



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE SAN LUIS POTOSÍ

FACULTAD DE INGENIERÍA
Centro de Investigación y Estudios de Posgrado

“Efecto de la asociación de minerales de ganga en la recuperación de óxidos y sulfuros de cobre secundarios”

Tesis

Que para obtener el grado en:
Maestría en Ingeniería de Minerales

PRESENTA

Azalea Mariela Arzola Mottú

ASESORADA POR:

Dr. Roel Cruz Gaona

CO-ASESORADA POR:

M.C. María del Carmen Ojeda Escamilla

PROYECTO FINANCIADO POR:

Consejo Nacional de Ciencia y Tecnología (CONACYT)

Beca número: 964667

San Luis Potosí, S.L.P

Diciembre, 2021



Dedicatoria

La presente tesis, la cual fue realizada con toda mi dedicación y esmero, y la gran dicha de haber alcanzado la meta deseada, se la dedico a:

Mis padres, por ser el pilar fundamental en todo lo que soy, en toda mi educación, tanto académica como de la vida, por sus ejemplos de perseverancia y constancia que siempre los han caracterizado, por sus consejos, sus valores, su apoyo incondicional, pero más que nada por el amor que siempre me han demostrado tanto a mi como a mis hermanos. No son suficientes las palabras para agradecerles por todo lo que han hecho por mí.

A mi esposo, por estar conmigo y entenderme en aquellos momentos en los que esta tesis ocupó mi tiempo y esfuerzo, por ser en mi vida un apoyo incondicional, pero sobre todo, por tu sacrificio y esfuerzo para ofrecernos lo mejor y que pudiera lograr mis metas. Y porque aunque hemos pasado momentos y ahorita nos encontremos a distancia, siempre me brindas tu amor y tu comprensión.

A mi hija, Renata, por todo tu afecto y tu cariño, que son lo que me ha motivado a esforzarme y ser mejor cada día, a buscar lo mejor para ti. Gracias por entenderme y tener la paciencia cuando mamá estaba trabajando, y por darme ánimos para seguir. Aún a tu corta edad, me has enseñado y me sigues enseñando muchas cosas de la vida. Eres mi motivación más grande para concluir con éxito este proyecto.

A mis hermanos, por todos los momentos de felicidad y el apoyo brindado siempre. Por seguir unidos a pesar de todo como la gran familia que somos. A mis abuelos Rubén y Manuela por todos sus consejos que me encaminaron por el buen sendero, y a toda mi demás familia, que directa o indirectamente han contribuido en mi desarrollo personal y profesional.

A mis suegros, cuñadas y cuñados, por su gran apoyo durante el tiempo en que estuve realizando mi tesis, gracias por su ayuda y también por sus consejos.

A mis amigos del posgrado: Arait, Francely, Victor, Mario, Alfonso, Néstor, Yuliana, Luis Torres, Miriam Mares, Alex, por su apoyo académico y moral, y por su amistad.

A Jenny Zertuche por el apoyo otorgado a lo largo del posgrado.

Agradecimientos

Al Instituto de Metalurgia de la Universidad Autónoma de San Luis Potosí por brindarme la oportunidad de desarrollo profesional y personal.

Al Consejo Nacional de Ciencia y Tecnología (CONACYT) por el apoyo económico a través de la beca 964667.

A quien en un principio confié en mí, y me brindó esta oportunidad, M.C. María del Carmen Ojeda Escamilla, ahora como mi co-asesora, gracias por el apoyo, paciencia y conocimientos brindados. Y al Dr. Roel Cruz Gaona, ahora mi asesor, gracias por su tiempo, dedicación, conocimientos y paciencia para ayudarme a culminar mi tesis. Les agradezco a los dos, que sin ustedes, esto no hubiera sido posible.

A mis sinodales, Dr. Mario Alberto Corona Arroyo, Dr. Gilberto Rosales Marín y Dr. Javier Aguilar Carrillo de Albornoz, por su tiempo y paciencia para revisiones, y con sus recomendaciones para la culminación con éxito de este proyecto.

A quienes fueron mis maestros en el Instituto, Dr. Iván Alejandro Reyes, Dr. Cristóbal Alberto Pérez Alonso, Dr. Antonio Aragón Piña, Dra. María Isabel Lázaro Báez, Dra. María Guadalupe Sánchez Loredó y Dr. Macario Rocha, por todos los conocimientos brindados.

Un reconocimiento especial a los técnicos del laboratorio de procesamiento de minerales M.M.I.M. José Manuel Martínez y M.I.M. Francisco Galindo Murillo por todo su apoyo durante toda mi estancia en el Instituto, así como todos sus conocimientos y el apoyo en las técnicas de caracterización de minerales, que ayudaron a la elaboración de mi tesis.

Del laboratorio de Análisis Químico: L.Q. Izanami López Acosta, I.A. Ana Laura Andrade, I.M. Carlos Ortega por todo el apoyo brindado para aprender y ampliar mis conocimientos y trabajo en análisis químico, también a M.M.I.M. Rosa Lina Tovar de difracción de Rayos X, también por todo el apoyo y conocimiento brindado.

Resumen

La explotación de los minerales de alta ley a lo largo del tiempo ha dado como resultado el agotamiento de estos, llevando a la aparición de minerales más complejos desde el punto de vista mineralógico. Cada vez más operaciones mineras y de procesamiento de minerales toman en cuenta la importancia de integrar los principios de la mineralogía aplicada, antes del beneficio de los minerales, lo cual se centra en la importancia de comprender la relación que hay entre los tipos de minerales en una mena, sus tamaños, asociaciones y liberaciones con el comportamiento metalúrgico (Petruk, 2000).

El presente trabajo se enfocó al estudio de la concentración de los minerales secundarios y óxidos de cobre en presencia de ganga, poniendo atención en los efectos particularmente de pirita y de arcillas, pues se ha reportado que cuando estos minerales se asocian con cobre y otros minerales valiosos representan un problema adicional generalizado en la flotación de minerales (Senior & Thomas, 2005). Además, se consideró importante buscar incrementar la recuperación de los minerales de cobre en presencia de estos tipos de ganga, estudiando así un sistema de 4 muestras de mineral de cabeza cada una con diferente mineralogía, provenientes de un depósito tipo pórfido de cobre, ubicado en el sureste del estado de Sonora.

La metodología experimental se dividió en dos etapas: la primera tuvo como objetivo determinar el efecto de la asociación de los minerales de ganga en las bajas recuperaciones de los minerales de cobre, para lo cual se preparó cada una de las muestras para su caracterización química y mineralógica, y posteriormente evaluar su respuesta a la flotación. Con estos estudios se encontró la presencia de tres minerales de cobre tales como calcocita en todas las muestras, además de bornita en dos de las muestras y de cobre nativo en una de las muestras de estudio.

En todas las muestras, la calcocita y la bornita se encontraron asociadas principalmente a pirita y minerales de arcillas mientras que las partículas de cobre nativo se encontraron libres, determinándose así que la variación en las especies de cobre presentes y la presencia de asociaciones terciarias de calcocita (o bornita), pirita-ganga no sulfurosa, fueron los principales factores que se atribuyen a las bajas recuperaciones de dos de las muestras de estudio, que son las que se reportaron con problemas de baja recuperación.

En la segunda etapa se realizaron pruebas de flotación en donde se evaluaron el porcentaje de sólidos, en 33% y 25%, así como el pH de la pulpa a 10.5, 8.5 y pH natural, con el objetivo de definir la combinación de variables que proporcionaran una mayor recuperación de los minerales de cobre. La respuesta metalúrgica permitió establecer que con una pulpa de 25% de sólidos y pH de 10.5 se obtenían los mejores resultados para la mayoría de las muestras. El origen del comportamiento del efecto de estas variables se definió con pruebas de reología donde se identificó que la presencia de minerales de arcillas en proporciones menores al 10% en la muestra, son suficientes para lograr un aumento en la viscosidad de la pulpa a un porcentaje de sólidos mayor de 25%, resaltando la combinación de variables establecida, con los valores más bajos de viscosidad de pulpa.

Con el objetivo de alcanzar una mayor recuperación de minerales de cobre, se elaboraron compósitos mediante combinaciones de las muestras con bajas recuperaciones con aquellas de mayor recuperación, siendo elaborados dos compósitos tomando como base una de las muestras que presentó buena recuperación y mezclando esta con las dos muestras que se reportaron con problemas de baja recuperación, donde se fue variando la proporción en mezcla de cada una de las muestras para así establecer que una mezcla con 20% de la muestra con problemas de baja recuperación y 80% de muestra con buena recuperación, bajo las condiciones establecidas de 25% de sólidos y pH de 10.5 se puede alcanzar la recuperación de sulfuros secundarios y óxidos de cobre de hasta 84.73%.

Contenido general

Resumen	i
Contenido de figuras.....	vi
Contenido de tablas	xi
1. Introducción.....	1
2. Antecedentes del efecto de la asociación de minerales de ganga en la recuperación de óxidos y sulfuros de cobre secundarios.	3
2.1 Geología de un yacimiento tipo pórfido de Cu	3
2.2 Mineralogía del Cu	6
2.2.1 Liberación mineral	7
2.2.2 Tratamiento de minerales de Cu	9
2.2.3 Oxidación de la superficie de los minerales de Cu	10
2.3 Efecto de la mineralogía de ganga en el proceso de flotación	13
2.3.1 Pirita.....	13
2.3.2 Arcillas.....	14
2.4 Importancia de la reología y viscosidad en el proceso de flotación.....	18
2.4.1 Reología	18
2.4.2 Viscosidad.....	19
Justificación	21
Hipótesis	21
Objetivo general	22
Objetivos específicos.....	22
3. Metodología para el estudio del efecto de la asociación de minerales de ganga en las bajas recuperaciones de los minerales de cobre.	23
3.1 Preparación de muestras de cabeza con diferente mineralogía.....	23

3.2	Caracterización mineralógica de muestras de cabeza	24
3.3	Análisis químico de muestras sólidas	25
3.4	Análisis granulométrico de muestras de cabeza	26
3.5	Análisis de base de datos histórica.....	26
4.	Evaluación de variables para mejorar la recuperación de óxidos y sulfuros de cobre secundarios.	28
4.1	Pruebas de flotación a mineral de cabeza	28
4.1.1	Pruebas con variación de porcentaje de sólidos.....	29
4.1.2	Pruebas con variación de pH.....	30
4.2	Preparación de compósitos	30
4.3	Pruebas de flotación a compósitos.....	32
4.4	Optimización de las variaciones de compósitos seleccionados	33
4.5	Determinación de la viscosidad a mineral de cabeza y compósitos aplicando los parámetros empleados en las pruebas de flotación	37
5.	Resultados y discusión.....	39
5.1	Composición química de cabeza.....	39
5.2	Composición mineralógica de cabeza.....	40
5.3	Determinación de tiempo de molienda de muestras de cabeza.....	54
5.4	Base de datos histórica.....	55
5.5	Pruebas de flotación a muestras de cabeza	58
5.5.1	Efecto del porcentaje de sólidos	59
5.5.2	Efecto del pH	60
5.6	Determinación de la viscosidad a mineral de cabeza.....	62
5.7	Compósitos preparados y su composición química y mineralógica	64
5.8	Pruebas de flotación a compósitos y sus variaciones.....	66
5.8.1	Compósitos 1-3 y 1-4 con sus variaciones.....	68

5.9 Caracterización de los productos de flotación de las variaciones seleccionadas para optimización	70
5.10 Optimización de la flotación de las variaciones de compósitos	73
5.10.1 Caracterización de los productos de flotación mediante Análisis semi-cuantitativo de Difracción de Rayos X.....	79
5.11 Determinación de viscosidad a compósitos	81
6. Conclusiones	83
Referencias	86
Anexos	91

Contenido de figuras

Figura 1. Sección transversal de un depósito de pórfido de cobre que muestra una zonificación de alteraciones idealizada, propuesta por Lowell & Guilbert (1968). Adaptada de Berger (2008).....	4
Figura 2. Partículas con la misma proporción volumétrica de mineral de interés (rojo), pero con diferente proporción de este en la superficie de la partícula. (Vv – proporción volumétrica, BB – proporción expuesta). (Adaptada de Pérez-Barnuevo, 2014).	7
Figura 3. Imágenes que ilustran los 4 tipos de intercrecimiento descritos por Gaudin en (1939). (Adaptado de Pérez-Barnuevo, 2014).....	9
Figura 4. Potencial Z de Caolinita, illita y bentonita (grupo de la esmectita) en agua desionizada. Adaptado de (Arnold & Aplan, 1986).	11
Figura 5. Potencial zeta de las dos superficies (capa tetraédrica de sílice y capa octaédrica de alúmina) de la caolinita. Adaptada de Gupta & Miller (2010).	12
Figura 6. Potencial Zeta de calcopirita, calcocita y bentonita. (Peng & Zhao, 2011).	13
Figura 7. Efecto propuesto de la activación de piritita en la flotación de cobre (Fornasiero & He, 2008. Adaptado de Zanin et al., 2019).....	14
Figura 8. Representación esquemática de las arcillas con estructuras del tipo 1:1 y 2:1; T y O se refieren a las capas tetraédricas y octaédricas respectivamente.	16
Figura 9. Representación esquemática de la estructura química de los minerales de arcillas por grupos. Montmorillonita perteneciente al grupo de la esmectita (Adaptado de Zhang, 2016).	18
Figura 10. Límite elástico de una pulpa mineral (titanio) como función del % de sólidos (izquierda) y de pH (derecha). Adaptada de Farrokhpay, 2005.	19
Figura 11. Esquema de la preparación de muestras de cabeza.	23
Figura 12. Distribución de pruebas para cada una de las muestras de cabeza.	24
Figura 13. Análisis sistemático de la base de datos histórica.	27

Figura 14. Esquema para la flotación de las 4 muestras de cabeza con variación en porcentaje de sólidos y pH en la pulpa.....	30
Figura 15. Esquema para la flotación de compósitos y sus variaciones.....	33
Figura 16. Esquema utilizado en la primera etapa de optimización a las variaciones de los compósitos seleccionados.....	34
Figura 17. Esquema utilizado en la segunda etapa de optimización.....	35
Figura 18. Esquema utilizado en la tercera etapa de optimización (uso de dispersante).	36
Figura 19. Esquema utilizado para la etapa final de optimización.....	37
Figura 20. Viscosímetro de lectura de dial de Brookfield® utilizado para la medición de viscosidad de las pulpas de flotación.....	38
Figura 21. Muestra 1 de cabeza: a) asociación Tipo II de calcocita con ganga, y asociación Tipo III de calcocita con pirita. b) (* en color rojo), indica el área donde se tomó el espectro que identifica la fase de calcocita presente en la muestra.	40
Figura 22. Muestra 1: Partícula libre de pirita (alrededor del 50% de la pirita presente en la muestra se encuentra libre).....	40
Figura 23. Mapeo general de la muestra 1. Pirita- color rojo, calcocita- color verde.	41
Figura 24. Muestra 2: Partícula de pirita formando una asociación de tipo III con calcocita y ganga.....	41
Figura 25. Muestra 2: a) Partícula de bornita con asociación de tipo emulsión o tipo IV con pirita. b) (* en color rojo), indica el área donde se tomó el espectro que identifica la fase de bornita como segunda fase de cobre, aunque en menor proporción.....	42
Figura 26. Muestra 3 donde se puede observar la presencia de calcocita como fase principal.	42

Figura 27. a) Partícula libre de cobre nativo, mineral presente como segunda fase de cobre. b) (* en color rojo), indica el área donde se tomó el espectro que identifica la fase de cobre nativo.	43
Figura 28. Se observa la presencia de bornita como tercera fase de cobre presente.	43
Figura 29. Muestra 4, se aprecia calcocita como único mineral de cobre. a y c) En ambas imágenes se observa la calcocita en asociación tipo I. b) Partícula de calcocita y pirita en asociación del tipo II.....	44
Figura 30. Distribución en porcentaje del tipo de asociación de las especies de calcocita y pirita, presentes en la muestra 1 de cabeza.	45
Figura 31. Imágenes tomadas de la muestra 1 donde se identificó únicamente calcocita como mineral de cobre presente, este muy asociado a la pirita. a) asociación de tipo II de pirita con calcocita y ganga. b) asociación de tipo III.	46
Figura 32. Distribución en porcentaje del tipo de asociación de las especies de calcocita, bornita y pirita presentes en la muestra 2 de cabeza.....	47
Figura 33. Imágenes de muestra 2 donde se observa: a) calcocita recubriendo ligeramente una partícula de pirita en una asociación tipo III. b) una asociación terciaria entre calcocita/pirita/ganga tipo IV.	48
Figura 34. Distribución en porcentaje del tipo de asociación de las especies de calcocita, Cu nativo, bornita y pirita presentes en la muestra 3 de cabeza.....	49
Figura 35. Imágenes de muestra 3 donde puede observarse: a) partícula libre de cobre nativo y b) una asociación calcocita/pirita.	50
Figura 36. Distribución en porcentaje del tipo de asociación de las especies de calcocita y pirita que están presentes en la muestra 4 de cabeza.....	51
Figura 37. Imágenes tomadas de la muestra 4, donde en ambas se puede observar una asociación terciaria calcocita/pirita/ganga.....	52
Figura 38. Comparación de los minerales presentes en cada una de las muestras de cabeza como identificación de la variación en la mineralogía de cada una de las muestras. Gráfica adaptada de los espectros obtenidos mediante la difracción de rayos X.....	54

Figura 39. Cantidad de meses (en porcentaje) en que fue utilizado cada uno de los esquemas químicos aplicados al proceso de flotación. Adaptada del análisis de la base de datos histórica.	56
Figura 40. Porcentaje de recuperación de cobre comparado con el esquema de reactivos utilizado por cada mes. Adaptada del análisis de la base de datos histórica.	57
Figura 41. Porcentaje de cobre en colas durante los meses en que fueron utilizados los esquemas 1 y 2 de reactivos. Adaptada del análisis de la base de datos histórica.	58
Figura 42. Porcentaje de recuperación de cobre obtenido con la variación en el porcentaje de sólidos de la pulpa a 33% y 25% vs tiempo acumulado en la flotación de las muestras de cabeza. a) muestra 1. b) muestra 2. c) muestra 3. d) muestra 4.....	60
Figura 43. Porcentaje de recuperación de cobre obtenido con la variación en el pH de la pulpa a pH 10.5, pH 8.5 y pH natural vs tiempo acumulado en la flotación de las muestras de cabeza. a) muestra 1; pH natural = 5.8. b) muestra 2; pH natural =5.4. c) muestra 3; pH natural = 7.3. d) muestra 4; pH natural = 5.99.....	61
Figura 44. Comparación de la viscosidad obtenida en las muestras de cabeza con las variables de porcentaje de sólidos y pH analizados, donde: a) muestra 1, b) muestra 2, c) muestra 3 y d) muestra 4.	63
Figura 45. Porcentaje de recuperación de cobre en el compósito #1 comparado con el porcentaje de mezcla de las muestras a partir de las cuales fue elaborado.	67
Figura 46. Porcentaje de recuperación de cobre en el compósito #2 comparado con el porcentaje de mezcla de las muestras a partir de las cuales fue elaborado.	68
Figura 47. Porcentaje de recuperación de cobre obtenido en la flotación de los 2 compósitos elaborados, destacándose la comparación del porcentaje de recuperación obtenido en la flotación de cada una de sus variaciones.	69
Figura 48. Imágenes tomadas de los productos de colas a las flotaciones de las variaciones de los compósitos 1-3 y 1-4. a) partícula en intercrecimiento tipo emulsión de la muestra de colas de la variación 1-3.3. b) partícula en intercrecimiento simple de calcocita con ganga tomada de la muestra de colas de la variación 1-4.3.	72
Figura 49. Comparación del aumento de la recuperación en las variaciones 1-3.3 y 1-4.3 con la aplicación de la primera etapa de optimización.....	74

Figura 50. Comparación del aumento de la recuperación debido a la aplicación de la etapa 2 de optimización para las variaciones de compósitos 1-3.3 y 1-4.3. 75

Figura 51. Comparación del aumento en la recuperación por la aplicación de la etapa 3 de optimización a la variación de compósito 1-3.3. 76

Figura 52. Comparación de los porcentajes de recuperación obtenidos mediante la aplicación de la cuarta y última etapa de optimización a las variaciones de compósitos 1-3.3 y 1-4.3.77

Figura 53. Porcentaje de abundancia del mineral de cobre, pirita y ganga en los productos de flotación obtenidos de los compósitos 1-3.3 y 1-4.3. 78

Figura 54. Valor de la viscosidad obtenida en los compósitos a) 1-3 y b) 1-4 a diferentes condiciones de medición, comparada con las muestras de cabeza a partir de las cuales se elaboraron los compósitos. 82

Contenido de tablas

Tabla 1. Características de los principales tipos de alteración-mineralización de los depósitos de pórfido cupríferos (Adaptado de Richard H. Sillitoe, 2010).	5
Tabla 2. Minerales primarios, supergénicos (secundarios) y oxidados en un depósito de tipo pórfido de Cu (Adaptado de Ulrich & Günther, 2002).....	7
Tabla 3. Cantidad de muestra para la elaboración de la variación de los compósitos.....	32
Tabla 4. Composición química de las muestras de cabeza.	39
Tabla 5. Composición química en minerales de ganga de las muestras de cabeza.	39
Tabla 6. Análisis semi-cuantitativo obtenido mediante la difracción de Rayos X de la presencia de minerales de ganga en las 4 muestras de cabeza. N.S. (por sus siglas en inglés, Non-swelling) y S. (Swelling).....	52
Tabla 7. Abreviaturas de minerales de ganga utilizados para la identificación en los espectros.	53
Tabla 8. Tiempos de molienda establecidos para cada una de las muestras de cabeza.....	55
Tabla 9. Esquema de reactivos seleccionado y utilizado para las pruebas de flotación.....	58
Tabla 10. Comparación de la ley calculada y analizada de cabeza para los compósitos elaborados.....	64
Tabla 11. Comparación de la ley calculada y analizada de cabeza para minerales de ganga en los compósitos elaborados.....	64
Tabla 12. Análisis semi-cuantitativo obtenido mediante la difracción de Rayos X de la presencia de minerales de ganga en las muestras de cabeza de los compósitos 1-3 y 1-4... ..	65
Tabla 13. Tiempos de molienda calculados para los compósitos 1-3 y 1-4.	66
Tabla 14. Tiempos de molienda establecidos para los compósitos 1-3 y 1-4.	67

Tabla 15. Porcentajes de recuperación de cobre obtenidos en las variaciones de la flotación del compósito 1-3 (izquierda) y compósito 1-4 (derecha)..... 70

Tabla 16. Análisis semi-cuantitativo obtenido mediante la difracción de Rayos X de la presencia de minerales de ganga en la muestra de cabeza de la variación 1-3.3, así como de los concentrados obtenidos a 3 y 6 minutos de esa prueba de flotación. 71

Tabla 17. Análisis semi-cuantitativo obtenido mediante la difracción de Rayos X de la presencia de minerales de ganga en la muestra de cabeza de la variación 1-4.3, así como de los concentrados obtenidos a 3 y 6 minutos de esa prueba de flotación. 71

Tabla 18. Análisis semi-cuantitativo de la presencia de minerales de ganga de los productos de flotación del compósito 1-3.3 obtenido mediante la Difracción de Rayos X..... 80

Tabla 19. Análisis semi-cuantitativo de la presencia de minerales de ganga de los productos de flotación del compósito 1-4.3 obtenido mediante la Difracción de Rayos X..... 81

1. Introducción

La presencia de diversos minerales de cobre en un cuerpo mineral es uno de los principales factores que afectan su recuperación mediante el proceso de flotación. Es bien sabido que cada una de estas especies, aun cuando sean del mismo tipo, como en el caso de los sulfuros, exhiben un comportamiento muy diferente entre sí, ejemplo de ello, son los minerales de cobre secundario o supergénicos (calcocita y covelita) que afectan considerablemente el proceso, ya que a diferencia de los sulfuros primarios (calcopirita y bornita), éstos pueden oxidarse fácilmente, casi en cuanto entran en contacto con el aire, volviendo sus superficies hidrofílicas limitando así su recuperación (Buckley & Woods, 1983). Además de los sulfuros secundarios, puede haber presencia de óxidos de cobre; estas especies, generalmente, no responden favorablemente al proceso de flotación (esquemas y reactivos) utilizados para los sulfuros. Usualmente, en las plantas de beneficio se busca recuperar las diversas especies del metal de valor (sulfuros y óxidos) presentes en la mena, para que el proceso pueda ser económicamente viable (Bulatovic, 2007).

La diversidad de especies de cobre en un cuerpo mineral no es el único problema para su concentración por flotación. En algunos casos, como lo es el origen del mineral utilizado en el presente estudio, proviene de yacimientos tipo pórfido de cobre, los cuales tienen una geología relativamente compleja y variable, con presencia de minerales de arcillas que ocasionan problemas de bajas recuperaciones por flotación, debido con frecuencia, al tipo de asociación que presentan con los minerales de cobre. También es muy común que se dé una fuerte asociación entre los minerales de cobre con pirita, considerada como la ganga sulfurosa más abundante en los depósitos de tipo pórfido, lo cual representa un problema en la flotación de minerales de cobre, debido a la hidrofobicidad natural de esta especie, causando que sea recuperada en el concentrado de cobre, bajando su grado y calidad, por lo que se busca su depresión acondicionando la pulpa a altos valores de pH.

La evaluación y estudio del porcentaje de sólidos y pH de la pulpa es muy importante para mejorar la recuperación de óxidos y sulfuros de cobre secundarios. En lo que respecta al porcentaje de sólidos en las pulpas, para procesos de flotación, es comúnmente manejado alrededor de un 40%, lo cual puede ser disminuido hasta 30% o menor, si se presentan problemas de fluidización de la pulpa que afecten el comportamiento de esta en las celdas de

flotación, por otro lado, en función de los minerales presentes en la pulpa, el pH de la pulpa debe ser cuidadosamente controlado para propiciar la flotación de los minerales de valor y deprimir, así como para deprimir aquellos minerales no deseados.

Una estrategia para disminuir los efectos ocasionados por la presencia de ganga sulfurada (pirita) y no sulfurada (minerales arcillosos), en la recuperación de minerales de valor, es la formación y alimentación de compósitos entre minerales de diferentes calidades y respuestas metalúrgicas, para definir la proporción que presenta el mejor comportamiento, así como el límite de la mezcla a la cual se presenta problemas nuevamente. Tal es el caso del presente trabajo en el cual, a partir de un sistema de cuatro muestras, cada una con diferente respuesta metalúrgica, se elaboraron dos compósitos, tomando como base una muestra sin problemas de baja recuperación, en mezcla con dos muestras con problemas de bajas recuperaciones, las cuales se variaron en porcentaje de mezcla hasta establecer la proporción de cada una de ellas que presentara el mejor comportamiento.

2. Antecedentes del efecto de la asociación de minerales de ganga en la recuperación de óxidos y sulfuros de cobre secundarios.

2.1 Geología de un yacimiento tipo pórfido de Cu

Los cuerpos mineralizados de cobre se forman cuando soluciones geotérmicas (a alta temperatura y presión) llevan desde el subsuelo hacia la superficie cobre disuelto, donde este se irá precipitando para así formar los diferentes depósitos de cobre existentes (Sillitoe & Petersen, 1996).

Lowell & Guilbert (1970) definen un pórfido como un depósito de sulfuro de cobre y/o molibdeno que consiste en una mineralización de sulfuro en vetas diseminadas y en stockwork emplazadas en varias rocas, las cuales han sido alteradas por soluciones hidrotermales en patrones zonales aproximadamente concéntricos. Los depósitos son generalmente grandes, en la escala de varios miles de metros, aunque se reconocen también ocurrencias más pequeñas. Estos contienen significativas cantidades de pirita, calcopirita, molibdenita, cuarzo y sericita asociada a otra alteración, ganga y minerales incluidos en menor proporción como el plomo, zinc, oro y plata. Esta definición está algo generalizada, ya que debe permitir la consideración de muchos depósitos cuyas circunstancias geológicas varían, esto expresado en sus características físicas.

Lowell & Guilbert (1968) demostraron que los depósitos de pórfidos cupríferos muestran importantes características geológicas unificadoras que incluyen varias zonas laterales y verticales. El hecho de la zonificación no es nuevo, pero, algunos aspectos importantes como las especies de sulfuros, los ensamblajes distintivos de las alteraciones, los cuales, describieron más detalladamente de lo que antes se habían realizado. Demostrando así que un depósito de pórfido típico puede ser hipotetizado de acuerdo con la comparación realizada en su artículo “Lateral and Vertical Alteration-Mineralization Zoning in Porphyry Ore Deposits” (1968), entre 27 pórfidos cupríferos localizados en América Latina.

Los depósitos de pórfido de Cu muestran un patrón de zonificación de alteración-mineralización consistente a gran escala tal como se observa en la Figura 1, que comprende,

centralmente de abajo hacia arriba, alteración potásica, fílica, clorita-sericita, fílica, propilítica y argílica avanzada (Meyer & Hemley, 1967).

