercana al 15% está destinado al uso industrial tecnológico por sus características específicas que lo convierte en un metal versátil, para su aplicación como conductor altamente maleable, posee propiedades útiles en el manejo de energías radiantes, entre otras. Aunque, la razón de mayor importancia actual del oro es su uso como reservas monetarias tanto de orden público como privado. (Lenntech, 2021.)

El oro es un metal que puede ser encontrado en forma nativa en superficie o asociado a minerales de tipo vetiforme, orogénicos, epitermales de baja y alta sulfuración. Adicionalmente el oro es posible encontrarlo contenido en cuerpos minerales generalmente sulfuros como: la calcopirita, arsenopirita y una amplia gama de minerales menores. (Kelsey Rozon, 2019). La extracción de oro aluvial se considera el método minero más amigable con el medio ambiente, estos yacimientos tienen un origen debajo de la superficie en los cursos de ríos y arroyos, mediante la fuerza de erosión el agua elimina paulatinamente la roca circundante al oro y en consecuencia por su elevada

densidad, el oro resiste el movimiento y se acumula a manera de escamas, pepitas o polvo de oro. (CDE Global Ltd, 2021).

1.3.1. Concentrados de oro

Se determina como concentrado de oro al mineral aurífero procedente de una planta de beneficio, donde previamente se ha realizado un conjunto de procesos con el objetivo de recuperar el mineral de mena. Estos procesos incluyen el chancado, molienda y no se limitan a cianuración, sino también a la concentración gravimétrica, flotación según la necesidad específica de cada material. (CCM, 2020)

1.3.2. Flotación de oro nativo

La literatura reporta (Mardens & House, 1992) estudios de recuperación de oro nativo grueso de hasta 200 micras. Sin embargo, algunas partículas auríferas poseen tendencia a acumularse de forma plana generando grandes áreas superficiales, que impiden la flotabilidad mecánica en los equipos de recuperación (Naranjo, 2012). Sumado a esto se debe considerar que el oro nativo tiene composición variable, es decir diferentes partes de una misma partícula podrían presentar diferentes composiciones. (Allan & Woodcock, 2001).

Las partículas auríferas finas de 50 micrones son difíciles de recuperar con mercurio, debido a que no tienen un volumen suficiente para producir el trabajo de adhesión entre la interfaz mercurio-oro, mientras que, las partículas gruesas mayores a 200 micrones son difíciles de recuperar mediante flotación o también con mercurio, por su peso y un área superficial muy grande (Marsden & House, 1992).

La composición química de las partículas de oro y sus asociaciones como oro – pirita, oros asociados a minerales de cobre, pueden ser recuperados sin mayor problema, la carencia de una buena liberación es un problema que debe ser analizado desde los circuitos de conminución. (Naranjo, 2012).

Se ha encontrado que, si el oro forma una aleación con una pequeña cantidad de plata o cobre, la adsorción del colector aumenta significativamente. Afortunadamente casi todo el oro que se obtiene de forma natural contiene plata en un intervalo de 2 al 12%, esto permite la adición del colector. (Naranjo, 2012).

La flotación se realiza en circuito alcalino es decir a un pH entre 9 a 12, de esta manera se asegura la flotación de todos los sulfuros. Sin embargo, cuando el oro es refractario es necesario un pretratamiento que no afecte a la cianuración y si se encuentra diseminado, el concentrado pasará a la cianuración, para de esta manera recuperar el mineral.

1.3.3. Flotación de minerales auríferos sulfurados

La flotación de minerales auríferos se aplica en conjunto con minerales sulfurados tales como pirita, arsenopirita, pirrotina de tipo auríferos, es decir que tienen mineral oro. Para separar dicho metal es necesario recurrir a un método metalúrgico de concentración como es el caso de la flotación, ésta se da en un medio líquido donde se adiciona colectores a la pulpa preparada, aprovechando así la característica hidrofílica de los minerales de ganga, e hidrofobizando los minerales de interés mediante el uso de colectores y la inyección de burbujas de aire, que permite la adherencia de partícula de interés con burbuja, obteniendo un concentrado. (Cobos, 2018)

El concepto de tenor nos permite asociar tanto en minería metálica como no metálica el porcentaje de mineral útil con respecto a la masa total del mineral, que se define como cantidad másica o volumétrica del mineral de interés en relación al material total. (Bustamante; Gaviria; Restrepo, 2008)

1.4. Concentración de minerales

La concentración de minerales según definen (Gruner & Lorig, 2006) es un proceso de separación de minerales, posterior al proceso de conminución haciendo uso de las diferentes propiedades físicas como separación: gravimétrica, magnética, electrostática y químicas como el proceso de flotación. Con la finalidad de elevar el valor de tenor mediante la separación de las especies mineralógicas contenidas dentro de una mena, este proceso se enfoca en elevar el contenido del mineral de interés económico.

1.4.1. Concentración por flotación

Los procesos de flotación inicialmente fueron aplicados en la industria minero metalúrgica en la concentración del cobre que se encontraba en los sulfuros, y posteriormente se aplicó el proceso a metales con mayor valor económico como el oro, donde se aplicaron nuevos

colectores y espumantes volviéndola cada vez más selectiva. Por ende, una planta de beneficio mineral que se enfoca en la separación de metales requiere un análisis complejo de variables que son fundamentales para un correcto desempeño entre colectores y minerales sulfurosos, tales como: reactivos de flotación, alteración superficial, oxidación, electroquímica de la pulpa. (Sutulov, 1963)

1.4.2. Concentración gravimétrica

La separación por gravedad o concentración gravimétrica, aprovecha la diferencia de densidades de dos o más materiales para obtener un mineral de interés, se puede realizar utilizando la fuerza de la gravedad y también haciendo uso de corrientes de agua. Los equipos más utilizados para este proceso son: espiral, hidrociclón, JIG y mesa vibratoria (Hinojosa, 2016)

1.4.3. Concentración magnética

La concentración magnética es una separación física de partículas, en la cual intervienen fuerzas: magnéticas, de inercia, gravitacionales, centrífugas y repulsivas. Estas combinaciones de fuerzas, determinan el desempeño del separador.

Los separadores magnéticos aprovechan las propiedades magnéticas que poseen los minerales que conforman una mena, todos los minerales se alteran de alguna manera al colocarlos en campos magnéticos (Bustamante & Gaviria, 2011).

1.5.Métodos de beneficio mineral

El beneficio mineral se establece como un conjunto de procesos a través de los cuales se dan las reacciones físicas y químicas necesarias para lograr la separación de la mena y ganga formada por compuestos sulfúricos, óxidos, silicatos o carbonatos de los cuales se obtiene como resultado, concentrados metálicos de interés económico. (Servicio Geológico Mexicano, 2017)

1.6. Tipos de flotación

1.6.1. Flotación por celda convencional tipo Denver

La flotación por celda convencional tiene la función de hacer que las partículas que se han convertido en hidrofóbicas entren en contacto y se adhieran a las burbujas de aire, de esta forma permiten que ciertas partículas se eleven a la superficie y formen una espuma, la cual es removida posteriormente.

En el lapso del tiempo han existido diferentes celdas de flotación, ya sea de sección rectangular o cilíndrica, con la finalidad de que mediante este instrumento se pueda tener un flujo de pulpa homogéneo (Bustamante & Gaviria, 2011).

En la actualidad existen dos tipos:

- **Flotación Mecánica:** el aire se introduce mediante aspiración, debido a la acción propia que tiene el agitador, el cual tiene forma de hélice, produciendo una flotación con una espuma poco estable.
- **Flotación Neumática:** la aireación se realiza mediante aire comprimido, a través de un inyector o soplador. El aire introducido en la celda de flotación cumple con la función de agitar, producir espuma y airear la pulpa, por lo que la cantidad de aire en exceso crea una desventaja en relación con otras máquinas de flotación.

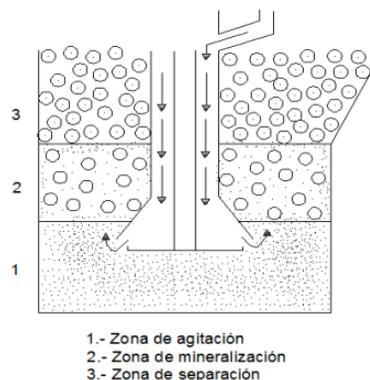


Figura 1.4. Proceso de flotación en celda Denver.

Fuente: (Chica & Salinas, 2017)

A principios del Siglo XIX, las operaciones de concentración de minerales se realizaban en celdas cuyos volúmenes unitarios fluctuaban entre los 10 y 100 pies cúbicos. La marca Denver con la celda Sub-A (Sub-aireadas) hoy llamadas celda a celda (cell to cell), evolucionó la flotación, no obstante, la aparición posterior de celdas de mayor volumen y modelos, aún hoy siguen vigentes en plantas, pero manteniendo el mismo mecanismo de funcionamiento. (Azañero, 2008)



Figura 1.5. Celda Denver con sus respectivas partes

Fuente: (Chica & Salinas, 2017)

La flotación en celda convencional (Rougher) es la primera fase en la concentración de minerales que tiene como objetivo aumentar la recuperación. En esta etapa es importante mantener un buen control de operación y dosificación, porque afecta directamente al rendimiento de la operación. (Bustamante, et al., 2008)

El proceso de flotación se realiza en varios equipos, conocidos como celdas de flotación y son elaborados con el fin de cumplir ciertas funciones. Entre ellas se encuentran:

- Mantener los sólidos o partículas en suspensión, evitando que los sólidos se sedimenten en el fondo del recipiente:
- Formar y distribuir burbujas de aire por toda la celda, con una boquilla, por donde ingresa el aire para continuar con el proceso de flotación.
- Permitir que las partículas con minerales de interés puedan ser atrapadas por los reactivos. Esto se realiza a través de la agitación de las aspas y es regulado, según el material con el que se trabaja.
- Permitir generar espumas mineralizadas estables, que sobrepasen la celda de concentración obteniendo un concentrado.

El volumen de las celdas varía de 2 a 3000 pies cúbicos, el porcentaje de sólidos en peso puede estar entre 15 y 40%, el tamaño de partícula fluctúa entre 75 a 150 micrones (Bustamante & Gaviria, 2011).

1.6.2. Flotación en columna

La flotación en columna es una técnica atractiva para minerales complejos que presentan problemas de selectividad; con una sola etapa de limpieza, la misma permite elevar sustancialmente el grado del concentrado obteniendo un mayor enriquecimiento (Finch & Dobby, 1990). Esta técnica fue patentada a principios de 1960 por (Boutin & Tremblay). Las primeras descripciones de la columna y las primeras pruebas de aplicación industrial fueron hechas por (Wheeler, 1996). Considerando el número de variaciones, algunas veces este diseño es llamado columna “canadiense”, actualmente puede llamarse columna “convencional” (Finch & Dobby, 1990)

Es importante señalar que, además de la geometría (relación altura/diámetro), existen dos características adicionales que distinguen la columna de otros dispositivos usados en flotación. El sistema de generación de burbujas y el uso de una ducha (wash water) (Cruz, 1997); (Finch & Dobby, 1990). En la flotación convencional se usa agitación mecánica con un gasto extra de energía; además, las burbujas se desplazan en la misma dirección y velocidad que las partículas, por lo que estas dos no se unen con facilidad (Gaceta UNAM,

1996). Los mismos principios fisicoquímicos que se aplican a la flotación en celdas convencionales son válidos para la flotación en columna.

La columna de flotación opera sin la necesidad del uso de un agitador, a diferencia de la celda de flotación convencional, la misma está compuesta por una bomba que inyecta oxígeno, formando burbujas ascendentes. La mezcla de reactivos con el mineral a flotar es preparada en un agitador, posteriormente la pulpa es alimentada a una columna de aproximadamente 12 metros por medio de una bomba. Por parámetros de diseño la alimentación se ubica a 3/4 de la altura total de la columna, preferiblemente antes de la zona de espuma (Castro & García, 2003).

1.6.3. Zonas de la columna de flotación

Las columnas de flotación son celdas verticales que se alimentan con pulpa que poseen finas partículas donde se encuentran minerales valiosos y ganga. Los principales aspectos que diferencian una columna de flotación de una celda convencional son: el agua de lavado, la ausencia de agitación mecánica, sistema de generación de burbujas y su geometría (Vilches, 2018).

La columna de flotación tiene dos zonas principales: la zona de colección o también llamada "zona de pulpa" en la parte inferior y la zona de limpieza o "zona de espuma" en la parte superior. En la zona de colección, las partículas de la pulpa de alimentación se contactan en contracorriente con una aglomeración de burbujas, generadas por un distribuidor de aire ubicado en la parte inferior de la columna. Las partículas hidrófobas colisionan y se adhieren a las burbujas formando el agregado partícula - burbuja, luego son transportadas a la zona limpieza. El mineral valioso (partículas hidrófobas) es recuperado por rebalse para convertirse en el producto final, mientras que las partículas hidrófilas y menos hidrófobas son retiradas por la parte inferior de la columna. En la zona de limpieza se agrega agua cerca del tope de la columna, generando un flujo neto descendiente denominado 'bias' que permite reducir el arrastre hidráulico de partículas de ganga a la zona de limpieza.

Este tipo de flotación se denomina flotación directa, mientras que existen otros casos en que el mineral valioso es recuperado en el flujo inferior; esto se conoce como flotación

inversa o en otros casos tanto el tope como el fondo son valiosos y la columna de flotación se utiliza como un proceso de separación. (Valdebenito, 2011)

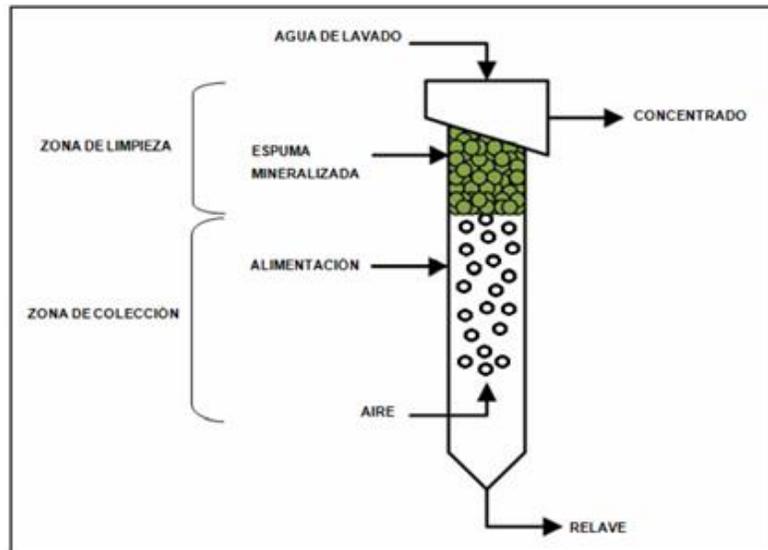


Figura 1.6. Esquema simplificado de una columna de flotación.

Fuente: (Valdebenito, 2011)

1.6.4. Etapas de la flotación

La etapa rougher es la etapa primaria, en la cual se logran altas recuperaciones y se elimina gran cantidad de la ganga, debido a que esta etapa se la opera con la mayor granulometría posible y el concentrado rougher está constituido por materiales medios. Por lo cual las leyes de este concentrado son bajas y requieren una etapa de limpieza que enriquezca el concentrado.

La etapa scavenger o también llamada de barrido tienen como objetivo principal aumentar la recuperación del mineral útil desde las colas de la etapa primaria (rougher). Producen colas finales del proceso y concentrado de baja ley el cual puede unirse a la alimentación del proceso de flotación, o a una etapa de remolienda para su posterior tratamiento.

Los circuitos cleaner o de limpieza, tienen como objetivo aumentar la ley de los concentrados de la etapa rougher. Dado a que la etapa cleaner es selectiva, el concentrado

rougher es sometido a una remolienda previa debido a su granulometría, y de esta manera alcanzar la mayor liberación posible de las especies útiles. (Pávez, 2011)

1.7.Fundamentos de la flotación

El método de separación por flotación basa sus cimientos en el accionar fundamental de fenómenos, que en conjunto permiten activar sustancias surfactantes sobre el material mineral mediante la inducción de hidrofobicidad a una superficie. El efecto que se produce de esta interacción consiste en la separación del mineral hidrófobo y la ganga hidrófila.

La adición de un flujo de gas, generalmente aire, permite la dispersión entre mineral y ganga recolectando las partículas hidrófobas (mineral) en burbujas que son arrastradas en movimientos ascendentes hasta su punto de vertido. (Salager & Forgiarini, 2007).

1.8.Factores que intervienen en la flotación

En el método de concentración mineral por flotación existen factores específicos que se relacionan de forma intrínseca dentro del proceso, esto se detallan a continuación:

1.8.1. Granulometría

Es una característica mecánica que se determina en base al tamaño de la partícula del conjunto mineral previamente sometido a molienda, para esto es necesario establecer una fracción granulométrica mediante la aplicación de tamices específicos

Se debe tener un material molido que no sea mayor a malla 48 ni menor a malla 270, ya que cuando se tienen partículas gruesas, las partículas se depositarán al fondo del recipiente evitando la flotación y averiando los equipos. En cambio, cuando el material es demasiado fino, la selectividad del mineral de interés decrece debido a la flotación de minerales de ganga además al ser fino, no permite la adhesión partícula burbuja, debido a que no se adquiere la energía cinética suficiente para este proceso (César, Saval, Baeza, & Tenza, 2009)

1.8.2. Porcentaje de sólidos

El porcentaje de sólidos también denominado como ‘concentración de sólidos’ es la razón entre el flujo másico del mineral y el flujo másico de la pulpa, esto nos permite cuantificar

porcentualmente la cantidad de mineral presente en una pulpa para establecer su masa. (Yianatos,2005)

$$PS = \frac{\text{Flujo Másico Mineral}}{\text{Flujo Másico Pulpa}} \times 100 \quad (1)$$

1.8.3. Hidrofobicidad

La hidrofobicidad es una propiedad física de determinados cuerpos para repeler el contacto del agua con su superficie, dicho fenómeno se mide en base al ángulo de contacto que se forma entre una superficie y una gota de agua, siendo así que un resultado de ángulo mayor a 90° considera una partícula hidrófoba, por el contrario, cuando la forma tiene a ser plana y esparcida, lo que se presenta en ángulos menores a los 90° se considera hidrófila. (ATRIA Innovation, 2019)

El fenómeno de hidrofobicidad se puede considerar un factor de importancia dentro del proceso de flotación, razón por la cual se ha requerido el desarrollo de medios que permitan conseguir una hidrofobicidad inducida químicamente.

El ángulo de contacto es una medida macroscópica de la interacción interfacial de un líquido con un sólido, y se define como el ángulo formado entre la tangente a la gota y la superficie del sólido. (Adamson & Gast, 1997)

El concepto de tensión interfacial entre sólido y líquido lo introdujo Thomas Young, (Young & S, 1805), a través de una ecuación donde se relaciona el ángulo de contacto (θ), de una gota de líquido (L), depositado sobre una superficie plana sólida (S), con una tensión superficial líquido-gas (γ^{LG}) y tensión interfacial líquido-sólido (γ^{SL}). (Mercedes & Suárez, 2014).

Young propuso que se establece un equilibrio de fuerzas entre fases sólida (S), líquida (L) y gaseosa (G) y se expresa con la siguiente ecuación: (Castro & García, 2003)

$$\gamma^{SG} = \gamma^{SL} + \gamma^{LG} \cos(\theta) \quad (2)$$

A partir de la ecuación de Young se establece las siguientes relaciones:

$$\cos \theta = \frac{\gamma^{SG} - \gamma^{SL}}{\gamma^{LG}} \quad (3)$$

- Si $\gamma^{SG} - \gamma^{SL} = \gamma^{LG}$ $\cos \theta = 1$ $\theta = 0^\circ$, ocurre humectación completa.
 - Si $\gamma^{SG} - \gamma^{SL} < \gamma^{LG}$ $\cos \theta < 1$ $\theta > 0^\circ$, ocurre humectación parcial
- (Castro & García, 2003).

El valor $(\gamma^{SG} - \gamma^{SL})$ se llama tensión de adhesión o fuerza de adhesión.

Para que se produzca la flotación es necesario que la adherencia de las partículas a las burbujas de gas sea mayor, que la tendencia a establecer un contacto entre las partículas y el líquido. (Bustamante, et al., 2008)

Combinando la ecuación de Young con la del trabajo de adhesión se obtiene (2) y (3)

$$W^{SG} = \gamma^{LG}(\cos \theta - 1) \quad (4)$$

Mientras más grande es el ángulo de contacto, mayor es el trabajo de adhesión entre la partícula y la burbuja. Si el agua se adhiere al sólido se denomina hidrofílico caracterizado por ángulos de contacto de $0^\circ < \theta < 90^\circ$. En estos parámetros las burbujas de aire no se adhieren a la superficie del sólido. Con ángulos de contacto entre $90^\circ < \theta < 180^\circ$, las burbujas de aire se adhieren a la superficie del sólido. (Castro & García, 2003).

1.8.4. Regulación de pH

Dentro del proceso de flotación es necesario considerar como influye el indicador pH, especialmente al buscar conseguir una flotación selectiva, puesto a que los diferentes reactivos que se utilizan tienen un pH óptimo de funcionamiento.

Para alcanzar la regulación de pH es necesario la adición de modificadores como cal, carbonato, ácido sulfúrico según el requerimiento del proceso. Sin embargo, lo más común es la adición de lechada de cal en procesos de concentración de minerales sulfurados de cobre, plata y oro. (Correa, 2019)

1.8.5. Tiempos de flotación

Los tiempos de residencia o de flotación pueden desarrollarse de forma espontánea siendo recomendable mantenerse en tiempos entre 2 minutos hasta 4 minutos en las celdas de flotación convencionales, y así se previene potenciales riesgos en la selectividad que se manifiestan como disminución en el tenor resultante del concentrado (Contreras, 2018). Sin embargo, cabe establecer que cada material a introducirse en el proceso de flotación requerirá pruebas experimentales mediante las cuales se determinan los tiempos de flotación necesarios y efectivos para obtener una mejor separación del concentrado sin sacrificar enriquecimiento o recuperación. (Moya, 2014)

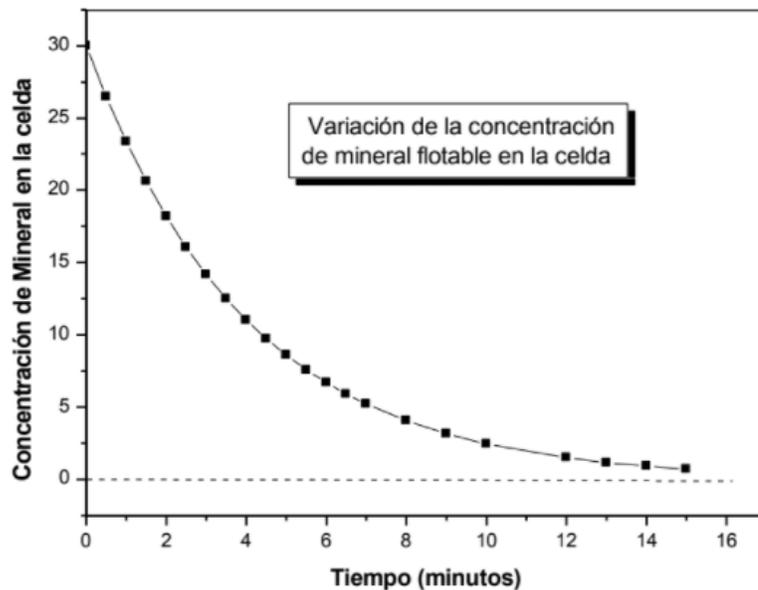


Figura 1.7. Variación de la concentración mineral con el tiempo.

Fuente: (Bustamante, 2011)

1.9. Reactivos

Dentro del proceso de separación por flotación, los compuestos químicos utilizados llevan el nombre de reactivos y se dividen según la función específica que desarrollan, siendo estos los surfactantes responsables de adicionar la separación de moléculas hidrofílicas e

hidrofóbicas. Los tensoactivos poseen grupos polares con un momento de dipolo permanente y su grupo no polar no poseen un dipolo permanente, razón por la cual se definen como surfactantes o moléculas de carácter doble.

Dicha característica otorga a los surfactantes una función indispensable para la flotación ya que estos se absorben dentro de la interfase sólido – líquido de manera que convierten la superficie de ciertos minerales en hidrofóbica. Segundo, influyen en la adhesión de la cinética entre espuma y el mineral facilitando la formación de espuma mediante la disminución de la tensión superficial; de esta forma reciben el nombre de colectores y de espumantes.

Generalmente los reactivos se encuentran dosificados entre 1 a 1000 g/ton siendo de origen orgánico; mientras que aquellos que son de origen inorgánico conocidos como sustancias modificadoras se emplean en dosis entre 20 a 1000 g/ton. (Pávez, 2011)

1.10. Colectores

Los colectores son sustancias orgánicas, químicamente son clasificados como surfactantes, es decir moléculas de carácter doble, que consiste en un grupo polar y un grupo no-polar. El grupo polar posee un momento de dipolo permanente y representa la parte hidrofílica de la molécula. El grupo no-polar no posee un dipolo permanente y representa la parte hidrofóbica de la molécula. El colector puede ser de tipo catiónico o aniónico. (Pávez, 2011)

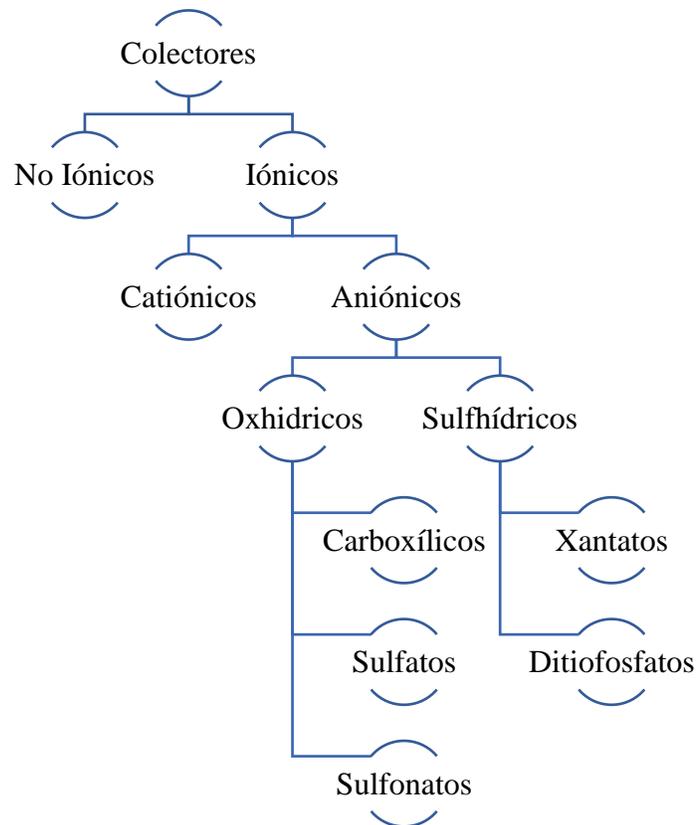


Figura 1.8. Clasificación de los colectores.

Fuente: Elaboración propia

a) Colectores No Iónicos

Estos colectores basan su funcionamiento en la capacidad para no disociarse en iones, debido a la carencia de grupo o grupos polares, generalmente se trata de hidrocarburos que cumplen la función de colectores; son utilizados en procesos de flotación de minerales fuertemente hidrofóbicos. Los hidrocarburos más utilizados son:

Tabla 1.1. Clasificación de los hidrocarburos en colectores no iónicos.

Tipo de Hidrocarburos	Características
Alcoholes tipo R-OH	R parafínicos C ₆ a C ₉ R ramificado C ₆ a C ₁₆
Alcoholes Cíclicos	Ácidos cresílicos Terpinoles Naftoles
Éteres	Trietóxibutano
Derivados Polioxietilénicos	Ácidos carboxílicos Aminas no sustituidas Surfactantes amónicos por adición de grupos oxietilénicos
Derivados Polipoxipropilénicos	Ramificación con radical metil

Fuente: (Pávez, 2011)

b) Colectores Iónicos

Este tipo de colectores contienen grupos funcionales polares hidrofílicos enlazados a cadenas de hidrocarburos, de esta forma pueden disociarse en contacto con el agua lo que permite clasificarlos en:

c) Colectores Catiónicos

Son derivados del amoniaco (aminas y sales cuaternarias de amonio) que tienen la capacidad de reemplazar los hidrógenos por radicales. Se caracterizan por su versatilidad en adsorción y desorción, aunque presentan menores niveles de selectividad. Su aplicación

es principalmente en talcos, sericita, caolinita y micas secundarias. Sin embargo, se aplican de menor forma en micas primarias. Dentro del proceso de flotación estos colectores pueden mejorar la recuperación mediante el aumento de temperatura en pulpa (Contreras, 2018).

d) Colectores Aniónicos

Se caracterizan principalmente por la disociación de sus radicales de grupo polar constituidos por un anión, liberando en la solución cationes de positivos que pueden ser Na^+ , K^+ , Ca^+ , H^+ . Estos son el tipo de colectores más abundantes y se clasifican en distintos grupos:

e) Carboxílicos

Se caracterizan por la presencia de ácidos grasos y sus sales derivadas, jabones. Estos tienen fuertes propiedades colectoras. Sin embargo, presentan un índice de selectividad bajo que dificulta la separación eficaz; razón por la cual se ha desplazado su uso a minerales oxidados y no metálicos.

f) Xantatos

Los Xantatos son reactivos químicos que se originan de sales del ácido xantático, resultantes de la reacción de alcohol con disulfuro de carbono, el comportamiento de los xantatos ante las partículas minerales es elevar la característica hidrofóbica generando repelencia hacia el agua, mediante el proceso de migración de un electrón del xantato hacia el azufre del mineral sulfurado. De esta forma se alcanza dentro del proceso de flotación por parte del mineral hidrofóbico la quimisorción y adsorción física. Los xantatos son característicos entre los colectores por ser solubles en agua lo que facilita el proceso de dosificación inclinándose a las necesidades específicas requeridas por el conjunto mineral y no a una regla general para su utilización. (Arce, 2002)

g) Ditiósfatos

Son un tipo de colectores selectivos enfocados en la separación de minerales sulfurosos y metálicos, Siendo estos generalmente de grupo R, radical hidrocarburos aromáticos o alifáticos. Similar a los colectores de tipo xantato, los Ditiósfatos se caracterizan por ser solubles en agua con la característica de que forman sales relativamente solubles con metales pesados. (Champa, 2011)

1.10.1. Espumantes

Los espumantes son agentes tensoactivos o surfactantes que consisten en una parte polar (hidrofílica) y una parte apolar (hidrofóbica). La parte apolar es una cadena hidrocarbonada y la parte polar es típicamente un grupo OH⁻. En la superficie de la burbuja (interfase aire-agua), la cadena hidrocarbonada se orienta hacia el lado del aire y el grupo polar hacia el lado del agua. La estabilidad de la burbuja contra la coalescencia es incrementada por la fuerte interacción del grupo polar/dipolo del agua (hidratación) en la interfase aire-líquido, que produce la capa de enlace. (Azgomi, Gómez, & Finch, 2007)

1.10.2. Selección espumante

Según (Cytex Industries Inc., 2002) las características más importantes al momento de elegir un espumante son:

- Producir una espuma que permita una buena separación del mineral de interés de los que conforman la ganga.
- Debe formar una espuma lo suficientemente estable para soportar el peso del mineral y suficientemente móvil para transportarlo a la descarga de la celda.
- La espuma debe ser lo suficientemente persistente para que las burbujas al romperse se vuelvan a formar continuamente, y que de esa forma el agua y la ganga tengan la posibilidad de drenar.
- Ser capaces de generar burbujas pequeñas de 1 a 2 mm.

1.11. Dosificación

La dosificación de reactivos en la concentración por flotación es un conjunto de técnicas que consisten en agregar una serie de reactivos químicos específicos para la flotación que aprovechan las condiciones de hidrofobicidad sobre el mineral de mena, de forma que al iniciar el ascenso se forman burbujas de aire enriquecidas del mineral de interés. Para esto se emplean métodos de adición en secuencia con tiempos específicos para la actuación de cada reactivo de forma previa al inicio de la flotación. Al aplicar flotaciones a nivel industrial se puede considerar el uso de equipos mecánicos que facilitan la aplicación de reactivos y control en tiempos. (Rondón, 2004)

1.12. Índices metalúrgicos

En base a las definiciones establecidas por (Bustamante, et al.,2008), los índices metalúrgicos son aquellos que relacionan la calidad de concentración con los índices del circuito y los más importantes son:

1.12.1. Recuperación mineral

Es aquella en la cual existe una relación entre el peso del material útil o de interés que hay en el concentrado y su proporción presente en la alimentación que ingresa al proceso de concentración.

$$R = \frac{\text{Peso de mineral de interés de concentrado}}{\text{Peso de mineral de interés en alimento}} \quad (5)$$

$$R = \frac{C * T_C}{A * T_A}$$

Donde:

R: Recuperación del mineral.

C: Peso del concentrado.

T_c: Tenor del concentrado.

A: Peso del alimento.

T_a: Tenor del alimento.

1.12.2. Enriquecimiento mineral

Responde a la relación entre los tenores presentes en el mineral concentrado y la alimentación de forma similar a la recuperación.

$$R_E = \frac{T_c}{T_a} \quad (6)$$

R_E : Razón de enriquecimiento.

T_c : Tenor del concentrado.

T_a : Tenor del alimento.

1.12.3. Razón de concentración

Está definida por la razón resultante del flujo másico de sólidos en alimentación con respecto al flujo de sólidos en el concentrado.

$$R_C = \frac{A}{C} \quad (7)$$

Donde:

R_C : Razón de concentración.

A : Flujo másico de sólidos en alimentación.

C : Flujo de sólidos en el concentrado.

1.12.4. Balance de masa en concentración mineral

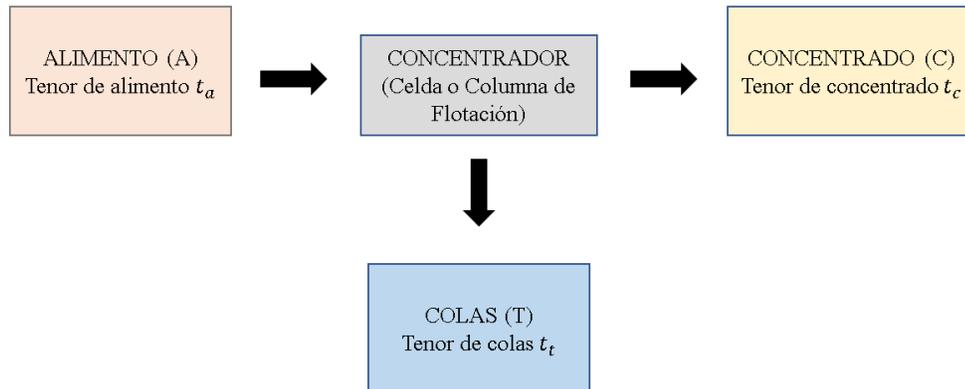


Figura 1.9 Diagrama de flujo másico en proceso de concentración.

Fuente: Elaboración propia.

Los flujos másicos obtenidos de un proceso de concentración deben mantenerse en constante balance entre el alimento, concentrado y colas según el proceso descrito en la figura 1.9. De esta forma se cumple que el flujo de masa que entra será igual al flujo de masa que sale. (Bustamante, et al., 2008)

$$[\text{Flujo Másico que Entra}] = [\text{Flujo Másico que Sale}] \quad (8)$$

$$[\text{Flujo Másico que Entra}] = \text{Alimento} = A \times t_a \quad (9)$$

$$[\text{Flujo Másico que Sale}] = \text{Concentrado} + \text{Colas} = C \times t_c + T \times t_t \quad (10)$$

$$A \times t_a = C \times t_c + T \times t_t \quad (11)$$

1.12.5. Relación entre Razón de Recuperación y Razón de Enriquecimiento

La relación entre razón de recuperación y razón de enriquecimiento dentro del proceso de concentración tiende a encontrar un punto óptimo entre los ejes opuestos recuperación y enriquecimiento, relacionando la cantidad en peso del mineral recuperado y la proporción de la cantidad útil o tenor del mineral.

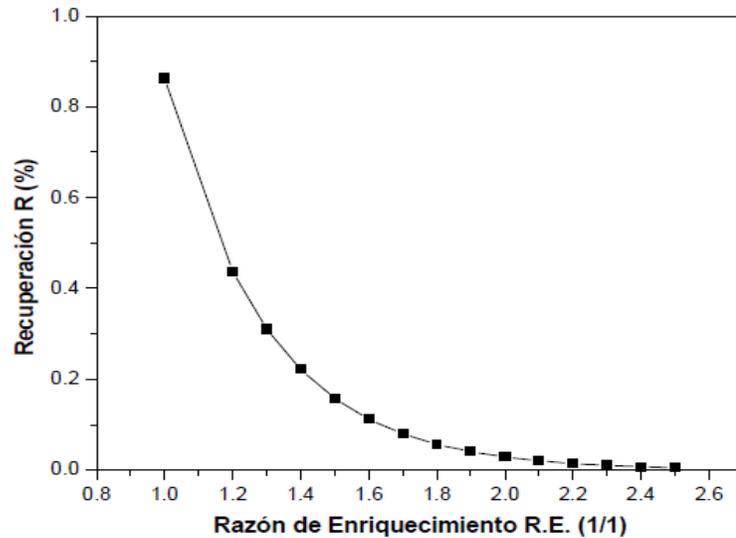


Figura 1.10 Relación entre Recuperación y Relación de Enriquecimiento

Fuente: (Bustamante, et al., 2008)

1.13. Cinética de flotación

La cinética de flotación forma parte del estudio de los fenómenos físicos dentro del proceso de la flotación centrándose en la velocidad a la cual flotan las partículas. Así, se determinan los cambios que se presentan en el concentrado respecto al mineral de interés en función del tiempo transcurrido dentro de la operación. (Gaviria, Restrepo, & Bustamante, 2007)

En el estudio de la cinética de flotación se puede destacar dos modelos principales que son: García-Zúñiga y Klimpel.

1.13.1. Modelo cinético Klimpel

Según el modelo de Klimpel se asume que, debido a no haber una constante de flotación fija: a) La cinética de flotación depende del tiempo. b) La constante tendrá un efecto estadístico asumiendo que es una variable distribuida en el tiempo. Este modelo es utilizado para tiempos de flotación prolongados. De esta manera el modelo matemático para el análisis de los parámetros de la cinética de flotación elaborado por Klimpel se basa

en una distribución rectangular de flotabilidades, el cual se describe como: (Castro & García, 2003)

$$R_{(t)} = R_{\infty} \left[1 - \frac{1}{Kt} (1 - \exp(-Kt)) \right] \quad (12)$$

Donde:

- R_{∞} es la recuperación final a tiempos de flotación largos.
- K se establece como la constante cinética.
- $R_{(t)}$ es la recuperación definida en un tiempo específico.
- t es el tiempo en el instante de medición de la cinética de flotación.

1.13.2. Modelo cinético García-Zúñiga

El modelo cinético chileno de García-Zúñiga considera que el mineral flotable de concentración C es igual a la cantidad de reactivo según las suposiciones:

- a) Orden de reacción unitario donde $n = 1$
- b) La constante cinética de reacción posee un valor fijo k .

Mediante la evidencia experimental del modelo García-Zúñiga se puede validar el método para flotaciones de tiempos cortos, pues al asumir que k es valor fijo en el tiempo determina que la pendiente en la curva para tiempos muy largos varía notablemente como se puede observar en la figura 1.11. (Castro & García, 2003)

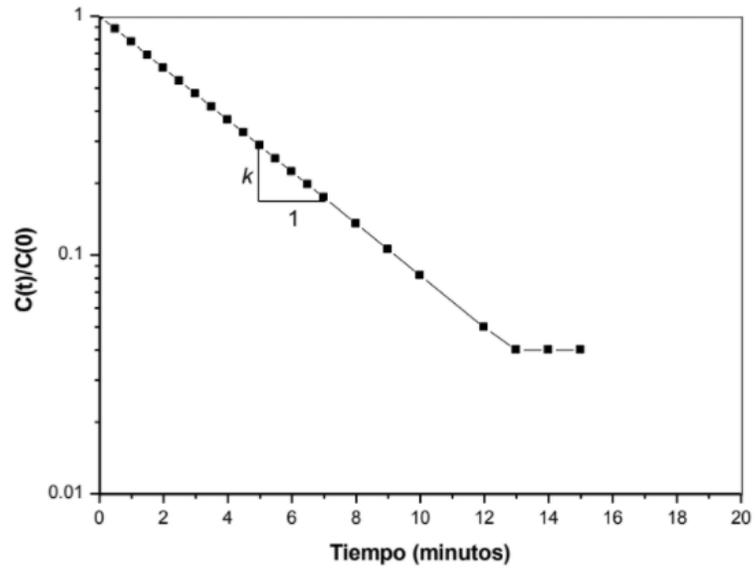


Figura 1.11 Razón $\frac{C_t}{C_0}$ vs, tiempo en un plano semi-log

Fuente: (Bustamante, 2008)

De esta forma la razón $\frac{C_t}{C_0}$ se explica visualmente como la probabilidad en las partículas se pueda mantener dentro de la celda en un ambiente de flotación determinado. En la cual:

$$\frac{C_t}{C_0} = e^{-kt} \quad (13)$$

Esto responde a las condiciones de contorno que establecen que:

- a. $t = 0 \quad C = C_0$
- b. $t = t \quad C = C_t$

Las condiciones a y b son aplicadas en un plano semi-log, donde se presenta una línea recta con pendiente k e intercepto 1, también se pueden expresar como:

$$\ln \frac{C_t}{C_0} = -kt \quad (14)$$

1.13.3. Parámetros cinéticos

La constante cinética es un parámetro necesario para el cálculo de la cantidad de celdas de flotación, así como las condiciones de mezclado y corresponde al tiempo máximo que hay que darles a las partículas más lentas para que puedan ser extraídas de la pulpa (recuperación), la relación entre recuperación y tiempo permiten definir el concepto de velocidad, la misma depende de la probabilidad de flotación, una cierta combinación de reactivos podría dar una mayor o menor velocidad. (Guerrero Pérez, 2012)

1.13.4. Ecuación cinética García – Zúñiga

La velocidad de flotación se expresa mediante la siguiente ecuación diferencial.

$$\frac{dC}{dt} = -kC \quad (15)$$

Donde C es la concentración de especies flotables, n es orden de la reacción y k la constante de flotación. Suponiendo que es una cinética de primer orden tendremos la ecuación donde C_0 es la concentración a tiempo cero y C es la concentración a tiempo t.

El modelo con el que se trabajará es de García – Zúñiga, el cual se representa con la siguiente ecuación. Recordar que la constante de flotación en este modelo es fija. (Gaviria, et al., 2007)

$$R_{(t)} = R_{\infty} [1 - e^{-kt}] \quad (16)$$

Donde:

- $R_{(t)}$: recuperación para un tiempo t de flotación (%).
- R_{∞} : recuperación a tiempo infinito (%). Correspondiente a la máxima recuperación obtenible de la especie.
- k: constante cinética (1/min).
- t: tiempo de flotación.

Este modelo se sugiere utilizar para tiempos de flotación cortos.

1.13.5. Tiempo óptimo de flotación

La determinación del tiempo óptimo de flotación se puede establecer como aquel tiempo en el que la separación del mineral hidrófobo y mineral hidrofílico es máxima (Contreras, 2018). Siendo así una descripción del tiempo que requieren en base a la velocidad con la que flotan las partículas hasta el punto donde la partícula mineral más lenta pueda ser extraída de la pulpa. (Linares, 2011).

CAPÍTULO 2

METODOLOGÍA Y ENSAYO EXPERIMENTAL

2.1. Levantamiento de información

2.1.1. Caracterización de la muestra

La muestra obtenida de la Empresa Minera y Constructora COMINCOBOS S.A., ubicada en el cantón Camilo Ponce Enríquez, pertenece al dominio litológico principal de rocas vulcano-sedimentarias, siendo estas de tipo polimetálicos de origen hidrotermal donde se encuentra la presencia de metales como oro, plata, cobre y zinc. Dentro del distrito minero formado en Camilo Ponce Enríquez es frecuente en la búsqueda de yacimientos metálicos, encontrar depósitos tales como pórfidos, vetas, brechas y stockworks epitermales y mesotermales dentro de los cuales predomina la presencia de Cu-Au-Mo. (Pratt, Figueroa & Flores, 1997)

La muestra otorgada presentaba granulometría fina, puesto que, había sido previamente pasada por un proceso de trituración primaria y secundaria; sin embargo, los procesos a realizar dentro del estudio a continuación requieren un proceso de molienda, para fijar la granulometría necesaria dentro de los procesos de flotación que fue pasante malla 200 o en otras palabras pasante 75 micrones.