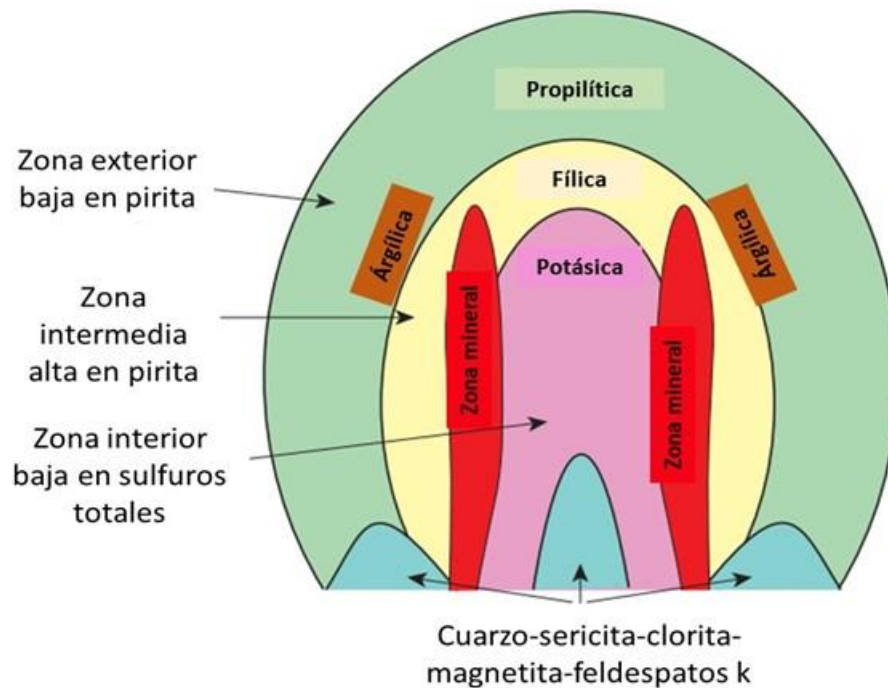


Figura 1. Sección transversal de un depósito de pórfido de cobre que muestra una zonificación de alteraciones idealizada, propuesta por Lowell & Guilbert (1968). Adaptada de Berger (2008).

La alteración clorítica y propilítica se desarrollan distalmente a niveles superficiales y/o profundos, respectivamente. En la Tabla 1 se describen más detalladamente cada una de las alteraciones que pueden estar presentes en un depósito tipo pórfido de cobre.

Tabla 1. Características de los principales tipos de alteración-mineralización de los depósitos de pórfido cupríferos (Adaptado de Richard H. Sillitoe, 2010).

Tipo de alteración	Posición en el depósito (abundancia)	Minerales clave	Posibles minerales auxiliares	Principales ensamblajes de sulfuros	Potencial económico
Sódica-cálcica	De profundidad (debajo del depósito). Poco común.	Albita/oligoclasa, actinolita, magnetita	Diópsido, epidota, granates	Típicamente ausente	Normalmente estéril, pero con presencia de minerales locales
Potásica	Zonas centrales del depósito (alteración ubicua)	Biotita, feldespatos de potasio	Actinolita, epidota, sericita, andalusita, albita, carbonatos, turmalina, magnetita	Pirita-Calcopirita, Calcopirita ± Bornita, Bornita ± Digenita ± Calcocita	Principal contribuyente de mineral
Propilítica	Partes marginales del depósito, debajo de las litocapas (ubicua)	Clorita, epidota, albita, carbonato	Actinolita, hematita, magnetita	Pirita (± esfalerita, galena)	Estéril, excepto en las venas epitermales
Clorita-sericita (sericita-arcillas-clorita)	Partes superiores del núcleo del pórfido de Cu.	Clorita, sericita/ilita, hematita (marita, especularita)	Carbonatos, epidota, esmectitas	Pirita-Calcopirita	Contribuyente común de la mineralización
Sericítica (fílica)	Partes superiores del depósito (ubicua, excepto en intrusiones alcalinas)	Cuarzo, sericita	pirofilita, carbonatos, turmalina, especularita	Pirita ± Calcopirita (Pirita-Enargita ± Tenantita, Pirita-Bornita ± Calcocita, Pirita-Esfalerita)	Comúnmente mineralizada
Argílica avanzada	Parte superior del depósito, comúnmente constituye las litocapas	Cuarzo vuggy, alunita, pirofilita, dickita, caolinita	Diásporo, andalusita, zúñiíta, corindón, dumortierita, topacio, especularita	Pirita-Enargita, Pirita- Calcocita, Pirita-Covelita	Localmente constituye la mineralización en las litocapas o cercano a estas

La alteración sericítica normalmente sobreimprime y destruye total o parcialmente las alteraciones potásicas y la de clorita-sericita (Dilles & Einaudi, 1992). La alteración sericítica es comúnmente dominada por la pirita, lo que implica la eliminación efectiva del Cu (\pm Au) presente en los antiguos conjuntos de alteraciones de clorita-sericita y/o alteraciones potásicas. Sin embargo, la alteración sericítica también puede constituir una mineralización donde queda algo de Cu apreciable con la pirita, ya sea en forma de calcopirita o como ensamblajes de alto estado de sulfuración, típicamente, pirita-bornita, pirita-calcocita, pirita-covelita, pirita-tenantita y pirita-enargita (Einaudi *et al.*, 2003). El desarrollo principal de estos conjuntos de alta sulfuración que contienen bornita, calcocita y covelita se limita en gran medida a la alteración sericítica blanca que sobreimprime las vetas de cuarzo estériles. Estos ensamblajes de alta sulfuración comúnmente tienen contenidos de Cu más altos que los de la alteración potásica anterior (Brimhall, 1979).

Las “raíces” de la alteración argílica avanzada pueden sobreimprimir las partes superiores de los depósitos de pórfidos, donde la alteración sericítica es comúnmente de transición hacia arriba a la zona de cuarzo-pirofilita. Esta alteración afecta preferencialmente unidades litológicas bajas, por ejemplo, areniscas de cuarzo y rocas ígneas félsicas, en lugar de las unidades litológicas altas como son las rocas ígneas máficas. Si las arcillas se encuentran presentes (minerales del grupo de la caolinita reportados) el ensamblaje puede pertenecer a la alteración argílica, y si feldespatos de potasio estuvieran presentes, este puede pertenecer a la alteración potásica (Creasey, 1966).

2.2 Mineralogía del Cu

Los minerales de pórfido de cobre son los minerales de cobre más abundantes. Más del 60% de la producción mundial proviene de este tipo de depósitos; estos se encuentran limitados por la presencia de minerales del grupo de los filosilicatos (Bulatovic, 2007).

El cobre usualmente precipita como mineral de sulfuro, aunque en otros casos lo hace como cobre nativo. Los minerales primarios de cobre más comunes son la calcopirita (CuFeS_2) y la bornita (Cu_5FeS_4); estos al ser expuestos a penetración de oxígeno y a agua fluyendo sobre ellos se oxidan y se altera su mineralogía, reemplazando los sulfuros con óxidos y carbonatos. Los minerales más comunes en la zona de oxidación son azurita ($\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$), cuprita (Cu_2O), malaquita ($\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$) y tenorita (CuO) los cuales precipitan o cristalizan por encima del nivel freático. Debajo del nivel freático, en la zona de enriquecimiento supergénico, los minerales secundarios o supergénicos como la covelita (CuS), la calcocita (Cu_2S) y el cobre nativo (Cu) pueden precipitar de la solución, pero en algunos depósitos el cobre nativo es económicamente significativo en la zona de oxidación (Sillitoe & Petersen, 1996). Existen aproximadamente más de 170 especies minerales que contienen cobre, pero solo entre 10-15 de estos minerales tienen un valor económico y, para efectos de estudio del presente trabajo se considerarán importantes únicamente la calcocita, cobre nativo y bornita, los cuales están presentes en la Tabla 2, además de la pirita.

Tabla 2. *Minerales primarios, supergénicos (secundarios) y oxidados en un depósito de tipo pórfido de Cu (Adaptado de Ulrich & Günther, 2002).*

	Minerales primarios o hipogénicos	Minerales de enriquecimiento supergénico	Minerales oxidados
Minerales de Cu	Calcopirita (CuFeS_2)	Covelita (CuS)	Malaquita ($\text{Cu}_2(\text{CO}_3)(\text{OH})_2$)
	Bornita (Cu_5FeS_4)	Calcocita (Cu_2S)	Azurita ($\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$)
		Cobre Nativo (Cu)	Cuprita (Cu_2O)
Minerales de Fe	Pirita (FeS_2)		Goetita ($\text{FeO}\cdot\text{OH}$)
	Marcasita (FeS_2)		Limonita (óxido de hierro hidratado)
	Pirrotita (Fe_{1-x}S)		

2.2.1 Liberación mineral

En el proceso de flotación, la tendencia de una partícula a flotar depende de la cantidad de mineral expuesto o accesible al reactivo en su superficie (Runge *et al.*, 2003). Así, dos partículas que contengan la misma proporción volumétrica del mineral de interés, pero diferente proporción de este mineral en su superficie, tendrán una respuesta a la flotación distinta. En la Figura 2 se observan posibles secciones de partículas minerales. A pesar de que todas contienen la misma proporción del mineral de interés (color rojo), su comportamiento sería totalmente distinto (Pérez-Barnuevo, 2014).

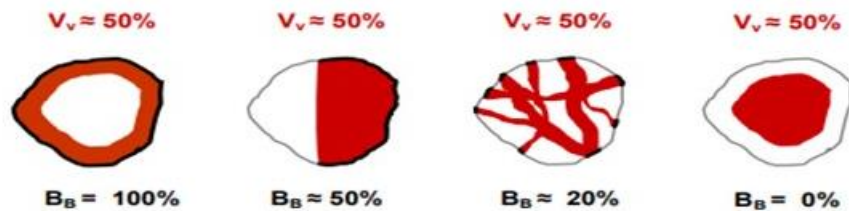


Figura 2. *Partículas con la misma proporción volumétrica de mineral de interés (rojo), pero con diferente proporción de este en la superficie de la partícula. (V_v – proporción volumétrica, B_B – proporción expuesta). (Adaptada de Pérez-Barnuevo, 2014).*

La flotabilidad de una partícula también depende de la flotabilidad del resto de los minerales que la componen (Welsby, 2010). Así, bajo un esquema que favorezca la flotación de especies de cobre, una partícula compuesta por 30% de calcopirita y 70% de otro mineral de cobre flotará más rápido que una partícula con la misma proporción de calcopirita, pero con 70% de pirita (Runge *et al.*, 2003).

El grado de liberación de un mineral, es una expresión cuantitativa de la magnitud en que un proceso de molienda es capaz de obtener partículas libres, lo cual depende de dos factores principales; el tamaño de partícula y el tipo de asociación (Pérez-Barnuevo *et al.*, 2013).

Un análisis del tipo de intercrecimiento ayuda a determinar la facilidad o dificultad para una buena liberación mineral (Craig & Vaughan, 1994). Es por esto por lo que diversos autores se vieron en la necesidad de establecer una clasificación de los tipos de intercrecimiento según su respuesta a la flotación. Gaudin (1939) estableció cuatro tipos de intercrecimiento (Figura 3) relevante para el proceso de flotación, considerando también las características de liberación de los minerales.

- Tipo I. Intercrecimiento simple: en este tipo de intercrecimiento los minerales se encuentran unidos mediante bordes rectilíneos o suavemente curvados. Debido a esto, cabe esperar que durante la molienda se produzca la rotura del borde de unión, llevando así a su liberación (Gaudin, 1939).
- Tipo II. Intercrecimiento tipo stockwork: una de las fases minerales se encuentra incluida en la otra fase en forma de vetillas. La respuesta a la flotación está directamente relacionada con la abundancia relativa de cada una de las fases, mientras que la liberación es posible, pero más difícil que en las partículas de Tipo I (Gaudin, 1939).
- Tipo III. Intercrecimiento tipo corona o recubrimiento: una de las fases minerales se encuentra recubriendo, si no total, al menos parcialmente a la otra fase. Las partículas minerales de este tipo no responden a la flotación por su abundancia relativa, si no en función del área superficial de las fases. Este tipo de recubrimiento se da frecuentemente en las menas que han pasado por procesos de alteración. Un ejemplo es lo que sucede con la calcocita y otros minerales secundarios de cobre, sobre los que puede generarse un recubrimiento tipo corona de cuprita, malaquita o minerales de ganga, inhibiendo así su flotación, dando como resultado la pérdida de minerales valiosos. Además de pérdida de valores, también se puede producir contaminación de los concentrados (Gaudin, 1939).
- Tipo IV. Intercrecimiento tipo emulsión: se trata de partículas minerales que se encuentran diseminadas en forma de inclusiones dentro de otra fase. Este tipo de

intercrecimiento responde al proceso de flotación tal como cabría esperarse para la fase que contiene las inclusiones, que sería, la más abundante (Gaudin, 1939), por tal motivo, si se trata de una partícula de ganga con inclusiones de calcocita o algún otro mineral de cobre, se espera que la partícula no flote, y las partículas asociadas a ella no puedan ser recuperadas mediante este proceso.

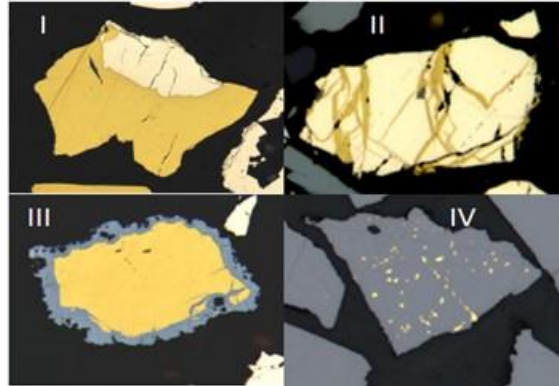


Figura 3. Imágenes que ilustran los 4 tipos de intercrecimiento descritos por Gaudin en (1939). (Adaptado de Pérez-Barnuevo, 2014).

2.2.2 Tratamiento de minerales de Cu

La flotación de sulfuros de cobre regularmente se lleva a cabo a pH de 9-11.5 para flotaciones primarias, aunque a veces puede elevarse hasta 12 en los circuitos de limpias. Un pH más alcalino generalmente ayuda a deprimir los minerales de ganga sulfurosa que se encuentran presentes, principalmente la pirita (CYTEC, 2002).

Aunque también se han realizado estudios de flotación de minerales de cobre en un medio completamente ácido. Ávila-Márquez (2019) estudió la adsorción de los colectores xantógeno formiato y éster xántico en la superficie de los minerales de cobre, demostrando que ambos colectores permiten obtener porcentajes de recuperación de cobre superiores a un 50 % en medio ácido. Sin embargo, el xantógeno formiato es el que mejor funciona bajo condiciones ácidas extremas.

Los minerales de cobre como óxido generalmente no responden bien al proceso de flotación utilizando los métodos y reactivos tradicionales que se utilizan para la flotación de los sulfuros metálicos, aunque estos reactivos también pueden ser utilizados para la flotación de

minerales de cobre óxidos, siempre y cuando exista una previa sulfidización. El método flotación-sulfidización es bastante atractivo, pues tiene como objetivo principal convertir la superficie de los minerales oxidados en sulfuros mediante la adición de sulfuro de sodio (Na_2S) o hidrosulfuro de sodio (NaSH), dando como resultado una superficie menos hidrofílica. Éste método comúnmente se lleva a cabo en medio alcalino (Ortiz *et al.*, 2002), pero en la práctica presenta dos desventajas importantes: es difícil controlar la dosificación del agente de sulfidización ya que un exceso produce una depresión tanto en los minerales sulfuros como en los óxidos y una cantidad insuficiente produce una recuperación deficiente; la segunda desventaja y quizá la más importante es que los distintos minerales de óxidos presentes responden de manera distinta al proceso de sulfidización y frecuentemente el proceso simplemente no otorga una recuperación de óxido de cobre a nivel aceptable (Nagaraj & Gorken, 1989).

Los colectores del tipo xantatos se emplean comúnmente en la flotación de los minerales de cobre. Aunque son muy eficaces para una alta recuperación de sulfuros de cobre, tienen la desventaja de que no son muy selectivos. Como alternativa a este tipo de colectores, se han desarrollado colectores más específicos para los minerales de cobre, dentro de los que se encuentran los del tipo de los tionocarbamatos y la tiourea (Nagaraj, 1987).

Ortiz (2019) encontró que la separación plomo-cobre usando cianuro de sodio como depresor es compleja cuando se tiene la presencia de minerales secundarios de cobre, debido a que el ion CN^- disuelve fácilmente estas especies, las cuales activan otros minerales de ganga sulfurosa. Así mismo un pH en la pulpa demasiado bajo puede también promover la disolución de las especies de cobre secundario.

2.2.3 Oxidación de la superficie de los minerales de Cu

La oxidación de los sulfuros de cobre secundarios es un aspecto importante en el procesamiento de minerales, pues la superficie de estos comienza a oxidarse tan pronto como entran en contacto con agua. La oxidación de estas superficies puede afectar la adsorción de los reactivos y puede reducir la recuperación y el grado de minerales valiosos (Fullston *et al.*, 1999). Una oxidación leve da como resultado una superficie rica en polisulfuros hidrofóbicos con algunos hidróxidos metálicos presentes, una oxidación fuerte da como resultado grandes

cantidades de iones de cobre y especies oxidadas de azufre, las cuales presentan carácter hidrofílico y además pueden atraer partículas de minerales de arcillas y ser recubiertos (Peng & Grano, 2010). Esta es una de las diferencias entre los sulfuros de cobre primario y secundario, lo cual da lugar a diferentes interacciones con las arcillas durante la molienda, pues una mayor proporción de calcocita es oxidada en la molienda a comparación de la calcopirita, por lo tanto, la flotación de calcocita se verá más afectada por los minerales de arcillas que la calcopirita.

Los minerales arcillosos (caolinita, illita o bentonita) están cargados negativamente a cualquier valor de pH, tal como puede observarse en la Figura 4.

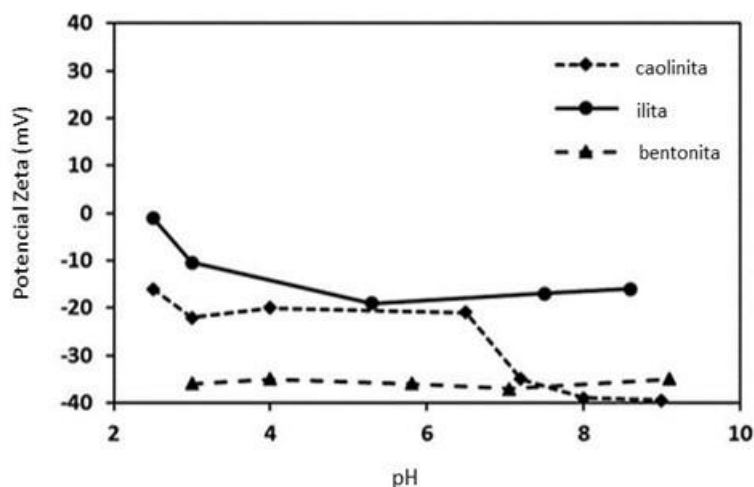


Figura 4. Potencial Z de Caolinita, illita y bentonita (grupo de la esmectita) en agua desionizada. Adaptado de (Arnold & Aplan, 1986).

Sin embargo, estas mediciones de potencial zeta muestran el potencial global de las partículas de arcilla, las cuales muestran dos superficies: la superficie de las caras y la superficie de los bordes, que presentan propiedades de carga eléctrica bastante diferentes. Generalmente, se acepta que la superficie de las caras en la mayoría de los minerales arcillosos tienen cargas negativas permanentes causadas por la sustitución isomórfica (Arnold & Aplan, 1986; Lagaly, 1978). Aunque esta teoría es ampliamente aceptada, un estudio de Gupta & Miller (2010) indicó que las dos superficies de la caolinita podrían tener cargas positivas o negativas dependiendo del pH, a diferencia de la creencia de que las dos superficies de la caolinita

presentan una carga negativa fija. En la Figura 5 puede observarse que las superficies de los bordes de la capa octaédrica de alúmina de la caolinita presentan el punto de carga Zero entre un pH de 6 y 8, mientras que las caras de la capa tetraédrica de sílice de la caolinita se mantienen cargadas negativamente en todo el rango de pH.

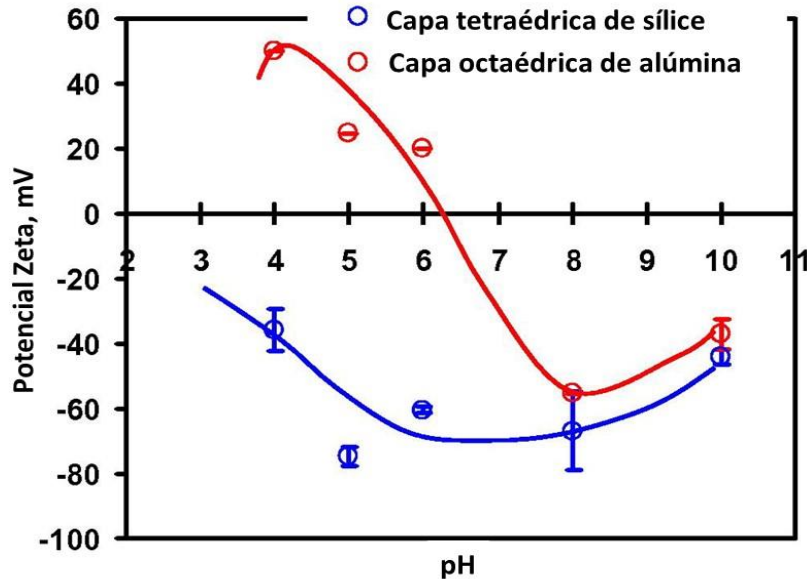


Figura 5. Potencial zeta de las dos superficies (capa tetraédrica de sílice y capa octaédrica de alúmina) de la caolinita. Adaptada de Gupta & Miller (2010).

La Figura 6 muestra el potencial zeta de la calcopirita, la calcocita y la bentonita, donde se puede observar que después de la molienda, las arcillas tipo bentonita podrían recubrir preferentemente a la calcocita, pues se observa cargada positivamente hasta pH de 9 y por lo tanto, se vuelve electrostáticamente atractiva para la bentonita, la cual está cargada negativamente, pero no podrían recubrir a la calcopirita, esto debido a que, la calcopirita después de la molienda se mantiene cargada negativamente, y por lo tanto, su flotación se verá menos afectada por la bentonita debido a la repulsión electrostática entre los dos minerales (Peng & Zhao, 2011).

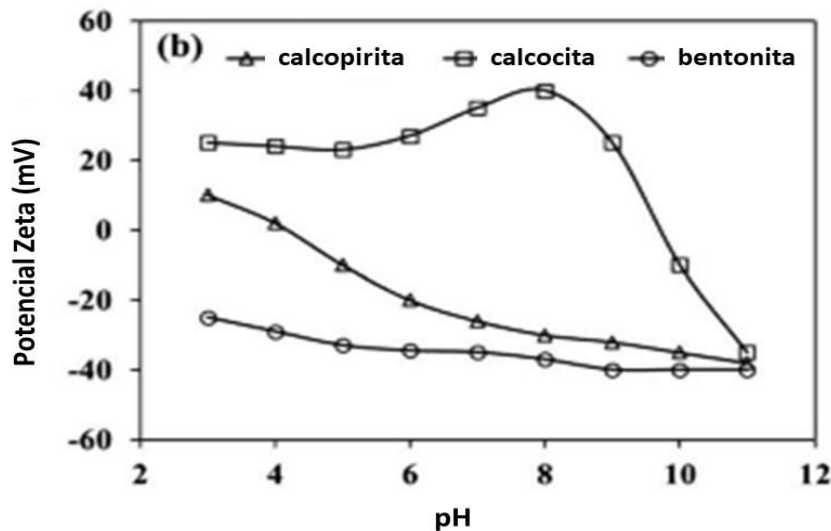


Figura 6. Potencial Zeta de calcopirita, calcocita y bentonita. (Peng & Zhao, 2011).

2.3 Efecto de la mineralogía de ganga en el proceso de flotación

2.3.1 Pirita

En los depósitos de pórfidos de cobre, la pirita es, por mucho, el mineral de sulfuro más abundante (Lowell & Guilbert, 1968), generalmente se encuentra asociada a los sulfuros de metales base (Cu, Pb, Zn), por lo tanto, es deseable su depresión en los circuitos de flotación, la cual se lleva a cabo a altos valores de pH, lográndolo con el uso de cal (CaO) como modificador de pH (Valdivieso & Bahena, 2005). Esta depresión también es posible con reactivos inorgánicos como el cianuro, sulfitos y ferrocianuro (Fuerstenau *et al.*, 1985).

En las plantas de flotación de minerales de cobre, la estrategia general es maximizar la recuperación de los minerales de cobre junto con algo de pirita en la etapa primaria, seguido por una etapa de depresión de los sulfuros de hierro en la etapa de limpias, aunque a veces puede ser difícil debido a la activación de pirita por iones de cobre disueltos (Agorhom *et al.*, 2015).

Sánchez-López (2003) encontró que los colectores tipo xantatos no solo flotan la pirita a una baja dosificación, sino que también lo hacen a valores de pH altos, indicando también que entre más larga sea la cadena del grupo alquilo del colector se requerirá de una menor dosificación de este para poder flotar la pirita.

En los molinos, se generan continuamente superficies minerales frescas y reactivas; reacciones entre la superficie de los minerales y los medios de molienda pueden ser intensas, causando la formación de especies hidrofóbicas por la oxidación o disolución de iones metálicos, los cuales se pueden absorber (contaminar) sobre otros minerales (Ball & Rickard, 1976; Leppinen, 1990; Senior & Trahar, 1991; He *et al.*, 2005; Bruckard *et al.*, 2011; Moslemi *et al.*, 2012). Como consecuencia, las superficies minerales se podrían activar.

Los iones metálicos en solución pueden precipitarse en forma de hidróxido, pero el cobre se puede adsorber en la superficie de la pirita, haciendo al mineral fácilmente flotable (Figura 7) (Fornasiero & He, 2008). Se puede agregar cal para deprimir la pirita, por los iones hidroxilo y de calcio que contribuyen a la formación de precipitados hidrofílicos en su superficie, pero es necesario un pH alto cuando la pirita se activa con cobre (pH igual o mayor a 11.5).

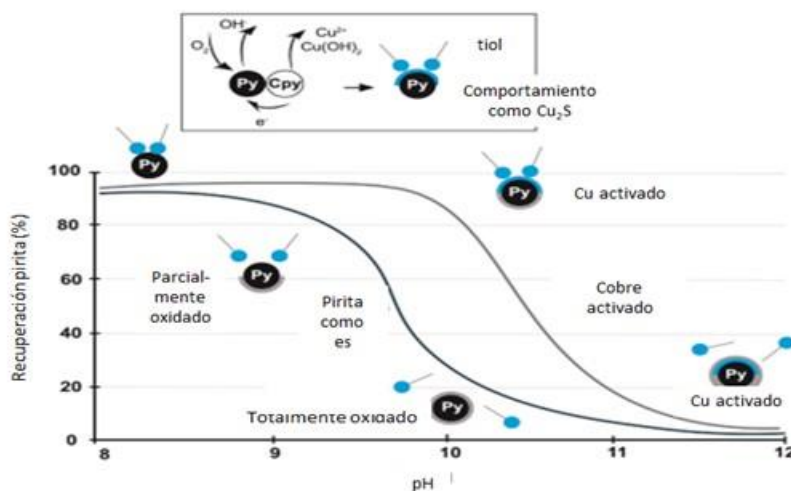


Figura 7. Efecto propuesto de la activación de pirita en la flotación de cobre (Fornasiero & He, 2008. Adaptado de Zanin *et al.*, 2019).

2.3.2 Arcillas

El procesamiento de minerales con altos contenidos de arcillas está relacionado con efectos negativos en el proceso de flotación, el cual se ve afectado principalmente en la estabilidad de la espuma, arrastre mecánico de minerales de ganga, las propiedades reológicas de la

pulpa, oxidación de la superficie de minerales de cobre y recubrimiento de la superficie de los minerales de interés (Farrokhpay & Ndlovu, 2013).

Los minerales de ganga, aunque son hidrofílicos, se arrastran fácilmente por la fracción líquida de la espuma que sale de la celda de flotación, y más aún si estos tienen tamaños menores a 30 micras. Se ha encontrado que, en la flotación de cobre, la recuperación de ganga no metálica se incrementa alrededor de un 5% cuando tienen un tamaño de partícula aproximadamente de 40 micras y entre un 20-30 % en partículas de 10 micras (Liu *et al.*, 2006; Wang & Peng, 2013).

La presencia de minerales de arcilla incrementará la fracción coloidal en la pulpa de flotación, afectando el rendimiento general del proceso. Dependiendo del tipo de arcilla y de sus propiedades, estas pueden estar presentes tanto en partículas individuales como en agregados. Cuando se encuentran en agregados tres tipos diferentes de asociaciones pueden ocurrir; cara a cara, borde a cara y borde a borde (Olphen, 1963).

La dispersión o agregación de los minerales de arcillas tiene un gran efecto en la reología de la pulpa en el proceso de flotación. A bajo porcentaje de sólidos en la pulpa, no es posible que exista formación de este tipo de agregados. Los cambios que este tipo de agregados presentan en la reología de la pulpa también afectan significativamente la hidrodinámica dentro de la celda de flotación, y por lo tanto, afectan también varios subprocesos tales como una menor dispersión de gas, disminución en la movilidad de partículas y burbujas reduciendo así la interacción y adhesión de las partículas de interés a las burbujas (Bakker *et al.*, 2010; Shabalala *et al.*, 2011).

Uno de los métodos para reducir el efecto de minerales de ganga como las arcillas es el uso de dispersantes. Estudios de adsorción de Seaman *et al.*, (2012), revelaron que los dispersantes tienen adsorción preferencial sobre los minerales arcillosos, impidiendo el recubrimiento de estos sobre los sulfuros de cobre secundarios, principalmente calcocita. Además, realizaron estudios reológicos para determinar si el uso de dispersante tiene una reducción en la viscosidad de la pulpa, sin embargo, no identificaron alguna correlación, sugiriendo que el principal factor que contribuyó al aumento de la recuperación en el proceso de flotación con el uso de dispersante fue la eliminación del recubrimiento de las arcillas sobre los minerales valiosos.

Las arcillas son filosilicatos de aluminio (Al) hidratados con cantidades variables de hierro (Fe), magnesio (Mg), metales alcalinos y otros cationes, los cuales tienen una estructura anisotrópica y se caracterizan principalmente por tener tamaños de partícula muy pequeños. Estos están compuestos por la unión de capas tetraédricas de sílice (T) y capas octaédricas de alúmina (O), Figura 8, las cuales, al unirse en proporciones específicas, forman estructuras del tipo 1:1 (TO) y estructuras del tipo 2:1 (TOT) (Lagaly, 1978).