2.1.2. Selección y secado de material

El material inicial que se recibió proveniente de la planta de beneficio se encontraba en un estado inicial de baja humedad, por lo que se le realizó procesos de secado al ambiente previo al uso del horno para su secado final, donde se ingresaron las muestras a una temperatura constante de 150° C.

2.1.3. Conminución del material

El proceso de flotación de minerales tanto en columna como celda convencional requiere de un control minucioso del tamaño de partículas que ingresan garantizando así el funcionamiento correcto de los químicos, colectores, activadores y espumantes. Por dicha razón es necesario llevar un control de la trituración y molienda a la que se someten las

muestras. Este control conlleva un proceso secuencial detallado en la figura 2.1., donde se muestra el avance en trituración primaria, secundaria y molienda con el uso de maquinaria específica hasta alcanzar un grado de molienda ultrafina.

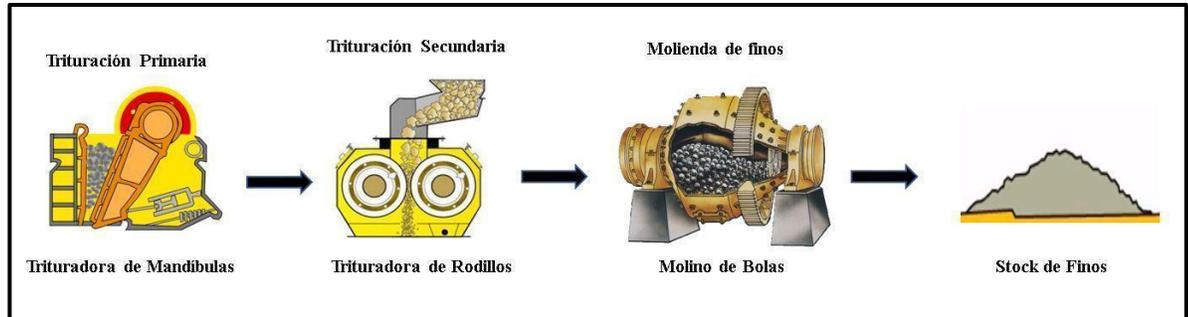


Figura 2.1. Diagrama de flujo proceso de conminución de minerales

Fuente: Elaboración propia.

2.1.4. Molienda

Debido al tamaño de partícula requerido para los procesos de flotación se fija una granulometría pasante malla 200, específicamente un tamaño de partícula inferior a los 0.075 mm, mismo que puede ser adquirido mediante el uso de molino de bolas en procesos secuenciales repetitivos, donde se tamiza la muestra hasta obtener el tamaño requerido y se recircula el material que no cumple con dichas especificaciones a un nuevo proceso de molienda dentro del mismo equipo.

2.1.5. Análisis granulométrico

Para el análisis granulométrico de la muestra se realizó el proceso de tamizado, mismo que está enfocado en obtener el tamaño fijo de muestra pasante malla 200. Para ello se utilizó un juego de tamices Tyler, con los cuales se obtuvo un 100% de muestra pasante malla 200, dando como resultado un tamaño de partícula en el orden de los 0.075 mm.

Tabla 2.1. Detalle de Tamices Tyler Standard usados en análisis.

Número de la Malla (US STD)	Abertura del tamiz (mm)
30	0.600
40	0.425
50	0.300
60	0.250
80	0.180
100	0.150
200	0.075

Fuente: Elaboración propia.

**Figura 2.2** Juego de tamices de Tyler para análisis granulométrico.

Fuente: Elaboración propia.

2.1.6. Análisis mineralógicos

Previo a las pruebas de flotación tanto en celda como en columna es necesario conocer el porcentaje de ley o tenor con el que se realizará el estudio, por esta razón se debe aplicar un método de cuarteo para la separación de la muestra representativa en donde se observó la presencia de Cu, Ag, Au, como se muestra en la figura 2.4



Figura 2.3. Selección del material

Fuente: Elaboración propia.

INFORME DE ENSAYO
Nº. 11956

RESULTADOS

IDENTIFICACION DE LA MUESTRA	Comp.	Cod.	Au	Ag	Cu
	Nº	Alb.	g/t	g/t	%
Tesis Monteros 001	1	77242	28,42	13,17	0,28

Comp. N°: Número de muestras que conforman el compuesto // Cod. Alb.: Código Albexxus
 Los resultados solo están relacionados con los items de ensayo.
 Las muestras fueron proporcionadas por el cliente.

METODOS:

1. Au, Ag: ALB-MET-01. Determinación de Au y Ag por ensayo al fuego.
2. Cu, Pb, Zn, As, Fe: ALB-MET-02. Determinación de Metales por Digestión con HNO₃ (cc) por Absorción Atómica.

COMENTARIOS:

Figura 2.4. Informe de ensayo por los métodos a fuego, determinación de metales por absorción atómica.

Fuente: Laboratorio Metalúrgico Albexxus Cía. Ltda.

2.1.7. Proceso de flotación utilizado

El cantón Camilo Ponce Enríquez durante décadas se ha caracterizado por su constante expansión minero-metalúrgica donde se han localizado varias empresas que no siempre cuentan con una tecnología de carácter especializado, debido a que reciben dentro de sus plantas de beneficio, materiales que pueden provenir de distintas zonas y aun así en la

mayoría de casos usan la misma dosificación de colectores, esto genera un problema ya que la flotación no es selectiva y se puede perder una gran cantidad de mineral de interés.

A continuación, en la tabla 2.2 se presentan el esquema de flotación estandarizado que posee la empresa COMINCOBOS.

Tabla 2.2. Estándar de flotación en la empresa COMINCOBOS S.A.

Detalle	Tipo	Cantidad
Xantato Z6	Colector	35 g/ton
Ditiofosfato 208	Colector	13 g/ton
Ditiofosfato 404	Colector	15 g/ton
Sulfato de Cobre	Activador	45 g/ton
Espumante 350	Reactivo	20 g/ton
Porcentaje de Sólidos	Característica física	25 %
Densidad de pulpa	Característica física	1.7 g/ton
Tiempo de acondicionamiento	Tiempo	5 min
Tiempos de flotación	Tiempo	Continuo
pH	Característica química	8

Fuente: Empresa constructora minera COMINCOBOS S.A.

El proceso utilizado es el de flotación mediante celdas convencionales, pero anteriormente el material debe pasar por un circuito de trituración, en donde se utiliza maquinaria como la trituradora de mandíbulas y la trituradora de rodillos, finalmente el material pasa a los molinos de bolas, hasta llegar a un circuito de celdas convencionales para desarrollar el proceso de flotación; de esta manera se recupera el mineral de interés. El proceso de concentración está conformado por un circuito que posee tres celdas de flotación distribuidos en 5 celdas tipo rougher, donde se produce la recuperación simultánea de los concentrados de oro y plata.

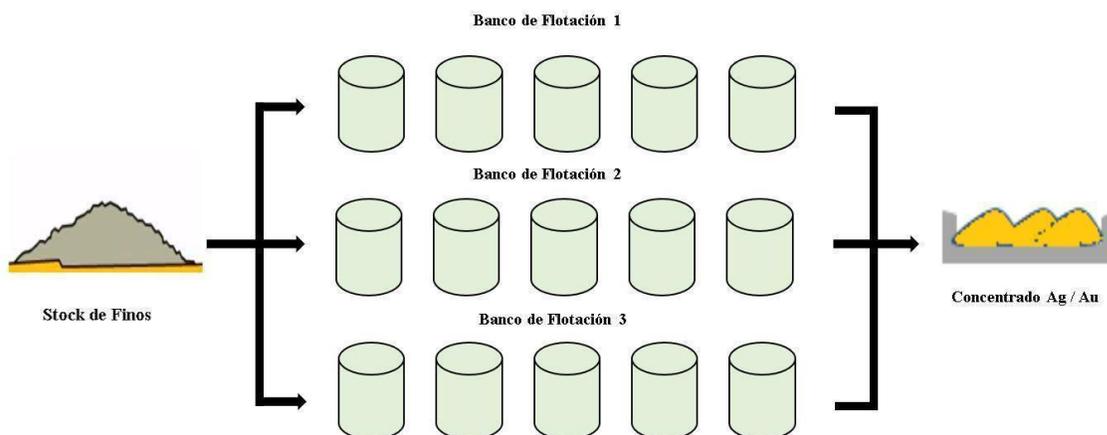


Figura 2.5. Diagrama de conjunto de bancos de flotación según lo utilizado por la empresa.

Fuente: Elaboración propia

2.2. Método aplicado para el ensayo

Se realizó un método comparativo de los procesos de flotación en celda convencional tipo Denver y columna de flotación, considerando estándares pre establecidos los cuales son: colectores, tiempo de acondicionamiento y pH, variando porcentajes de sólidos los cuales fueron del 15%, 25% y 35% y ocupando tiempos de flotación desde el minuto 1 hasta el minuto 6 tanto en celda como en columna respectivamente, donde se comparó la recuperación y el enriquecimiento del mineral en ambos equipos con el objetivo de calcular la cinética de flotación aplicando el método de García Zúñiga.

2.3. Preparación de muestras

Debido a la humedad presente en la muestra del material, se consideró inicialmente el secado del material de forma natural seguido del uso del horno para su secado, donde se ingresó las muestras a una temperatura constante de 150° C, hasta que el material estuvo totalmente seco. Posteriormente se realizó una molienda donde se fijó una granulometría pasante malla 200 para la determinación de densidad de sólido, densidad de pulpa y establecer los requerimientos de masa en relación a los porcentajes de sólidos.

Previo a la preparación de la pulpa es necesario establecer los cálculos de dosificación y pH que se manejará dentro del ensayo mismo que son fijados en los estándares de la planta.

Para el caso de estudio se establece el cálculo densidad de pulpa como:

$$\rho_p = \frac{1}{\phi_p \left(\frac{1}{\rho_s} - 1 \right) + 1} \quad (17)$$

Donde:

ρ_p : Densidad de pulpa.

ϕ_p : Porcentaje de sólidos.

ρ_s : Densidad de sólidos.

Posteriormente se determinó la masa del sólido que se ocupó para la preparación de la pulpa mediante a través de la siguiente ecuación:

$$m_s = \rho_p \times V_p \quad (18)$$

Donde:

m_s : Masa de sólidos en pulpa.

ρ_p : Densidad de pulpa.

V_p : Volumen de la pulpa.

Cálculo de densidad del mineral y pulpa

$$\rho_p = \frac{M - A}{P + M - A - B} * \rho_{H2O}$$

$$\rho_p = \frac{31.8 - 25.60}{35.55 + 31.8 - 25.60 - 39.5} * 1$$

$$\rho_p = 2.75 \frac{g}{cm^3}$$

Donde:

ρ_p = Densidad de la pulpa.

A = Masa del picnómetro con tapón.

B = Masa del picnómetro con tapón más agua y mineral.

M = Masa del picnómetro.

P = Masa del picnómetro con tapón más agua.

ρ_{H_2O} = Densidad del agua.

Cálculo de masa en pulpa

$$m = 2.75 \frac{g}{cm^3} \times 62203.534 cm^3$$

$$m = 171059.718 g$$

Para la molienda del mineral, fue necesario conocer las características del molino para conocer cuánto material puede abarcar y de esta manera poder obtener un tamaño de partícula pasante malla 200, es por eso que se indicara los cálculos correspondientes.

Tabla 2.3. Clasificación de bolas en molino SAG

MOLINO SAG		
Número de Bolas	Bolas (Kg)	Bolas (in)
1	2.044	2
2	0.680	1 ^{3/4}
3	0.322	1 ^{1/2}
4	0.161	1

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.4. Distribución del peso de bolas en el molino SAG

Distribución de peso	
%	Kg
40	14
30	10.5
20	7
10	3.5

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.5. Cantidad de bolas en el molino SAG.

Cantidad de bolas		
Número de Bola	Cantidad de bolas	Tamaño de Bolas (in)
1	7	2
2	15	1 ^{3/4}
3	22	1 ^{1/2}
4	22	1

Fuente: Elaboración propia

Porcentaje de material y fracción de sólidos en el molino

$$FC = \frac{\text{masa de sólidos}}{\frac{\text{densidad de sólidos}}{\text{Vol molino} \cdot (1 - \text{porosidad})}} \quad (19)$$

Tabla 2.6. Porcentaje de material y fracción de sólidos en molino SAG

FC	Cálculo	Resultado (%)
100%	$FC = \frac{171059.718}{\frac{2.75}{62203.534 \times (0.6)}}$	166.67
50 %	$FC = \frac{85529.859}{\frac{2.75}{62203.534 \times (0.6)}}$	83.33
25%	$FC = \frac{42764.920}{\frac{2.75}{62203.534 \times (0.6)}}$	41.67

Fuente: Elaboración propia.

Cálculo del volumen del material que puede ingresar al molino

$$V_T = 62203.68 \text{ cm}^3$$

$$V_{material} = 0.45 \times 62203.68 \text{ cm}^3 \times 0.6$$

$$V_{material} = 16794.9936 \text{ cm}^3$$

$$m = \rho_p \times V$$

$$m = 2.75 \times 16794.9936$$

$$m = 46186.2324 \text{ g}$$

$$FC = \frac{\text{masa de mineral}}{\frac{\text{densidad de mineral}}{\text{Vol molino} * (1 - \text{porosidad})}}$$

$$0.38 = \frac{\text{masa del mineral}}{\frac{2.75}{62203.534 \times (0.6)}}$$

$$\text{masa del mineral} = 39001.61 \text{ g}$$

$$\text{masa del mineral} = 39 \text{ kg}$$

Fración de llenado

$$J = \frac{\textit{masa de bolas}}{\frac{\textit{densidad de bolas}}{\textit{Vol cilindro} \times (1 - \textit{porosidad})}}$$

$$0.12 = \frac{\textit{masa de bolas}}{\frac{7.8}{\frac{(62203.534 \times (0.6))}{1}}}}$$

$$\textit{masa de bolas} = 35 \textit{ kg}$$

Al molino puede ingresar un total de 74 kg, entre mineral y medios moledores para su óptimo funcionamiento.

2.3.1. Dosificación

Se estableció la dosificación y reactivos a utilizar, luego de realizar diversas flotaciones con todos los colectores que utilizan en la planta es decir un total de tres colectores, luego un ensayo con dos colectores y por último un ensayo con un solo colector. Para la determinación de la efectividad se realizaron ensayos al fuego que pueden ser observados en la tabla 2.7, donde se llega a la conclusión que una gran cantidad de colectores lo que provoca es un tenor de recuperación bajo, ya que la flotación no es selectiva mientras que un solo colector como es el Xantato, utilizado para flotar oro, presenta el mayor tenor de recuperación. Razón por la cual en el presente proyecto de titulación se trabajó con el colector Xantato Z6 y el Espumante 350.

Tabla 2.7. Dosificación de reactivos y tenores base

Reactivos	Tenor de recuperación
Xantato Z6 y Espumante 350	29.40 g/ton
Xantato Z6, Sulfato de Cobre, Espumante 350	25.32 g/ton
Xantato Z6, Sulfato de Cobre, Ditioposfato 208, Espumante 350	24.19 g/ton

Fuente: Elaboración propia

Dosificación de reactivos en protocolo de flotación

El esquema de flotación utilizado en planta contempla el uso de 10 kg de colectores y espumante (Xantato Z6, Sulfato de Cobre, Ditiófosfato 208, Espumante Frother 350) que son disueltos en 90 litros de agua.

Para la finalidad del ensayo se tomó como guía las recomendaciones de fabricantes en relación a la dosificación establecida por la planta.

Tabla 2.8. Dosificación de reactivos en protocolo de flotación.

Dosificación de Reactivos			
Activador	Colector	Colector	Espumante
Sulfato de Cobre	Xantato Z6	Ditiófosfato 208	Espumante Frother 350
181 g/ton	181 g/ton	11 g/ton	28 g/ton

Fuente: Elaboración propia

Para añadir el colector y espumante se utilizó goteros en donde se añadieron gotas a la celda de flotación como a la columna para inducir el proceso de flotación.

2.3.2. Acondicionamiento

El acondicionamiento responde al tiempo necesario para que los reactivos actúen de manera eficiente. En general los colectores presentan una cinética de adsorción lenta por lo que requieren mayor tiempo en relación al espumante. (Pávez, 2011)

En relación con el proceso de flotación utilizado en la planta de procedencia de la muestra, se establecieron los parámetros a cumplir para el acondicionamiento y dosificación utilizados para los ensayos de flotación, los cuales fueron aplicados a escala de laboratorio resultando en 8 minutos para colectores y 2 minutos para espumantes.

2.4. Protocolo de flotación

El proceso de flotación realizado para el análisis de la cinética de flotación contempla la comparación entre la metodología establecida en laboratorio y el estándar de flotación utilizado por la Empresa Minera y Constructora COMINCOBOS S.A. enfocándose en los resultados obtenidos de los índices metalúrgicos y la cinética de flotación ante la variación

del porcentaje de sólidos en celda, y ante un escenario planteado por el uso de columna. De esta manera se realizó un proceso simultáneo de condiciones semejantes en ambos equipos.

Tabla 2.9. Cálculo de masa de pulpas, sólidos y líquidos para flotación en celda y columna.

Porcentaje de Sólidos				
Masa de la pulpa al 15%				
Flotación	Densidad de pulpa	Masa de pulpa	Masa de Sólido	Masa de líquido
Celda	$\rho_p = 1.105 \frac{g}{cm^3}$	$m_p = 1105 g$	$m_s = 165.75 g$	$m_l = 939.25 ml$
Columna		$m_p = 2431 g$	$m_s = 364.65 g$	$m_l = 2066.35 ml$
Masa de la pulpa al 25%				
Flotación	Densidad de pulpa	Masa de pulpa	Masa de Sólido	Masa de líquido
Celda	$\rho_p = 1.189 \frac{g}{cm^3}$	$m_p = 1189 g$	$m_s = 297.25 g$	$m_l = 891.75 ml$
Columna		$m_p = 2615.8 g$	$m_s = 653.95 g$	$m_l = 1961.85 ml$
Masa de la pulpa al 35%				
Flotación	Densidad de pulpa	Masa de pulpa	Masa de Sólido	Masa de líquido
Celda	$\rho_p = 1.286 \frac{g}{cm^3}$	$m_p = 1286 g$	$m_s = 450.1 g$	$m_l = 835.9 ml$
Columna		$m_p = 2829.2 g$	$m_s = 990.22 g$	$m_l = 1838.98 ml$

Fuente: Elaboración propia.

Se estableció la concentración de material flotado en intervalos de tiempo que fueron desde 1 min hasta los 6 minutos, los cuales sirvieron para realizar el análisis de la cinética y el tiempo óptimo de flotación.

Establecidos los porcentajes en relación con los índices metalúrgicos ideales se elaboró las tablas 2.13, 2.17, 2.21, donde se presentan los resultados de la celda convencional y las tablas 2.25, 2.29, 2.33 donde se representa la recuperación de concentrado, enriquecimiento y recuperación de ganga de la columna de flotación.

Recuperación mineral (R) y Enriquecimiento mineral (R_E)

$$R = \left[\frac{t_a - t_t}{t_c - t_t} \right] * \frac{t_c}{t_a}$$

$$R_E = \frac{t_c}{t_a}$$

2.5. Ensayos realizados en celda convencional

Durante la fase experimental se realizaron las flotaciones en celda convencional variando: el porcentaje de sólidos y el tiempo de concentración, con el objetivo de conocer la cinética de flotación y determinar el tiempo óptimo mediante el análisis de los tenores de recuperación y enriquecimiento.

Teóricamente la masa de alimento que ingresa al proceso debe ser igual a la sumatoria de masas en el concentrado y colas. Sin embargo, hay veces que se pierde material tanto en colas como concentrado debido a que el mismo queda adherido en los equipos siendo estas inferiores al 3% lo que se considera un valor aceptable dentro del proceso.