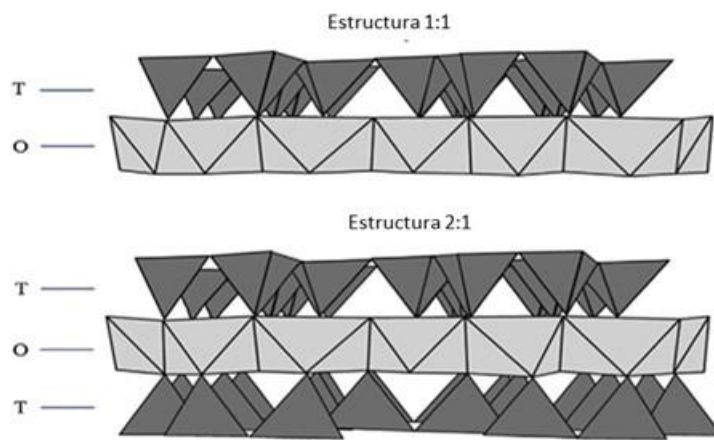


Figura 8. Representación esquemática de las arcillas con estructuras del tipo 1:1 y 2:1; T y O se refieren a las capas tetraédricas y octaédricas respectivamente.

Estos minerales presentan dos superficies cristalográficamente diferentes: las caras, las cuales muestran una carga aniónica; y los bordes que presentan carga aniónica y catiónica dependiendo del pH del medio en el que se encuentren, lo cual determina la agregación de los minerales de arcilla y su interacción electrostática entre estos y los minerales valiosos (Lagaly, 1978).

Basado en su estructura química (cantidad de SiO_2 en su fórmula) y la fuerza de unión de sus capas, las arcillas se clasifican en tres grupos: caolinita, illita y esmectita (Cruz, 2016; Wang, 2016; Zhang, 2016).

- Grupo de la caolinita: los minerales que componen este grupo son polimorfos, lo que significa que tienen la misma fórmula química ($\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$) pero con diferentes estructuras. Estos minerales tienen una estructura de capas 1:1 (TO) y hay dos tipos de

fuerzas atractivas interactuando que mantienen las capas 1:1 unidas en su estructura, estas son las fuerzas de atracción de Van der Waals y las de puente de hidrógeno entre átomos de hidrógeno de los grupos hidroxilos en la capa octaédrica (O) y los átomos de oxígeno de la capa tetraédrica (T). El agua no puede penetrar las capas de la estructura de los minerales de este grupo debido al fuerte enlace de puente de hidrógeno entre estas, y debido a esto, no tiene la capacidad de absorber agua e incrementar su tamaño.

- Grupo de la illita: también considerado como el grupo de las micas, pertenecen principalmente la illita y la moscovita, de las cuales su fórmula química general es $(K,H)Al_2(Si,Al)_4O_{10}(OH)_2$. Estos minerales tienen una estructura 2:1 (TOT) con iones de K^+ pobremente hidratados que ocupan el espacio disponible entre las capas que unen su estructura, lo que resulta en capas T-O-T-K-T-O-T unidas por enlaces débiles de Van der Waals (Ndlovu *et al.*, 2013); es a lo largo de estas uniones que se producen las roturas en forma laminar de estos minerales.

- Grupo de la esmectita: el mineral más representativo de este grupo es la montmorillonita. Aunque los minerales de este grupo difieren mucho en su composición, la fórmula química general es $(Ca,Na,H)(Al,Mg,Fe,Zn)_2(Si,Al)_4O_{10}(OH)_2 - xH_2O$, donde la x representada en la fórmula significa la cantidad variable de agua que los minerales pudieran llegar a contener. Estos tienen una estructura 2:1, por lo tanto, no pueden existir enlaces del tipo puente de hidrógeno debido a que ambas capas externas en la estructura son tetraédricas (T). Como resultado, las capas TOT están unidas por enlaces débiles de Van der Waals y pueden ser separadas por moléculas de agua, lo que produce una hinchazón considerable en estos minerales.

Para fines del presente trabajo, se considera importante la clasificación de Farrokhpay (2016) en la que divide a las arcillas en dos tipos dependiendo su habilidad para absorber agua.

- Sin capacidad de absorber agua: los minerales del grupo de la caolinita con estructura 1:1 y del grupo de la illita con estructura 2:1, no tienen la capacidad de absorber agua, por lo tanto, no pueden hincharse o incrementar su tamaño; aunque tengan diferente estructura, esto está relacionado a su composición química, pues, como se observa en la Figura 9, el espacio disponible entre las capas de los minerales del grupo de la illita está ocupado por iones de K^+ pobremente hidratados, los cuales son los responsables

de la nula capacidad de absorber agua, siendo esto favorable en el proceso de flotación, pues no tienen la capacidad de incrementar la viscosidad en las pulpas minerales.

- Con capacidad de absorber agua: los minerales del grupo de la esmectita con estructura 2:1 en presencia de agua aumentan considerablemente su tamaño, pues, presentan gran capacidad de absorber agua e intercambiar iones Na^+ , provocando así, un aumento en la viscosidad de las pulpas minerales ocasionando efectos negativos en el proceso de flotación.

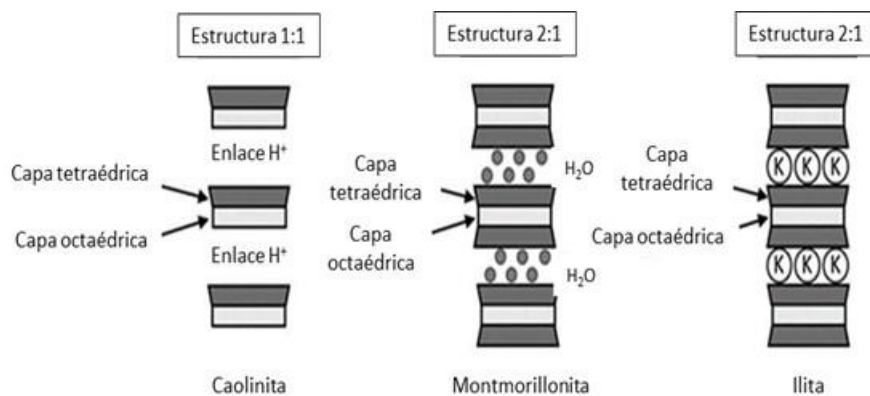


Figura 9. Representación esquemática de la estructura química de los minerales de arcillas por grupos. Montmorillonita perteneciente al grupo de la esmectita (Adaptado de Zhang, 2016).

2.4 Importancia de la reología y viscosidad en el proceso de flotación

2.4.1 Reología

Las mediciones de reología se centran en comprender el comportamiento del flujo de las pulpas. Las propiedades de estas pulpas son importantes en el diseño, análisis y optimización de procesos (Klein & Pawlik, 2005).

La Figura 10 muestra cuán significativamente es el comportamiento reológico de una pulpa mineral y como puede este cambiar modificando el % de sólidos y el pH de la pulpa (Farrokhpay *et al.*, 2005). Se observa que los valores de límite elástico son muy bajos en un % de sólidos de hasta aproximadamente 10%, pero, por encima de este valor se empiezan a producir interacciones más significativas entre partículas. El límite elástico indica a partir de cuándo inicia el comportamiento o deformación plástica de un fluido. Es un gran indicador

del grado de agregación o dispersión de partículas. Este parámetro también se ve afectado por el pH como se observa en la Figura 10.

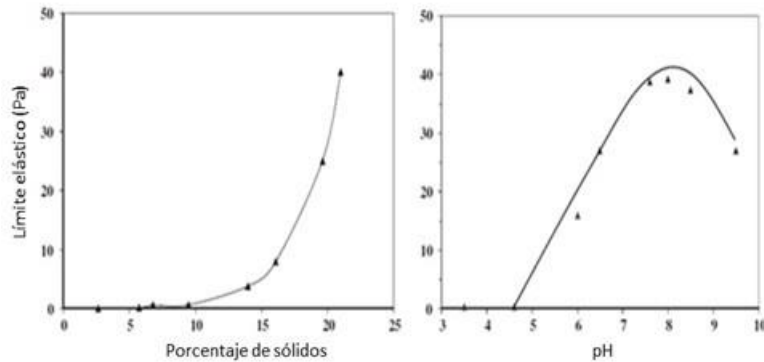


Figura 10. Límite elástico de una pulpa mineral (titanio) como función del % de sólidos (izquierda) y de pH (derecha). Adaptada de Farrokhpay, 2005.

2.4.2 Viscosidad

De acuerdo con la Ley de Newton de la viscosidad, esta es la medida de la fricción interna de un fluido. Esta fricción se hace evidente cuando se hace que una capa de fluido se mueva en relación con otra capa. Cuanto mayor es la fricción, mayor es la cantidad de fuerza requerida para causar este movimiento, que se llama corte. Los fluidos altamente viscosos, por lo tanto, requieren más fuerza para moverse que los materiales menos viscosos (Brookfield engineering laboratories, inc).

El gradiente de velocidad es una medida del cambio en la velocidad a la que se mueven las capas de fluido entre sí. Describe el corte que experimenta el líquido y, por lo tanto, se denomina velocidad de corte teniendo unidades de segundo recíproco (sec^{-1}).

El esfuerzo cortante es la fuerza por unidad de área requerida para producir la acción de corte, sus unidades son dinas sobre centímetro cuadrado (dinas/cm^2).

Usando estos términos simplificados, la viscosidad puede definirse por la fórmula:

$$\eta = \text{viscosidad} = \frac{\tau}{\gamma} = \frac{\text{esfuerzo cortante}}{\text{velocidad de corte}}$$

La unidad fundamental de medición de la viscosidad es el Poise (P).

Algunas de las propiedades físicas que afectan la viscosidad de las pulpas en el proceso de flotación son: fracción de volumen, forma de las partículas, sensibilidad a la temperatura, agitación y flotabilidad (Mahaut *et al.*, 2008). Esto debido a que las pulpas de flotación están conformadas por varios tipos de partículas minerales con diferentes propiedades superficiales y amplia distribución de tamaños.

Es por esto por lo que, en el procesamiento de minerales, las mediciones de reología se deben centrar en comprender el comportamiento del flujo de las pulpas, ya que es muy común manipular y procesar minerales de diversos tamaños y propiedades. Estas propiedades serán muy importantes para el diseño, análisis y optimización de procesos (Shi & Napier-Munn, 1996; Klein & Pawlik, 2005).

Las pulpas minerales con menos de 10% de caolinita o 5% de bentonita no cambian su naturaleza newtoniana (siguen la Ley de Newton). Sin embargo, en el proceso de flotación, las interacciones entre los minerales de arcillas y otros minerales pueden tener lugar, dependiendo del pH y la relación de masa entre los óxidos y las arcillas (Lagaly, 2006), como resultado, hay probabilidades de que a bajas concentraciones de minerales de arcilla se pueda promover un cambio en el comportamiento del fluido en presencia de otros minerales.

Justificación

El estudio y la comprensión del comportamiento metalúrgico de los diversos minerales de cobre, así como el efecto que tiene la asociación de los minerales de arcillas y pirita en las bajas recuperaciones de cobre, es importante para poder definir y aplicar las condiciones que permitan mejorar su comportamiento metalúrgico y elevar su recuperación.

En la actualidad, con el agotamiento de los minerales de alta ley, se ha vuelto muy común la explotación de yacimientos minerales más complejos, en este caso en particular de tipo pórfidos cupríferos, los cuales incluyen una zona de enriquecimiento supergénico a partir de una mena primaria, además de la presencia de minerales de ganga que alteran las propiedades de los minerales de interés. Debido a esto, y a que cada vez es más frecuente que se reporten problemas en el beneficio de las menas mediante el proceso de flotación, en este estudio se evaluará el efecto de la variación de las características mineralógicas de muestras de mineral procedentes de un mismo yacimiento, con el fin de identificar cuáles son los principales factores que ocasionan la baja recuperación.

Es importante determinar aquellas variables que puedan influir para lograr un aumento de la recuperación de los óxidos y sulfuros de cobre secundarios en el proceso de flotación, principalmente aquellos que puedan ser aplicados a nivel industrial, pues, la mayoría de la investigación que se ha generado acerca de la problemática que presenta la flotación de distintas especies minerales de cobre con asociación compleja a minerales de ganga, solamente han alcanzado éxito a nivel laboratorio, fallando en su aplicación industrial. Se busca, entonces, que dichos parámetros representen una fácil aplicación y manejo a nivel industrial.

Hipótesis

Una asociación compleja entre minerales de cobre-pirita-arcillas, afecta la efectiva recuperación de los minerales de cobre mediante el proceso de flotación. El conocimiento del tipo de mineralogía presente y del efecto de una asociación compleja, así como el control de las variables de la pulpa en el proceso de flotación (% de sólidos, pH y viscosidad) permitirá incrementar el % de recuperación de las diversas especies de cobre en muestras de mena compleja.

Objetivo general

Determinar el efecto de la mineralogía de ganga en el proceso de flotación de minerales de cobre a partir de determinar la correlación entre las condiciones de operación de las pulpas con la respuesta metalúrgica de muestras con asociación compleja.

Objetivos específicos

- Analizar una base de datos histórica del procesamiento del depósito en estudio para definir variables y condiciones de operación con base en su mineralogía y respuesta metalúrgica.
- Realizar la caracterización química y mineralógica de cada una de las muestras de cabeza.
- Determinar el porcentaje de sólidos y pH de la pulpa para cada una de las diferentes muestras, bajo el cual se obtenga la mejor respuesta metalúrgica.
- Elaborar y estudiar compósitos a partir de las muestras de cabeza con base en la respuesta metalúrgica de cada una de ellas, para definir la proporción másica de cada muestra que brinde los mejores resultados de recuperación de cobre a partir de una mezcla.
- Correlacionar los resultados de caracterización, de la evaluación de las condiciones de operación y de las variables de estudio con la respuesta metalúrgica obtenida, con el fin de determinar el efecto de los minerales de ganga en cada una de las muestras de estudio.
- Establecer los parámetros de porcentaje de sólidos y pH de la pulpa, así como un cuadro de reactivos y circuito estándar que puedan favorecer el mejor comportamiento metalúrgico.
- Determinar la correlación de las viscosidades de la pulpa medidas a diferentes condiciones de porcentaje de sólidos y pH con las recuperaciones de cobre presentadas por las pulpas.

3. Metodología para el estudio del efecto de la asociación de minerales de ganga en las bajas recuperaciones de los minerales de cobre.

3.1 Preparación de muestras de cabeza con diferente mineralogía

Para este estudio se trabajó con cuatro muestras minerales provenientes de una empresa minera, de un depósito de tipo pórfido de cobre, ubicada al sureste del estado de Sonora, las cuales fueron seleccionadas en distintas ubicaciones del yacimiento.

Después de su recepción, se pesaron las muestras y se procedió a la homogenización y muestreo, esto con la finalidad de dejar el 50% de cada una de las muestras como testigo y el otro 50% para los estudios correspondientes (Figura 11).

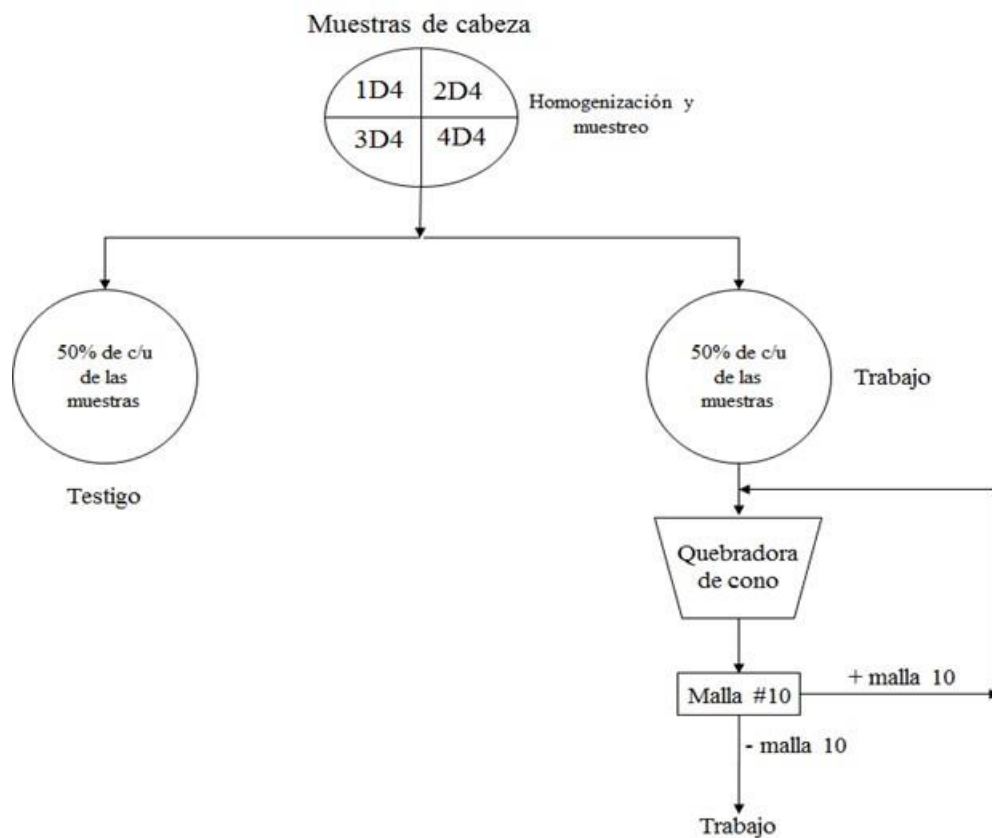


Figura 11. Esquema de la preparación de muestras de cabeza.

El 50% de cada muestra de estudio fue llevada a una trituradora de cono hasta lograr obtener el 100% a – malla #10. Posteriormente se homogenizó cada muestra para obtener lotes de 1 kg los cuales fueron utilizados para las pruebas metalúrgicas; además se obtuvieron muestras de 50 g para el análisis químico y difracción de rayos X y otros 30 g para analizar por microscopía óptica y microscopio electrónico de barrido como se observa en la Figura 12.

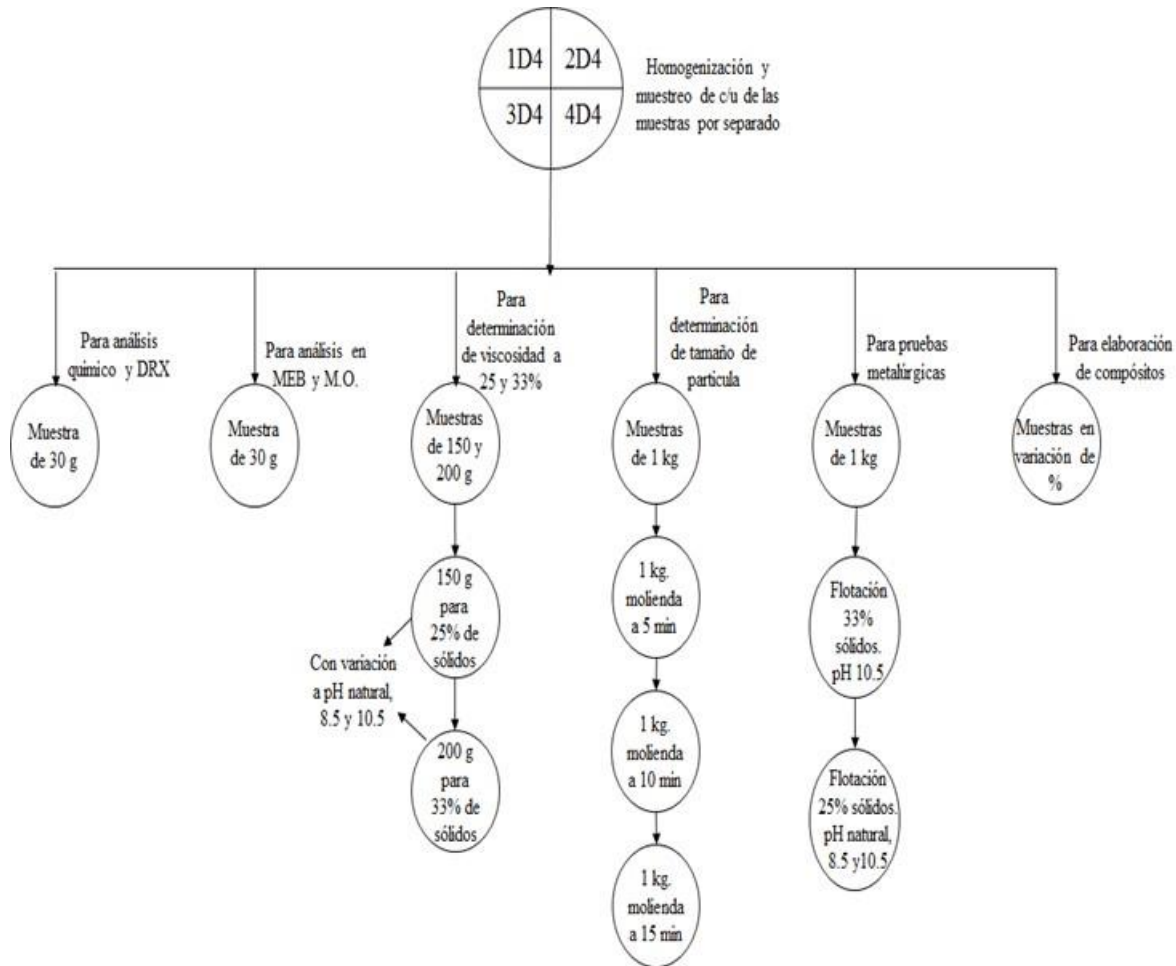


Figura 12. Distribución de pruebas para cada una de las muestras de cabeza.

3.2 Caracterización mineralógica de muestras de cabeza

La caracterización de partículas se realizó mediante microscopía electrónica de barrido, el cual permite adquirir en forma puntual composiciones atómicas y en porcentaje de las partículas de análisis, de la cual se obtiene su composición química, además de la obtención

de imágenes de topografía y morfología (detectores de electrones secundarios, SE) e imágenes de composición y topografía (detector de electrones retrodispersados, BSE), además permite hacer un análisis mediante un detector de energía dispersiva (EDS) para la adquisición e interpretación de espectros. Para realizar esta caracterización se utilizaron probetas de resina epóxica, las cuales se recubrieron con una capa de carbón a partir de la fusión a alto vacío de un hilo de carbón antes de introducirse en la cámara de vacío del microscopio electrónico de barrido (MEB). El análisis fue realizado por campos, recorriendo la muestra en forma horizontal y luego en forma vertical, para que el estudio fuera representativo. Los minerales se ordenaron por porcentaje de abundancia y por partículas libres y/o asociadas.

Mediante la microscopía óptica se identificaron y cuantificaron los minerales sulfurosos determinándose así su asociación y liberación, esto a partir de las propiedades ópticas características de cada uno de los minerales, tales como color, brillo, clivaje, textura. Para determinar la liberación de las muestras de cabeza se realizó un conteo de partículas libres, en asociaciones binarias y terciarias. Para realizar este análisis se utilizaron las probetas de resina epóxica sin el recubrimiento de carbón, y el análisis, al igual que para el microscopio electrónico de barrido se efectuó por campos, recorriendo la muestra en forma horizontal y luego en forma vertical.

Para determinar los minerales de ganga, se realizó un análisis semicuantitativo mediante la técnica de difracción de rayos X el cual permite una rápida identificación de minerales que no pueden ser determinados con las técnicas anteriores (principalmente minerales de ganga). Mediante esta técnica se obtiene un espectro típico de DRX, en el cual, varios picos estarán asociados a uno de los minerales presentes en la muestra analizada. Las muestras se redujeron a -325 mallas y se montó el polvo compactándolo como una película sobre un porta-muestras evitando orientaciones preferenciales a la hora del montaje.

3.3 Análisis químico de muestras sólidas

El análisis químico de muestras sólidas ya sea muestras de cabeza o los productos de flotación a estas y a cada uno de los compósitos y sus variaciones se realizó mediante espectroscopía de absorción atómica. En las muestras de cabeza los elementos analizados fueron Cu, Cu/Ox,

Zn, Fe, Fe/Ox, Al, Na, K, Ca, Mn, Mg, Ti y Cr. En los productos obtenidos de las pruebas de flotación solo se analizaron Cu y Fe. Para su análisis, las muestras se redujeron a -100 mallas (150 μm). El procedimiento del análisis químico para los elementos anteriormente mencionados se muestra en el Anexo 1.

3.4 Análisis granulométrico de muestras de cabeza

Para la determinación del tamaño de partícula óptimo para el proceso de flotación se realizaron moliendas en un molino de bolas de acero a 5, 10 y 15 minutos. Primeramente se realizó la molienda a 5 minutos, después a 10 y 15 minutos para la muestra 1 de cabeza, introduciendo al molino 1 kg de muestra y 660 ml de agua para tener un porcentaje de sólidos de 60%. Después de finalizado el tiempo de molienda, la pulpa fue vaciada a una cubeta por la tolva para proceder a hacer el cribado en húmedo por las mallas #60, #80, #100, #140, #200 y #325 en orden de tamaño, lavando muy bien el material para evitar que material más fino quede por encima del tamaño real que tiene. Posteriormente se hace el filtrado y secado de cada una de las muestras para obtener su peso y así hacer los cálculos necesarios. El mismo procedimiento se repitió para las muestras 2, 3 y 4 de cabeza.

Los cálculos consistieron en graficar el % acumulado negativo (-) o pasante en el eje Y, para cada una de las mallas que fueron utilizadas y los tiempos a los que fueron realizadas las moliendas en el eje X para así determinar el tiempo necesario de molienda para obtener un 80% de muestra a -80 mallas (p80), así como el tiempo de molienda para obtener un 60% de muestra a -200 mallas, ya que este paso es la clave para un buen procesamiento mineral, pues una molienda gruesa conlleva a una mala liberación, y una molienda muy fina a la generación de lamas.

3.5 Análisis de base de datos histórica

Se realizó un análisis detallado de una base de datos histórica proporcionada por la misma empresa que facilitó las muestras de trabajo. Dicha base de datos contiene información del análisis químico de muestras de cabeza, concentrados y colas de los minerales de cobre en el proceso de flotación, así como los porcentajes de recuperación en el proceso, esquemas

químicos utilizados y sus dosificaciones, mineralogía y tipos de asociaciones presentes en las muestras de acuerdo con resultados generados por la aplicación de la herramienta de QEMSCAN.

A través de un análisis sistemático de los datos proporcionados (Figura 13) se buscó definir las variables del presente estudio aplicando un tamizado de las diversas variables que podrían afectar el sistema.



Figura 13. Análisis sistemático de la base de datos histórica.

La mineralogía reportada mediante la herramienta de QEMSCAN se agrupó de acuerdo con el tipo de minerales identificados. Esta clasificación fue también utilizada para cada una de las muestras del sistema de estudio. En el caso de los minerales de cobre, se dividieron en 3 grupos; sulfuros primarios, sulfuros secundarios y óxidos. Los minerales de ganga fueron divididos en dos grupos; ganga sulfurosa (pirita) y ganga no sulfurosa, grupo que a su vez fue subdividido en: óxidos, sulfatos, arcillas, feldespatos, carbonatos y silicatos, destacando

en esta clasificación los minerales del grupo de las arcillas. Así, de tal forma, se analizó el comportamiento de cada uno de los grupos de mineral, tanto de ganga como de minerales de interés, y como es que su aumento o disminución pudo o no afectar el proceso de flotación.

Además, se analizaron los diferentes esquemas químicos que fueron utilizados durante los 35 meses reportados en la base de datos, de esta forma se determinó utilizar para estudio la combinación de colectores que presentó mejor respuesta.

Con este análisis se determinó que para evaluar el aumento de la recuperación de los minerales de cobre se debería analizar el efecto de la variación del porcentaje de sólidos y pH de la pulpa en las pruebas de flotación, así como la correlación de estas variables con la variación en la viscosidad de la pulpa y con la recuperación del mineral de interés.

4. Evaluación de variables para mejorar la recuperación de óxidos y sulfuros de cobre secundarios.

4.1 Pruebas de flotación a mineral de cabeza

Para determinar la respuesta a la flotación de cada una de las 4 muestras de cabeza, se realizaron cinéticas en una celda de flotación Denver® hasta un tiempo de 6 minutos. Para todas las pruebas realizadas la velocidad de agitación se mantuvo constante a 1100 rpm y también el flujo de aire, logrando esto con la apertura completa de la llave de paso de la celda de flotación. Las condiciones que se variaron fueron el % de sólidos y pH, utilizando el mismo esquema químico en todas las pruebas, el cual consta de una mezcla de tres colectores; (1) xantato etílico de sodio (este tipo de xantato es utilizado cuando se requiere mayor selectividad), (2) Promoter A407® (es un reactivo del tipo de los ditiofosfatos que es más selectivo que los xantatos sobre los sulfuros de Fe en circuito alcalino, necesita largos tiempos de acondicionamiento), (3) A3894 Promoter® (reactivo del tipo de los tionocarbamatos, utilizado para flotación selectiva de cobre en circuitos alcalinos, generalmente requiere el uso conjunto de xantatos para asegurar la máxima recuperación en partículas compuestas) (CYTEC, 2002), y el espumante Teutón 10050®.

Los productos de las flotaciones se obtuvieron en una variación de tiempos dentro de los 6 minutos en los que fue realizada la cinética, y cada uno de ellos fue filtrado y secado por separado, para una vez secos pesarlos y prepararlos para ser analizados.

Los resultados se evaluaron graficando el porcentaje de recuperación de cobre obtenido vs el tiempo al que se obtuvo cada producto de la cinética, en las gráficas se compararon los resultados obtenidos con las variaciones de porcentaje de sólidos y con eso se establecieron las condiciones de porcentaje de sólidos requeridas para obtener mejores recuperaciones en el proceso de flotación y poder aplicarse en las variaciones de pH de la pulpa, siguiendo el mismo procedimiento para su análisis, graficando los resultados, y estableciendo las condiciones de pH de pulpa que en conjunto con la primera variable permitieron obtener la mejor respuesta a la flotación.

4.1.1 Pruebas con variación de porcentaje de sólidos

Se sabe que una concentración típica de porcentaje de sólidos para un proceso de flotación puede variar entre 30-40%, y la concentración límite superior es +/- 50% (Bakker *et al.*, 2009). De acuerdo con estas condiciones, se determinó variar el porcentaje de sólidos en dos valores, uno dentro del rango del 30-40%, seleccionando un 33% de sólidos, y otro por debajo de ese rango, determinándose un 25% de sólidos. Tomando en cuenta que la cantidad de muestra utilizada para realizar las pruebas es de 1 kg, se utilizó una celda de 2 L para obtener un porcentaje de 33% de sólidos y se ajustó el pH de la pulpa con la adición de cal a 10.5, mientras que para obtener 25% de sólidos se utilizó una celda con capacidad de 4 L ajustándose el pH a 10.5, siguiendo el esquema mostrado en la Figura 14.

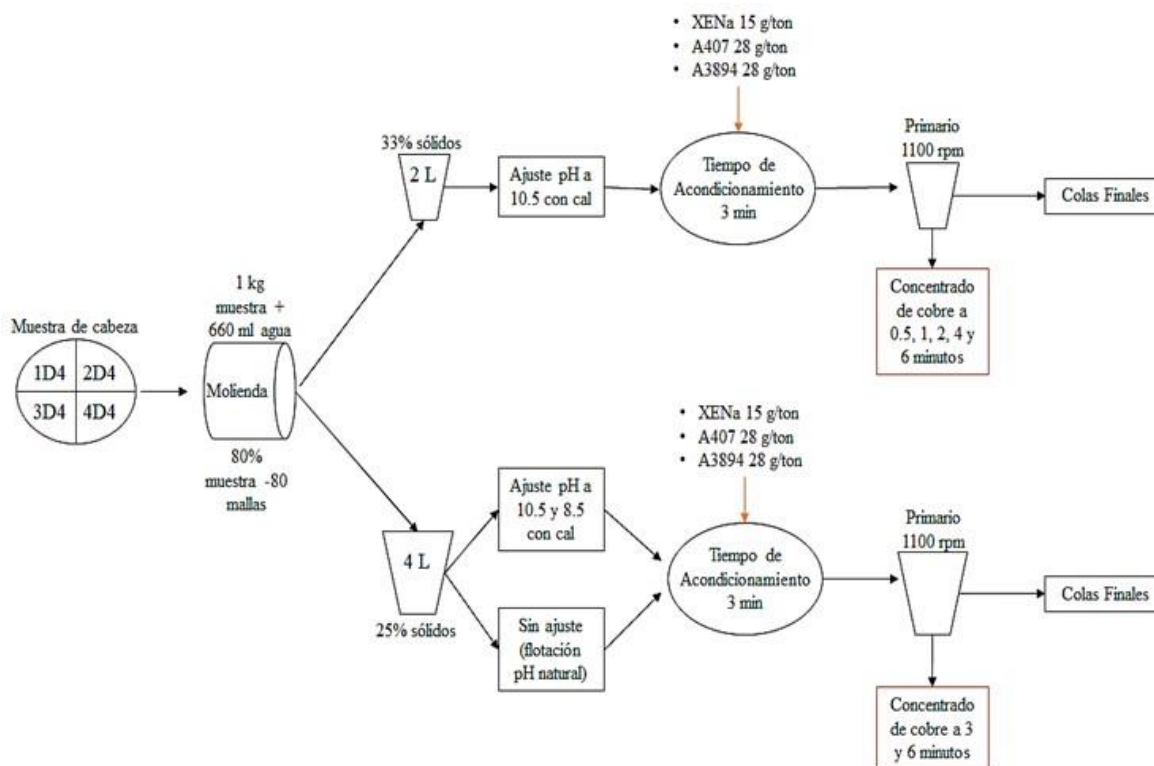


Figura 14. Esquema para la flotación de las 4 muestras de cabeza con variación en porcentaje de sólidos y pH en la pulpa.

4.1.2 Pruebas con variación de pH

El pH fue cuidadosamente controlado para facilitar la flotación de los minerales de interés, así como para deprimir aquellos minerales no deseados (ganga). Como ya fue mencionado, la modificación del pH de la pulpa puede ser benéfico para reducir la viscosidad, siempre y cuando la flotabilidad no se vea afectada. Se determinó entonces variar el pH en 10.5, 8.5 mediante la adición de cal y a un pH natural de la pulpa, el cual fue de 5.8, 5.4, 7.3 y 5.99 para las pulpas de las muestras de cabeza 1, 2, 3 y 4 respectivamente. Se realizaron estas cinéticas con un porcentaje de 25% de sólidos, el cual se estableció después de estudiar la primera variable. Para lograr esta condición se siguió el esquema de la Figura 14.

4.2 Preparación de compósitos

Peng & Zhao (2011) propusieron que “La única forma de tratar a los minerales con contenido de arcillas es diluirlos con otras mezclas de buenos minerales”. Bajo esta propuesta se

determinó la elaboración de compósitos mediante una mezcla entre dos muestras de cabeza de comportamiento mineralógico diferente, cada una de ellas con diferente porcentaje de masa en mezcla. Con base en los resultados obtenidos en las pruebas de flotación y medición de viscosidad realizadas a las muestras de cabeza, se determinó que las muestras 1 y 2 presentan un comportamiento y mineralogía similar y sin tantos problemas para la recuperación de cobre, en cambio, las muestras 3 y 4 presentaron además de bajas recuperaciones, una mineralogía diferente entre sí.

Por tal motivo y en primera instancia, se determinó mezclar las muestras problema (3 y 4), cada una en una proporción de 50% con una de las muestras que no presentó problemas, siendo seleccionada la muestra 1. Se nombró como compósito 1-3 a la mezcla entre las muestras 1 y 3, y como compósito 1-4 a la mezcla entre las muestras 1 y 4.

Para la elaboración del compósito 1-3 se mezclaron 500 g de la muestra 1 y 500 g de la muestra 3. Para la elaboración del compósito 1-4 se mezclaron 500 g de la muestra 1 y 500 g de la muestra 4; ambos compósitos se homogenizaron perfectamente.

Finalmente se obtuvieron 2 kg de cada uno de los compósitos, 1 kg utilizado para la prueba de flotación y el otro utilizado para la caracterización del compósito mediante análisis químico y difracción de rayos X (30 g), microscopía electrónica de barrido y microscopía óptica (30 g), para la medición de viscosidad a 25% de sólidos (150 g) y 33% de sólidos (200 g) y 200 g para realizar una granulometría de cabeza a cada compósito.

Después de realizar las pruebas metalúrgicas y obtener los resultados correspondientes, se elaboraron variaciones en porcentajes de mezcla de cada una de las muestras. Para elaborar dichas variaciones, se homogenizaron en total 6 kg de la muestra 1, para después obtener de ahí 2 muestras de 600 g, 2 muestras de 700 g, 2 muestras de 800 g y 2 muestras de 900 g. Posteriormente se homogenizó 1 kg de la muestra 3 y 4 por separado, obteniendo 400 g, 300 g, 200 g y 100 g de cada una de las muestras. Para finalizar, se mezclaron las muestras como se observa en la Tabla 3.

Tabla 3. Cantidad de muestra para la elaboración de la variación de los compósitos.

	compósito 1-3	muestra 1 (g) + muestra 3 (g)		compósito 1-4	muestra 1 (g) + muestra 4 (g)			
variaciones	compósito 1-3.1	600	+	400	compósito 1-4.1	600	+	400
	compósito 1-3.2	700	+	300	compósito 1-4.2	700	+	300
	compósito 1-3.3	800	+	200	compósito 1-4.3	800	+	200
	compósito 1-3.4	900	+	100	compósito 1-4.4	900	+	100

4.3 Pruebas de flotación a compósitos

Para determinar la respuesta a la flotación de cada uno de los compósitos y también de las variaciones de estos, se realizaron las pruebas en una celda de flotación Denver® hasta un tiempo de 6 minutos. Para todas las pruebas de flotación, al igual que las mencionadas anteriormente, la velocidad de agitación a 1100 rpm al igual que el flujo de aire se mantuvieron constantes. Las condiciones de porcentaje de sólidos y pH se mantuvieron constantes para cada compósito, realizándose a 25% y 10.5 respectivamente, siguiendo el esquema mostrado en la Figura 15. Para lograr esto, se utilizó una celda con capacidad de 4 L, y el pH se ajustó mediante la adición de cal. El esquema de reactivos utilizado es el mencionado anteriormente en el apartado 4.1.

Como resultado, se obtuvieron 3 productos (concentrado a 3 y 6 minutos y colas), cada uno de ellos fue filtrado y secado por separado, para una vez secos pesarlos y prepararlos para ser analizados.

Los resultados obtenidos se evaluaron graficando el porcentaje de recuperación obtenido en cada compósito vs el porcentaje en mezcla de la muestra base para la elaboración de los compósitos. Estas gráficas se utilizaron para analizar el incremento o decremento en la recuperación conforme el porcentaje en mezcla de la muestra base variaba, y posteriormente tomarse como base para la etapa de optimización, y buscar incrementar las recuperaciones en ambos compósitos.

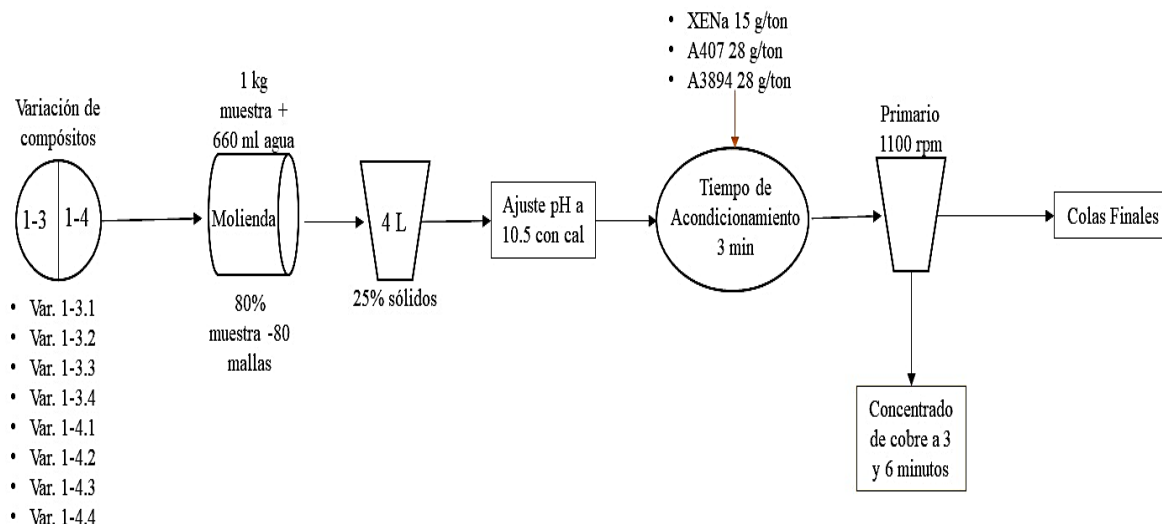


Figura 15. Esquema para la flotación de compósitos y sus variaciones.

4.4 Optimización de las variaciones de compósitos seleccionados

Después de determinar el porcentaje en mezcla de cada uno de los compósitos con mejores respuestas, se procedió a la optimización. Las variaciones seleccionadas fueron los compósitos 1-3.3 y 1-4.3.

Todas las pruebas de optimización fueron realizadas en una celda de flotación Denver® con capacidad de 4 L para obtener una pulpa a 25% de sólidos, con una velocidad de agitación constante de 1100 rpm y un flujo de aire por succión el cual también se mantuvo constante. El pH se ajustó mediante la adición de cal hasta obtener un pH en pulpa de 10.5.

La primera etapa de optimización consistió en flotar los compósitos seleccionados por 3 y 6 minutos en la etapa primaria, agregando una etapa agotativa por 3 minutos. Los productos obtenidos se mezclaron y pasaron a 3 etapas de limpias, siguiendo el esquema mostrado en la Figura 16. El esquema de reactivos utilizado en la etapa primaria es el mencionado anteriormente en el apartado 4.1, mientras que para la etapa agotativa se adicionó la mitad de los reactivos utilizados en la etapa anterior. Como resultado, se obtuvieron 5 productos (concentrado final, medios 1, medios 2, medios 3 y cola final), cada uno de ellos fue filtrado y secado por separado, para una vez secos pesarlos y prepararlos para ser analizados.

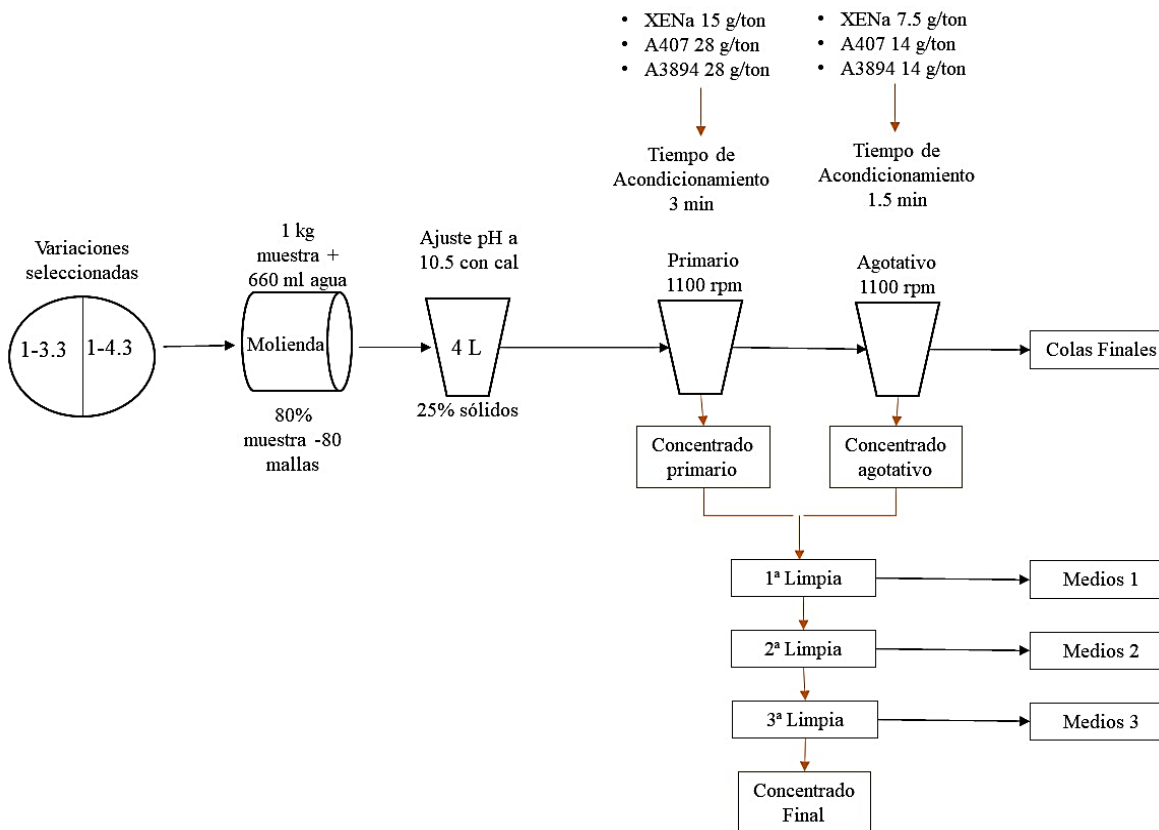


Figura 16. Esquema utilizado en la primera etapa de optimización a las variaciones de los compósitos seleccionados.

La segunda etapa consistió en la reducción del tamaño de partícula, pasando de un 80% a -80 mallas a 60% a -200 mallas. Las pruebas fueron realizadas a las variaciones de los compósitos 1-3.3 y 1-4.3 en las mismas condiciones de pH, porcentaje de sólidos y esquema de reactivos que fueron aplicados en la primera etapa de optimización, siguiendo el esquema mostrado en la Figura 17, de donde se obtuvieron 3 productos, a un tiempo de 3, 6 minutos y cola final del proceso, cada uno de ellos fue filtrado y secado por separado, para una vez secos pesarlos y prepararlos para ser analizados.

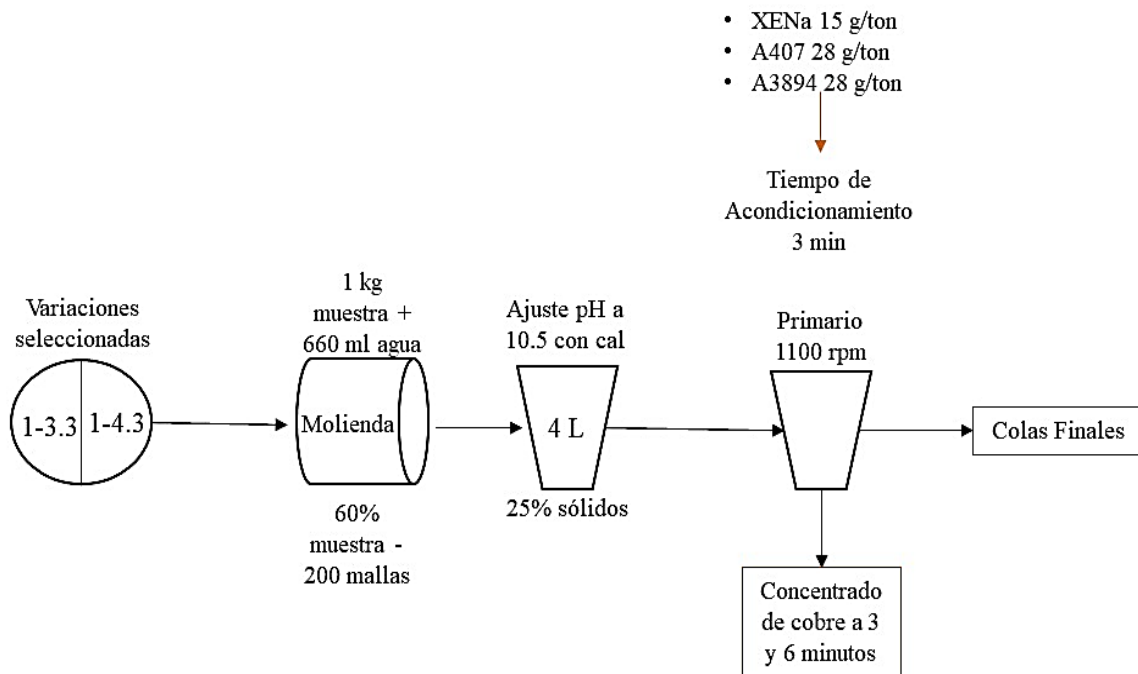


Figura 17. Esquema utilizado en la segunda etapa de optimización.

Con base en los resultados de las primeras dos etapas de optimización se consideró evaluar la aplicación de un dispersante para una tercera etapa de optimización y de cal en el proceso de molienda para una cuarta etapa de optimización, manteniendo para estas etapas el tamaño de muestra de 60% a -200 mallas. Con fines prácticos, estas dos etapas finales únicamente se aplicaron a la variación 1-3.3, para así, a la variación 1-4.3, aplicar únicamente las condiciones de optimización seleccionadas de las 4 etapas.

La etapa de dispersante consistió en flotar el compuesto con la variación 1-3.3 en una celda con capacidad de 4 L con una velocidad de agitación constante a 1100 rpm. Las condiciones de porcentaje de sólidos, pH, esquema de reactivos se mantuvieron sin cambios, a excepción de la adición de hexametáfosfato de sodio como dispersante en una dosificación de 25 g/ton en la etapa primaria y 12.5 g/ton en la etapa agotativa. La prueba se realizó siguiendo el esquema observado en la Figura 18, obteniendo 3 productos (concentrado primario, concentrado agotativo y cola final), con el posterior proceso de filtrado, secado, pesado y analizado mencionado con anterioridad.

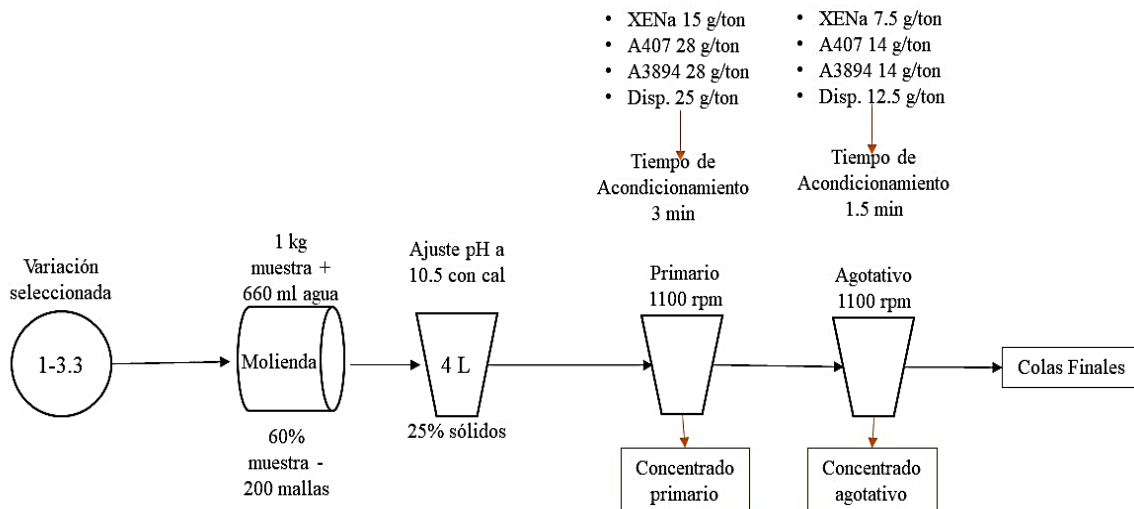


Figura 18. Esquema utilizado en la tercera etapa de optimización (uso de dispersante).

La variación del compuesto 1-3.3 fue la muestra empleada para la cuarta etapa de optimización, en la cual se siguió el esquema utilizado en la etapa anterior, utilizando cal para ajustar el pH a 10.5 de la pulpa en molienda. Se realizaron dos pruebas, la primera sin ajuste de pH en la celda, y la segunda con adición de cal en celda para la etapa primaria después de la molienda y así ajustar el pH a 10.5.

El esquema final seleccionado para aplicar al compuesto 1-3.3 y 1-4.3 con la etapa de limpias es en el que se realiza la adición de cal en molienda junto con el ajuste a pH de 10.5 en celda para la etapa primaria y agotativa, el cual fue seleccionado para aplicar también la etapa de limpias con un ajuste de pH de 11.5, tal como se observa en la Figura 19.

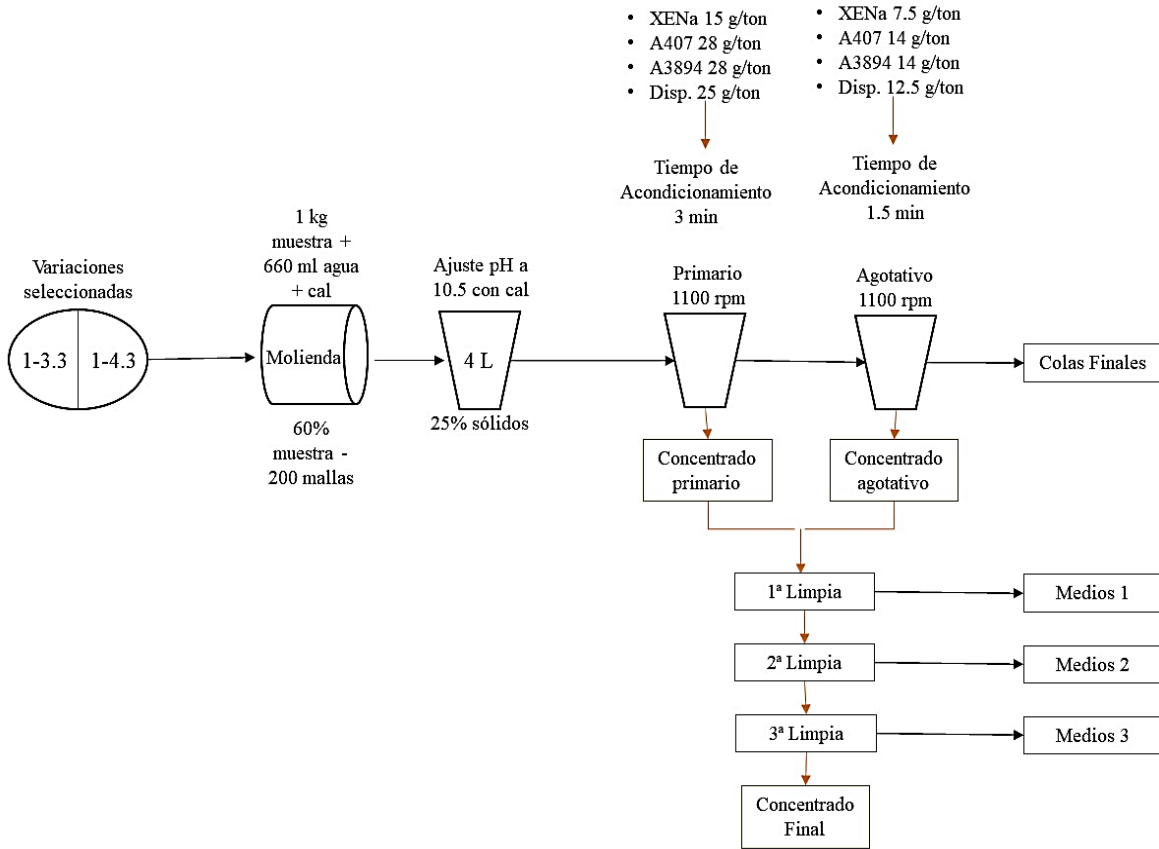


Figura 19. Esquema utilizado para la etapa final de optimización.

4.5 Determinación de la viscosidad a mineral de cabeza y compósitos aplicando los parámetros empleados en las pruebas de flotación

Se determinó la viscosidad de la pulpa con el viscosímetro de lectura de dial de Brookfield® (Figura 20), el cual mide la viscosidad de un fluido a velocidades de corte dadas, midiendo el torque necesario para superar la resistencia viscosa en el fluido al movimiento inducido. La técnica fue aplicada para medir la viscosidad de la pulpa de las cuatro muestras de cabeza y en cada uno de los compósitos elaborados, variando las condiciones de % de sólidos y pH, aplicadas en las pruebas de flotación.



Figura 20. Viscosímetro de lectura de dial de Brookfield® utilizado para la medición de viscosidad de las pulpas de flotación.

Los resultados de estas pruebas permitieron determinar la correlación entre la viscosidad de la pulpa con el contenido de arcillas y el porcentaje de recuperación de cobre en el proceso de flotación.

Para realizar estas mediciones se prepararon en un vaso de 600 ml, volúmenes de 500 ml de la pulpa mineral preparada con las condiciones aplicadas en las pruebas de flotación. Cabe mencionar que el contenedor y el volumen de la pulpa se debe de mantener constante en todas las determinaciones, ya que ellos definen el factor de conversión del eje #61, con el cual se realizaron las mediciones ([Brookfield engineering laboratories, inc](#)).

Los valores obtenidos se caracterizaron y cuantificaron graficando el valor de viscosidad obtenido vs la condición de la muestra a la cual se realizaron las mediciones, comparando el valor obtenido de viscosidad a cada condición aplicada en el proceso de flotación.

El procedimiento para realizar estas mediciones se puede observar en el Anexo 5.

5. Resultados y discusión

5.1 Composición química de cabeza

Los resultados del análisis químico de las 4 muestras de cabeza se presentan en las Tablas 4 y 5, los cuales reportaron que la menor ley de cobre se tiene en la muestra 4 con 0.27 %, mientras que la muestra 1 es la de mayor contenido con 1% Cu, arrojando también contenidos significativos de Fe en las 4 muestras, principalmente en la muestra 3, la cual presenta los valores más elevados con 6.64 %, además de tener contenidos elevados de hierro como óxido con un 5.3 %.

Los ensayos para cobre como óxidos muestran contenidos relativamente bajos, siendo la muestra 3 la que reporta el valor más elevado de todas con apenas 0.2 %, mientras que los ensayos de zinc reportan valores muy bajos prácticamente en todas las muestras.

Además, se analizaron los elementos observados en la Tabla 5, obteniendo contenidos considerables de aluminio principalmente, seguido de la presencia en menor cantidad de sodio, potasio, calcio, magnesio y titanio y, por último, con contenidos irrelevantes de manganeso y cromo.

Tabla 4. Composición química de las muestras de cabeza.

Muestra	Análisis Químico (%)				
	Cu	Cu/Ox	Zn	Fe	Fe/Ox
1	1.00	0.124	0.0041	3.260	0.99
2	0.76	0.150	0.0041	4.350	0.75
3	0.93	0.206	0.0329	6.640	5.30
4	0.27	0.086	0.0017	4.024	3.38

Nota: *Cu y Fe corresponden al cobre y hierro que aportan todas las fases como sulfuros.

*Cu/Ox y Fe/Ox corresponden al cobre y hierro que aportan todas las fases oxidadas.

Tabla 5. Composición química en minerales de ganga de las muestras de cabeza.

Muestra	Análisis Químico ganga (%)							
	Al	Na	K	Ca	Mn	Mg	Ti	Cr
1	11.120	0.463	0.756	0.244	0.0098	0.146	0.289	0.0122
2	11.240	1.093	0.775	0.368	0.0098	0.156	0.426	0.0112
3	7.446	0.730	0.722	0.962	0.0204	0.904	0.618	0.0150
4	8.640	0.624	0.538	0.281	0.0054	0.058	0.216	0.0086

5.2 Composición mineralógica de cabeza

A partir de la caracterización por MEB, se identificaron las especies de cobre en cada una de las muestras y la forma en que se encuentran asociadas con los minerales de ganga.