2.5.1. Flotación en celda convencional porcentaje de sólidos 15%

Tabla 2.10. Alimento y pérdidas del material con porcentaje de sólidos (PS) de 15%

Tenor de Alimento	(ta)	Ganga	Peso Alimento (g)	165.75
%	2.4	97.6	Pérdidas (g)	4.9
g	2		%	2.93

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.11. Relación de peso y porcentaje de material flotado con PS 15%

Peso Concentrado	g	%
1 min	43.50	0.31
4 min	5.6	0.04
6 min	5.1	0.04
Colas	88.3	0.62
Total	142.5	1.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.12. Tenor de concentrado de oro porcentual y real con PS 15%

Tenores Concentrado	Peso (g)	ppm	Aforo (ml)	% Au	% Au Real	%Ganga
1 min	5.00660	269.000	100	5.373	5.373	94.627
4 min	5.0002	88.00	100	1.760	3.568	96.432
6 min	5.0004	78.300	100	1.566	2.901	97.099
Colas	4.9686	65.000	100	1.308		98.692

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.13. Tenores de Recuperación, Enriquecimiento y Recuperación de Ganga en relación con el tiempo de flotación con PS 15%

Tiempo (min)	Recuperación (%)	Tiempo (min)	Enriquecimiento RE (%)	Tiempo (min)	Recuperación Ganga (%)
1	0.601	1	2.239	1	0.260
2	0.640	2	1.988	2	0.333
3	0.679	3	1.737	3	0.405
4	0.718	4	1.486	4	0.477
5	0.773	5	1.348	5	0.590
6	0.829	6	1.209	6	0.682

Fuente: Elaboración propia

2.5.2. Flotación en celda convencional porcentaje de sólidos 25%

Tabla 2.14. Alimento y pérdidas del material con PS de 25%

Tenor de Alimento	(ta)	Ganga	Peso Alimento (g)	297.25
%	2.4	97.6	Pérdidas (g)	7.8
g	2		%	2.61

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.15. Relación de peso y porcentaje de material flotado con PS 25%

Peso Concentrado	g	%
1 min	94.50	0.46
4 min	11.6	0.06
6 min	11.1	0.05
Colas	88.3	0.43
Total	205.5	1.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.16. Tenor de concentrado de oro porcentual y real con PS 25%

Tenores Concentrado	Peso (g)	ppm	Aforo (ml)	% Au	% Au Real	%Ganga
1 min	5.069	249.00	100	4.912	4.912	95.088
4 min	5.002	108.00	100	2.159	3.545	96.455
6 min	5.000	79.30	100	1.586	2.895	97.105
Colas	4.982	75.00	100	1.505		98.495

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.17. Tenores de Recuperación, Enriquecimiento y Recuperación de Ganga en relación con el tiempo de flotación con PS 25%

Tiempo (min)	Recuperación (%)	Tiempo (min)	Enriquecimiento RE (%)	Tiempo (min)	Recuperación Ganga (%)
1	0.537	1	2.047	1	0.256
2	0.574	2	1.857	2	0.315
3	0.611	3	1.667	3	0.374
4	0.648	4	1.477	4	0.433
5	0.712	5	1.342	5	0.552
6	0.777	6	1.206	6	0.641

Fuente: Elaboración propia

2.5.3. Flotación en celda convencional porcentaje de sólidos 35%

Tabla 2.18. Alimento y pérdidas del material con porcentaje de sólidos de 35%

Tenor de Alimento	(ta)	Ganga	Peso Alimento (g)	450.1
%	2.4	97.6	Pérdidas (g)	5.1
g	2		%	1.13

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.19. Relación de peso y porcentaje de material flotado con PS 35%

Peso Concentrado	g	%
1 min	174.70	0.46
4 min	13.9	0.04
6 min	10.1	0.03
Colas	183.7	0.48
Total	382.4	1.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.20. Tenor de concentrado de oro porcentual y real con PS 35%

Tenores Concentrado	Peso (g)	ppm	Aforo (ml)	% Au	% Au Real	% Ganga
1 min	4.99810	219.000	100	4.382	4.382	95.618
4 min	5.0034	116.00	100	2.318	3.349	96.651
6 min	5.0002	98.500	100	1.970	2.890	97.110
Colas	5.007	81.000	100	1.618		98.382

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.21. Tenores de Recuperación, Enriquecimiento y Recuperación de Ganga en relación con el tiempo de flotación con PS 35%

Tiempo (min)	Recuperación (%)	Tiempo (min)	Enriquecimiento RE (%)	Tiempo (min)	Recuperación Ganga (%)
1	0.517	1	1.826	1	0.277
2	0.555	2	1.682	2	0.334
3	0.593	3	1.539	3	0.391
4	0.630	4	1.396	4	0.447
5	0.685	5	1.300	5	0.538
6	0.741	6	1.204	6	0.612

Fuente: Elaboración propia

2.6. Ensayos realizados en columna de flotación

El ensayo de flotación en columna se realizó con la finalidad de considerar la adquisición del equipo ante el escenario actual presente en la planta, esto se respalda en base a los resultados obtenidos dentro de la comparación de índices metalúrgicos frente a una flotación en celda convencional; mismo que se realizaron con estándares equivalentes a la flotación en planta.

Cabe considerar que el requerimiento granulométrico para una flotación en columna es mayor al de celda, lo cual a escala de laboratorio es fácil de alcanzar por los bajos volúmenes manejados. Sin embargo, es normal observar que las pérdidas de material son casi insignificantes pues se encuentran en un orden menor al 1.2%.

2.6.1. Flotación en columna con porcentaje de sólidos 15%

Tabla 2.22. Alimento y pérdidas del material con PS de 15% en columna

Tenor de Alimento	(ta)	Ganga	Peso Alimento (g)	634.5
%	2.4	97.6	Pérdidas (g)	5.20
g	2		%	0.82

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.23. Relación de peso y porcentaje de material flotado con PS 15% en columna.

Peso Concentrado	g	%
1 min	326.50	0.70
4 min	27.1	0.06
6 min	11.8	0.03
Colas	102.7	0.22
Total	468.1	1.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.24. Tenor de concentrado de oro porcentual y real con PS 15% en columna.

Tenores Concentrado	Peso (g)	ppm	Aforo (ml)	% Au	% Au Real	% Ganga
1 min	4.99220	158.000	100	3.165	3.165	96.835
4 min	4.9949	153.00	100	3.063	3.114	96.886
6 min	5.0003	129.300	100	2.586	2.938	97.062
Colas	5.0087	105.600	100	2.108		97.892

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.25. Tenores de Recuperación, Enriquecimiento y Recuperación de Ganga en relación con el tiempo de flotación con PS 15% en columna.

Tiempo (min)	Recuperación (%)	Tiempo (min)	Enriquecimiento RE (%)	Tiempo (min)	Recuperación Ganga (%)
1	0.364	1	1.319	1	0.274
2	0.368	2	1.312	2	0.279
3	0.372	3	1.305	3	0.283
4	0.376	4	1.298	4	0.288
5	0.403	5	1.261	5	0.328
6	0.430	6	1.224	6	0.350

Fuente: Elaboración propia

2.6.2. Flotación en columna con porcentaje de sólidos 25%

Tabla 2.26. Alimento y pérdidas del material con PS de 25% en columna

Tenor de Alimento	(ta)	Ganga	Peso Alimento (g)	364.5
%	2.4	97.6	Pérdidas (g)	4.35
g	2		%	1.19

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.27. Relación de peso y porcentaje de material flotado con PS 25% en columna.

Peso Concentrado	g	%
1 min	189.70	0.69
4 min	15.1	0.05
6 min	6.8	0.02
Colas	63.7	0.23
Total	275.3	1.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.28. Tenor de concentrado de oro porcentual y real con PS 25% en columna

Tenores Concentrado	Peso (g)	ppm	Aforo (ml)	% Au	% Au Real	% Ganga
1 min	4.99800	174.000	100	3.481	3.481	96.519
4 min	4.9975	159.00	100	3.182	3.331	96.669
6 min	5.0001	134.600	100	2.692	3.118	96.882
Colas	5.0064	110.200	100	2.201		97.799

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.29. Tenores de Recuperación, Enriquecimiento y Recuperación de Ganga en relación con el tiempo de flotación con PS 25% en columna

Tiempo (min)	Recuperación (%)	Tiempo (min)	Enriquecimiento RE (%)	Tiempo (min)	Recuperación Ganga (%)
1	0.225	1	1.451	1	0.154
2	0.232	2	1.430	2	0.160
3	0.238	3	1.409	3	0.167
4	0.244	4	1.388	4	0.174
5	0.263	5	1.344	5	0.199
6	0.282	6	1.299	6	0.215

Fuente: Elaboración propia

2.6.3. Flotación en columna con porcentaje de sólidos 35%

Tabla 2.30. Alimento y pérdidas del material con porcentaje de sólidos de 35% en columna.

Tenor de Alimento	(ta)	Ganga	Peso Alimento (g)	990.22
%	2.4	97.6	Pérdidas (g)	4.70
g	2		%	0.47

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.31. Relación de peso y porcentaje de material flotado con PS 35% en columna

Peso Concentrado	g	%
1 min	635.60	0.77
4 min	37	0.04
6 min	24	0.03
Colas	126.9	0.15
Total	823.5	1.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.32. Tenor de concentrado de oro porcentual y real con PS 35% en columna

Tenores Concentrado	Peso (g)	ppm	Aforo (ml)	% Au	% Au Real	% Ganga
1 min	4.99210	188.000	100	3.766	3.766	96.234
4 min	4.9194	160.00	100	3.252	3.511	96.489
6 min	4.9942	137.500	100	2.753	3.257	96.743
Colas	4.999	115.000	100	2.300		97.700

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.33. Tenores de Recuperación, Enriquecimiento y Recuperación de Ganga en relación con el tiempo de flotación con PS 35% en columna

Tiempo (min)	Recuperación (%)	Tiempo (min)	Enriquecimiento RE (%)	Tiempo (min)	Recuperación Ganga (%)
1	0.107	1	1.569	1	0.067
2	0.111	2	1.534	2	0.072
3	0.116	3	1.498	3	0.077
4	0.120	4	1.463	4	0.081
5	0.130	5	1.410	5	0.094
6	0.141	6	1.357	6	0.103

Fuente: Elaboración propia

2.7. Cinética de flotación

El análisis de la cinética de flotación nos permite determinar de forma comparativa la velocidad de flotación de las partículas relacionando a la mena de mineral aurífero y la ganga (silicatos y sulfuros) con sus respectivas velocidades que se obtienen en relación con las curvas de recuperación que se encuentran en el capítulo 3 en las figuras 3.3. a 3.8., que tienden al infinito, siendo este calculado con la ecuación (16) para posteriormente representar la cinética de flotación de concentrado (K_c) y cinética de flotación de ganga (K_g) todo esto relacionado al modelo de García-Zúñiga.

Tabla 2.34. Resultados de Cinética de flotación aplicando modelo García-Zúñiga

Tipo de Flotación	Porcentaje de Sólidos	Cinética		
		K_c	K_g	Unidad
Celda	15%	0.4546	0.3529	min ⁻¹
	25%	0.5109	0.3430	min ⁻¹
	35%	0.4370	0.3690	min ⁻¹
Columna	15%	0.4170	0.4117	min ⁻¹
	25%	0.4230	0.4123	min ⁻¹
	35%	0.4227	0.4005	min ⁻¹

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.35. Cinética de flotación porcentaje de sólidos al 15% en celda convencional

Tiempo	Au	Ganga	
min	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	
0	0	0	
1	-1.29228949	-0.48011689	-1.2922895
2	-1.4801631	-0.66788338	-1.4801631
3	-1.71169295	-0.89925034	-1.711693
4	-2.01351041	-1.20079017	-2.0135104
5	-2.70338865	-1.99146818	-2.7033887

Concentrado	Rinf (Au)	0.829
Ganga	Rinf (Silicato)	0.683

Fuente: Elaboración propia

Según la tabla 2.35 de los resultados de la flotación en celda convencional con porcentaje de sólidos al 15% se muestra una constante cinética K_c de 0.4546 y un K_g de 0.3529.

Al hablar de constantes cinéticas estamos haciendo referencias al índice metalúrgico denominado recuperación. Sin embargo, es necesario recordar que a mayor recuperación menor selectividad y para el caso de estudio una menor fracción de sólidos significa obtener recuperaciones altas y menores enriquecimientos.

Tabla 2.36. Cinética de flotación porcentaje de sólidos al 25% en celda convencional

Tiempo	Au	Ganga	
min	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	
0	0	0	
1	-1.17677842	-0.509353995	-1.1767784
2	-1.3435988	-0.676273992	-1.343598833
3	-1.54393209	-0.876751036	-1.543932
4	-1.79471650	-1.127761232	-1.7947165
5	-2.484573632	-1.971820701	-2.4845736

Concentrado	Rinf (Au)	0.777
Ganga	Rinf (Silicato)	0.641

Fuente: Elaboración propia

Dentro del ensayo realizado con un porcentaje de sólidos al 25% en la tabla 2.36 se puede observar que la constante cinética del concentrado (K_c) es de 0.5109 y la constante cinética de la ganga (K_g) es de 0.343.

Es necesario observar que en la celda convencional el primer minuto presenta la menor cinética de flotación, lo que se resume como la menor recuperación y por ende mayor enriquecimiento, no obstante, al último minuto planteado para el estudio la cinética aumenta, provocando un aumento de la recuperación y una disminución del enriquecimiento, este punto es muy importante ya que en planta se trabaja con tiempos prolongados razón por la cual se denota que un tiempo prolongado de flotación provocara que el enriquecimiento sea muy bajo por lo que se recupera todo el material, provocando que no exista una selectividad de los mismos.

Tabla 2.37. Cinética de flotación porcentaje de sólidos al 35% en celda convencional

Tiempo	Au	Ganga	
min	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	
0	0	0	
1	-1.19510242	-0.60343716	-1.1951024
2	-1.3802209	-0.78896851	-1.3802209
3	-1.60757457	-1.01694615	-1.607575
4	-1.90231312	-1.31273734	-1.9023131
5	-2.59095496	-2.11495094	-2.590955

Concentrado	Rinf (Au)	0.741
Ganga	Rinf (Silicato)	0.612

Fuente: Elaboración propia

Según la tabla 2.37 de los resultados de la flotación en celda convencional con porcentaje de sólidos al 35% se muestra una constante cinética K_c de 0.437 y un K_g de 0.369 obteniendo valores por debajo de las flotaciones anteriores. Y evidenciamos que los resultados obtenidos en la recuperación infinita son inferiores con respecto a los índices metalúrgicos del 15% y 25%. Se evidencia que el material proveniente de la planta COMINCOBOS S.A. a mayor fracción de sólidos en la celda convencional se obtiene una mayor selectividad ya que las recuperaciones son menores que en las pruebas mencionadas anteriormente.

Tabla 2.38. Cinética de flotación porcentaje de sólidos al 15% en columna

Tiempo	Au	Ganga	
min	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	
0	0	0	
1	-1.87449906	-1.52561411	-1.8744991
2	-1.9385402	-1.58896623	-1.93854024
3	-2.00696501	-1.65660492	-2.006965
4	-2.08041789	-1.72915266	-2.0804179
5	-2.78156179	-2.74612219	-2.7815618

Concentrado	Rinf (Au)	0.43
Ganga	Rinf (Silicato)	0.35

Fuente: Elaboración propia

Según la tabla 2.38 de los resultados en la columna de flotación con porcentaje de sólidos al 15% se muestra una constante cinética K_c de 0.417 y un K_g de 0.4117. El material trabajado en la columna de flotación indica que al porcentaje más bajo para el caso de nuestro estudio al 15% con un tiempo de 6 minutos (tiempo más largo) la recuperación es alta presentando un valor de 43% muy diferente al valor presentado por la celda convencional a la misma fracción de sólidos que fue del 83% al mismo tiempo, indicando en ambos casos las mayores recuperaciones; por ende se sobre entiende que el enriquecimiento con esta fracción de sólidos será la menor en columna ya que es una flotación menos selectiva.

Tabla 2.39. Cinética de flotación porcentaje de sólidos al 25% en columna.

Tiempo	Au	Ganga	
min	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	
0	0	0	
1	-1.60371175	-1.25290231	-1.6037118
2	-1.721367	-1.37168304	-1.72136702
3	-1.85473416	-1.50649865	-1.854734
4	-2.00866589	-1.66236418	-2.0086659
5	-2.69335128	-2.6136261	-2.6933513

Concentrado	Rinf (Au)	0.282
Ganga	Rinf (Silicato)	0.215

Fuente: Elaboración propia

Analizando comparativamente los resultados en la tabla 2.39 sobre el ensayo realizado con porcentaje de sólidos al 25% se evidencia el crecimiento de la constante cinética K_c y K_g siendo 0.423 y 0.412. A medida que aumenta el porcentaje de sólidos las recuperaciones tanto en celda como en columna empieza a disminuir (refiriéndonos al último minuto de flotación analizado en los diferentes ensayos), mientras que el enriquecimiento en columna de flotación permanece casi constante en el transcurso del minuto 1 al minuto 6.

Tabla 2.40. Cinética de flotación porcentaje de sólidos al 35% en columna.

Tiempo	Au	Ganga	
min	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	
0	0	0	
1	-1.41013606	-1.05043266	-1.4101361
2	-1.552558	-1.19250404	-1.55255804
3	-1.71868713	-1.35815601	-1.718687
4	-1.91802323	-1.5568049	-1.9180232
5	-2.62119089	-2.46687251	-2.6211909

Concentrado	Rinf (Au)	0.141
Ganga	Rinf (Silicato)	0.103

Fuente: Elaboración propia

La cinética de flotación se enfoca en la velocidad que tiene las partículas minerales dentro del proceso de flotación y nos muestran resultados de constantes cinéticas con valores de K_c 0.422 y K_g 0.400. Es importante observar que tanto la cinética de concentración como la cinética de ganga disminuyen parcialmente a medida que aumenta el porcentaje de sólidos, teniendo una relación en este caso con la recuperación que indica que a mayores constantes cinéticas mayor recuperación.

Se interpreta en la columna de flotación que a mayor fracción de sólidos, los colectores acompañados por las burbujas de aire de manera ascendente se adhieren de forma adecuada a los sulfuros que poseen partículas de oro, esto se denota ya que a tiempos prolongados la recuperación se vuelve mínima mientras que el enriquecimiento presenta valores altos sin importar el tiempo destinado a la concentración.

2.8. Resultados experimentales

Tabla 2.41. Resultados de recuperación en el tiempo

Resultados de Recuperación en %					
Tipo	Tiempo	Recuperación (%)	Tipo	Tiempo	Recuperación (%)
CELDA 15%	0 min	0.000	COLUMNA 15%	0 min	0.000
	1 min	0.601		1 min	0.364
	2 min	0.640		2 min	0.368
	3 min	0.679		3 min	0.372
	4 min	0.718		4 min	0.376
	5 min	0.773		5 min	0.403
	6 min	0.829		6 min	0.430
CELDA 25%	0 min	0.000	COLUMNA 25%	0 min	0.000
	1 min	0.537		1 min	0.225
	2 min	0.574		2 min	0.232
	3 min	0.611		3 min	0.238
	4 min	0.648		4 min	0.244
	5 min	0.712		5 min	0.263
	6 min	0.777		6 min	0.282
CELDA 35%	0 min	0.000	COLUMNA 35%	0 min	0.000
	1 min	0.517		1 min	0.107
	2 min	0.555		2 min	0.111
	3 min	0.593		3 min	0.116
	4 min	0.630		4 min	0.120
	5 min	0.685		5 min	0.131
	6 min	0.741		6 min	0.141

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.42. Resultados de razón de enriquecimiento en el tiempo

Resultados de Razón de Enriquecimiento					
Tipo	Tiempo	Enriquecimiento (%)	Tipo	Tiempo	Enriquecimiento (%)
CELDA 15%	0 min	0.000	COLUMNA 15%	0 min	0.000
	1 min	2.239		1 min	1.319
	2 min	1.988		2 min	1.312
	3 min	1.737		3 min	1.305
	4 min	1.486		4 min	1.298
	5 min	1.348		5 min	1.261
	6 min	1.209		6 min	1.224
CELDA 25%	0 min	0	COLUMNA 25%	0 min	0.000
	1 min	2.047		1 min	1.451
	2 min	1.857		2 min	1.430
	3 min	1.667		3 min	1.409
	4 min	1.477		4 min	1.388
	5 min	1.341		5 min	1.344
	6 min	1.206		6 min	1.299
CELDA 35%	0 min	0.000	COLUMNA 35%	0 min	0.000
	1 min	1.826		1 min	1.569
	2 min	1.682		2 min	1.534
	3 min	1.539		3 min	1.498
	4 min	1.396		4 min	1.463
	5 min	1.300		5 min	1.410
	6 min	1.204		6 min	1.357

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.43. Resultados de ganga recuperada en relación con el tiempo.

Resultados de Recuperación de Ganga					
Tipo	Tiempo	Recuperación Ganga (%)	Tipo	Tiempo	Recuperación Ganga (%)
Celda 15%	0 min	0	Columna 15%	0 min	0
	1 min	0.260		1 min	0.274
	2 min	0.333		2 min	0.279
	3 min	0.405		3 min	0.283
	4 min	0.477		4 min	0.288
	5 min	0.590		5 min	0.328
	6 min	0.682		6 min	0.350
Celda 25%	0 min	0	Columna 25%	0 min	0.000
	1 min	0.256		1 min	0.154
	2 min	0.315		2 min	0.160
	3 min	0.374		3 min	0.167
	4 min	0.433		4 min	0.174
	5 min	0.552		5 min	0.199
	6 min	0.641		6 min	0.215
Celda 35%	0 min	0.000	Columna 35%	0 min	0.000
	1 min	0.277		1 min	0.067
	2 min	0.334		2 min	0.072
	3 min	0.391		3 min	0.077
	4 min	0.447		4 min	0.081
	5 min	0.538		5 min	0.094
	6 min	0.612		6 min	0.103

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO 3

ANÁLISIS Y RESULTADOS

3.1. Análisis de resultados

Si observamos las figuras de 3.1. a la 3.9. observamos los resultados tanto de la recuperación, como el enriquecimiento, además de la cinética de flotación en el concentrado y en la ganga que fueron desarrolladas a partir de las tablas expuestas en el capítulo dos.

En la celda de flotación se puede observar que si la cantidad de mineral que ingresa al alimento es baja como por ejemplo al 15% de sólidos, se obtiene la mayor recuperación, por otra parte, al tener una alta recuperación el enriquecimiento disminuye debido a que se produce un proceso de menor selectividad ya que todo el material va al concentrado y no se produce un proceso selectivo. Sin embargo, al ingresar una cantidad alta de material por ejemplo a una fracción de sólidos del 35% la recuperación disminuye respecto a la fracción de sólidos del 15% presentando a su vez un mayor enriquecimiento en relación a la fracción antes mencionada.

Para el caso de la columna de flotación las recuperaciones son menores a las de la celda convencional, pero el enriquecimiento es constante a lo largo del tiempo. Esto conlleva una ventaja principalmente en planta, en donde el tiempo de concentración es difícil de controlar y a veces se realizan tiempos prolongados provocando menor enriquecimiento. Por ejemplo, en la celda convencional se observa un enriquecimiento rápido al primer minuto, pero desciende rápidamente desde el minuto 2 en adelante.

Debido a los resultados obtenidos de recuperación de concentrado y ganga tanto en celda convencional como en columna a diferentes porcentajes de sólidos, se obtuvo la cinética de flotación mediante el modelo de García-Zúñiga, observando que la cinética de concentración como la cinética de ganga disminuyen parcialmente a medida que aumenta el porcentaje de sólidos, teniendo una relación en este caso con la recuperación ya que mayores constantes cinéticas mayor recuperación.