Las Figuras 21 y 22 muestran a la calcocita como único mineral de cobre, el cual se observa muy asociado a la pirita en alrededor del 50% se encuentra libre y el restante 50% se asocia preferentemente a la pirita. Las asociaciones son del tipo II y III, tomando como referencia lo descrito en el apartado 2.2.1. En la Figura 23 se muestra un mapeo general de la muestra 1, donde se puede identificar en color verde a la calcocita como único mineral de cobre y en color rojo a la pirita (se pueden apreciar algunas partículas libres de este mineral).

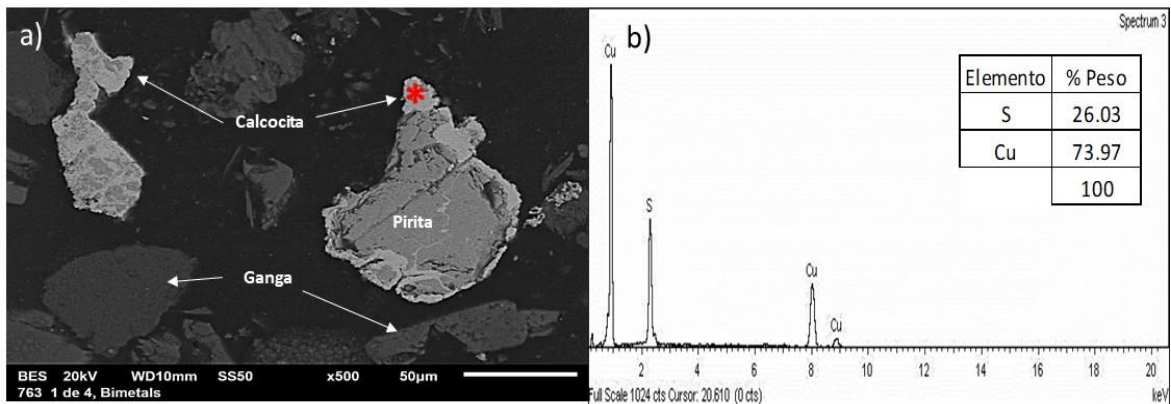


Figura 21. Muestra 1 de cabeza: a) asociación Tipo II de calcocita con ganga, y asociación Tipo III de calcocita con pirita. b) (* en color rojo), indica el área donde se tomó el espectro que identifica la fase de calcocita presente en la muestra.

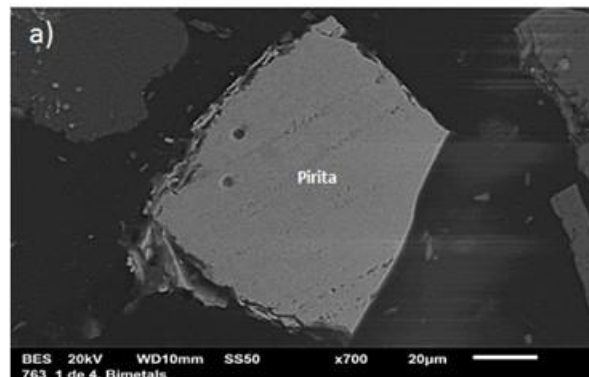


Figura 22. Muestra 1: Partícula libre de pirita (alrededor del 50% de la pirita presente en la muestra se encuentra libre).

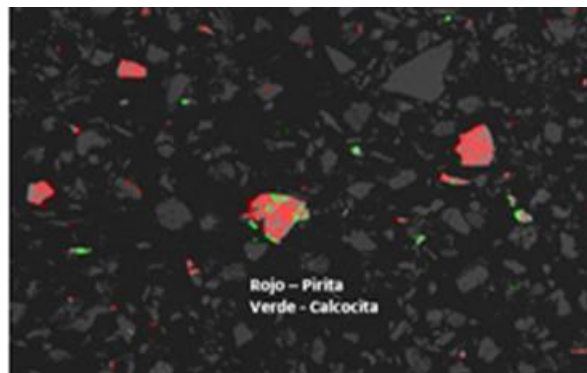


Figura 23. Mapeo general de la muestra 1. Pirita- color rojo, calcocita- color verde.

En la muestra 2 se encontraron 2 minerales de cobre en una proporción relativa aproximada de: calcocita 90% y bornita 10%; estos se encuentran muy asociados a la pirita en su mayor parte y en ocasiones formando una asociación terciaria con minerales de ganga. Las asociaciones observadas son principalmente del tipo III (Figura 24) y IV (Figura 25).

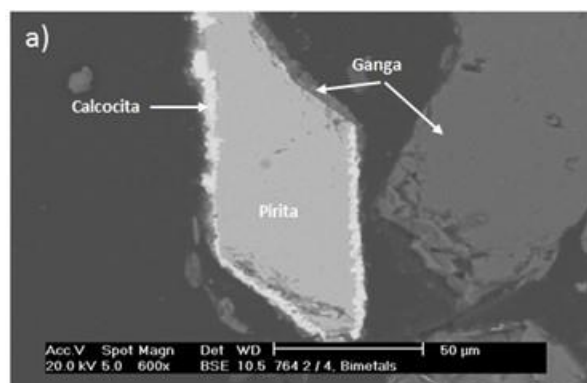


Figura 24. Muestra 2: Partícula de pirita formando una asociación de tipo III con calcocita y ganga.

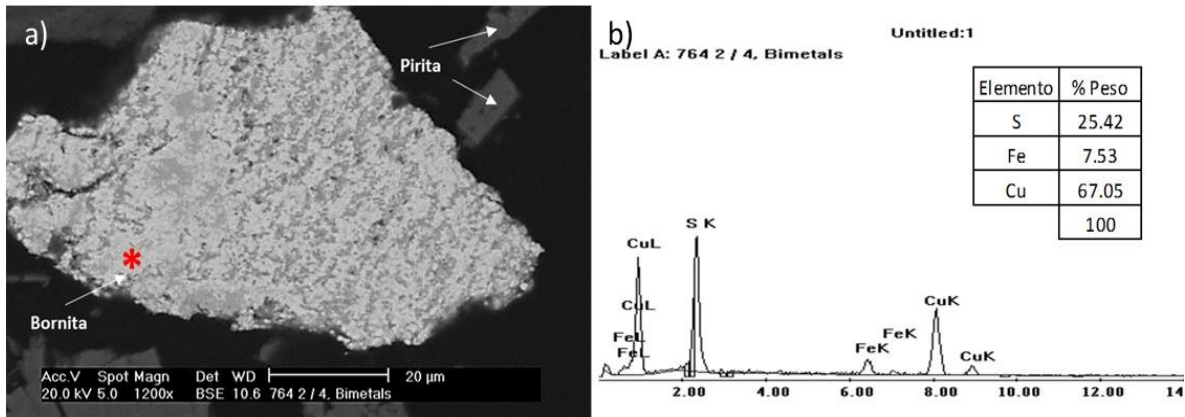


Figura 25. Muestra 2: a) Partícula de bornita con asociación de tipo emulsión o tipo IV con pirita. b) (* en color rojo), indica el área donde se tomó el espectro que identifica la fase de bornita como segunda fase de cobre, aunque en menor proporción.

En la muestra 3 (Figuras 26, 27 y 28) se encontraron 3 minerales de cobre en una proporción relativa aproximada de: calcocita 70%, cobre nativo 20% y bornita 10%. La pirita es el principal mineral de hierro encontrado, la cual se observa muy asociada con la calcocita; la bornita asociada principalmente con ganga, mientras que la mayoría de las partículas de cobre nativo están libres. En forma escasa también se encontraron algunos óxidos de hierro.

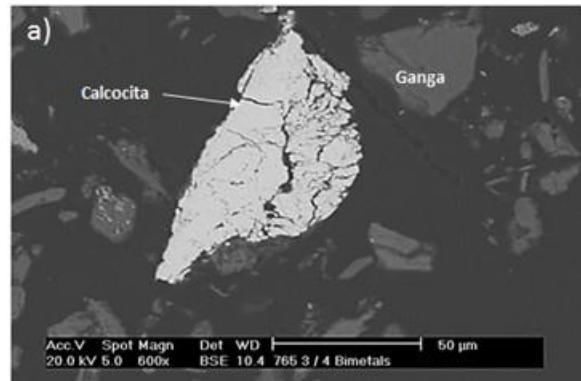


Figura 26. Muestra 3 donde se puede observar la presencia de calcocita como fase principal.

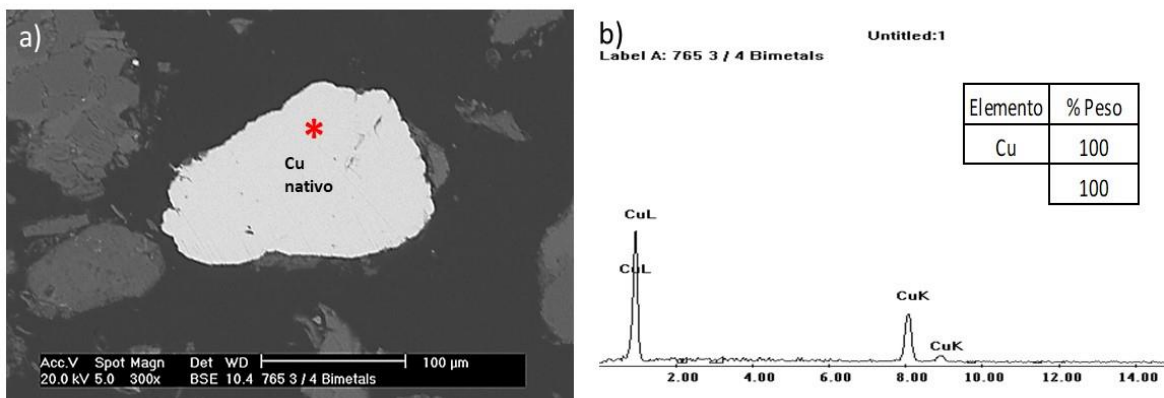


Figura 27. a) Partícula libre de cobre nativo, mineral presente como segunda fase de cobre. b) (* en color rojo), indica el área donde se tomó el espectro que identifica la fase de cobre nativo.

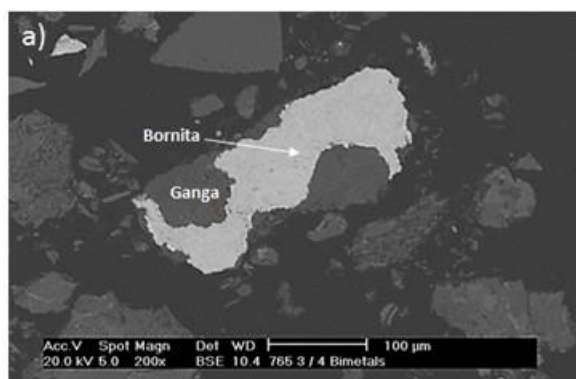


Figura 28. Se observa la presencia de bornita como tercera fase de cobre presente.

En la muestra 4 (Figura 29) el único mineral de cobre identificado es la calcocita, de la cual, la mayor parte se observa asociada a la pirita y en ocasiones formando asociaciones terciarias con ganga del tipo I y II. La pirita es el principal mineral de hierro encontrado, aunque en cantidades menores se visualizaron óxidos de hierro.

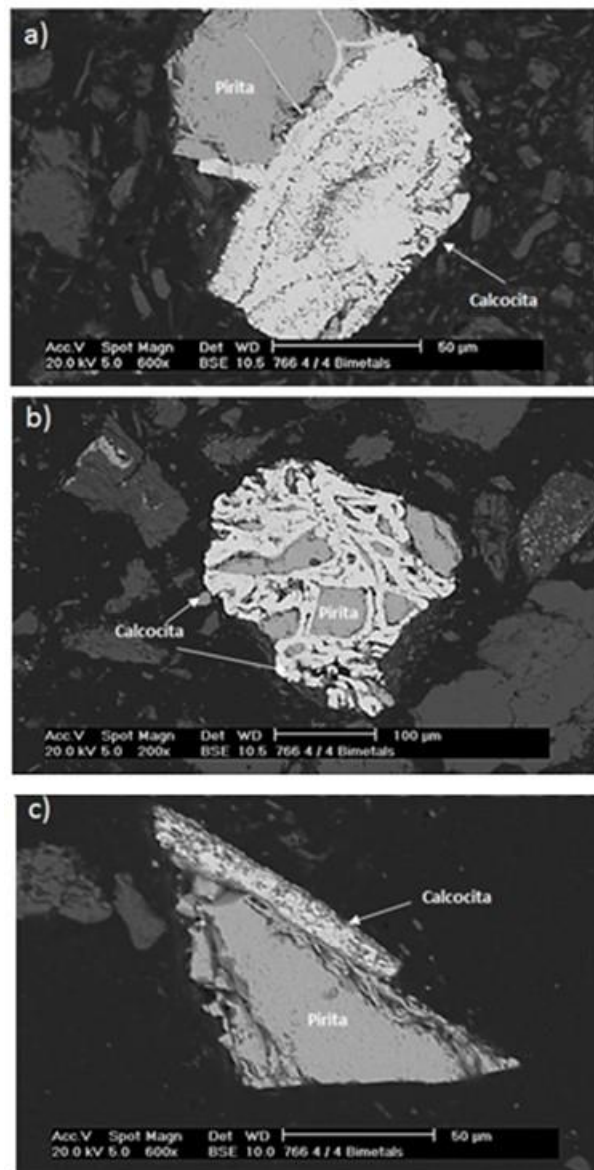


Figura 29. Muestra 4, se aprecia calcocita como único mineral de cobre. a y c) En ambas imágenes se observa la calcocita en asociación tipo I. b) Partícula de calcocita y pirita en asociación del tipo II.

Mediante la combinación de microscopía óptica con microscopía electrónica de barrido se hizo la identificación de especies de cobre presentes, además, se realizó un conteo de partículas a cada una de las muestras de cabeza el cual se puede observar en el Anexo 2, en donde se determinó la distribución en porcentaje de cada una de las especies presentes en la muestra.

En la Figura 30 se muestra la distribución por especie (en porcentaje) de la calcocita y la pirita que están presentes en la muestra 1 de cabeza. En esta muestra el 33% de la calcocita se encuentra libre, mientras que un 49% se encuentra en asociación binaria, principalmente con pirita además de ganga. El resto de la calcocita (18%) se encontró en asociación terciaria con pirita y ganga. Además se observa que un 59% de la pirita se encuentra como partículas libres.

El intercrecimiento en tipo stockwork para las asociaciones terciarias entre calcocita, pirita y ganga y el recubrimiento tipo corona entre la calcocita y la pirita, son las dos asociaciones predominantes en la muestra 1.

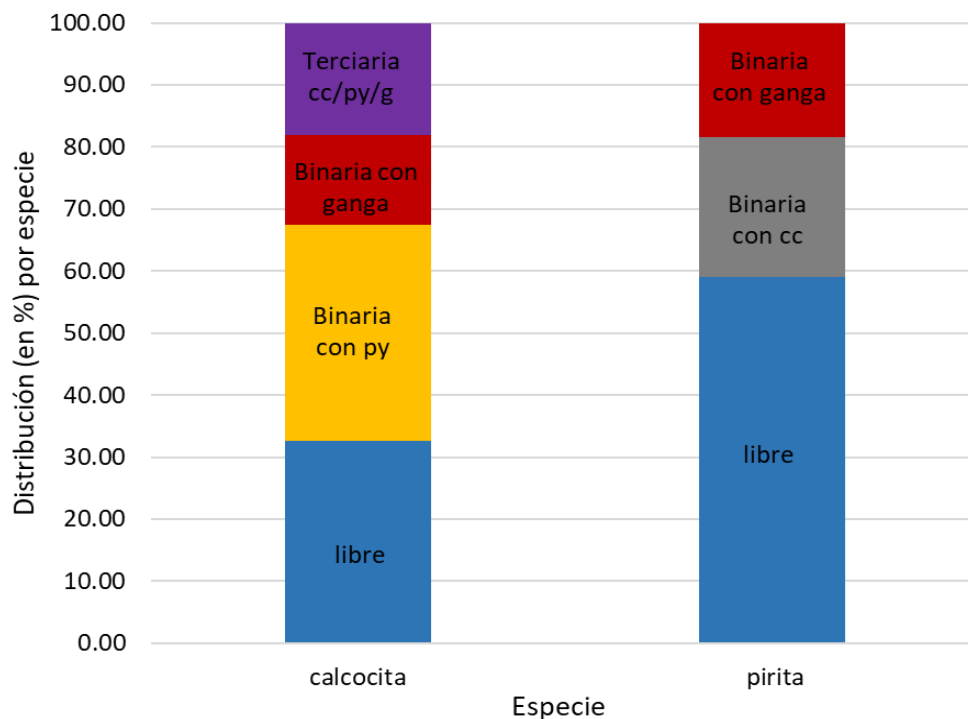


Figura 30. Distribución en porcentaje del tipo de asociación de las especies de calcocita y pirita, presentes en la muestra 1 de cabeza.

En la Figura 31 se observan dos imágenes de la muestra 1 en las cuales se pueden apreciar partículas color amarillo (pirita) y azul (calcocita) en dos tipos de asociaciones, lo cual nos brinda una noción de su comportamiento en el proceso de flotación, pues este tipo de

asociaciones tienen la tendencia a flotar de acuerdo con la abundancia relativa de cada una de las fases y de acuerdo con el área superficial de la fase que se encuentra recubriendo la partícula, determinando así que las partículas como las que se observan en la Figura 31 flotarán, sin embargo, se ocasionará contaminación por pirita en los concentrados y por lo tanto, bajos grados en el mineral de interés, esto debido a que en la partícula de la Figura 31a se observa una abundancia relativa en una proporción de 50% pirita y 50% calcocita y en la Figura 31b se tiene una partícula de asociación tipo III, con calcocita cubierta de pirita en borde. Lo cual determina que si puede llevarse a cabo su liberación, sin embargo, no se obtendrán partículas completamente libres de cada especie.

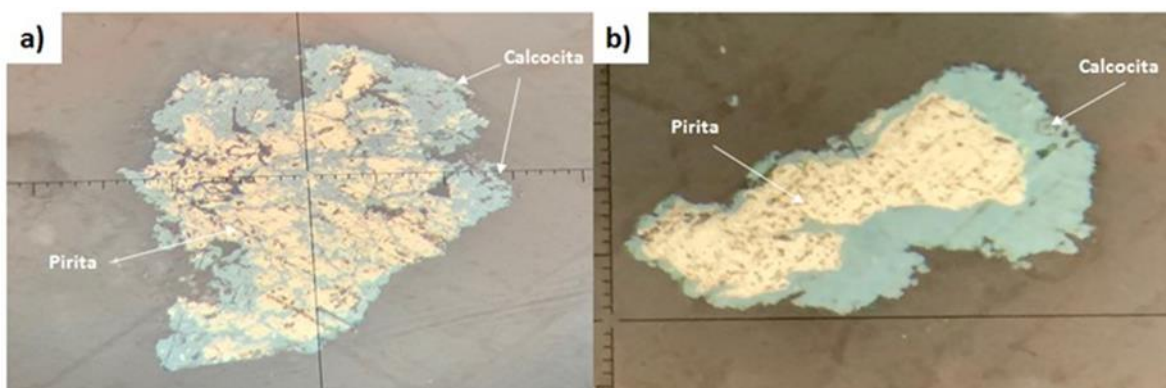


Figura 31. Imágenes tomadas de la muestra 1 donde se identificó únicamente calcocita como mineral de cobre presente, este muy asociado a la pirita. a) asociación de tipo II de pirita con calcocita y ganga. b) asociación de tipo III.

En la Figura 32 se presenta la distribución por especie (en porcentaje) de la calcocita, bornita y pirita de la muestra 2. Resaltando la asociación de cada una de las especies de cobre presentes con pirita, pues un 38% de la calcocita se encuentra asociada a pirita, mientras que el 46% de la bornita está asociada también a pirita. Se observa un 18% y 10% de partículas libres de calcocita y bornita respectivamente, además de un 60% libre de partículas de pirita. Ambos minerales de cobre presentan asociaciones terciarias con pirita y ganga con un 32% de la calcocita (en color morado) y 28% de bornita en este tipo de asociación (en color rosa). Esta muestra presenta tres tipos de asociaciones, en los que por orden de abundancia se presenta el intercrecimiento de recubrimiento tipo corona donde se observaron partículas de

calcocita recubriendo a la pirita o viceversa. Además, se presenta un intercrecimiento tipo emulsión, el cual se observa principalmente en las asociaciones terciarias de los dos minerales de cobre presentes (calcocita y bornita) con pirita y ganga. Finalmente, se observaron partículas en asociación tipo stockwork entre la pirita y la calcocita.

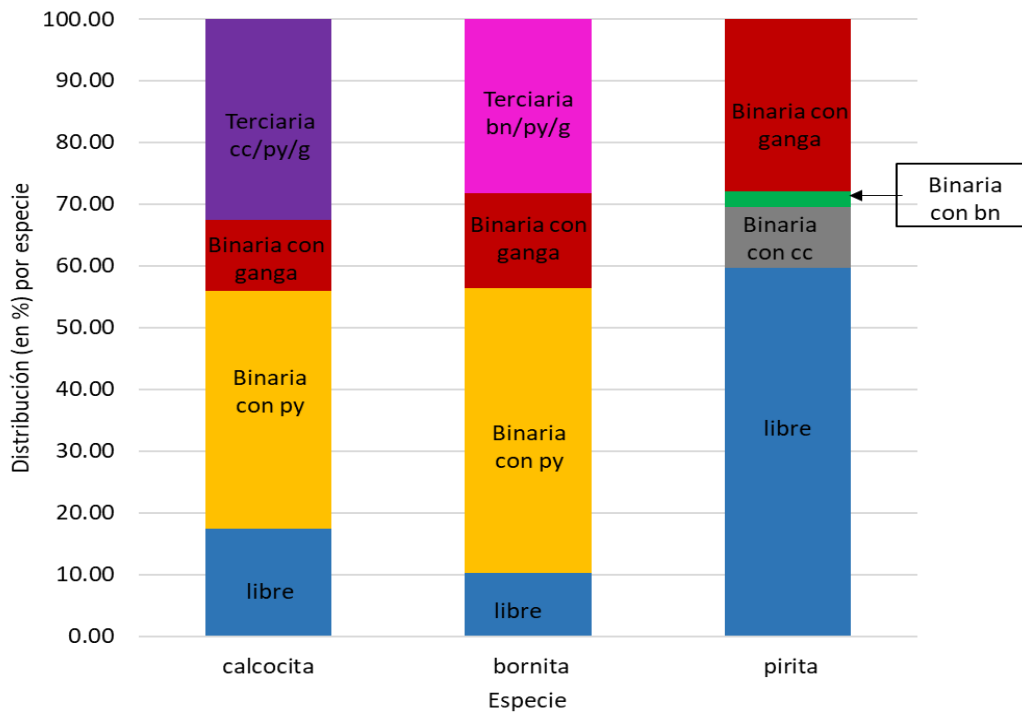


Figura 32. Distribución en porcentaje del tipo de asociación de las especies de calcocita, bornita y pirita presentes en la muestra 2 de cabeza.

En la Figura 33 se observan imágenes tomadas de la muestra 2. La figura 33a presenta una partícula de pirita que está recubierta por calcocita en una proporción de apenas un 30% aproximadamente, mientras que en la figura 33b se observa una partícula con una asociación de tipo IV entre calcocita, pirita y ganga. Ambas tienen fácil tendencia a flotar, destacando que, en la primera partícula, aunque en mayor proporción se identifique pirita, este es un mineral hidrofóbico, mientras que, en la segunda partícula mostrada, su tendencia a flotar es dependiente de la fase más abundante y se observa que esta fase es calcocita, motivo por el cual, no se presentaron mayores problemas para su recuperación.

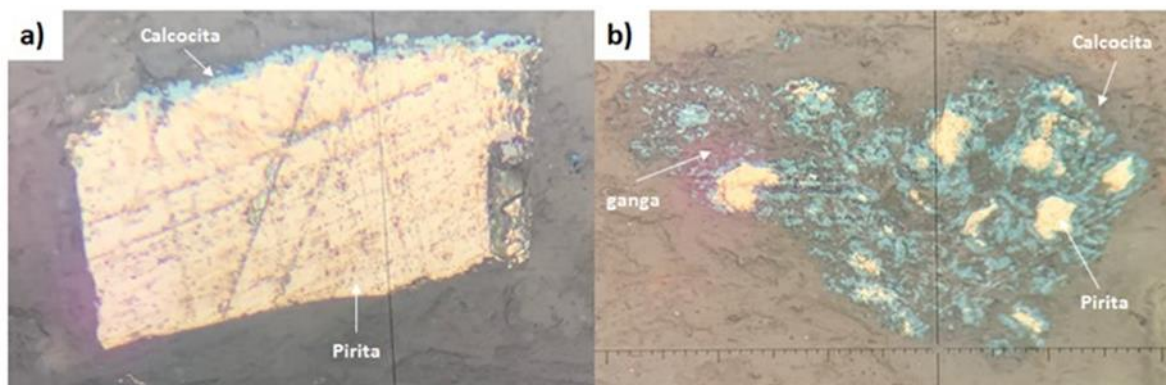


Figura 33. Imágenes de muestra 2 donde se observa: a) calcocita recubriendo ligeramente una partícula de pirita en una asociación tipo III. b) una asociación terciaria entre calcocita/pirita/ganga tipo IV.

En la Figura 34 se presenta la distribución en porcentaje del tipo de asociación de las especies de calcocita, cobre nativo, bornita y pirita presentes en la muestra 3. Se resalta la presencia de las partículas de cobre nativo 100% libres, y un elevado porcentaje de partículas de pirita (69%) también libres. La calcocita se presenta en un 25% libre, el 50% en asociación binaria tanto con pirita como con ganga, mientras que el 25% se encuentra presente en asociación terciaria calcocita/pirita/ganga. Por otro lado, la bornita se encuentra principalmente en asociación binaria con ganga con un 58%, un 26% en asociación terciaria bornita/pirita/ganga y el resto (16%) como partículas libres.

En la muestra 3 los minerales de cobre que presentan asociaciones son la calcocita y la bornita, que como se menciona anteriormente, el cobre nativo se encuentra como partículas libres. En esta muestra la calcocita se observa en intercrecimientos simples y de tipo stockwork con la pirita, además presenta intercrecimiento tipo emulsión en asociaciones binarias con ganga y en terciarias con pirita y ganga. Las asociaciones binarias de bornita se presentan principalmente en tipo recubrimiento y asociación simple con ganga.

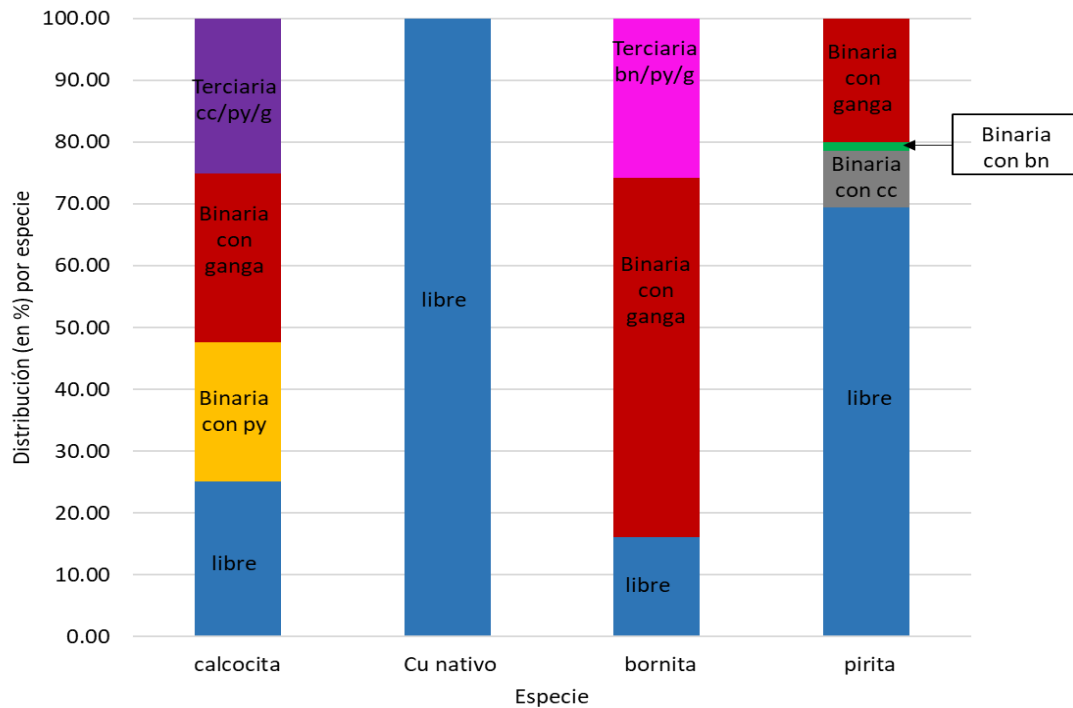


Figura 34. Distribución en porcentaje del tipo de asociación de las especies de calcocita, Cu nativo, bornita y pirita presentes en la muestra 3 de cabeza.

La muestra 3 presenta una mineralogía más variable en comparación con las otras muestras donde prácticamente la calcocita es el mineral predominante. En las Figuras 35a y 35b puede observarse la presencia de dos de esas fases, siendo en la primera imagen una partícula de cobre nativo el cual presenta un color rojizo y se observa libre, mientras que en la segunda imagen se observa una partícula en asociación binaria entre calcocita y pirita de los colores anteriormente mencionados.

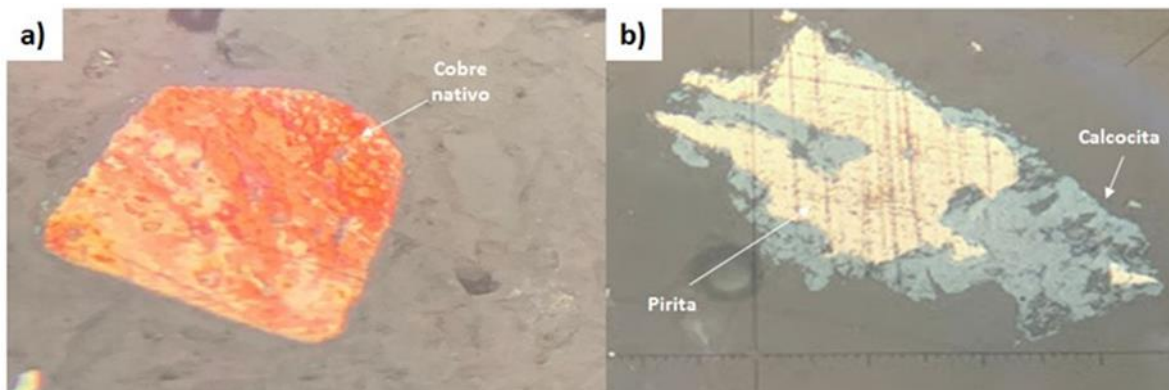


Figura 35. Imágenes de muestra 3 donde puede observarse: a) partícula libre de cobre nativo y b) una asociación calcocita/pirita.

En la Figura 36 se muestra la distribución en porcentaje de la calcocita y la pirita que tienen presencia en la muestra 4 de cabeza. Se puede observar que un gran porcentaje (72%) de partículas de pirita se encuentran libres. Por otro lado, la calcocita se encuentra en su mayoría en asociaciones binarias y terciarias con un 43% y 44% respectivamente, y solo el 13% de este mineral se encuentra como partículas libres.

Los tipos de intercrecimiento predominantes de la muestra 4 para las asociaciones terciarias entre calcocita/pirita/ganga es el tipo emulsión y en tipo stockwork, aunque también se observaron asociaciones binarias de partículas de pirita y calcocita en intercrecimiento simple y tipo stockwork.

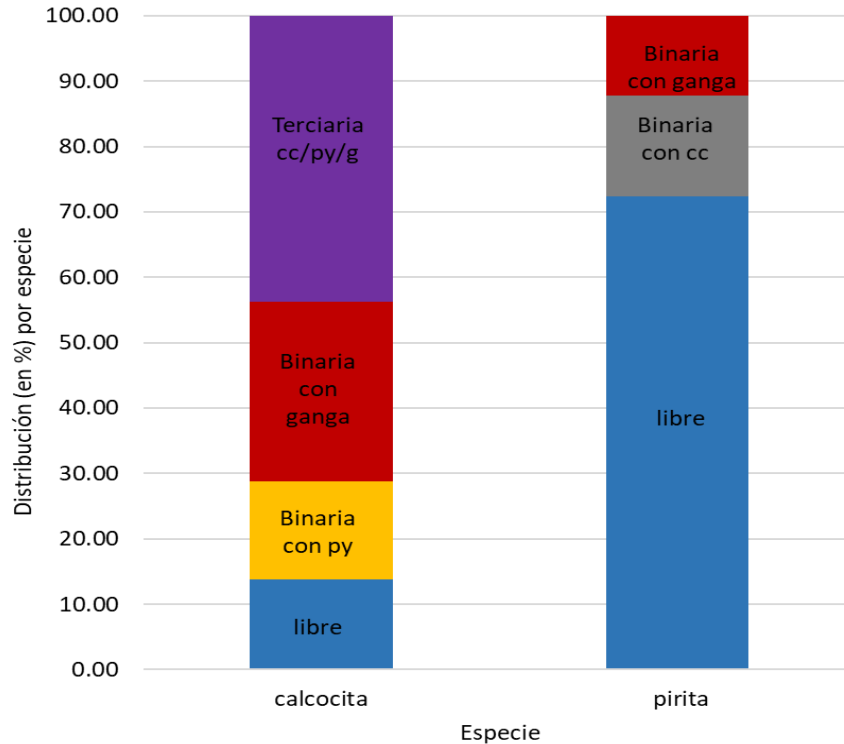


Figura 36. Distribución en porcentaje del tipo de asociación de las especies de calcocita y pirita que están presentes en la muestra 4 de cabeza.

En la Figura 37 se observan dos partículas muy similares tomadas de la muestra 4, ambas en una asociación terciaria de calcocita (en color azul), pirita (color amarillo) y ganga (color grisáceo-negro), la única diferencia entre ellas es el porcentaje de abundancia de la calcocita como mineral de interés. Además, por el porcentaje de abundancia que se observa de pirita se asume que el tipo de asociación de estas partículas no presentará ningún problema para su recuperación, pero, la presencia de minerales de ganga en asociación a la calcocita y la pirita es lo que impide que la mayor parte de las partículas, en asociación terciaria, sea recuperada.

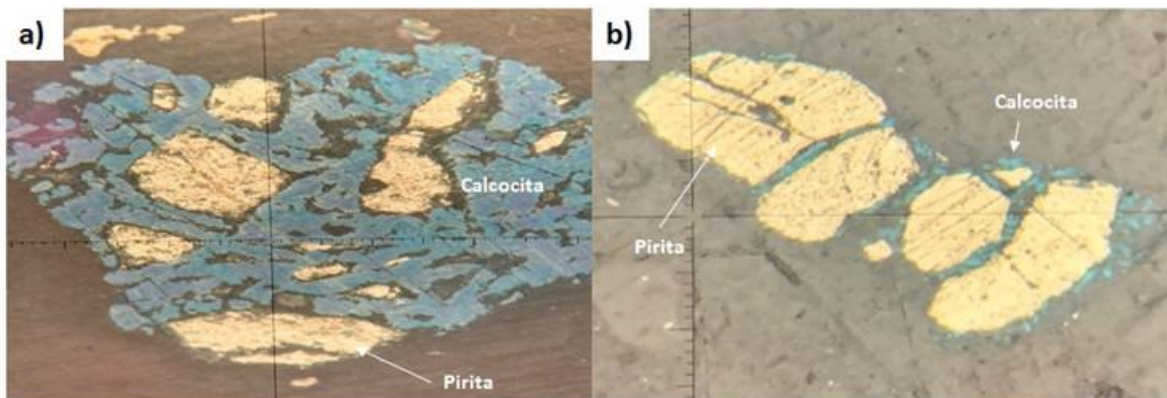


Figura 37. Imágenes tomadas de la muestra 4, donde en ambas se puede observar una asociación terciaria calcocita/pirita/ganga.

En general, en las 4 muestras se pudieron observar minerales de calcocita, pirita, cobre nativo y bornita a partir de las propiedades ópticas características de cada mineral previamente mencionado. Descartando mediante este análisis la presencia de calcopirita en las 4 muestras.

Mediante la difracción de rayos X y un análisis semi-cuantitativo (en %) se identificaron las especies minerales de ganga presentes en las 4 muestras de cabeza (Tabla 6).

Tabla 6. Análisis semi-cuantitativo obtenido mediante la difracción de Rayos X de la presencia de minerales de ganga en las 4 muestras de cabeza. N.S. (por sus siglas en inglés, Non-swelling) y S. (Swelling).

Muestra de cabeza	Pirita %	Óxidos %	Arcillas %		Feldespatos %	Silicatos %
			N.S	S		
1	3.9	0	46.9	0	7.3	41.9
2	0	8.1	56.1	0	0	35.7
3	0	0	9.2	5.4	40.4	45
4	0	0	86.4	0	0	13.6

Mediante este análisis se observó la presencia de minerales de ganga de los grupos de silicatos (cuarzo y dióxido), feldespatos (microclina, anortita, albita y ortoclasas), óxidos de hierro, arcillas que no tienen la capacidad de absorber agua como la ilita, caolinita y la moscovita que debido a su estructura similar y su comportamiento se incluye en este grupo, y arcillas como la montmorillonita que sí tienen la capacidad de absorber agua, y de ganga sulfurosa como la pirita.

Se destaca la presencia principalmente de minerales de arcillas que no tienen la capacidad de absorber agua e incrementar su tamaño, tal como se describe en el apartado 2.3.2 en las muestras 1, 2 y en mayor proporción en la 4, mientras que la muestra 3 es la única que presenta minerales con capacidad de absorber agua, siendo en este caso, montmorillonita, perteneciente al grupo de la esmectita. Esta misma muestra presenta mayor cantidad de feldespatos comparada con las otras muestras.

En cuanto a minerales del grupo de los silicatos, las primeras 3 muestras presentan valores similares, a excepción de la muestra 4 con el valor más bajo de 13.6%. Se destaca también la presencia de pirita en la muestra 1, así como de óxidos de hierro en la muestra 2.

Se hizo una comparación y se graficaron los 4 espectros obtenidos de cada una de las muestras de cabeza (Figura 38), para identificar la diferencia en la mineralogía de cada una de ellas. La forma en que se señala en la gráfica es de acuerdo con el mineral detectado en cada uno de los picos más representativos. Las abreviaturas de los minerales identificados dentro de la Figura 38 son los que se pueden observar en la Tabla 7. Los difractogramas obtenidos se pueden observar en el Anexo 3.

Tabla 7. Abreviaturas de minerales de ganga utilizados para la identificación en los espectros.

Abreviaturas de minerales	
Qz - cuarzo	Fe Ox - óxidos de Fe
kao - caolinita	Mc - microclina
Py - pirita	Alb - albita
musc - moscovita	Or - ortoclasa
Dp - diópsido	mmt - montmorillonita
An - anortita	ill - illita

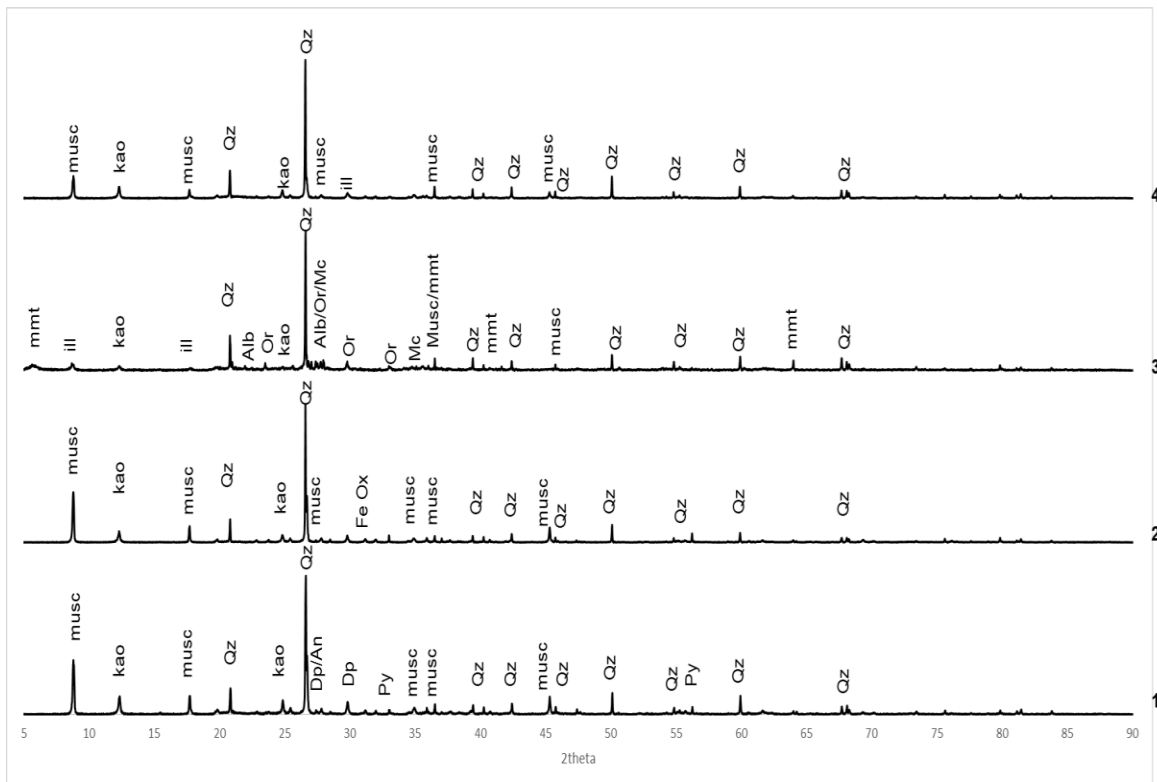


Figura 38. Comparación de los minerales presentes en cada una de las muestras de cabeza como identificación de la variación en la mineralogía de cada una de las muestras. Gráfica adaptada de los espectros obtenidos mediante la difracción de rayos X.

5.3 Determinación de tiempo de molienda de muestras de cabeza

Después de las moliendas realizadas a cada una de las 4 muestras a los tiempos de 5, 10 y 15 minutos para la calibración del molino de bolas y de analizar los pesos obtenidos del cribado en húmedo por las mallas #60, #80, #100, #140, #200 y #325, se determinaron los tiempos necesarios de molienda para obtener un 80% de muestra a -80 mallas, tamaño que fue definido con base en el análisis de la base de datos histórica.

Además, se determinó el tiempo necesario de molienda para obtener un 60% de muestra menor al tamaño de 200 mallas ($74 \mu\text{m} / 0.074 \text{ mm}$), tamaño que cumple con las condiciones estándar utilizadas normalmente en plantas de beneficio para la flotación de minerales de sulfuro y que será utilizado en la segunda etapa de optimización donde se varió el tamaño de molienda.

Los tiempos de molienda establecidos para cada una de las condiciones y tamaños descritos anteriormente se observan en la Tabla 8.

Tabla 8. Tiempos de molienda establecidos para cada una de las muestras de cabeza.

Número de muestra	min:seg			
	1	2	3	4
tiempo 80% -80 mallas	04:30	04:00	04:20	04:45
tiempo 60% -200 mallas	07:00	05:20	06:00	06:00

Para poder determinar los tiempos de molienda obtenidos mediante la calibración del molino, descritos anteriormente en la Tabla 8, se graficó el porcentaje de mineral pasante a través de cada una de las mallas y el tiempo de 5, 10 y 15 minutos a partir de los cuales se realizó la molienda para estas muestras. Estas graficas pueden observarse en el Anexo 4.

5.4 Base de datos histórica

El análisis de los esquemas químicos utilizados durante los 35 meses reportados en la base de datos consistió en relacionar los meses en que fueron utilizados y bajo qué circunstancias fueron aplicados, tales como mineralogía alimentada al proceso y recuperación global de cobre presentadas durante su aplicación.

Como se observa en la Figura 39, se analizaron en total 5 esquemas químicos, dentro de las cuales destacan el esquema 1 y el esquema 2, los cuales fueron los más utilizados, con un total de 14 y 11 meses, respectivamente. Los resultados de la gráfica se presentan en porcentaje. El esquema 1 se refiere a la combinación de los colectores xantato etílico de sodio/A407/H9023; el esquema 2 es la combinación de los colectores xantato etílico de sodio/A407/A3894; el esquema 3 hace referencia a la combinación de 4 colectores los cuales son xantato etílico de sodio/A3894/A407/H9023; el esquema 4 se refiere a la combinación de los colectores A407/A3894 y por último, el esquema 5 hace referencia a la combinación de los colectores A407/H9023.

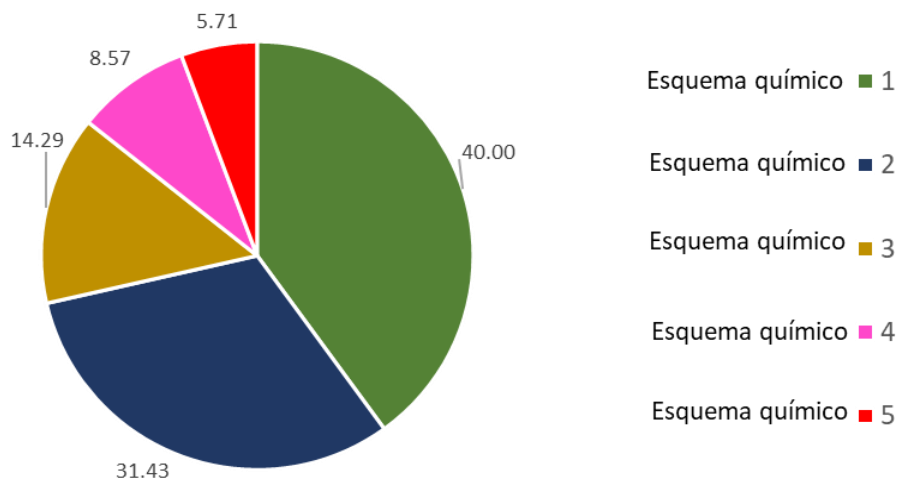


Figura 39. Cantidad de meses (en porcentaje) en que fue utilizado cada uno de los esquemas químicos aplicados al proceso de flotación. Adaptada del análisis de la base de datos histórica.

Para seleccionar entre los dos esquemas químicos mencionados anteriormente, se compararon las recuperaciones obtenidas durante los meses en que se utilizó cada uno de los esquemas, así como se observa en la Figura 40. En esta gráfica se muestra que históricamente, el esquema 1 es el que reporta las recuperaciones más bajas, por lo tanto, fue descartado para su uso, optando por el esquema 2, el cual presentó valores más elevados de recuperación.

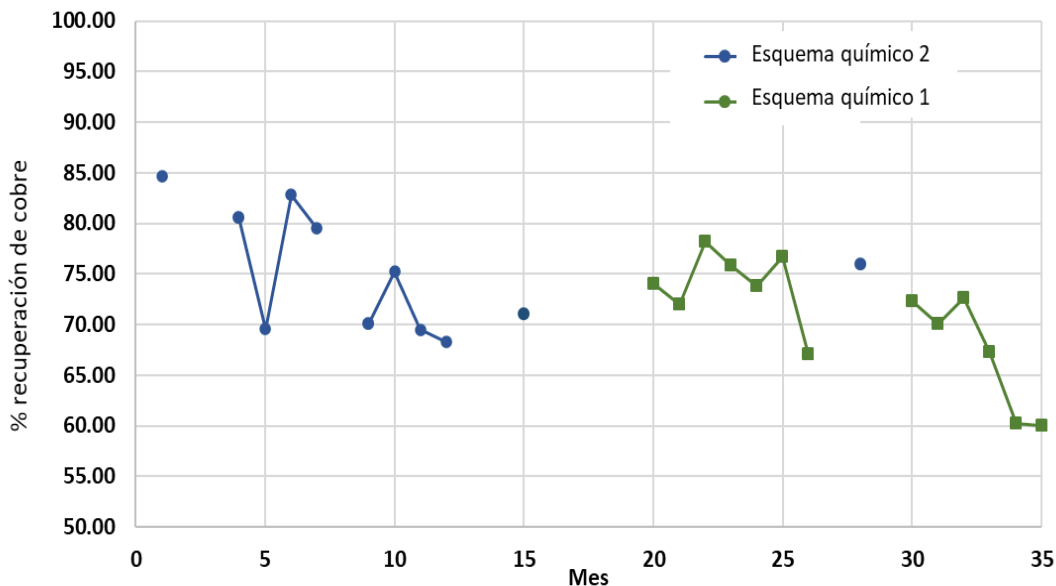


Figura 40. Porcentaje de recuperación de cobre comparado con el esquema de reactivos utilizado por cada mes. Adaptada del análisis de la base de datos histórica.

Además, para complementar, se analizó el porcentaje de cobre en colas que se obtuvo durante los meses en que se utilizaron los esquemas químicos 1 y 2. Como puede observarse en la Figura 41, los porcentajes de colas de cobre más bajos se presentan durante los meses en que el esquema 2 fue utilizado, a excepción del mes 15, donde se presenta el valor más alto de colas con ese esquema, sin embargo, el promedio de la ley en colas durante el uso del esquema 2 es mucho menor que el del esquema 1, ya que como se observa también en la figura, con el uso del esquema 1, a partir del mes 30, la ley de colas empezó a tener un aumento considerable. Corroborando así el uso del esquema 2 de colectores, que es el que brinda los mejores resultados, tanto en recuperación, como en las leyes más bajas de colas de cobre.

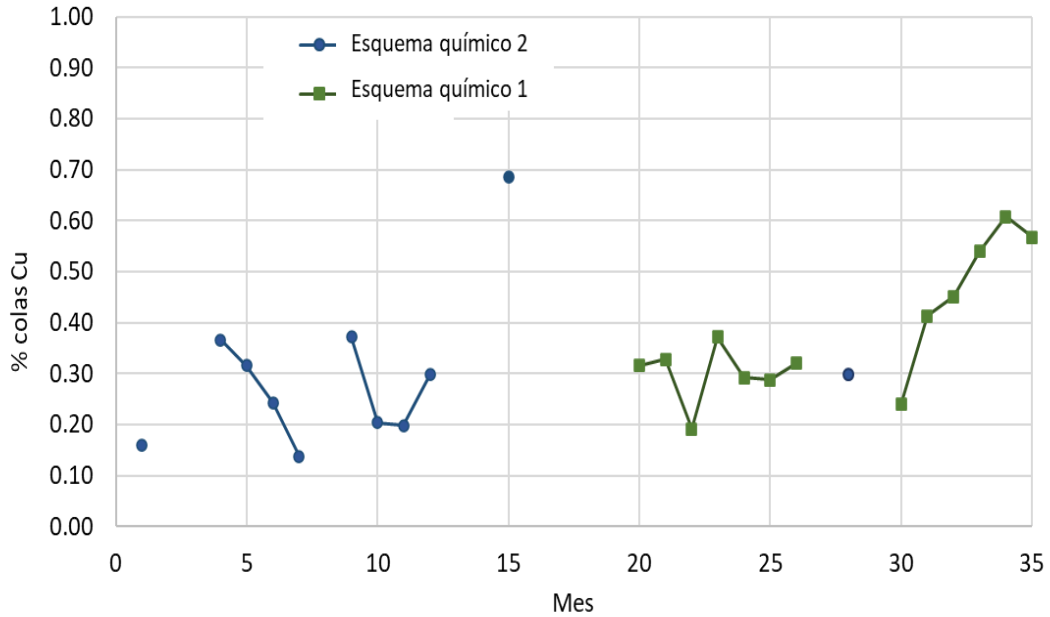


Figura 41. Porcentaje de cobre en colas durante los meses en que fueron utilizados los esquemas 1 y 2 de reactivos. Adaptada del análisis de la base de datos histórica.

El esquema 2 de reactivos y su dosificación para la realización de las pruebas metalúrgicas correspondientes al presente trabajo se presentan en la Tabla 9. El espumante utilizado fue el Teutón 10050. El esquema de reactivos se mantuvo constante durante todas las pruebas de flotación.

Tabla 9. Esquema de reactivos seleccionado y utilizado para las pruebas de flotación.

	g/ton			
	XENa	A 3894	A 407	Espumante
Dosificación	15	28	28	12
Total	71			83

5.5 Pruebas de flotación a muestras de cabeza

Se realizaron las pruebas de flotación evaluando el efecto de dos variables: porcentaje de sólidos y pH en la pulpa, realizándose en total 16 pruebas de flotación. El análisis de estas variables se aplicó únicamente a muestras de cabeza.

En todas las pruebas realizadas, los productos obtenidos se analizaron mediante espectroscopía de absorción atómica para los elementos de cobre y hierro para posteriormente hacer los balances metalúrgicos que se presentan en los Anexos 6 y 7.

5.5.1 Efecto del porcentaje de sólidos

Se evaluaron los efectos de la variación en el porcentaje de sólidos con un pH de 10.5 en la pulpa, primeramente, a 33% y después a 25% de sólidos y con el cuadro de reactivos descrito en la Tabla 9. En la Figura 42 se puede observar que con la flotación a 33% de sólidos se obtuvieron recuperaciones de 73.41%, 64.3%, 41.07% y 68.44%, en las muestras 1, 2, 3 y 4, respectivamente; destacándose el valor de recuperación de cobre obtenido en la muestra 3 de 41.07%, la cual, a pesar de ser una de las muestras con la ley más alta de cabeza presenta la recuperación más baja de las 4 muestras. Problemática que también se le atribuye al efecto de la presencia de montmorillonita en esta muestra, pues la afectación en la recuperación de cobre en presencia de este mineral está correlacionada con un incremento considerable de la viscosidad de la pulpa. Se atribuye también el efecto que tiene la presencia de varias especies de cobre con diferente respuesta metalúrgica.

Por tal motivo se realizaron las flotaciones de estas muestras a un porcentaje de sólidos menor. Determinando que a 25% de sólidos las recuperaciones logradas fueron mayores a las obtenidas anteriormente, siendo estas de 81.61%, 76.64%, 54.74% y 65%, en las muestras 1, 2, 3 y 4, respectivamente. A partir de estos resultados se observó que se obtuvieron valores más altos de recuperación a 25% de sólidos en 3 de las 4 muestras, a excepción de la muestra 4 donde el efecto del porcentaje de sólidos no parece tener un efecto importante (diferencia de sólo 3.44% a favor de 33% de sólidos). Se resalta un aumento en la recuperación de cobre de aproximadamente 13% en la muestra 3, atribuyéndose este efecto importante a la dispersión de los minerales arcillosos, posiblemente debido a la disminución en el porcentaje de sólidos de la pulpa, y consecuentemente, la disminución en la viscosidad.

Una vez analizados estos datos, se determinó establecer 25% de sólidos como parámetro base para las pruebas metalúrgicas en las que se evaluó el pH.

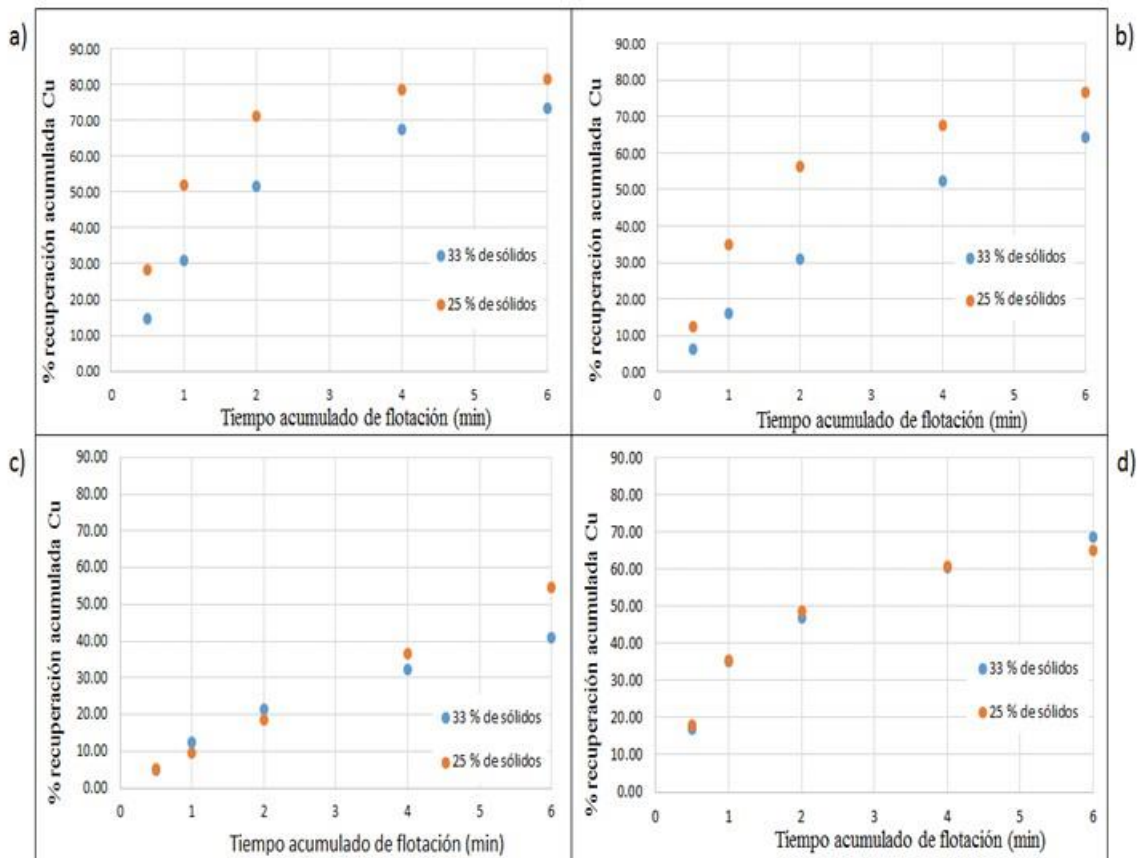


Figura 42. Porcentaje de recuperación de cobre obtenido con la variación en el porcentaje de sólidos de la pulpa a 33% y 25% vs tiempo acumulado en la flotación de las muestras de cabeza. a) muestra 1. b) muestra 2. c) muestra 3. d) muestra 4.

5.5.2 Efecto del pH

Para los efectos del pH de la pulpa se utilizaron los resultados obtenidos de las flotaciones realizadas en variación de porcentaje de sólidos a 25% pues el pH utilizado en esas pruebas fue de 10.5. Posteriormente se realizaron las flotaciones a pH 8.5 obteniéndose recuperaciones de 77.05%, 74.22%, 27.69% y 71.9% y la flotación a pH natural de las muestras obteniéndose 25.11%, 29.37%, 40.18% y 21.35% en las muestras 1, 2, 3 y 4 respectivamente.

Como puede observarse en la Figura 43, las mejores respuestas se tienen a pH 10.5 en las muestras 1, 2 y 3, mientras que la muestra 4 es la que presenta ligeramente mayor

recuperación a pH 8.5. Los valores obtenidos a pH natural fueron considerablemente bajos en las muestras 1, 2 y 4, más, sin embargo, en la muestra 3 puede apreciarse que se obtuvieron mejores resultados a pH natural que 8.5, pero no mejores que a pH 10.5.

Se atribuye que a un pH mayor se obtiene una mejor recuperación de cobre en estas muestras debido a que bajo esta condición se reducen las cargas positivas de los bordes de los minerales de arcillas. Lo anterior disminuye el recubrimiento que las arcillas pudieran formar sobre los minerales de cobre, además, este aumento en el pH disminuye la formación de agregados entre las arcillas, esto también atribuido a la reducción de las cargas positivas de los bordes, llevando así, a una disminución en la viscosidad.