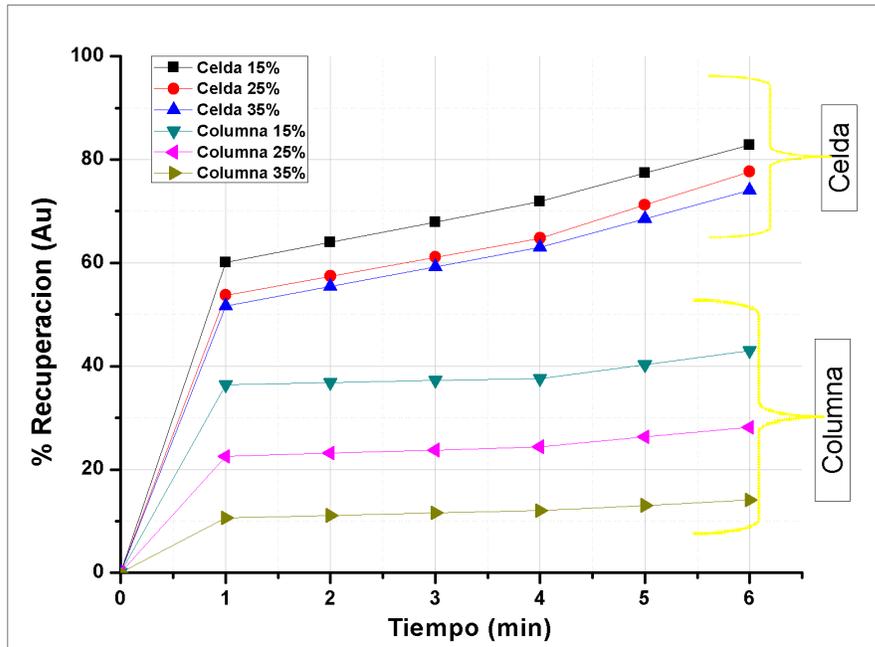


Figura 3.1. Comparación de resultados con curvas de recuperación vs tiempo

Fuente: Elaboración propia

En términos de flotación al hablar de recuperación se hace referencia a la cantidad de material que ingresa, con respecto a la cantidad de material que sale, es decir, por ejemplo; que el 100% de recuperación indica que el 100% salió por el concentrado, lo que nos lleva a una inadecuada selectividad o enriquecimiento. Esta condición se produce generalmente al momento de realizar flotaciones a tiempos prolongados y por exceso de colectores ya que provoca que todo el material se vuelva hidrofóbico.

Según lo observado en la gráfica 3.1. en celda convencional a fracción de sólidos del 15% se obtuvo las mayores recuperaciones mientras que al 25% y al 35% disminuyen, pero con una diferencia mínima, es decir en todas se mantienen prácticamente una recuperación constante. Sin embargo, esto no sucede en la columna de flotación en donde si bien al 15% de fracción de sólidos se da la mayor recuperación, pero las recuperaciones al 25% y al 35% son menores y más representativas. Por ejemplo, al 15% se tiene una recuperación mineral de 43%, al 25% se obtiene un valor de 28% mientras que al 35% tiene una recuperación del 14%. Lo contrario sucede en la celda convencional donde la recuperación llega a valores del 83%, 78% y 74% de recuperación y por esta razón se

mantiene prácticamente constante. Esto se debe a que la celda prácticamente funciona como una flotación rougher, es decir como una primera flotación a la cual llega el material por primera vez y empieza a concentrar. Por otra parte, la columna es más selectiva en donde las recuperaciones son menores porque funciona como una flotación cleaner es decir es una flotación que trabaja con el concentrado proveniente de la flotación rougher, siendo más selectiva. Este comportamiento que se encuentra estipulado en la teoría, se cumplió en nuestro experimento a pesar de que se trabajó con el mismo material tanto para la celda como la columna y no el proceso convencional de primero flotar en la celda y con ese concentrado pasar a la columna, lo que hubiera reflejado mayores enriquecimientos en columna.

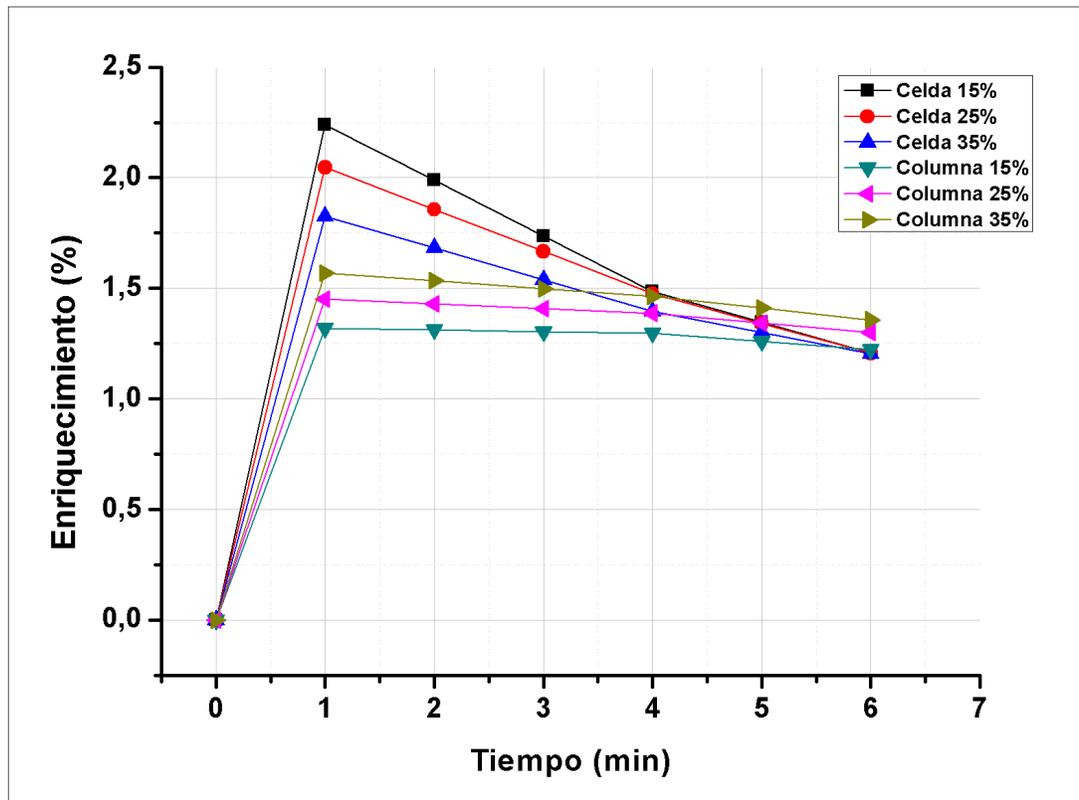


Figura 3.2. Comparación de resultados con curvas de razón de enriquecimiento vs tiempo

Fuente: Elaboración propia

Cabe denotar que la razón de enriquecimiento hace referencia a la selectividad o a la cantidad de material de interés que se obtuvo en el proceso de flotación. Si observamos la gráfica 3.2. presenta una consideración que llama la atención y es que en celda

convencional al minuto 1 de flotación el enriquecimiento tanto al 15%, 25% y 35% de sólidos se obtuvieron valores de enriquecimiento de 2.24%, 2.05% y 1.83% los cuales se consideran altos, pero ni bien pasamos el minuto 2 va descendiendo a medida que el tiempo pasa, llegando a valores al minuto 6 de 1.21% de enriquecimiento. Sin embargo, en columna de flotación ocurre algo diferente, si bien el enriquecimiento es menor en el minuto 1 que en la celda tanto al 15%, 25% y 35% de fracción de sólidos con valores de 1.32%, 1.45% y 1.57%, pero se visualiza que es constante a pesar de tener tiempos prolongados de flotación y este es un beneficio para la planta, porque en una planta metalúrgica, los tiempos de flotación son prolongados de 6, 10 o hasta 15 minutos, entonces en una celda convencional el enriquecimiento será muy bajo mientras que en columna se mantendrá prácticamente constante.

Cabe recalcar que en este punto del experimento, no ingresamos el concentrado de la celda como alimento a la columna de flotación, que es lo que se realiza en planta, sino que por este caso de estudio realizamos flotaciones con el mismo material para comparar el comportamiento y denotamos que en el enriquecimiento sigue siendo mejor en columna.

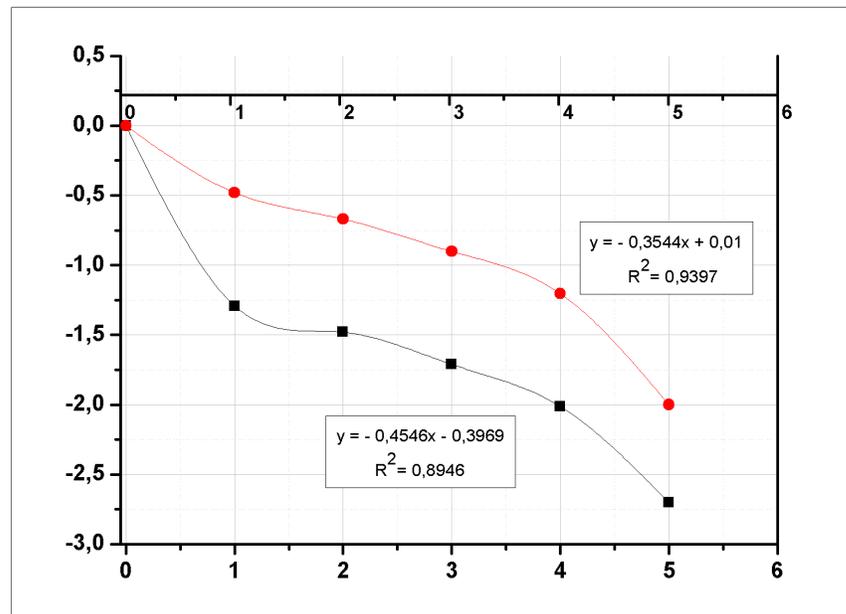


Figura 3.3. Gráfica de la cinética de flotación en celda con porcentaje de sólidos al 15%

Fuente: Elaboración propia

Según la gráfica 3.3. se observa que en celda convencional con porcentaje de sólidos al 15% se muestra una constante cinética K_c de 0.4546 min^{-1} y un K_g de 0.3529 min^{-1} , con un tiempo óptimo de flotación de 0.828 min y en planta de $1,656 \text{ minutos}$, siendo el tiempo en donde se busca recuperar solamente concentrado y evitar que la ganga empiece a aparecer en el concentrado. Sin embargo, en el presente estudio también se obtuvo los tenores de enriquecimiento, determinando que al 15% de sólidos se produce el menor enriquecimiento.

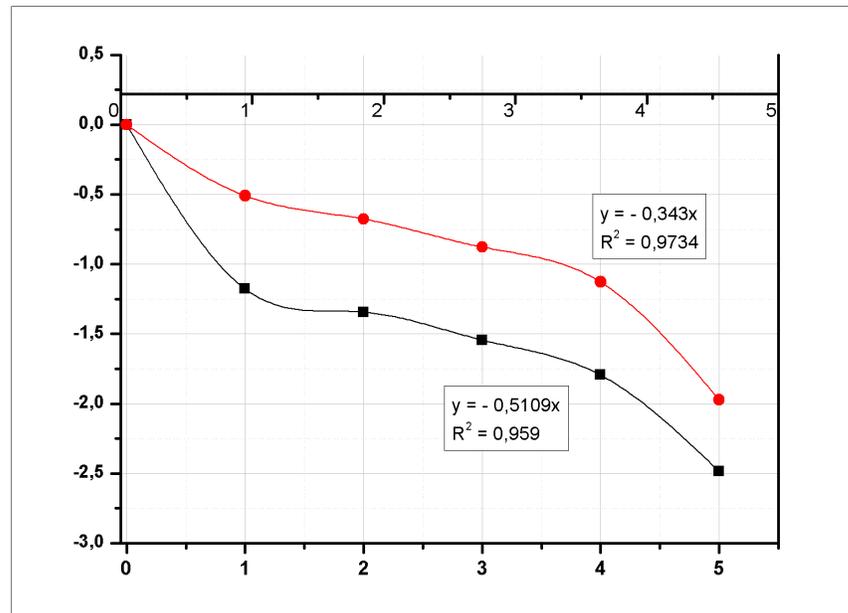


Figura 3.4. Gráfica de la cinética de flotación en celda con porcentaje de sólidos al 25%

Fuente: Elaboración propia

Dentro del ensayo realizado con un porcentaje de sólidos al 25% en la gráfica 3.4 se puede observar que la constante cinética del concentrado (K_c) es de 0.5109 min^{-1} y la constante cinética de la ganga (K_g) es de 0.343 min^{-1} , con un tiempo óptimo de flotación de 0.954 minutos , siendo el mayor tiempo de flotación según la fracción de sólidos analizada, lo que quiere decir que la ganga empezará a aparecer en el concentrado luego del tiempo indicado. Es necesario indicar que el tiempo de flotación se refiere únicamente al análisis

de la recuperación vs el tiempo. Al 25% de fracción de sólidos se presentó un enriquecimiento promedio entre el 15% y el 35%.

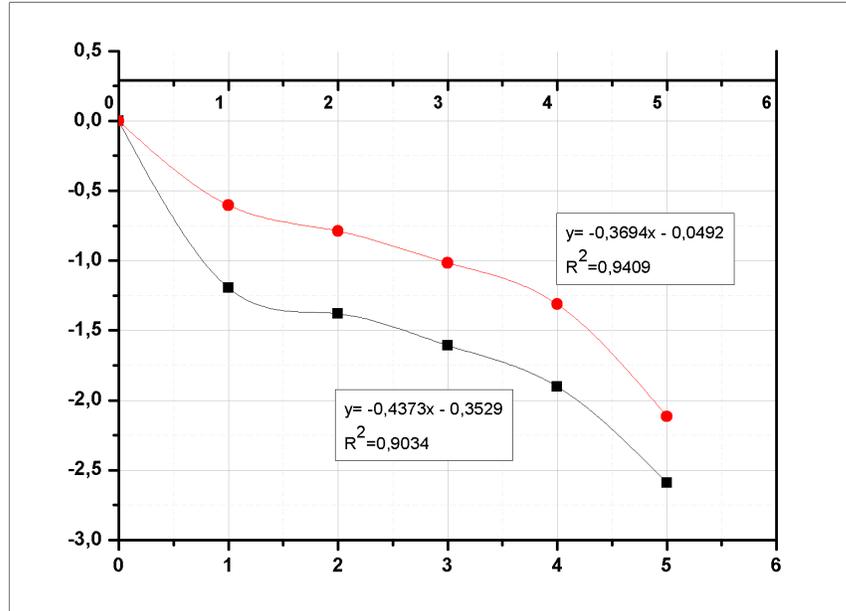


Figura 3.5. Gráfica de la cinética de flotación en celda con porcentaje de sólidos al 35%

Fuente: Elaboración propia

Según la gráfica 3.5 de la cinética de flotación en celda convencional con porcentaje de sólidos al 35% se muestra una constante cinética K_c de $0,437 \text{ min}^{-1}$ y un K_g de $0,369 \text{ min}^{-1}$ y un tiempo de flotación de $0,692$ minutos, obteniendo valores por debajo de las flotaciones anteriores. Además, se observó que los resultados obtenidos en la recuperación infinita son inferiores con respecto a las fracciones de sólidos al 15% y 25%, evidenciando que a mayor fracción de sólidos la celda convencional presenta una mayor selectividad ya que las recuperaciones son menores y el enriquecimiento es mayor y constante.

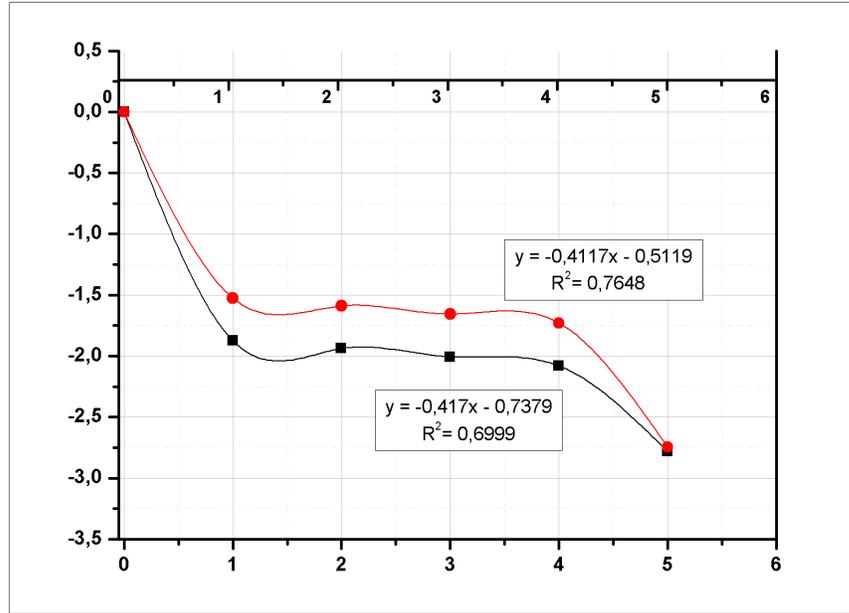


Figura 3.6. Gráfica de la cinética de flotación en columna con porcentaje de sólidos al 15%

Fuente: Elaboración propia

Según la gráfica 3.6. de la cinética de flotación en columna con porcentaje de sólidos al 15% se muestra una constante cinética K_c de 0.417 min^{-1} y un K_g de 0.4117 min^{-1} , con un tiempo óptimo de flotación de 0,580 minutos, esto se debe que a pesar de que las cinéticas son similares a la celda, el tiempo no lo es. La diferencia de tiempo está ligado al grado de recuperación. Por ejemplo, la recuperación en columna al 15% de fracción de sólidos es del 43%, mientras que a la misma fracción en celda es del 83%, demostrando que el tiempo óptimo de flotación es menor y que la columna actúa como un cleaner es decir una flotación selectiva.

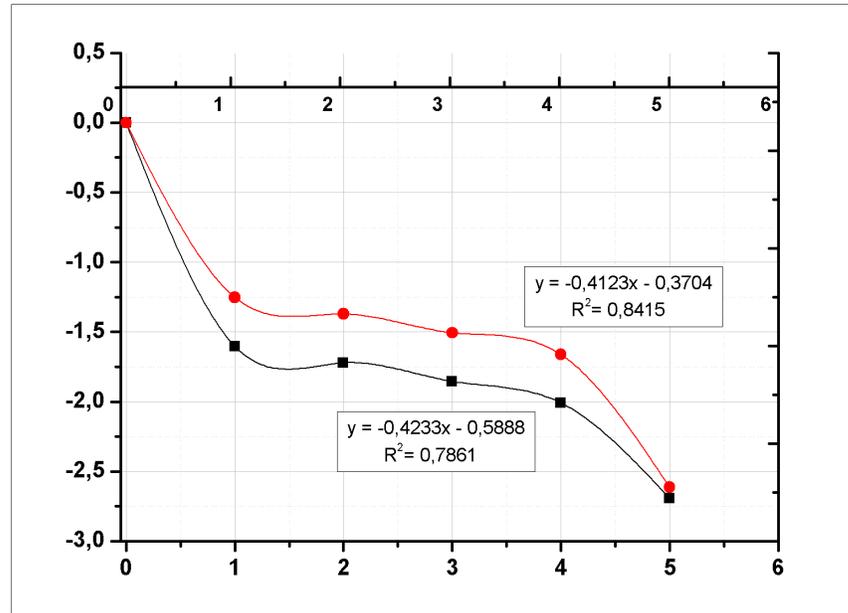


Figura 3.7. Gráfica de la cinética de flotación en columna con porcentaje de sólidos al 25%

Fuente: Elaboración propia

Al observar la gráfica 3.7. sobre el ensayo realizado con porcentaje de sólidos al 25% se evidencia el crecimiento de la constante cinética K_c y K_g siendo $0,423 \text{ min}^{-1}$ y $0,412 \text{ min}^{-1}$ respectivamente y un tiempo óptimo de flotación de $0,430 \text{ min}$. La recuperación máxima con esta fracción de sólidos es del 28%, pero el enriquecimiento es mayor a comparación del ensayo al 15% que fue 1,26%, mientras que al 25% fue de 1,29%.

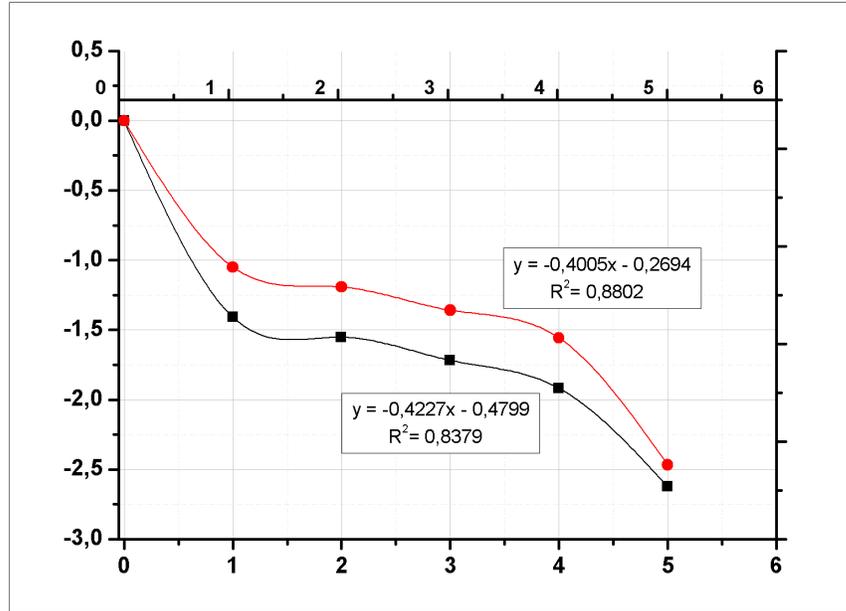


Figura 3.8. Gráfica de la cinética de flotación en columna con porcentaje de sólidos al 35%

Fuente: Elaboración propia

En la gráfica 3.8 de la cinética de flotación en columna con porcentaje de 35% muestran resultados de constantes cinéticas menores a la flotación anterior con valores de K_c 0.422 min^{-1} y K_g 0.400 min^{-1} , con un tiempo de flotación de 0,723 minutos. Es importante observar que tanto la cinética de concentración como la cinética de ganga disminuyen parcialmente a medida que aumenta el porcentaje de sólidos, además las recuperaciones son menores a diferencia de las otras fracciones de sólidos en la pulpa y presentar el mayor enriquecimiento de 1.30%. Lo que indica que al 35% de sólidos se obtienen los mejores resultados en columna.