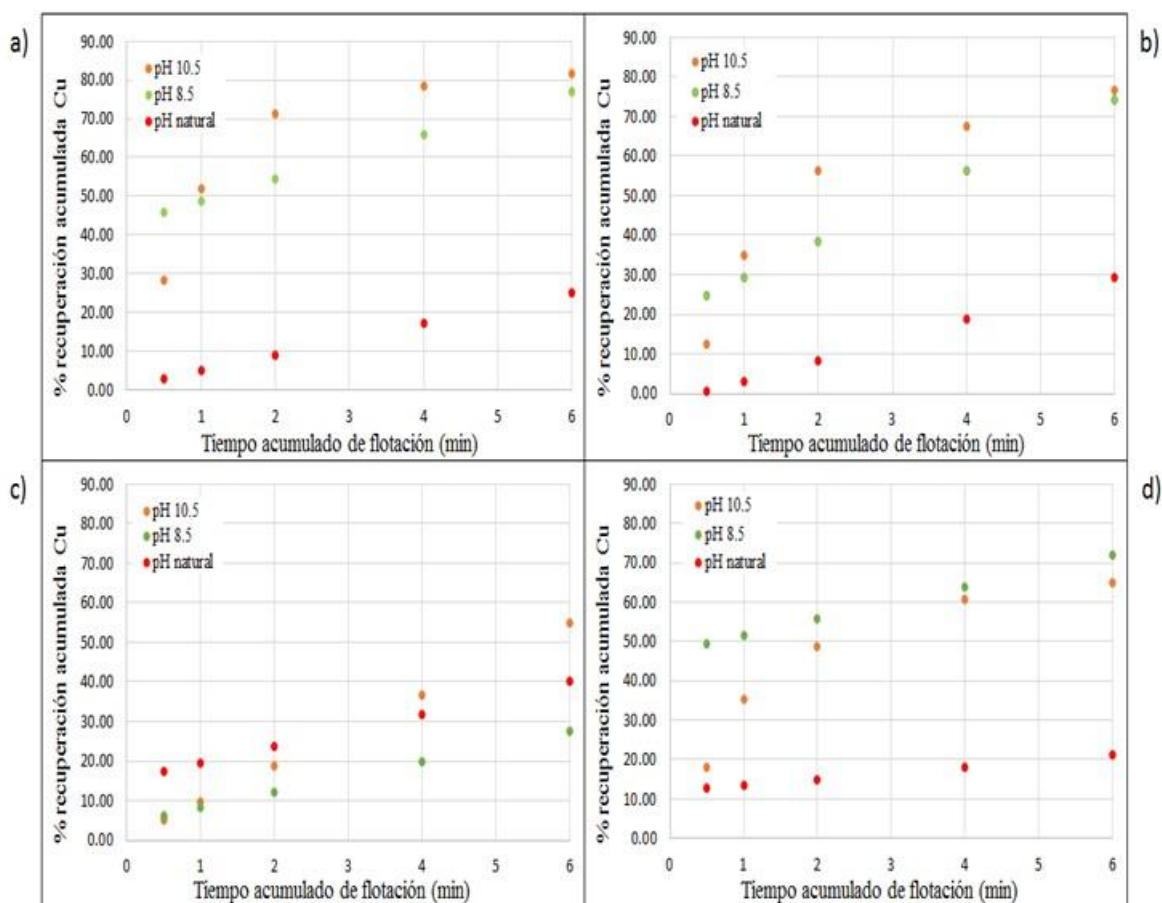


Figura 43. Porcentaje de recuperación de cobre obtenido con la variación en el pH de la pulpa a pH 10.5, pH 8.5 y pH natural vs tiempo acumulado en la flotación de las muestras de cabeza. a) muestra 1; pH natural = 5.8. b) muestra 2; pH natural = 5.4. c) muestra 3; pH natural = 7.3. d) muestra 4; pH natural = 5.99.

Una vez analizadas ambas variables, se estableció realizar todas las pruebas a compósitos y sus variaciones a 25% de sólidos en la pulpa y un pH de 10.5 el cual se ajustará mediante la adición de cal, pues fue la combinación de variables que aportó los mejores resultados y las recuperaciones de cobre más elevadas. Para realizar las pruebas con estas condiciones se utilizó la celda de capacidad de 4 litros, y no hubo variación al esquema de reactivos utilizado.

5.6 Determinación de la viscosidad a mineral de cabeza

Se determinaron las viscosidades de las muestras de cabeza a las diferentes variables aplicadas en las pruebas de flotación, tal como se observa en la Figura 44a muestra 1, 44b muestra 2, 44c muestra 3 y 44d muestra 4. Las 4 muestras presentan valores más elevados de viscosidad a un porcentaje de 33% de sólidos y, dentro de ese rango las que menor viscosidad presentan fueron las muestras a pH de 10.5.

Con 25% de sólidos y a pH de 10.5 se presentan los valores de viscosidad más bajos de todas las analizadas, y corroborando así, por este análisis de viscosidad, realizar las posteriores pruebas de flotación con estas variables, porcentaje de 25% de sólidos y pH de 10.5 en pulpa.

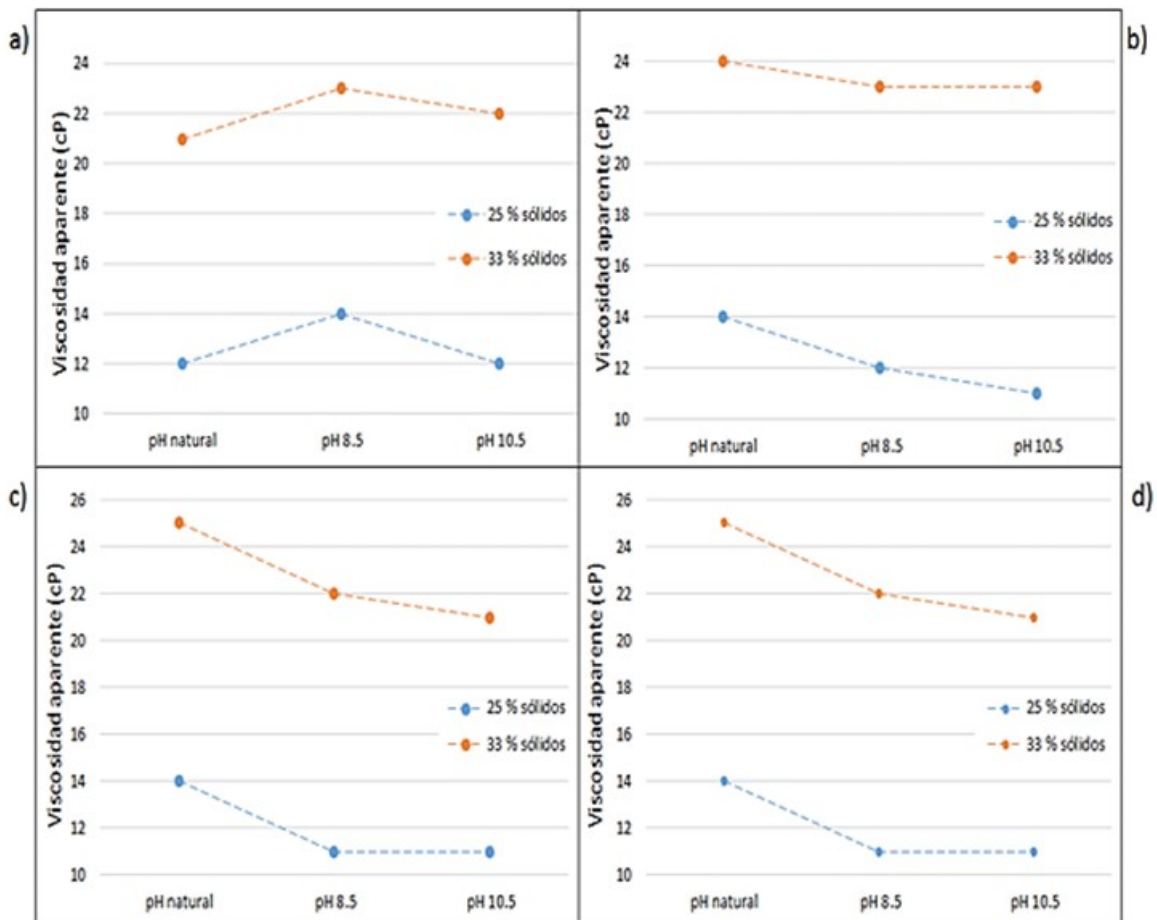


Figura 44. Comparación de la viscosidad obtenida en las muestras de cabeza con las variables de porcentaje de sólidos y pH analizados, donde: a) muestra 1, b) muestra 2, c) muestra 3 y d) muestra 4.

En la Figura 44c, se puede observar que la muestra 3 tiene 25 cP, el valor más alto de viscosidad a pH natural y 33% de sólidos, además, presenta valores de viscosidad similares a las otras muestras, a pesar de ser la muestra con menor porcentaje en contenido de arcillas (Tabla 6), sin embargo, cabe señalar que es la única que contiene arcillas del tipo S (swelling), particularmente montmorillonita. De esta manera se muestra que este tipo de minerales que tienen la capacidad de absorber agua dentro de su estructura mineral son capaces de aumentar la viscosidad de la pulpa, aun cuando se encuentran en porcentajes menores a 10%.

La muestra 4 a pH natural y 33% de sólidos, al igual que la muestra 3, presenta el valor de 25 cP, lo cual indica un efecto de magnitud similar sobre la viscosidad entre la muestra 4 con contenido alto de minerales arcillosos (86.4 %) y la muestra 3 con un bajo contenido de arcillas tipo S.

5.7 Compósitos preparados y su composición química y mineralógica

Para elaborar los compósitos se calcularon las leyes en porcentaje de cobre, zinc, hierro y cobre y hierro como óxidos, así como el porcentaje de los minerales de ganga analizados para las muestras de cabeza previamente. En los valores calculados se puede observar una ley de cobre de 0.97% y 0.64% para el compósito 1-3 y 1-4 respectivamente y una ley de hierro calculada más elevada para el compósito 1-3 con un porcentaje de 4.95, y un porcentaje de 3.64% calculado para el compósito 1-4. Para una mayor confiabilidad al momento de hacer los balances metalúrgicos, las dos muestras de cabeza de los compósitos elaborados se analizaron para todos los elementos que se habían calculado. En la Tabla 10 se observa una comparación entre los valores calculados de cobre, hierro, cobre y hierro como óxidos y zinc con los valores obtenidos mediante su análisis químico, el resultado fue unos valores de cobre ligeramente más bajos que los calculados, mientras que los porcentajes analizados para los demás elementos se encuentran cercanos a los valores calculados.

En la Tabla 11 se observan los valores calculados y también los obtenidos mediante el análisis para los minerales de ganga, al compararlos con los calculados presentan una gran similitud, únicamente resaltando que ya no se detectaron valores para los minerales de manganeso y cromo, los cuales, cuando se calcularon, se obtuvieron valores bajos oscilando entre 0.01-0.02%.

Tabla 10. Comparación de la ley calculada y analizada de cabeza para los compósitos elaborados.

Compósitos	Ley calculada. Compósito (%)					Ley analizada. Compósito (%)				
	Cu	Cu/Ox	Zn	Fe	Fe/Ox	Cu	Cu/Ox	Zn	Fe	Fe/Ox
1 3	0.97	0.17	0.02	4.95	3.15	0.86	0.13	0.04	4.80	3.21
1 4	0.64	0.11	0.00	3.64	2.19	0.58	0.10	0.04	3.60	2.17

Tabla 11. Comparación de la ley calculada y analizada de cabeza para minerales de ganga en los compósitos elaborados.

Compósitos	Ley calculada ganga (%)								Ley analizada ganga (%)							
	Al	Na	K	Ca	Mn	Mg	Ti	Cr	Al	Na	K	Ca	Mn	Mg	Ti	Cr
1 3	9.28	0.60	0.74	0.60	0.02	0.53	0.45	0.01	9.93	0.31	1.13	0.44	N.D	0.33	0.60	N.D
1 4	9.88	0.54	0.65	0.26	0.01	0.10	0.25	0.01	10.65	0.23	1.06	0.18	N.D	0.09	0.33	N.D

Mediante Difracción de Rayos X se hizo un análisis semi-cuantitativo (en %) donde se identificaron las especies minerales de ganga presentes en las muestras de cabeza de los compósitos 1-3 y 1-4, las cuales pueden observarse en la Tabla 12.

Tabla 12. Análisis semi-cuantitativo obtenido mediante la difracción de Rayos X de la presencia de minerales de ganga en las muestras de cabeza de los compósitos 1-3 y 1-4.

Muestra	Pirita %	Arcillas %		Feldespatos %	Silicatos %	Sulfatos %
		N.S	S			
compósito 1-3	4	42.1	2.9	15.2	34.2	1.6
compósito 1-4	3.2	43.3	0	12	41.6	0

Mediante este análisis se observó la presencia de minerales de ganga de los grupos de silicatos (cuarzo y diópsido), feldespatos (anortita, ortoclasas y sanidino), arcillas (caolinita y montmorillonita) y la moscovita que debido a su estructura similar y su comportamiento se incluye en este grupo, de ganga sulfurosa como la pirita y de yeso (perteneciente al grupo de los sulfatos).

Se identifica la presencia de minerales del grupo de las arcillas en mayor proporción en ambas muestras, destacándose la presencia de montmorillonita como único mineral de arcilla con capacidad de absorber agua en el compósito 1-3. Es de importancia notar que en el compósito 1-3 se detectó la presencia de yeso en baja proporción, el cual no había sido detectado anteriormente en las muestras de cabeza.

En cuanto a minerales de los otros grupos, y seguidos en porcentaje de presencia en los compósitos se observa a los minerales del grupo de los silicatos, principalmente el cuarzo, que es el de mayor abundancia, seguidos por los feldespatos, y en menor cantidad se detecta la presencia de pirita en ambas muestras con un porcentaje entre 3-4%.

Se puede observar también que en el compósito 1-3 se presenta una reducción en la presencia del mineral montmorillonita, esto comparado con la muestra de cabeza número 3, a partir de

la cual se elaboró este compósito. Los difractogramas obtenidos se pueden observar en el Anexo 3.

En el compósito 1-4 se observa una mezcla entre feldespatos y arcillas, lo cual compensa la presencia de estos por separado en cada una de las muestras de cabeza.

5.8 Pruebas de flotación a compósitos y sus variaciones

Se calculó el tiempo de molienda requerido del mineral en mezcla para obtener tamaños 80% menor a 80 mallas y 60% menor a 200 mallas utilizado en las pruebas de flotación. Esto mediante el análisis de los datos que ya se tenían de los valores obtenidos en las cinéticas de molienda de cada una de las muestras de cabeza, donde se sumó el 50% de cada uno de los pesos obtenidos en las mallas analizadas, valores que posteriormente se graficaron y se obtuvieron los tiempos de molienda para cada uno de los compósitos, los cuales se observan en la Tabla 13.

Tabla 13. Tiempos de molienda calculados para los compósitos 1-3 y 1-4.

número de muestra	min:seg	
	compósito 1-3	compósito 1-4
tiempo 80% -80 mallas	04:25	04:38
tiempo 60% -200 mallas	06:15	06:15

Con los tiempos calculados se realizó la molienda de cada uno de los compósitos, utilizando 200 g para cada compósito, se filtraron y secaron las muestras para realizar una granulometría y así corroborar los tiempos calculados y de este modo, establecer el tiempo exacto. Los tiempos obtenidos mediante el análisis se observan en la Tabla 14. Al compararlos con los analizados, se constata que el tiempo de molienda sí puede ser calculado mediante la forma señalada, pues la variación en el tiempo calculado con el tiempo establecido es mínima.

Esta herramienta fue de gran utilidad para el cálculo de los tiempos de molienda que serían utilizados para las pruebas de flotación a cada una de las variaciones de los compósitos, sin tener que realizar nuevamente una cinética de molienda.

Tabla 14. Tiempos de molienda establecidos para los compósitos 1-3 y 1-4.

	min:seg	
número de muestra	compósito 1-3	compósito 1-4
tiempo 80% -80 mallas	04:30	04:40
tiempo 60% -200 mallas	06:30	06:30

Después de realizadas las pruebas de flotación a los dos compósitos elaborados en una proporción de 50% de mezcla de la muestra 1 y 50% de mezcla de las muestras 3 y 4 respectivamente, se puede observar que la recuperación obtenida en el compósito 1-3 (Figura 45) se asemeja más a la obtenida en la muestra problemática (muestra 3) con solo 0.10% de incremento en la recuperación con la mezcla, determinando así, que incluso un 2.9% del mineral montmorillonita, presente en la muestra, tal como se presenta en la Tabla 12, puede afectar el comportamiento de la pulpa y disminuir así, el porcentaje de recuperación de los minerales de cobre. En el compósito 1-4 (Figura 46) el incremento es solamente de 1.5% en la recuperación. Se destaca entonces que el comportamiento de una muestra que contenga en mezcla el 50% o más de una muestra problemática con otro mineral que presente buen comportamiento, será similar al de la muestra problemática, determinando así que para que haya una mejor respuesta, la mezcla deberá ser en una proporción menor al 50%.

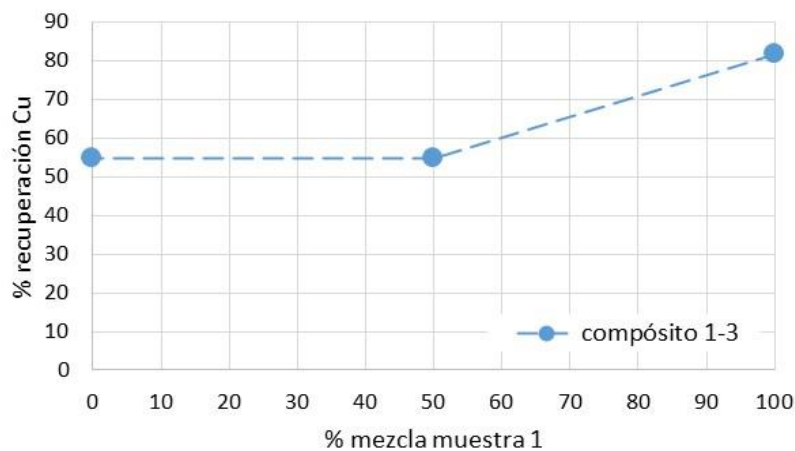


Figura 45. Porcentaje de recuperación de cobre en el compósito #1 comparado con el porcentaje de mezcla de las muestras a partir de las cuales fue elaborado.

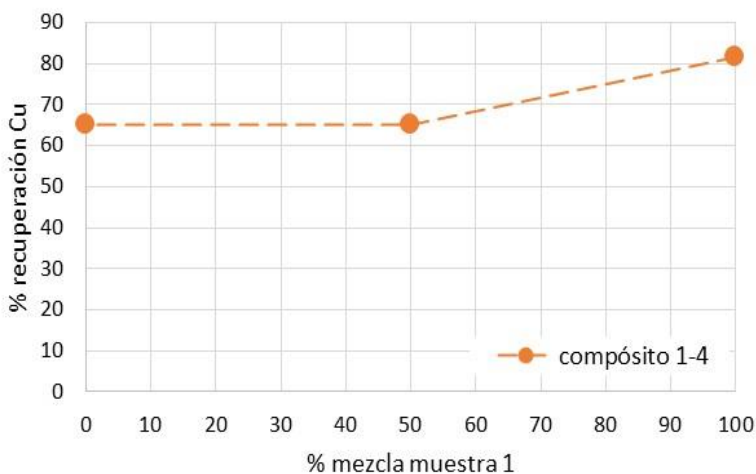


Figura 46. Porcentaje de recuperación de cobre en el compuesto #2 comparado con el porcentaje de mezcla de las muestras a partir de las cuales fue elaborado.

Por tal motivo se decidió realizar las variaciones en porcentaje de la muestra problemática a cada uno de los compósitos, tal como se presenta en el siguiente apartado. Los balances metalúrgicos de las pruebas realizadas se pueden observar en el Anexo 8.

5.8.1 Compósitos 1-3 y 1-4 con sus variaciones

Se observó que el 50% de mezcla de un mineral problemático con un mineral con buen comportamiento metalúrgico afecta considerablemente el porcentaje de recuperación de este, por tal motivo, se realizaron variaciones a los compósitos disminuyendo el porcentaje de mezcla del mineral problemático de las muestras 3 y 4 en una proporción de 10%, 20%, 30% y 40%, para así determinar hasta qué proporción de la muestra en mezcla reduce el efecto de una muestra problemática.

Los resultados de los porcentajes de recuperación obtenidos de las variaciones del compósito 1 se observan en la Figura 47, graficados en color azul los resultados de las variaciones del compósito 1-3 y de color naranja los resultados del compósito 1-4, donde también se puede notar que el incremento en la recuperación de cobre en la variación del porcentaje de la muestra problemática en ambos compósitos es gradual, pues aumenta conforme el porcentaje en mezcla de la muestra problemática disminuye.

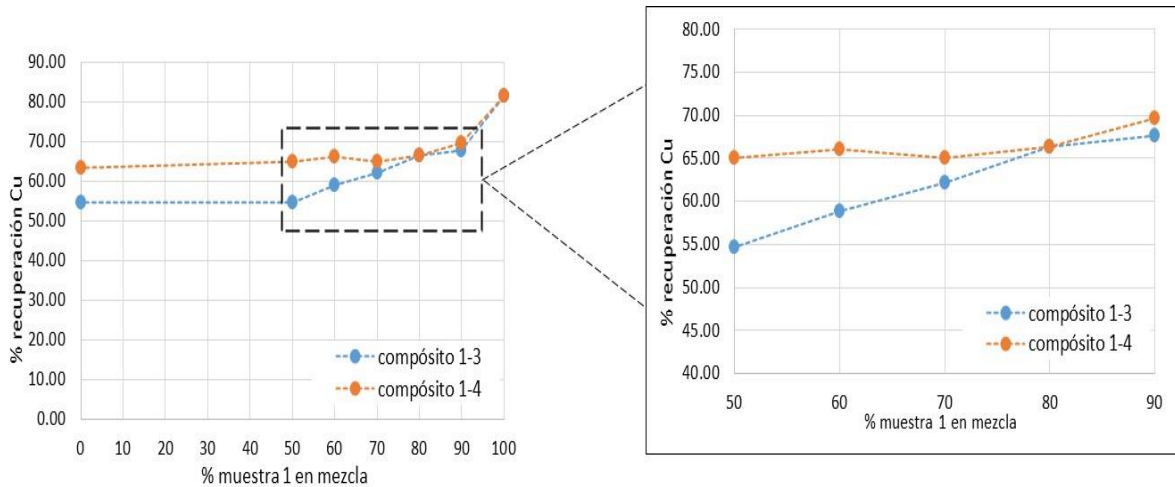


Figura 47. Porcentaje de recuperación de cobre obtenido en la flotación de los 2 compósitos elaborados, destacándose la comparación del porcentaje de recuperación obtenido en la flotación de cada una de sus variaciones.

Tanto en la Figura 47, como en la Tabla 15 se observa que ambos compósitos muestran un porcentaje de recuperación similar en una proporción de 80% muestra 1 y 20% muestra 3 y 4 en mezcla, siendo estos valores 66.40% y 66.42% respectivamente. Por tal motivo, se determinó seleccionar las variaciones 1-3.3 y 1-4.3 para las etapas de optimización.

Estas variaciones se seleccionaron porque a pesar de presentar una mineralogía muy diferente entre sí, mostraron resultados similares en ese porcentaje de mezcla de mineral problemático con el propósito de a estas variaciones realizar otras pruebas de optimización y poder aumentar la recuperación de cobre a más de 80%, porque como se observó en la Figura 47, incluso una presencia de 10% en mezcla de un mineral problemático, es suficiente para así afectar y disminuir la recuperación de una muestra que no presentaba problemas de bajas recuperaciones anteriormente.

Tabla 15. Porcentajes de recuperación de cobre obtenidos en las variaciones de la flotación del compósito 1-3 (izquierda) y compósito 1-4 (derecha).

compósito 1-3			compósito 1-4				
	muestra 1	muestra 3	% recuperación		muestra 1	muestra 4	% recuperación
	100	0	81.61		100	0	81.61
1-3.4	90	10	67.69	1-4.4	90	10	69.66
1-3.3	80	20	66.40	1-4.3	80	20	66.42
1-3.2	70	30	62.24	1-4.2	70	30	65.07
1-3.1	60	40	58.94	1-4.1	60	40	66.09
c 1-3	50	50	54.74	c 1-4	50	50	65.05
	0	100	54.63		0	100	63.42

5.9 Caracterización de los productos de flotación de las variaciones seleccionadas para optimización

Con una difracción de rayos X y un análisis semicuantitativo (en %) se identificaron las especies minerales de ganga presentes en las muestras de cabeza de las variaciones 1-3.3 y 1-4.3, así como de los concentrados obtenidos a 3 y 6 minutos en ambas flotaciones. Los difractogramas obtenidos pueden observarse en el Anexo 3.

Mediante este análisis, en la Tabla 16 se puede observar que los minerales con una gran tendencia a flotar (destacados en color rojo) en la variación 1-3.3 son aquellos del grupo de las arcillas, principalmente la moscovita seguida por la caolinita, aunque con una cinética un poco más lenta, pues su mayor recuperación se observa en la muestra analizada a los 6 minutos de flotación. Otro mineral con una recuperación importante dentro de los concentrados es la pirita, ésta, de flotación más rápida, pues su mayor recuperación es a los 3 minutos del tiempo total de flotación. Entre pirita, moscovita y caolinita tienen en porcentaje casi el 80% del total de la composición de ganga de los dos concentrados obtenidos.

También puede observarse que debido a la mezcla en un 80% de la muestra 1 y 20% de la muestra 3 para la elaboración de la variación 1-3.3, la presencia de montmorillonita disminuyó considerablemente a valores que ya no pudieron ser detectados en la muestra de cabeza mediante este análisis, eliminándose así la presencia de una especie con la capacidad de absorber agua e incrementar su tamaño y por lo tanto su efecto. Además, es importante

destacar que es un mineral el cual no tuvo tendencia a flotar, pues en el difractograma el pico representativo de este mineral que se encuentra a 5° no se presentó.

Tabla 16. Análisis semi-cuantitativo obtenido mediante la difracción de Rayos X de la presencia de minerales de ganga en la muestra de cabeza de la variación 1-3.3, así como de los concentrados obtenidos a 3 y 6 minutos de esa prueba de flotación.

Muestra	Pirita %	Arcillas %		Feldespatos %	Silicatos %
		N.S	S		
cabeza var. 1-3.3	1.9	64.6	0	7.3	26.2
3 minutos	20.2	58.5	0	5.8	15.5
6 minutos	9.3	73.9	0	3.8	12.5

En la Tabla 17 se puede observar que los minerales con una gran tendencia a flotar (destacados en color rojo) en la variación 1-4.3, al igual que en la variación 1-3.3, son los minerales de arcillas, siendo identificados la moscovita y la caolinita, de los cuales, su recuperación se atribuye principalmente al arrastre mecánico, pues aunque estos minerales son hidrofílicos, se arrastran fácilmente entre la espuma que sale de la celda de flotación, además de la pirita, que por su gran asociación a la calcocita fue prevista la gran recuperación que se observa en los concentrados, principalmente el obtenido a los 3 minutos. De igual manera se observa que ni los minerales pertenecientes al grupo de los feldespatos y los silicatos presentan tendencia a flotar y ser recuperados en los concentrados, con una pequeña excepción en la muestra obtenida a 6 minutos donde se detectó un porcentaje mayor de cuarzo recuperado, comparado con el concentrado obtenido a 3 minutos.

Tabla 17. Análisis semi-cuantitativo obtenido mediante la difracción de Rayos X de la presencia de minerales de ganga en la muestra de cabeza de la variación 1-4.3, así como de los concentrados obtenidos a 3 y 6 minutos de esa prueba de flotación.

Muestra	Pirita %	Arcillas %		Feldespatos %	Silicatos %
		N.S	S		
cabeza var. 1-4.3	3.7	62.6	0	3.4	30.4
3 minutos	21.6	63.8	0	3.4	10.6
6 minutos	13.4	57.8	0	5	23.1

Mediante microscopía óptica se observaron las muestras de los productos de colas de la variación 1-3.3 (Figura 48a) donde se puede observar el intercrecimiento tipo emulsión de partículas de pirita y calcocita, diseminadas dentro de una fase de ganga. Como se menciona anteriormente en el apartado 2.2.1, este tipo de intercrecimiento responde al proceso de flotación tal como cabría esperarse para la fase más abundante, que en este caso en particular, es ganga.

En la Figura 48b se observa una partícula del producto de colas de la variación 1-4.3, esta partícula presenta un intercrecimiento simple entre partículas de calcocita y ganga, y aunque podría haberse esperado su flotación mediante el proceso, no fue recuperada, lo cual se atribuye a que la flotabilidad de una partícula también depende de la flotabilidad del resto de los minerales que la componen, que en este caso, es ganga.

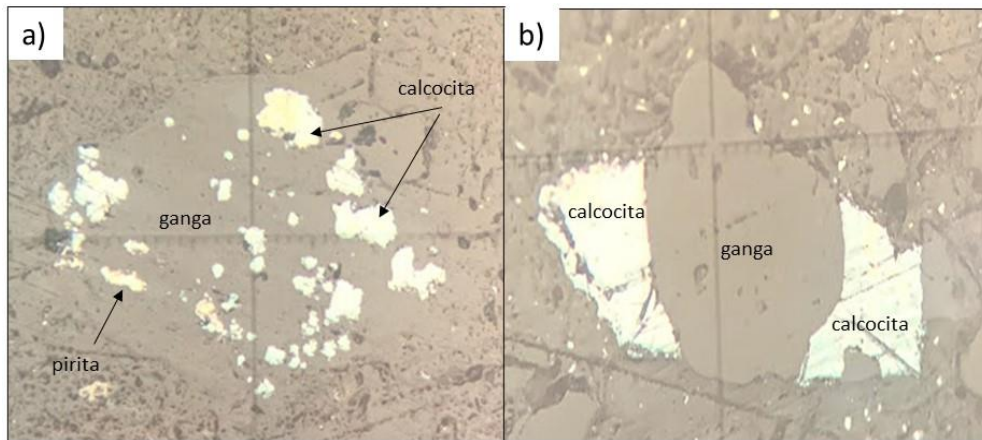


Figura 48. Imágenes tomadas de los productos de colas a las flotaciones de las variaciones de los compósitos 1-3 y 1-4. a) partícula en intercrecimiento tipo emulsión de la muestra de colas de la variación 1-3.3. b) partícula en intercrecimiento simple de calcocita con ganga tomada de la muestra de colas de la variación 1-4.3.