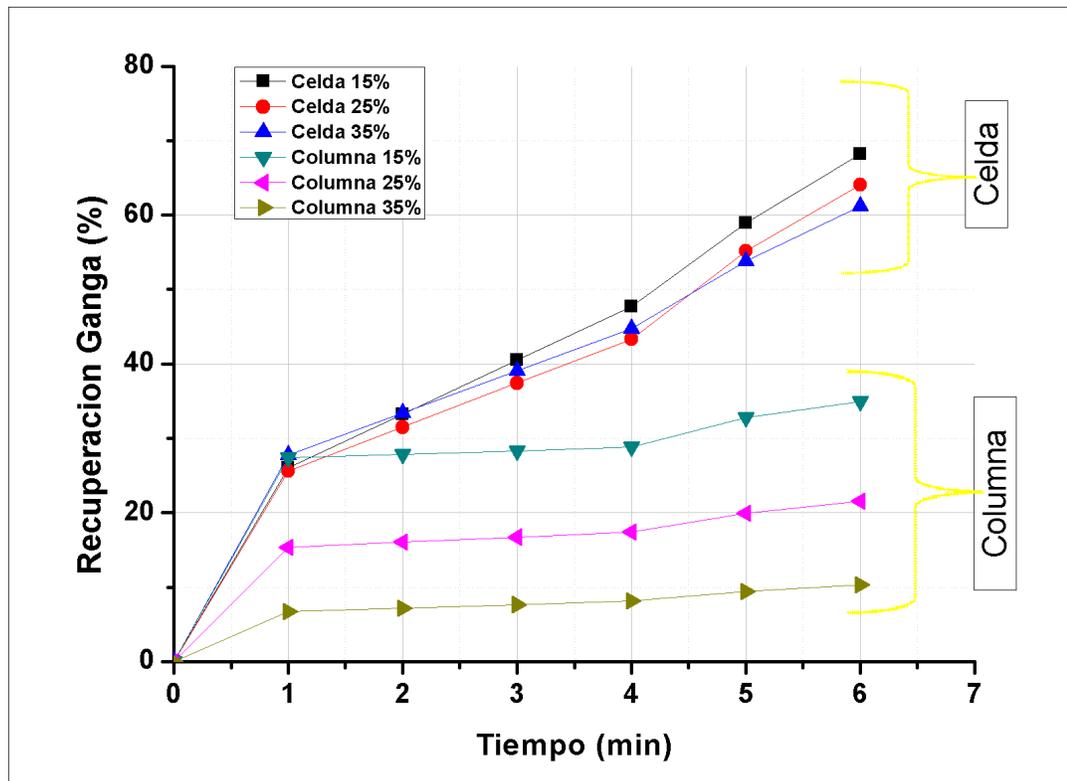


Figura 3.9. Comparación de resultados con curvas de ganga vs tiempo

Fuente: Elaboración propia

En la flotación de minerales siempre se encuentra presente una relación directa de ganga (mineral de interés económico nulo) y mena (mineral de interés económico a ser extraído). Partiendo de este concepto se realiza el análisis de la presencia de ganga dentro del proceso de flotación, se ve claramente influenciado por la condición cambiante del porcentaje de sólidos, cantidad de reactivos y tiempos de flotación.

Por ejemplo, observamos en la recuperación de mineral de la gráfica 3.1. tanto en celda como en columna, que las recuperaciones de ganga conforme avanzan en el tiempo van aumentando, presentando la mayor recuperación de ganga al 68% a una fracción de sólidos al 15% en celda, teniendo como punto de comparación la recuperación del concentrado al 83%, siendo las recuperaciones más altas del experimento. Mientras que en columna la mayor recuperación de ganga fue del 35% y de concentrado del 43% a una fracción de sólidos al 15%, teniendo una diferencia mínima lo que quiere decir que el

tiempo de flotación en columna debe ser pequeño, porque caso contrario la columna no se comportaría como un cleaner sino como un rougher. Sin embargo, en términos del enriquecimiento observamos que es constante a pesar del tiempo.

3.2. Determinación de tiempos óptimos

Mediante los ensayos de la cinética de flotación es posible establecer constantes K_c o K_{H-Fobo} y K_g o K_{H-Filo} que responden a la cinética de concentrado y ganga respectivamente, de esta manera se aplica un modelo matemático para obtener el tiempo óptimo que es aplicable a cada variación del porcentaje de sólidos dentro de la flotación; de igual manera se obtiene el tiempo óptimo industrial para ser aplicado en planta. El tiempo óptimo se obtiene con la siguiente ecuación:

$$t_{op} = \left(\frac{1}{k_{HFOBO} - k_{HFILO}} \right) * Ln \left(\frac{R_{\infty HFOBO} * k_{HFOBO}}{R_{\infty HFILO} * k_{HFILO}} \right) \quad (20)$$

Celda 15%

$$t_{op} = \left(\frac{1}{0.4546 - 0.3529} \right) * Ln \left(\frac{0.829 * 0.4546}{0.683 * 0.3529} \right)$$

$$t_{op} = 0.825$$

$$\tau_{industrial} = 2 * 0.825$$

$$\tau_{industrial} = 1.651$$

Celda 25%

$$t_{op} = \left(\frac{1}{0.50 - 0.34} \right) * Ln \left(\frac{0.815 * 0.50}{0.702 * 0.34} \right)$$

$$t_{op} = 0.888$$

$$\tau_{industrial} = 2 * 0.888$$

$$\tau_{industrial} = 1.776$$

Celda 35%

$$t_{op} = \left(\frac{1}{0.437 - 0.369} \right) * Ln \left(\frac{0.741 * 0.437}{0.612 * 0.369} \right)$$

$$t_{op} = 0.692$$

$$\tau_{industrial} = 2 * 0.692$$

$$\tau_{industrial} = 1.383$$

Columna 15%

$$t_{op} = \left(\frac{1}{0.423 - 0.4123} \right) * \ln \left(\frac{0.282 * 0.423}{0.215 * 0.4123} \right)$$

$$t_{op} = 0.580$$

$$\tau_{industrial} = 2 * 0.580$$

$$\tau_{industrial} = 1.161$$

Columna 25%

$$t_{op} = \left(\frac{1}{0.417 - 0.4117} \right) * \ln \left(\frac{0.430 * 0.417}{0.350 * 0.4117} \right)$$

$$t_{op} = 0.434$$

$$\tau_{industrial} = 2 * 0.434$$

$$\tau_{industrial} = 0.869$$

Columna 35%

$$t_{op} = \left(\frac{1}{0.4227 - 0.4005} \right) * \ln \left(\frac{0.141 * 0.4227}{0.103 * 0.4005} \right)$$

$$t_{op} = 0.723$$

$$\tau_{industrial} = 2 * 0.723$$

$$\tau_{industrial} = 1.446$$

Tabla 3.1. Tiempos óptimos de flotación en celda y columna

Tiempos Óptimos			
Porcentaje de sólidos	15%	25%	35%
Celda	0.825 min	0.888 min	0.692 min
Columna	0.580 min	0.434 min	0.723 min
Tiempos Industriales			
Celda	1.651 min	1.776 min	1.383 min
Columna	1.161 min	0.869 min	1.446 min

Fuente: Elaboración propia

3.3. Número de celdas

Para el análisis del número de celdas realizado, se toma en cuenta resultados previamente analizados, además es necesario conocer variables como: la cantidad de toneladas que va a procesar la planta por día, la densidad del material, capacidad nominal de las celdas o columnas a implementar, tiempo de residencia y flujo volumétrico de la pulpa.

Para determinar un circuito de celdas de flotación como de columna en la planta COMINCOBOS, se utiliza las siguientes ecuaciones:

$$Q = \frac{TMD}{40.78} * \left(\frac{L}{S} + \frac{1}{\rho} \right) \left(\frac{pie^3}{min} \right) \quad (21)$$

$$V_c = Q_p * tr \quad (22)$$

$$N = \frac{V_c}{V_n * f} \quad (23)$$

Obteniendo el número de celdas y columnas según las tres fracciones sólidos que fueron del 15%, 25, y 35. Los resultados se pueden apreciar en las tablas (3.2, 3.3, 3.4)

Tabla 3.2. Cálculo de número de celdas aplicables a un porcentaje de sólidos de 15% en celda y 15% en columna.

Tipo de Flotación	Flujo de pulpa (Q)	Volumen de Circuito (V _c)	Volumen Nominal de celda (V _n)	Número	Porcentaje de Sólidos
Celda	36.97 $\frac{pie^3}{min}$	517.56 pie^3	121.78 pie^3	5	15 %
Columna	36.97 $\frac{pie^3}{min}$	517.56 pie^3	31.06 pie^3	20	15 %
Toneladas métricas por día (TMD)				250 ton	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 3.3. Cálculo de número de celdas aplicables a un porcentaje de sólidos de 25% en celda y 25% en columna.

Tipo de Flotación	Flujo de pulpa (Q)	Volumen de Circuito (V _c)	Volumen Nominal de celda (V _n)	Número	Porcentaje de Sólidos
Celda	$20.62 \frac{pie^3}{min}$	$288.69 pie^3$	$121.78 pie^3$	3	15 %
Columna	$20.62 \frac{pie^3}{min}$	$288.69 pie^3$	$31.06 pie^3$	11	15 %
Toneladas métricas por día (TMD)				250 ton	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 3.4. Cálculo de número de celdas aplicables a un porcentaje de sólidos de 35% en celda y 35% en columna.

Tipo de Flotación	Flujo de pulpa (Q)	Volumen de Circuito (V _c)	Volumen Nominal de celda (V _n)	Número	Porcentaje de Sólidos
Celda	$13.61 \frac{pie^3}{min}$	$190.60 pie^3$	$121.78 pie^3$	2	35 %
Columna	$13.61 \frac{pie^3}{min}$	$190.60 pie^3$	$31.06 pie^3$	8	35 %
Toneladas métricas por día (TMD)				250 ton	

Fuente: Elaboración propia.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

Luego de analizar los resultados de la cinética de flotación a diferentes concentraciones de sólidos, tanto en celda convencional como en columna, se concluye que:

- En celda convencional como en columna, la fracción de sólidos al 15% representa los valores de recuperación más alto, tanto en el concentrado como en la ganga. Sin embargo, también se observa que el enriquecimiento es menor debido a que una alta recuperación, provoca una menor selectividad, lo que produce una flotación deficiente.
- Con fracciones de sólidos al 35% tanto en celda como en columna, se observan las menores recuperaciones en el concentrado como en la ganga, pero a su vez se presentan los mayores enriquecimientos debido a que el proceso es más selectivo, determinando que una pulpa que contenga el 35% de sólidos brindará los mejores resultados en términos de enriquecimiento.
- El trabajo de titulación utilizó el modelo de García-Zúñiga para determinar la cinética de flotación y no de Klimpel, debido a que este modelo es utilizado cuando se realizan flotaciones en tiempos prolongados, mientras que García-Zúñiga trabaja con tiempos de flotación cortos y en nuestro caso el tiempo más prolongado fue de 6 minutos, presentando cinéticas en el concentrado de $0,4 \text{ min}^{-1}$ y en la ganga de $0,3 \text{ min}^{-1}$. Sin embargo, lo que define realmente el tiempo de flotación son los valores obtenidos en la recuperación de ambos equipos.
- En términos de enriquecimiento es necesario indicar que en la celda convencional los valores del enriquecimiento disminuían mientras transcurría el tiempo, en las diferentes fracciones de sólidos estudiadas, mientras que en la columna, el enriquecimiento fue constante a lo largo del tiempo, este factor es muy importante debido a que en planta es muy difícil llevar un control estricto del tiempo de concentración, razón por la cual sería conveniente implementar columnas de flotación para obtener una mayor cantidad de mineral aurífero.
- Previamente a determinar los colectores que fueron utilizados en el presente trabajo de titulación, se realizaron flotaciones con tres colectores, luego con dos y

posteriormente con uno, manteniendo en todo momento un espumante y el pH de 8. Los concentrados se enviaron al laboratorio, dando como resultado que una gran cantidad de colectores provoca que la selectividad de minerales a flotar sea poca o nula, porque empieza a hidrofobizar todo el material, mientras que con un solo colector se obtuvo la selectividad mayor, lo que quiere decir que un exceso de colector provoca deficientes flotaciones. Es necesario analizar previamente las características del mineral a flotar.

- Si bien este tema de tesis está enfocado a la cinética de flotación, la cinética solo considera el índice metalúrgico denominado recuperación. Sin embargo, se ha visto conveniente hacer un análisis del enriquecimiento para demostrar que a mayor recuperación generalmente se obtiene un menor enriquecimiento, ya que el proceso es poco selectivo, determinando que existe un mayor enriquecimiento en la columna.
- Se realizó un análisis para determinar el número de celdas y columnas que se podría implementar en la empresa, según la cantidad de material que necesitan flotar, obteniendo como resultado dos opciones: primero trabajar con 5 celdas de flotación y segundo instalar 8 columnas de flotación; con estas recomendaciones obtendrán concentrados con altos porcentajes de enriquecimiento.
- Se comprobó en el laboratorio lo estipulado en la teoría sobre las características de los equipos de flotación, donde se indica que una columna de flotación presenta recuperaciones bajas, pero se obtienen enriquecimientos altos, todo lo contrario a lo que sucede en las celdas.
- El proceso de concentración mineral por flotación en celda convencional refleja resultados con los cuales es posible establecer una relación entre el porcentaje de sólidos y el uso de reactivos específicos para la flotación de oro:
 - Menor porcentaje de sólidos resulta en mayor recuperación, lo que representa menor selectividad que se refleja en un bajo enriquecimiento.
 - Mayor porcentaje de sólidos resulta en menor recuperación, lo que representa mayor selectividad el cual da un alto enriquecimiento.

Recomendaciones

- Es necesario indicar que en el presente trabajo de titulación se realizaron las pruebas en celda como en columna, con mismo tipo de material, cuando en la teoría se sabe que, en la columna de flotación, el material que va a la alimentación es producto del concentrado de la celda convencional, es por ello que se recomienda en futuros estudios determinar la cinética de flotación cumpliendo con este requisito.
- En el presente trabajo de grado se analizó la flotación de un material aurífero tanto en celda como en columna, pero sería necesario analizar más materiales como plata, cobre, zinc que se encontraron en la muestra analizada, para determinar si el comportamiento es el mismo tanto en celda como en columna.
- Se sugiere no adicionar una gran cantidad de colectores ya que esto no significa que se obtendrá un mejor enriquecimiento.
- Es necesario que en la planta antes de llevar a cabo los procesos de flotación, el material sea caracterizado, para determinar la cantidad y tipo de reactivos, ya que actualmente en la planta se utilizan los mismos colectores para cualquier tipo de material, esto provoca en la mayoría de casos bajos enriquecimientos y pocas veces una flotación eficiente.
- Al momento de desarrollar los ensayos de flotación se debe tener un estricto control con el tiempo de concentración y el secado de las muestras, caso contrario estos dos factores podrían alterar los resultados.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Adamson, A., & Gast, A. (1997). *Physical Chemistry of Surface* (6th ed ed.). New York, United States. Obtenido de Physical Chemistry of Surface.
- Allan, G., & Woodcock, J. (2001). *A Review of the Flotation of Native Gold and Electrum*. Melbourn : Elsevier Science Ltd.
- Angel, A. (2008). *Concentración y Flotación de minerales*. Lima.
- Arce, J. (2002). *Evaluación de xantatos en flotación de minerales sulfurados*. Obtenido de Consejo Nacional de Ciencia, Tecnología e Innovación Tecnológica: https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_60ad5961ca4b7af6bc37568a3b035d7c
- ATRIA Innovation. (30 de Septiembre de 2019). *Hidrofobicidad de materiales*. Obtenido de Materiales y Ensayos - Materiales, Superficies Funcionales: <https://www.atriainnovation.com/hidrofobicidad-materiales/>
- Azañero, A. (2008). *Concentración y Flotación de Minerales*. Lima: Ciudad Universitaria.
- Azgomi, F., Gómez, C., & Finch, J. (2007). Correspondence of gas holdup and bubble size in presence of different frothers. *International Journal of mineral Processing, Vol. 83*, 1-11 p.
- Bustamante, M. (2017). Instituto de Minerales CIMEX. En M. Bustamante, *Apuntes de Flotación de Minerales - Cinética de flotación Espumante*. Medellín. Obtenido de Cinética de flotación espumante - Apuntes de Flotación de Minerales.
- Bustamante, O., & Gaviria, A. (2011). *Generalidades de la flotación de oro*. Medellín: Universidad Nacional de Colombia. Obtenido de Instituto de minerales CIMEX - Universidad Nacional de Colombia.
- Bustamante, O., Gaviria, A., & Restrepo, O. (2008). *Notas de clase de la asignatura: Concentración de Minerales*. Medellín, Colombia: Universidad Nacional de Colombia. Obtenido de https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/24_5a1004a32dcbd619453c3eed562725f0
- CCM. (2020). *Procesamiento de Oro y Plata*. Obtenido de Consejo de Competencias Mineras Eleva: <https://www.ccm.cl/oro-y-plata/>
- CDE Global Ltd. (2020). *Minería de oro aluvial*. Obtenido de CDE - New World Resources: <https://www.cdeglobal.com/es/aplicaciones/oro/miner%C3%ADa-de-oro-aluvial>
- César, G., Saval, J., Baeza, F., & Tenza, A. (2009). *Prácticas de Materiales de Construcción - I.T. Obras Públicas*. Obtenido de Universitat d'Alacant: https://rua.ua.es/dspace/bitstream/10045/10998/3/Pr%C3%A1ctica%20N%C2%BA%203%20_Granulometria%20I_.pdf

- Champa, O. (30 de Septiembre de 2011). *Informe Final Texto: Metalurgia Extractiva I*. Obtenido de Universidad Nacional del Callao: https://unac.edu.pe/documentos/organizacion/vri/cdcitra/Informes_Finales_Investigacion/Setiembre_2011/IF_CHAMPA%20HENRIQUEZ_FIQ/SEGUNDO%20TEXTO.pdf
- Chica, S., & S. J. (2017). *Concentración de sulfuros de mineral de cobre (calcopirita), mediante el proceso de flotación con la variación del pH y tres tipos de colectores*. Cuenca: Universidad del Azuay.
- Cobos, C. (2018). *Flotacion Rougher de un Mineral Aurifero Complejo Asociado a Sulfuros Polimetálicos*. Obtenido de Universidad del Azuay.
- Contreras, G. (2018). *Estudio De La Hidrofobicidad De Calcopirita - Hidrofobicidad Selectiva De Calcopirita Con Diferentes Colectores*. Cuenca: Universidad del Azuay. Obtenido de Universidad del Azuay.
- Correa, C. (2019). *Evaluación del efecto del pH y de los reactivos en la recuperación de cobre en circuito de flotación colectiva Cu-Mo en minera Los Pelambres*. Concepcion: Universidad del Bio-Bio.
- Cuesta, G., Cuenca, D., Granja, J., & Chicaiza, Á. (10 de Mayo de 2020). Recuperación de minerales aurífero mediante flotación, provenientes del sector la Pangui, distrito minero Chinapintza – Ecuador. *Conciencia Digital, Volumen Especial* 3(2.1), 14. doi:<https://doi.org/10.33262/concienciadigital.v3i2.1.1221>
- Cytec Industries Inc. (2002). *Mining Chemicals Handbook*. En R. Capanema (Ed.). Cytec Industries Incorporated.
- Finch, J., & Dobby, G. (1990). *Column Flotation*. Oxford: Pergamon Press.
- Gaviria, A., Restrepo, O., & Bustamante, M. (2007). *Notas De Clase Programa De La Asignatura : Hidrometalurgia Aplicada Linea De Metales Preciosos*. Obtenido de Instituto de minerales CIMEX - Universidad Nacional de Colombia: https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/27_82bc2012fb3e615cb4b891041e29315e
- Gaviria, C., C, A., S, M., & A, L. (Julio de 2006). *DYNA - Universidad Nacional de Colombia*. Obtenido de ANÁLISIS DE ALTERNATIVAS PARA LA DEGRADACION DEL CIANURO EN EFLUENTES LÍQUIDOS Y SÓLIDOS DEL MUNICIPIO DE SEGOVIA, ANTIOQUIA Y EN LA PLANTA DE BENEFICIO DE LA EMPRESA MINEROS NACIONALES, MUNICIPIO DE MARMATO, CALDAS: <https://www.redalyc.org/pdf/496/49614904.pdf>
- Gruner, H., & Lorig, C. (17 de Noviembre de 2006). *Mineral processing*. Obtenido de Encyclopædia Britannica: <https://www.britannica.com/technology/mineral-processing/Concentration>
- Guerrero Pérez, J. S. (Diciembre de 2012). *Universidad Del Valle*. Obtenido de Cinética de flotación de lodos finos de carbón de la mina Cerrejón (Guajira) utilizando celdas de flotación.

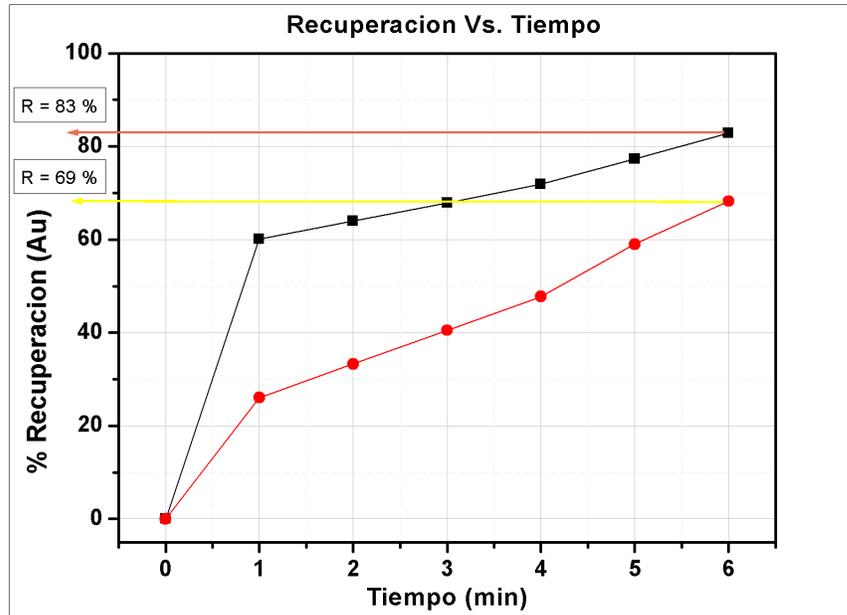
- Hinojosa, O. (Julio de 2016). *Gravimetric concentration of ores of gold*. Obtenido de Revista Metalúrgica UTO:
http://www.revistasbolivianas.org.bo/scielo.php?pid=S2078-55932016000100006&script=sci_arttext
- James, D. (1992). *Manual De Mineralogía de Dana* (19 th Edición ed.). España: Editorial Riverte.
- Kelsey Rozon. (22 de Marzo de 2019). *Estudios de Mineralogía muestran Oro, Plata, Sulfuro de Oro y Plata, y Aleación de Oro y Plata en el Proyecto La Victoria, Ancash, Perú*. Recuperado el 2021, de ELORO RESOURCES LTD.:
<https://www.elororesources.com/es/news-media/news/mineralogy-studies-show-free-gold-free-silver-su-1759236/>
- Kratch, W. (2010). *Apunte de concentración de minerales*. Departamento de minas, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile. Obtenido de Departamento de minas, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile.
- Laboratorio Metalúrgico Albexxus Cía. Ltda. (2021). *Informe de ensayo por los métodos a fuego, determinación de metales por adsorción atómica*. Zaruma.
- Lenntech. (2021). *Propiedades químicas del Oro*. Obtenido de Lenntech Water Treatment Solutions: <https://www.lenntech.es/periodica/elementos/au.htm>
- Linares, N. (09 de Junio de 2011). *Cinetica del Proceso de Flotación de Espumas - Capitulo III*. Obtenido de Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann: <https://es.slideshare.net/Gamarra/capitulo-iiicineticadelprocesodeflocaciondeminerales-1>
- López, V. (2017). *Mapeo geotécnico para diseñar la fortificación a aplicarse en la falla "Los Ratones" ubicada en la mina SOMINUR*. Quito: Quito UCE.
- Luna, E. (2018). *ESTUDIO DE LA FLOTABILIDAD DEL CARBÓN EN COLUMNA DE FLOTACIÓN UTILIZANDO SALMUERAS COMO MEDIO ACUOSO*. Obtenido de UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA.
- Mardens, J., & House, L. (1992). *The Chemistry of Gold Extraction*. Ellis Horwood Limited.
- Mercedes, C., & Suárez, T. (2014). *Estudio de la Hidrofobicidad de Oro Nativo y su Efecto en la Flotacion Espumante Directa*. Medellín: Universidad Nacional de Colombia.
- Moya, D. (2014). *Diseño de una planta de concentracion por flotacion de calcopirita con depresores biodegradables de pirita*. Quito: Escuela Politecnica Nacional - Facultad de Ingenieria Quimica y Agroindustria.
- Naranjo, D. (2012). *FLOTACION DIRECTA DE ORO NATIVO GRUESO, COMO SUBSTITUTO DE LA AMALGAMACION TRADICIONA*. Medellín: Universidad Nacional de Colombia.
- Orozco, Y. (2012). *ESTUDIO DEL EFECTO DEL TIPO Y CONCENTRACIÓN DE ESPUMANTE EN LA SELECTIVIDAD DEL PROCESO DE FLOTACIÓN A*

- ESCALA LABORATORIO*. Santiago de Chile: Universidad de Chile - Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.
- Ortiz, A. A. (2008). *Concentración y flotación de minerales*. Lima.
- Pavez, O. (2011). *Apuntes De Concentración De Minerales I*. Atacama: Universidad de Atacama.
- Romero, H. (2016). *CONCENTRADO POLIMETÁLICO: MEJORAMIENTO DE CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN, EN BASE A ESTUDIOS DE RECUPERACIÓN Y ENRIQUECIMIENTO CON METALES DE VALOR (ORO, PLATA Y COBRE)*. Guayaquil: Universidad de Guayaquil - Facultad de Ingeniería.
- Rondón, C. (2004). *Selección de equipos en sistemas de dosificación de reactivos a celdas de flotación*. Obtenido de Concejo Nacional de Ciencia, Tecnología e Innovación Tecnológica:
https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_248e8a9ab190f56ce0da81f3ccbe17fe
- Salager, J., & Forgiarini, A. (2007). *Cuaderno Firp S335-A Modulo De Enseñanza En Fenómenos Interfaciales* (Vol. III). Mérida, Venezuela: Universidad de los Andes.
- Sernageomin. (s.f.). *Servicio Nacional de Geología y Minería de Chile*. Obtenido de Minería - Deposito de Relaves: <https://www.sernageomin.cl/mineria/>
- Servicio Geológico Mexicano. (22 de Marzo de 2017). *Beneficio y transformación de minerales*. Obtenido de Gobierno de México - Museo Virtual - Aplicaciones de la Geología:
https://www.sgm.gob.mx/Web/MuseoVirtual/Aplicaciones_geologicas/Beneficio-y-transformacion--minerales.html
- Servicio Geológico Mexicano. (22 de Marzo de 2017). *Gobierno de México - Museo Virtual - Aplicaciones de la Geología*. Obtenido de Beneficio y transformación de minerales:
https://www.sgm.gob.mx/Web/MuseoVirtual/Aplicaciones_geologicas/Beneficio-y-transformacion--minerales.html
- Sutulov, A. (1963). *Flotación de Minerales*. Chile: Instituto de Investigaciones Tecnológicas.
- Ulla, M., & Torres, F. (2016). *ESTUDIO DE RECUPERACIÓN Y MODELO CINÉTICO DE FLOTACIÓN EN UN MINERAL DE COBRE PARA OBTENER UN PRODUCTO COMERCIALIZABLE*. Mendoza: Instituto de Investigaciones Mineras - Facultad de Tecnología y Cs. Aplicadas.
- Urday, J. (2015). *Influencia de la Fuerza de Rotación Gravimétrica del Mineral con alta concentración de Alabandita de la U.P. UCHUZCHACUA*. Obtenido de Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa:
<http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/2609/IMurmuje.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

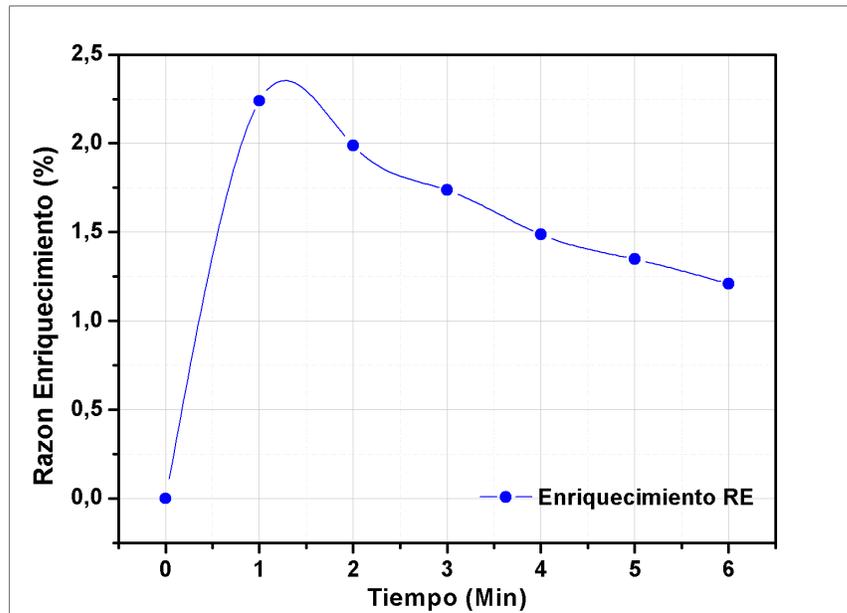
- Valdebenito, F. (2011). *Análisis de estrategia operacional en flotación columnar planta Las Tórtolas, división Los Bronces Anglo American Chile*. Obtenido de Pontificia Universidad Católica de Valparaíso:
<http://repositorio.ucv.cl/handle/10.4151/9232>
- Vilcapoma, J., & Chávez, Z. (2012). *Pruebas Experimentales A Nivel De Laboratorio De Concentración Gravimétrica Y Flotación De Minerales De Oro En La Planta Concentradora "Caselita"*. Huancayo-Perú.
- Vilches, F. (Junio de 2018). *Influencia De Arcillas En La Flotación De Material Calcopiritico, Proveniente De Codelco División Andina*. Obtenido de Universidad Técnica Federico Santa María:
<https://repositorio.usm.cl/bitstream/handle/11673/41523/3560900257577UTFSM.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Yianatos, J. (2005). *Universidad Tecnica Federico Santa Maria*. Obtenido de Flotacion de Minerales: <https://es.scribd.com/document/132342529/Yianatos-Flotacion-de-Minerales-UTFSM>

ANEXOS

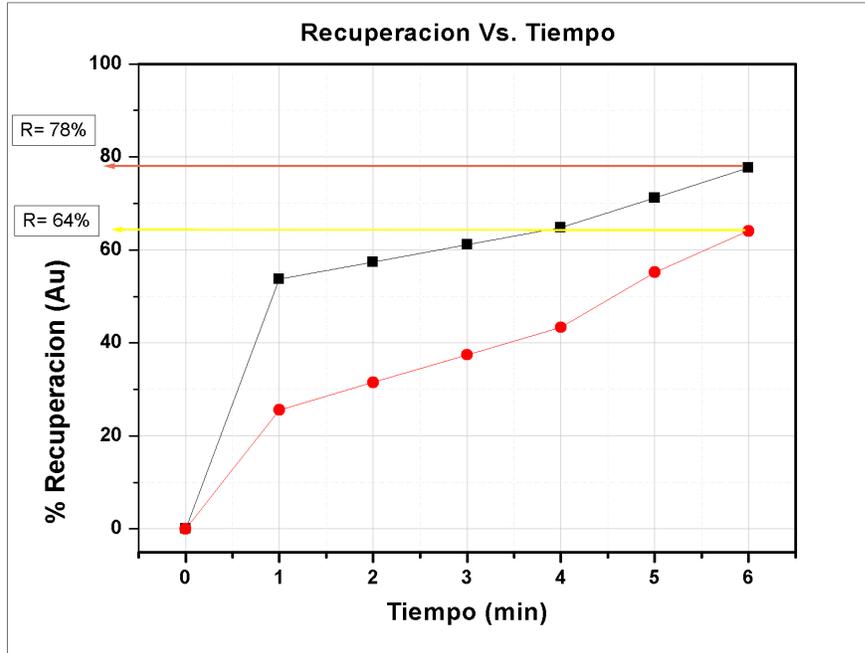
Resultados de índices metalúrgicos en celda convencional



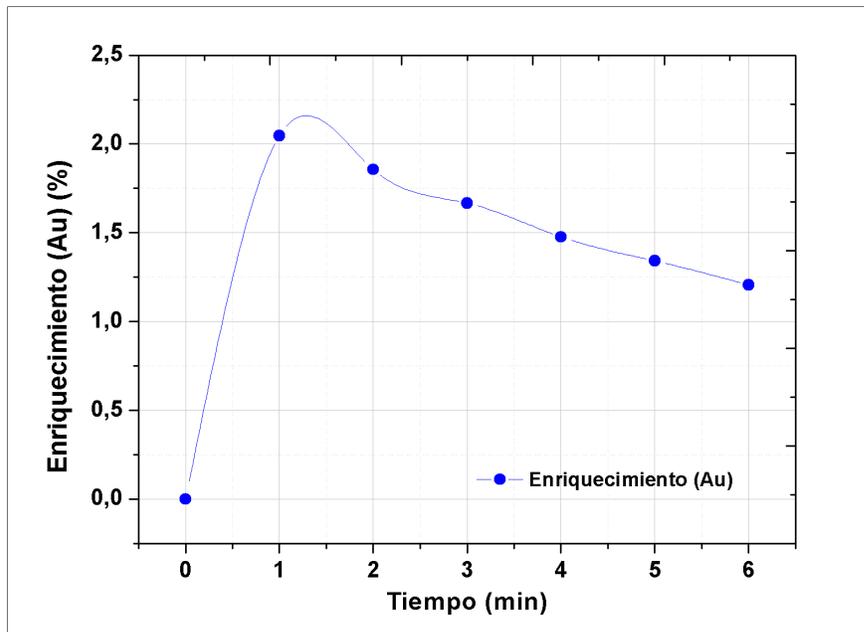
Anexo 1. Gráfica de Recuperación % vs Tiempo flotación con PS al 15% en celda



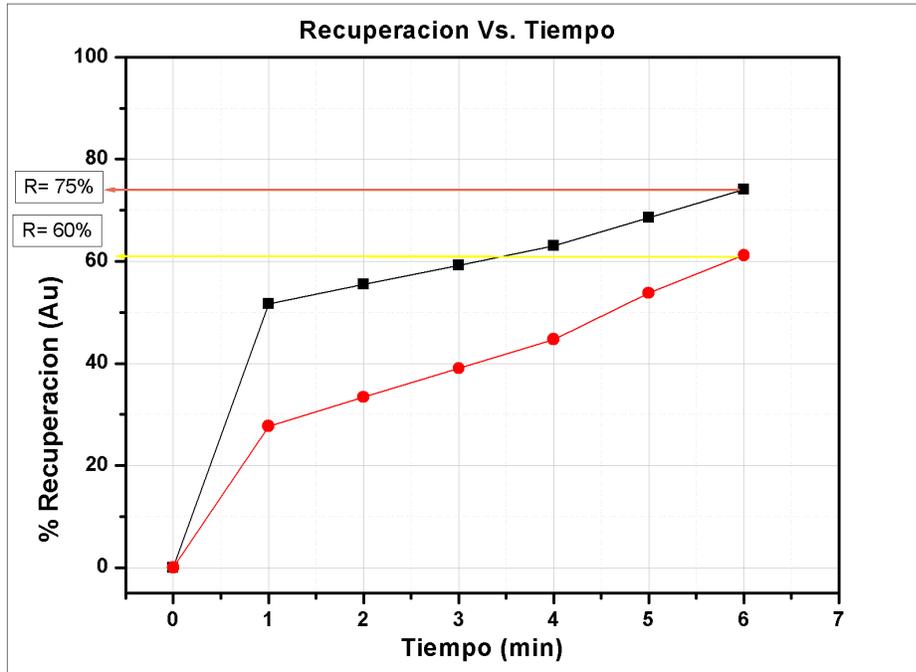
Anexo 2. Gráfica de Enriquecimiento % vs Tiempo flotación con PS al 15% en celda



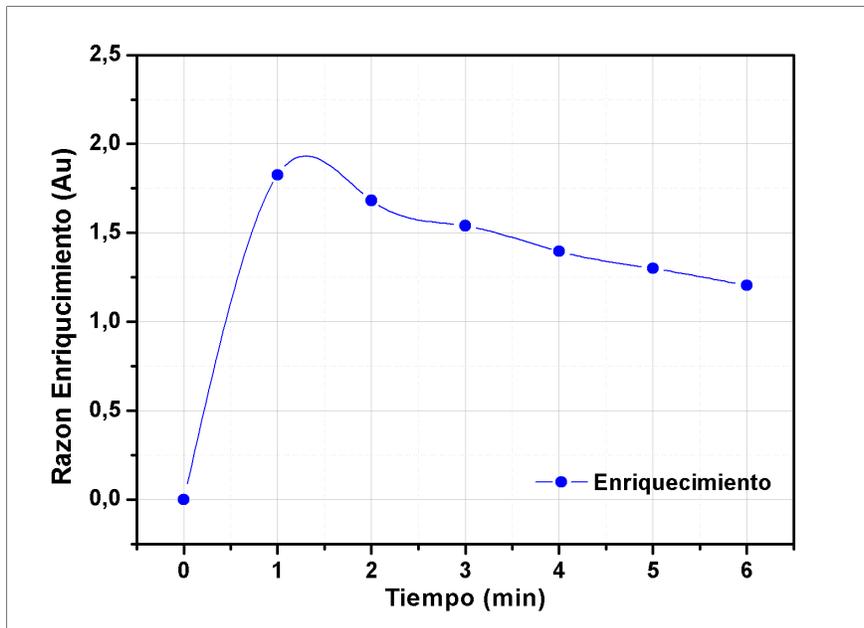
Anexo 3. Gráfica de Recuperación % vs Tiempo flotación con PS al 25% en celda



Anexo 4. Gráfica de Enriquecimiento % vs Tiempo flotación con PS al 25% en celda

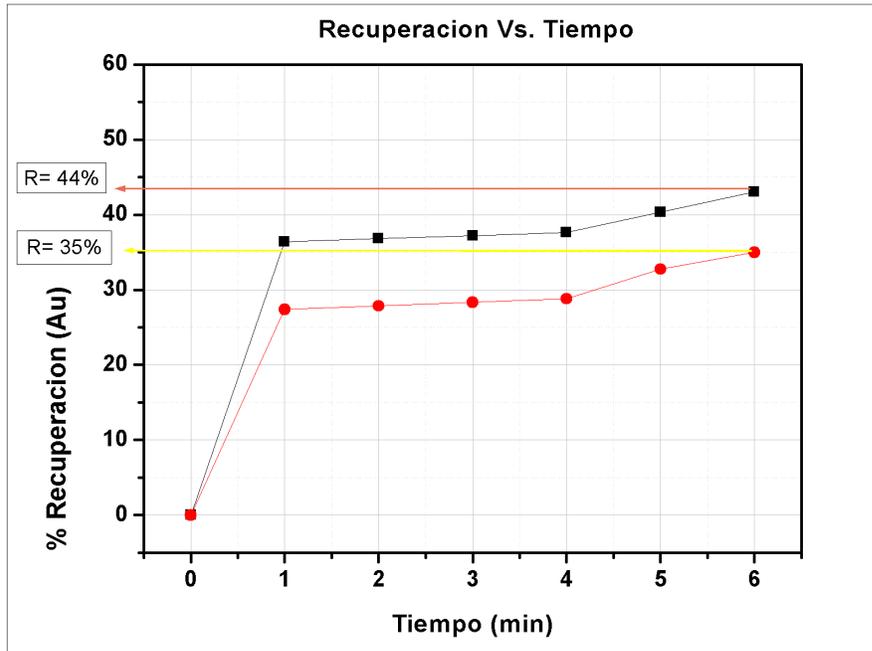


Anexo 5. Gráfica de Recuperación % vs Tiempo flotación con PS al 35% en celda

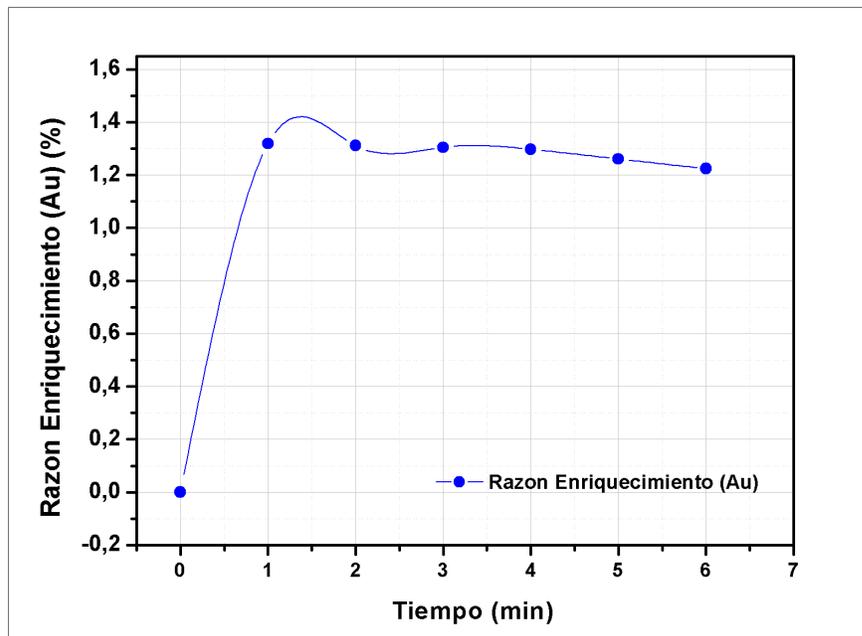


Anexo 6. Gráfica de Enriquecimiento % vs Tiempo flotación con PS al 35% en celda

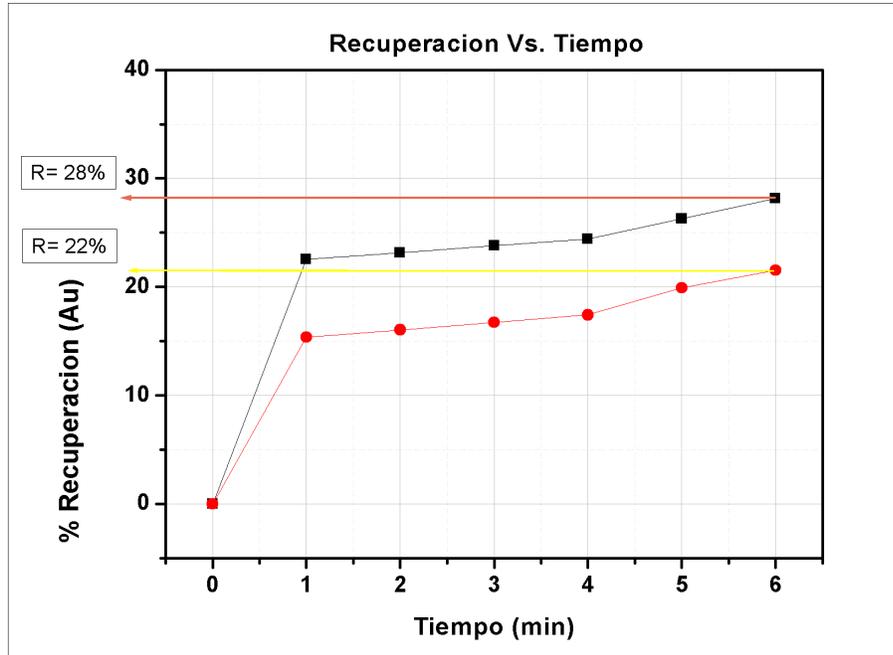
Resultados de Índices metalúrgicos en columna de flotación



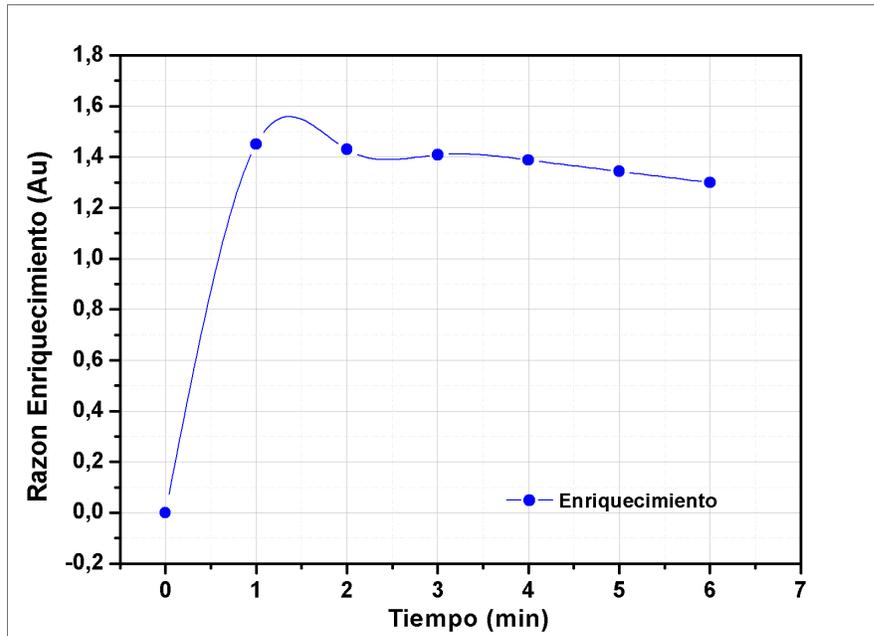
Anexo 7. Gráfica de Recuperación % vs Tiempo flotación con PS al 15% en columna.



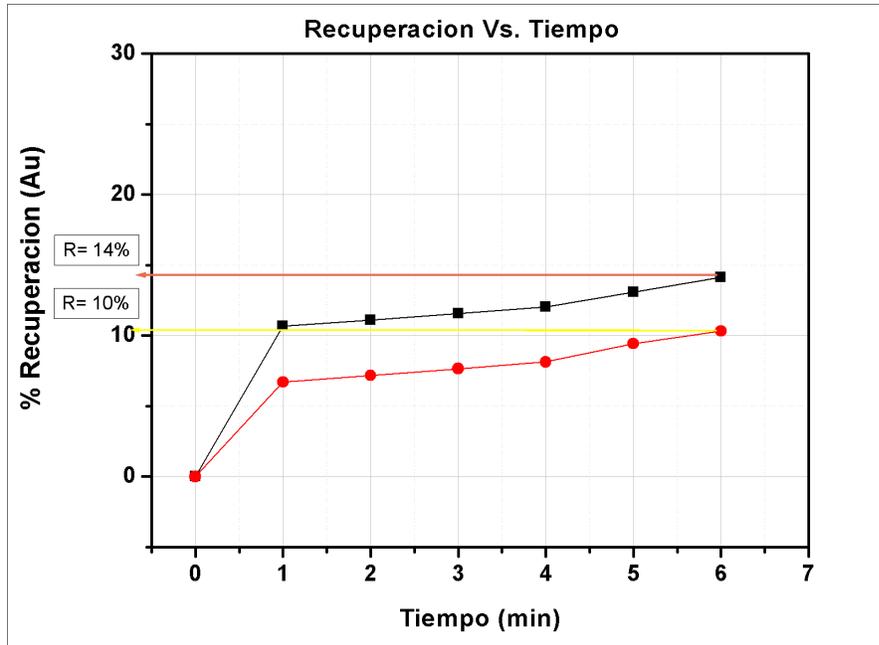
Anexo 8. Gráfica de Enriquecimiento % vs Tiempo flotación con PS al 15% en columna.



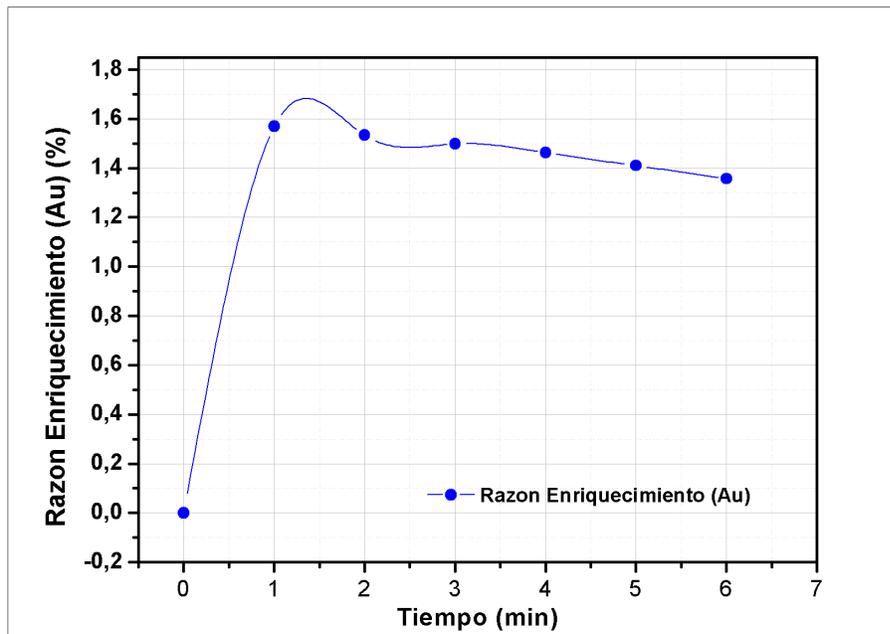
Anexo 9. Gráfica de Recuperación % vs Tiempo flotación con PS al 25% en columna.



Anexo 10. Gráfica de Enriquecimiento % vs Tiempo flotación con PS al 25% en columna.

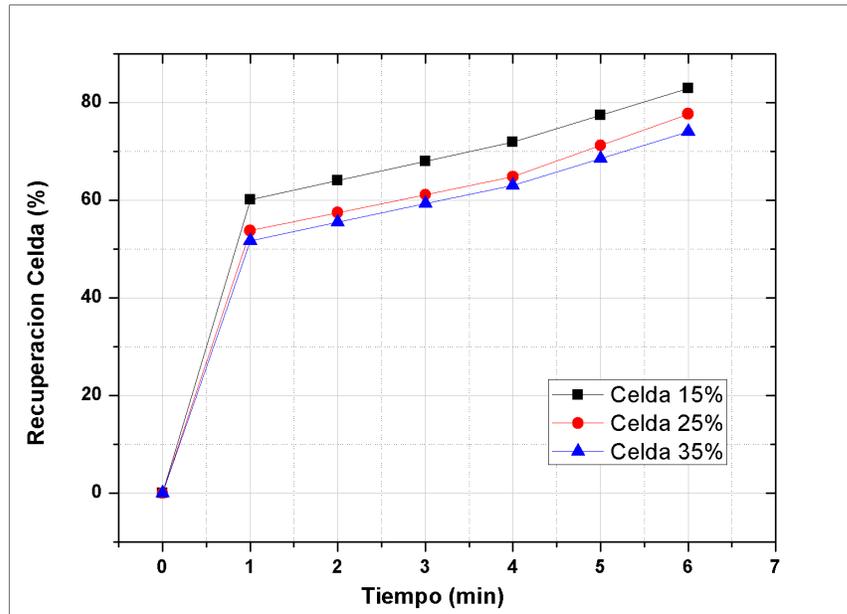


Anexo 11. Gráfica de Recuperación % vs Tiempo flotación con PS al 35% en columna.

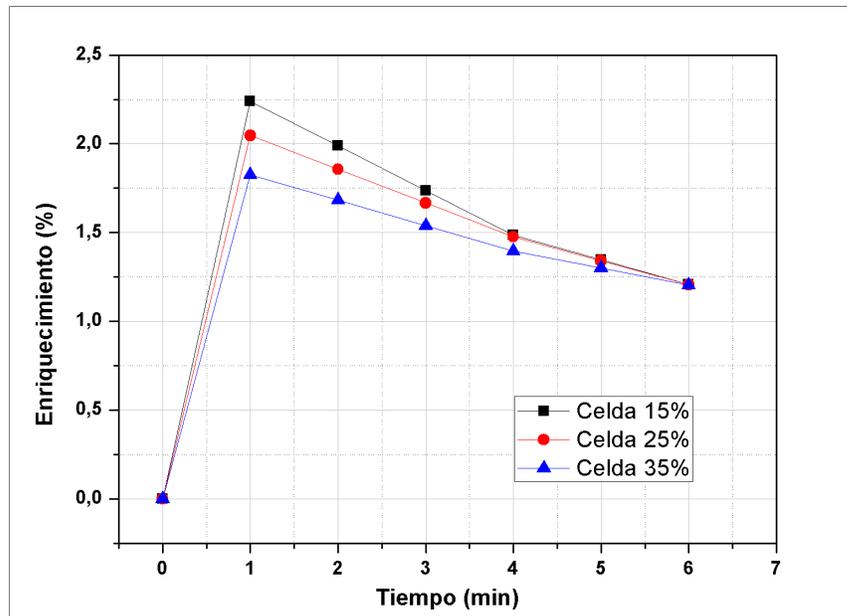


Anexo 12. Gráfica de Enriquecimiento % vs Tiempo flotación con PS al 35% en columna.

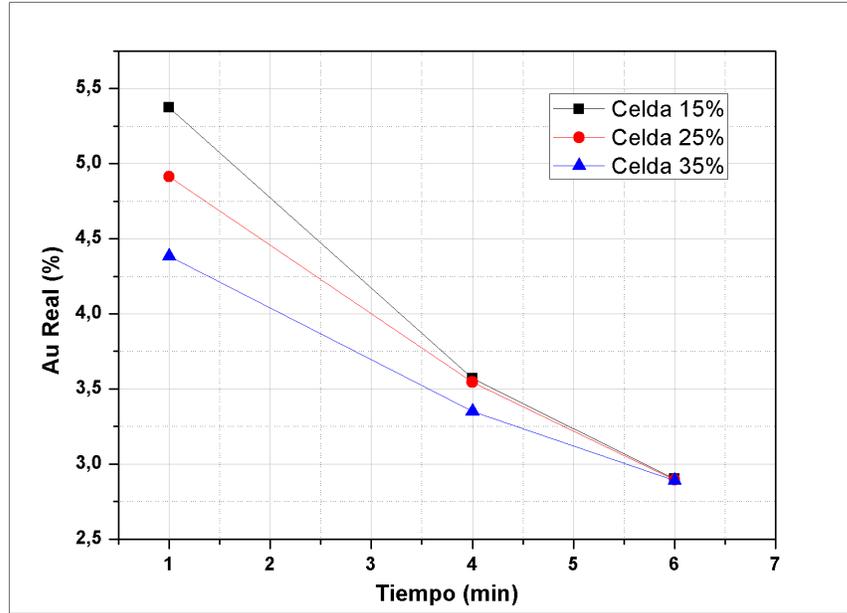
Resultados de flotación en celda convencional



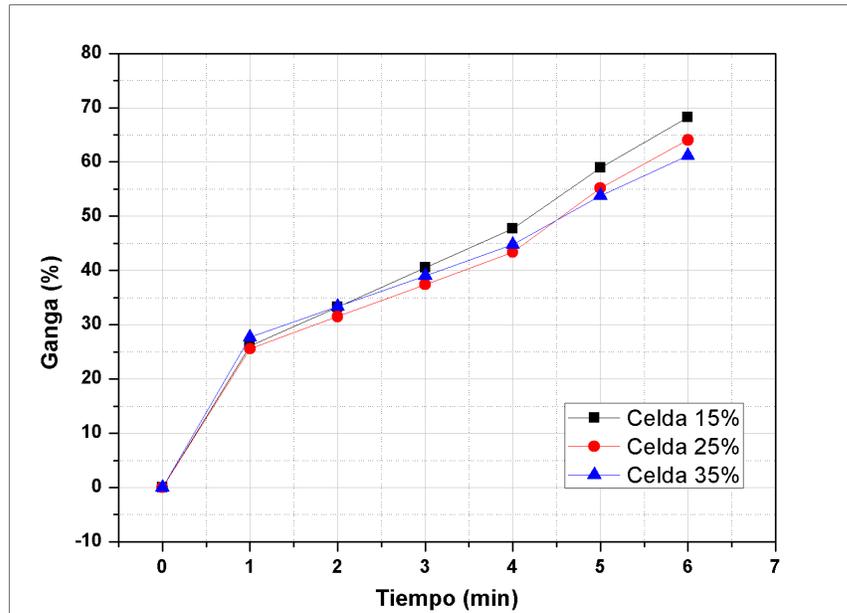
Anexo 13. Gráfica de resultados Recuperación de Au en % vs Tiempo en celda.



Anexo 14. Gráfica de resultados Razón de Enriquecimiento vs Tiempo en celda.

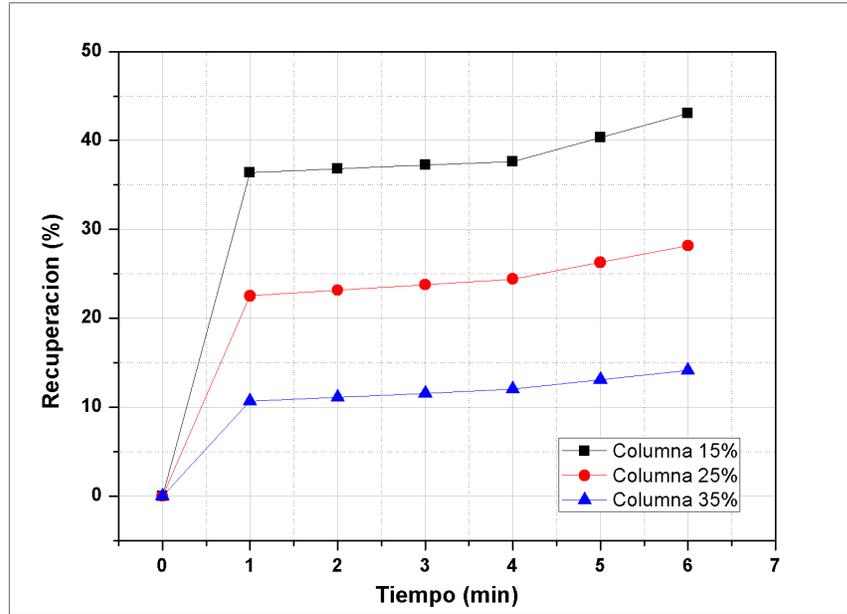


Anexo 15. Gráfica de resultados Porcentaje de Au Real vs Tiempo en celda.

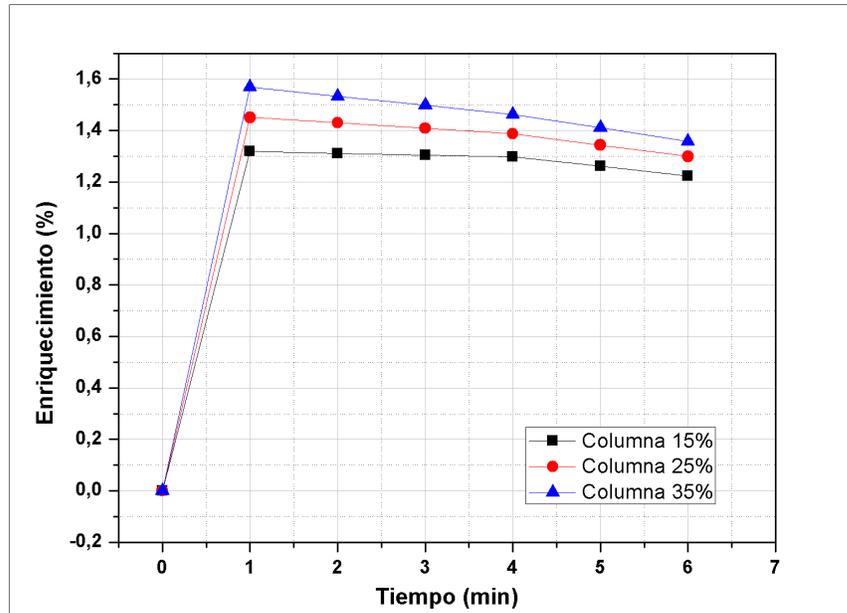


Anexo 16. Gráfica de resultados Recuperación de Ganga vs Tiempo en celda.

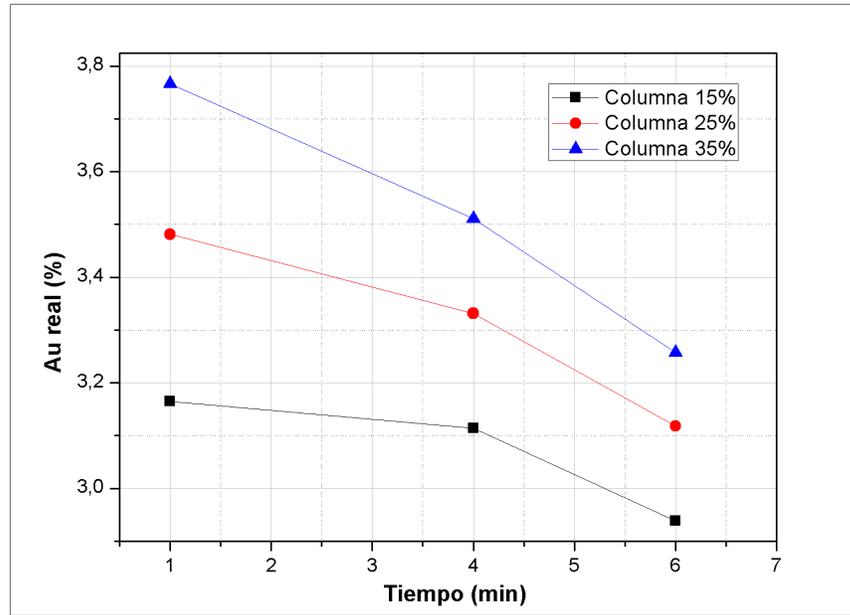
Resultados de flotación en columna



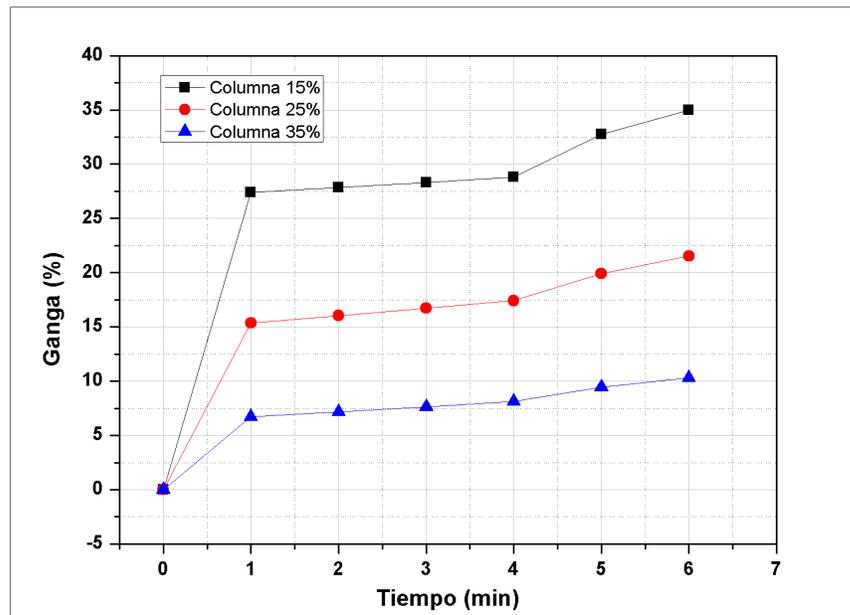
Anexo 17. Gráfica de resultados en columna Recuperación de Au en % vs Tiempo.



Anexo 18. Gráfica de resultados en columna Razón de Enriquecimiento vs Tiempo.



Anexo 19. Gráfica de resultados en columna Porcentaje de Au Real vs Tiempo.



Anexo 20. Gráfica de resultados en columna Recuperación de Ganga vs Tiempo.

ANEXO FOTOGRÁFICO



Anexo 21. Dosificación de colectores



Anexo 22. Mezcla del material previo a la flotación



Anexo 23. Flotación en columna a diferente porcentaje de sólidos



Anexo 24. Flotación en columna



Anexo 25. Dosificación de colectores previo a la flotación en celda Denver



Anexo 26. Flotación de material aurífero



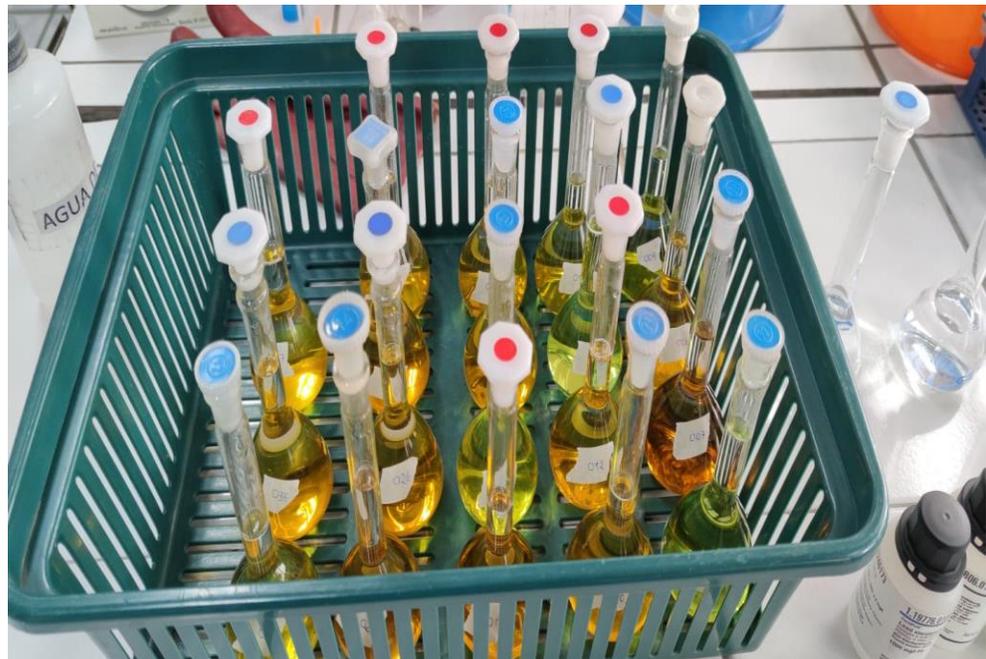
Anexo 27. Secado de muestras del proceso de flotación



Anexo 28. Etiquetado de las diferentes muestras del caso de estudio



Anexo 29. Disolución del material en agua regia



Anexo 30. Enumeración de muestras previo a su análisis químico