Con estos análisis se concluyó la necesaria disminución de pirita en el concentrado, así como de una reducción en el tamaño de molienda para una mayor liberación de las especies de cobre y que estas puedan ser recuperadas en el concentrado.

5.10 Optimización de la flotación de las variaciones de compósitos

La optimización en la flotación para las variaciones de los compósitos seleccionados, se realizó en 4 etapas que consistieron primeramente en la adición de una etapa agotativa; la segunda etapa consistió en la disminución del tamaño de muestra a 60% menor a 200 mallas; la tercera etapa consistió en el uso de un dispersante y la cuarta etapa consistió en la adición de cal desde la etapa de molienda. Para estas etapas de optimización los parámetros ya establecidos de 25% de sólidos y pH de 10.5 de la pulpa se mantuvieron constantes.

Se parte de una recuperación de 66.40% hasta lograr obtener una recuperación de 84.10% en el compósito 1-3.3, logrando un aumento de 17.70%, esto con la implementación de las etapas de optimización. Por otra parte, la recuperación en el compósito 1-4.3 fue desde 66.42% hasta 84.73%, teniéndose un aumento de 18.31%. En las Figuras 49-52 se presentan los resultados de los porcentajes de recuperación de cobre obtenidos en cada una de las etapas de optimización, la cual tiene como objetivo comparar los aumentos en la recuperación de cada uno de los compósitos conforme se fueron aplicando las distintas etapas de optimización.

Para la etapa 1 (Figura 49) se agregó una etapa agotativa para poder recuperar al máximo los minerales de cobre. Esta etapa adicional nos arrojó grandes resultados, teniendo un aumento en la recuperación de 10.11% y 12.2% en las variaciones 1-3.3 y 1-4.3 respectivamente, comparado con los valores de recuperación iniciales de estas variaciones de compósitos, además, como puede observarse en los balances metalúrgicos presentados en el Anexo 9, hubo una disminución en las leyes de las muestras de cola final del proceso, lo cual impactó directamente en la recuperación final.

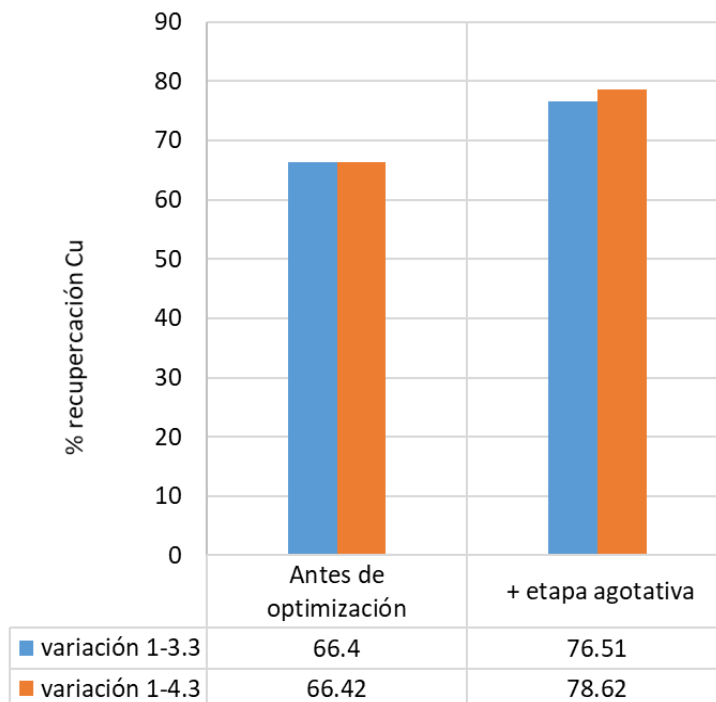


Figura 49. Comparación del aumento de la recuperación en las variaciones 1-3.3 y 1-4.3 con la aplicación de la primera etapa de optimización.

Para incrementar aún más la recuperación se realizó la segunda etapa de optimización, la cual consistió en la reducción del tamaño del mineral alimentado al proceso de flotación a una proporción del 60% de la muestra menor a 200 mallas, y así lograr una mayor liberación de partículas y poder maximizar su recuperación. Esta etapa de optimización se aplicó únicamente a la etapa primaria del proceso de flotación, es por esto por lo que los valores de recuperación obtenidos se compararon con los valores iniciales de recuperación (antes de la etapa 1 de optimización) de 66.4% y 66.42%. Los valores que se obtuvieron de recuperación de cobre fueron 69.64% y 71.73%, respectivamente en el compósito 1-3.3 y 1-4.3, tal como se observa en la Figura 50. En esta etapa se obtuvo un aumento en la recuperación de 3.24% y 5.31%, estableciendo con esto un nuevo parámetro para las posteriores pruebas de optimización que es la reducción del tamaño de molienda a un 60% menor a 200 mallas, agregando la etapa agotativa que se había establecido en la primera etapa de optimización.

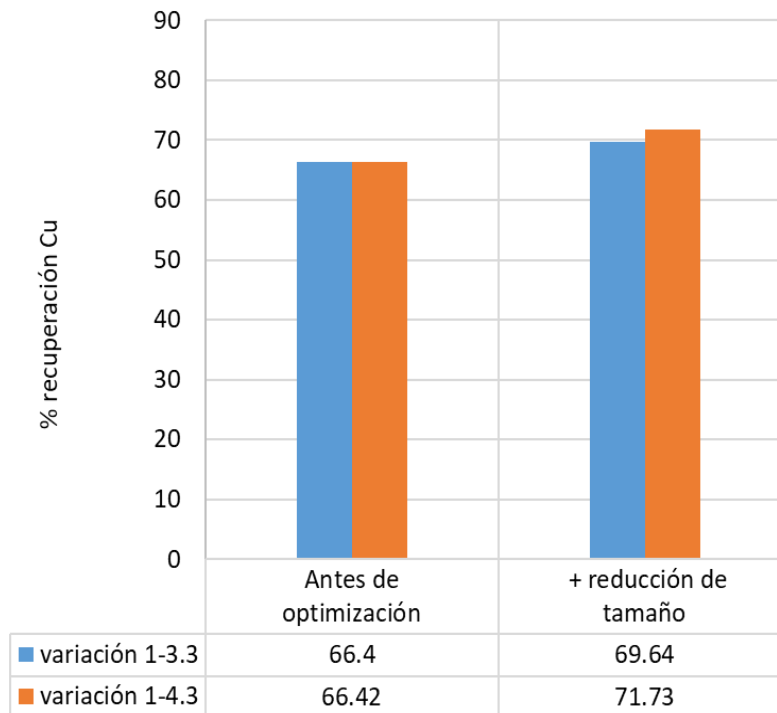


Figura 50. Comparación del aumento de la recuperación debido a la aplicación de la etapa 2 de optimización para las variaciones de compósitos 1-3.3 y 1-4.3.

A partir de la etapa 3 de optimización, para fines prácticos se determinó realizar la aplicación de las diferentes variables a estudiar únicamente al compósito 1-3.3, tal como puede observarse en la Figura 51. En esta etapa se adicionó hexametáfosfato de sodio como dispersante en una dosificación de 25 g/ton a la etapa primaria y la mitad de esta dosificación en la etapa agotativa, obteniendo una recuperación de 80.7%, la cual, comparada con la recuperación de 69.64%, que es la obtenida en la etapa 2 de optimización y es la base de comparación para las siguientes etapas, se obtuvo un aumento de 11.06% en la recuperación de cobre, estableciendo así agregar el uso de dispersante en el esquema de reactivos, adicionándolo a la celda después del ajuste de pH de pulpa y con un tiempo de acondicionamiento de 3 minutos, para posteriormente hacer la adición de los reactivos colectores.

El aumento en la recuperación mediante el uso de dispersante se atribuye principalmente a que este contribuye a la eliminación del recubrimiento de los minerales arcillosos sobre los minerales de cobre.

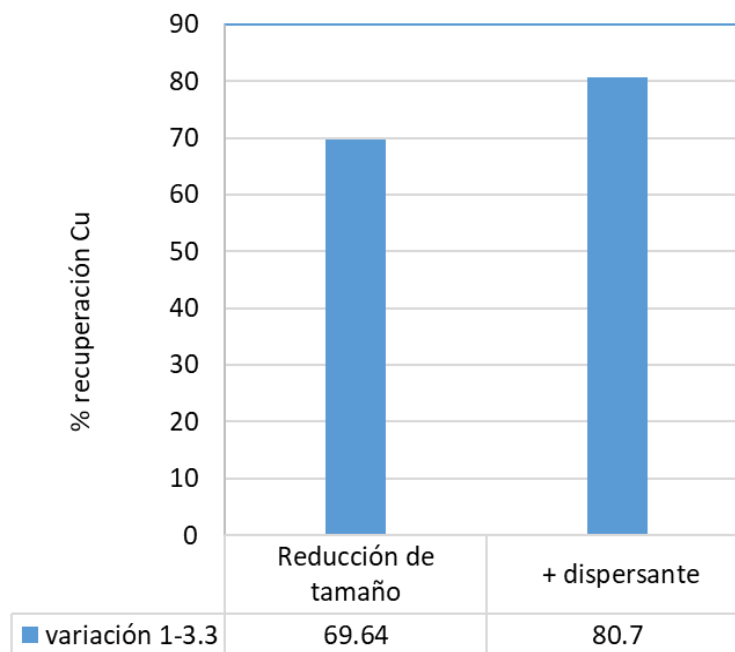


Figura 51. Comparación del aumento en la recuperación por la aplicación de la etapa 3 de optimización a la variación de compósito 1-3.3.

Para la cuarta etapa, primeramente, se hizo el cálculo de los gramos de cal necesarios para obtener un pH de la pulpa de 10.5 en celda. La cal fue añadida desde la etapa de molienda, a cada uno de los compósitos, y posteriormente, en la celda se midió el pH, determinando que el consumo de cal en molienda tiene que ser mayor al utilizado para ajustar pH en la celda de flotación, pues los valores obtenidos de la medición del pH de pulpa fueron 9.84 y 9.75 en los compósitos 1-3.3 y 1-4.3 respectivamente. Por tal motivo, se realizó una prueba de flotación al compósito 1-3.3 con el pH tal y como se obtuvo después de la etapa de molienda con cal, donde el resultado fue una recuperación de 73.35%, una recuperación más baja que las que ya se habían venido presentando, debido a que el pH en la pulpa durante toda la prueba estuvo alrededor de 9.84, lo cual ya se había observado en las primeras pruebas, donde un pH menor disminuye considerablemente la recuperación de cobre. Posteriormente, se realizó otra prueba al mismo compósito, con la misma cantidad de cal añadida desde la etapa de molienda, pero esta vez realizando el ajuste a 10.5 dentro de la celda para la etapa primaria

y la etapa agotativa, y como se observa en la Figura 52, se obtuvo una recuperación de cobre de 84.1% en el compósito 1-3.3.

Las mismas condiciones de reducción de tamaño de molienda, dispersante, más la adición de cal en la etapa de molienda con ajuste de pH dentro de la celda, se aplicaron al compósito 1-4.3, para el cual se obtuvo una recuperación similar a la del compósito 1-3.3, de 84.73%, observando que ambos compósitos, con mineralogías diferentes, siguen teniendo un comportamiento similar en cuanto a la recuperación con el esquema de reactivos manejado y la aplicación de las variables descritas con anterioridad.

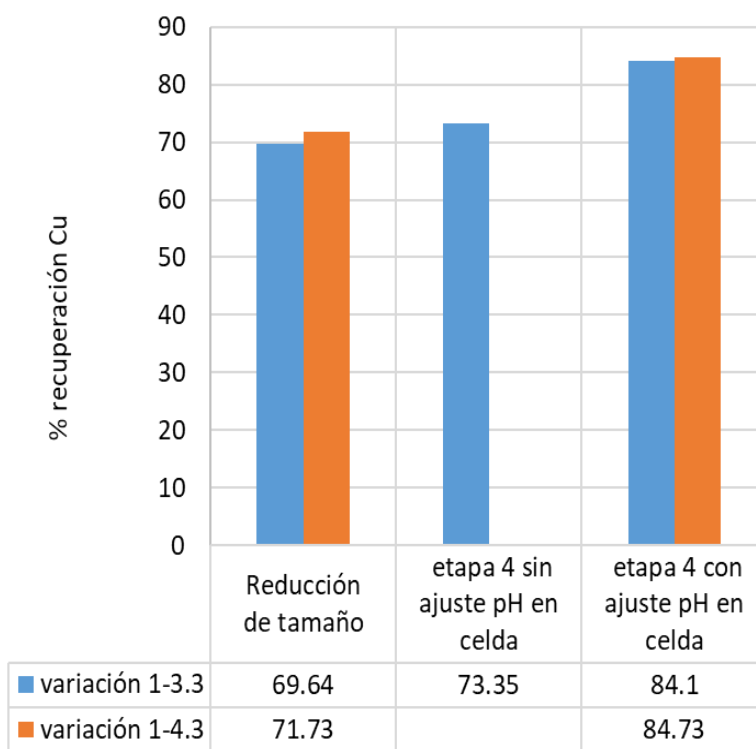


Figura 52. Comparación de los porcentajes de recuperación obtenidos mediante la aplicación de la cuarta y última etapa de optimización a las variaciones de compósitos 1-3.3 y 1-4.3.

Se obtuvo entonces un aumento significativo de 17.70% y 18.31% en la recuperación de las variaciones de los compósitos 1-3.3 y 1-4.3 respectivamente, esto después de la aplicación de las 4 etapas de optimización.

Con las condiciones de flotación, el proceso de molienda y el esquema de reactivos ya establecido, se realizó una flotación a cada una de las variaciones de los compósitos con 3 etapas de limpieas, pero estas últimas 3 etapas a pH de 11.5 para los concentrados obtenidos en la etapa primaria y agotativa, con la finalidad de deprimir las partículas libres de pirita que pudieran estar teniendo una activación por las especies de cobre presentes en las muestras.

En la Figura 53, se presenta el porcentaje de abundancia de cobre (como calcocita, especie de mayor predominancia en las muestras), pirita y de ganga en los productos obtenidos del proceso de flotación para el compósito 1-3.3 y 1-4.3 donde puede observarse claramente la disminución de las especies de ganga conforme se iba realizando cada una de las 3 etapas de limpieas, caso contrario lo que sucede con la pirita, pues se observa un aumento considerable en la concentración de este mineral a partir de la segunda etapa de limpia, en ambos compósitos, lo cual sugiere una activación de las partículas libres de este mineral en dichas etapas.

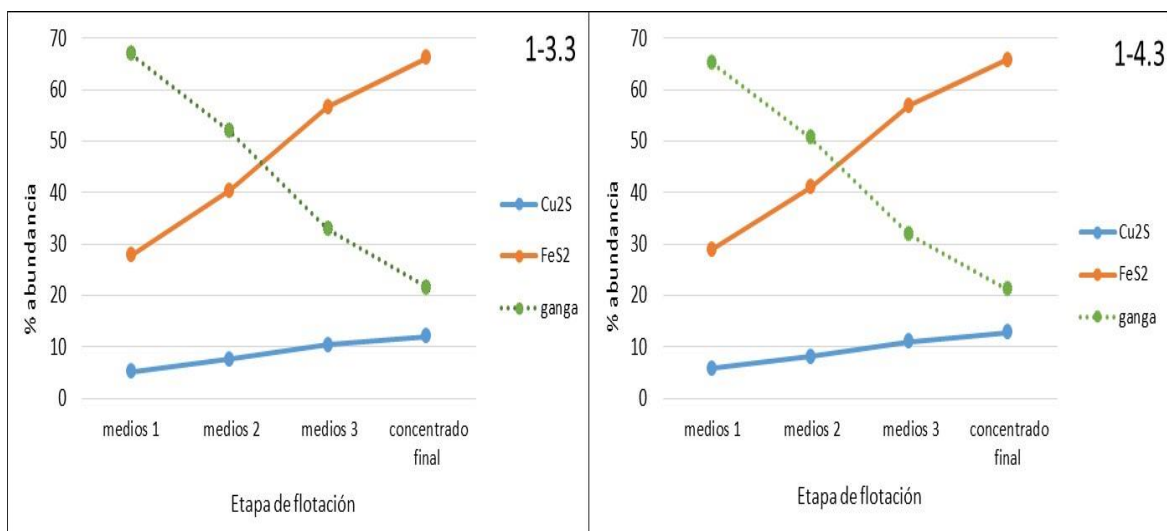


Figura 53. Porcentaje de abundancia del mineral de cobre, pirita y ganga en los productos de flotación obtenidos de los compósitos 1-3.3 y 1-4.3.

Se determinó, además, que un pH de 11.5 no tiene ningún efecto para la disminución de pirita en los concentrados, obteniendo porcentajes de este mineral similares a cuando la etapa de

limpias se llevó a cabo a valor de pH de 10.5. Los balances metalúrgicos de las dos pruebas anteriores se pueden observar en el Anexo 9.

5.10.1 Caracterización de los productos de flotación mediante Análisis semi-cuantitativo de Difracción de Rayos X

Los productos obtenidos en ambas flotaciones se analizaron mediante la Difracción de Rayos X, y mediante un análisis semi-cuantitativo (en %) se identificaron las especies minerales, principalmente de ganga presentes en cada uno de los productos de la flotación obtenidos que fueron medios 1, 2 y 3, cola y concentrado final.

En las siguientes dos tablas se presentan diferentes grupos de minerales, dentro de los cuales están el grupo de las arcillas (N. S. moscovita y caolinita – S. montmorillonita), feldespatos (ortoclasas, microclina, sanidino), silicatos (cuarzo y dióxido) y el grupo de los sulfuros, donde se incluye a la calcocita.

En la Tabla 18 se puede observar el análisis a los productos obtenidos del compuesto 1-3.3, donde es importante recalcar el efecto que tienen las 3 etapas de limpias para la eliminación o disminución de ganga no sulfurosa, y centrándose principalmente en la ganga arcillosa, se destaca que el mineral de montmorillonita (S), flotó en las etapas primaria y agotativa pero se eliminó en las 3 etapas de limpia, siendo nula su presencia en el concentrado final, al igual que los otros minerales de arcillas que con estas etapas de limpias disminuyeron su presencia en el concentrado final. Por otro lado, la ganga sulfurosa (pirita) presenta una mayor presencia en los productos conforme avanzan las etapas del proceso, reportándose este como el mineral de ganga con mayor tendencia a flotar.

Tabla 18. Análisis semi-cuantitativo de la presencia de minerales de ganga de los productos de flotación del compósito 1-3.3 obtenido mediante la Difracción de Rayos X.

Muestra	Sulfuros %	Pirita %	Arcillas %		Feldespatos %	Silicatos %
			N.S	S		
concentrado final	2.5	66.8	22.3	0	0	8.4
medios 3	0	15.6	61.2	2.2	6.6	14.5
medios 2	0	3.9	57.5	3.3	7.6	27.8
medios 1	0	0	83	1.5	3.9	11.6
cola final	0	0	68	0	6	26

En la Tabla 19 se observa el análisis a los productos obtenidos del compósito 1-4.3, donde al igual que en el compósito 1-3.3, la presencia de ganga no sulfurosa se ve disminuida conforme avanzan las 3 etapas de limpias, reportándose porcentajes más bajos de este tipo de ganga en el concentrado final, o nulos, como es el caso de los minerales del grupo de los feldespatos, los cuales al igual que en el compósito anterior no tienen tendencia a flotar.

A diferencia del compósito 1-3.3, este no tiene presencia de mineral de arcilla con capacidad de absorber agua, por eso los valores se presentan en ceros. Sin embargo, al igual que el compósito 1-3.3, se puede observar que la ganga sulfurosa (pirita) aumenta su presencia conforme avanzan las etapas del proceso, reportándose su mayor presencia en el concentrado final.

Por otro lado, se observa que ambos productos de cola no refieren presencia de pirita mediante este análisis, sugiriendo así que la mayor parte de este mineral flotó en las etapas primaria y agotativa.

Tabla 19. Análisis semi-cuantitativo de la presencia de minerales de ganga de los productos de flotación del compósito 1-4.3 obtenido mediante la Difracción de Rayos X.

Muestra	Sulfuros %	Pirita %	Arcillas %		Feldespatos %	Silicatos %
			N.S	S		
concentrado final	2.6	60.3	23.6	0	0	13.6
medios 3	0	20.9	55.1	0	3.9	20.1
medios 2	0	3.3	73	0	3.8	19.9
medios 1	0	0	79.1	0	3.7	17.2
cola final	0	0	73.7	0	3.7	22.6

Los difractogramas obtenidos de en cada uno de los productos se pueden observar en el Anexo 3.

5.11 Determinación de viscosidad a compósitos

Se realizó la determinación de la viscosidad de cada uno de los compósitos elaborados a las diferentes variables de 33% y 25% de sólidos y a pH natural, pH 8.5 y 10.5. En la Figura 54a se observan las mediciones de viscosidad del compósito 1-3 comparadas con las muestras de cabeza a partir de las cuales se elaboró el compósito, mientras que en la Figura 54b se observa la misma comparación pero para el compósito 1-4.

Se puede apreciar que los valores de viscosidad a cualquiera de las variables medidas a 33% de sólidos disminuyeron en comparación con los valores obtenidos en las muestras de cabeza a partir de las cuales se elaboraron los compósitos 1-3 y 1-4. Para lo cual se determina que la mezcla entre un mineral con buen comportamiento metalúrgico y otro con problemas de bajas recuperaciones si tiene un impacto en la reducción de la viscosidad medida a 33% de sólidos. Los valores de viscosidad obtenidos para los compósitos a las variables de 25% de sólidos se mantienen constantes, también al ser comparados con los valores obtenidos en las muestras de cabeza.

Se observa también que a valores de 25% de sólidos y un pH de 10.5 ambos compósitos presentan el mismo valor de viscosidad, mientras que a 33% de sólidos el compósito 1-4.3 obtuvo valores más elevados, sin embargo, a un pH de 10.5 vuelven a presentar valores similares de viscosidad ambos compósitos.

Con esto se corrobora que un aumento en el pH podría reducir las cargas positivas de los bordes de los minerales de arcillas, lo cual disminuye el recubrimiento que estos minerales pudieran ocasionar sobre los minerales de cobre, disminuyendo también la formación de agregados arcillosos que pudieran formarse, llevando a la reducción de las cargas positivas de los bordes, y en consecuencia, a una disminución en la viscosidad.

A partir de estos resultados y considerando que a las condiciones de operación en el proceso de 25% de sólidos y pH de 10.5, en las que se obtienen los mejores valores de recuperación y fueron empleadas para la optimización, se puede establecer que el efecto de la viscosidad parece ser estandarizado (Figura 54), atribuyéndose entonces las variaciones en la recuperación a efectos mineralógicos tales como la textura y asociación entre las fases minerales.

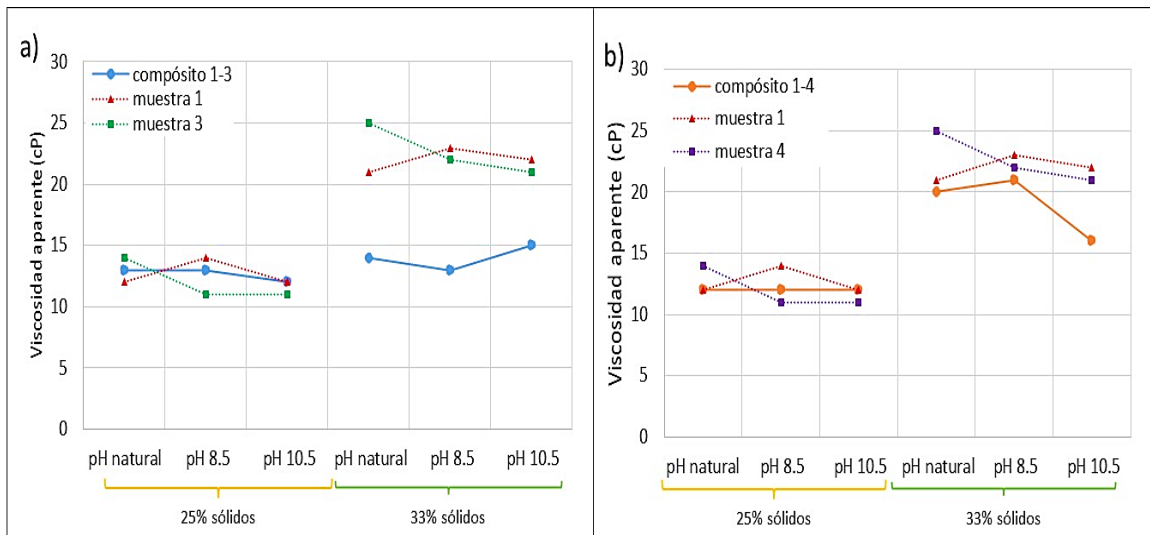


Figura 54. Valor de la viscosidad obtenida en los compósitos a) 1-3 y b) 1-4 a diferentes condiciones de medición, comparada con las muestras de cabeza a partir de las cuales se elaboraron los compósitos.

6. Conclusiones

En el análisis metalúrgico de asociaciones complejas de minerales de cobre-pirita-arcillas, el tipo de asociación que se reportó más problemático para su recuperación fue de tipo inclusión en asociación terciaria entre calcocita o bornita, pirita y arcillas, pues tanto la calcocita, como la pirita se encontraron en inclusión dentro de una matriz de minerales arcillosos, impidiéndose su liberación y recuperación aún con molienda más fina, lo cual se corrobora con la alta presencia de este tipo de asociación las colas de flotación.

Se determinó la presencia de pirita como principal mineral de ganga sulfurosa en las muestras muy asociada a calcocita, principalmente, en forma simple, por recubrimiento y en tipo stockwork, lo cual justifica, que a pesar de una molienda más fina en las etapas de optimización, mejora las recuperaciones de este mineral. Así mismo, la recuperación de partículas libres de pirita durante la etapa de limpia sugiere su activación por la disolución de iones de cobre a partir de los sulfuros de cobre secundarios presentes en la muestra, descartando que a un pH mayor a 11.5 en las etapas de limpia se logre la depresión de este mineral en presencia de calcocita.

El presente trabajo demuestra que la presencia de minerales de arcillas con capacidad de absorber agua, en este caso en particular, montmorillonita, en abundancia menor a 10% en una pulpa mineral la cual se encuentre a concentraciones mayores de 25% de sólidos y presente un pH menor de 10.5, son capaces de aumentar los valores de viscosidad de la pulpa que las contiene a valores similares de pulpas con contenidos mayores de arcillas en abundancia de 10% o más y en un porcentaje de sólidos más elevado.

Se demostró el efecto que tiene el porcentaje de sólidos en la pulpa para muestras con altos contenidos de arcillas, pues a un porcentaje de 25% se reportaron mayores recuperaciones, esto debido a que se limita la formación de agregados de los minerales arcillosos.

El efecto del porcentaje de sólidos también fue corroborado mediante el análisis de viscosidad a las muestras, observándose una diferencia considerable entre los valores de viscosidad para 33% de sólidos (21-25 cP) con respecto a la viscosidad de las muestras de cabeza a 25% de sólidos (11-14 cP). Siendo así, el alcance y la complejidad que pueda existir

en la reología de una pulpa en presencia de minerales de arcillas estará determinado por los tipos de arcillas presentes y los agregados que puedan formarse en la pulpa.

Con respecto al efecto del pH en la pulpa, se determinó que la mejor recuperación de cobre se obtiene a pH de 10.5, esto debido a la disminución de las cargas positivas de los bordes de los minerales de arcillas, lo cual disminuye el recubrimiento que estos minerales pudieran ocasionar sobre los minerales de cobre, mejorándose la flotabilidad de estos minerales.

Por lo anteriormente mencionado, se establece entonces que para tratar un mineral que tenga altos contenidos de arcillas, pirita como ganga sulfurosa y diversas especies de cobre, deben aplicarse las condiciones de 25% de sólidos y pH de 10.5 en la pulpa en la etapa primaria y agotativa; un tamaño de partícula de 60% de la muestra menor a 200 mallas. Bajo las condiciones definidas en este estudio no fue posible la depresión de pirita aun incrementando el pH hasta 11.5, por lo que es necesario profundizar en el estudio del efecto de la activación de pirita por la presencia de especies secundarias de cobre.

El uso de tres tipos de colectores selectivos para cobre, un ditiofosfato, un tionocarbamato y un xantato, en conjunto, aseguraron que la recuperación de las partículas de los minerales de interés pueda llevarse a cabo, a pesar de que cada uno de los minerales tiene mecanismos y respuestas diferentes al proceso de flotación.

La elaboración de compósitos a partir de las muestras de cabeza en un porcentaje de 20% de la muestra problemática y 80% de mineral con buen comportamiento metalúrgico, más las condiciones establecidas de 25% de sólidos, pH de 10.5, el cuadro de reactivos utilizado, en conjunto con la aplicación de lo determinado en las etapas de optimización, permitió incrementar el porcentaje de recuperación de los óxidos y sulfuros de cobre secundarios presentes en las muestras de los compósitos elaborados hasta un 84.1% en el compósito 1-3.3 y hasta 84.73% en el compósito 1-4.3.

Lo anterior concluye que podría ser por una parte debido a la eliminación o disminución del efecto de la viscosidad, y en una segunda instancia por la disminución de la carga de minerales (porcentaje de abundancia) con mayor asociación y textura compleja. Pues como se demostró mediante las pruebas de flotación realizadas a las variaciones de los compósitos

1-3.3 y 1-4.3, un incremento en el porcentaje de la muestra problemática mayor a 20%, el compuesto elaborado tendrá un comportamiento similar al de la muestra problemática.

Con los estudios de viscosidad realizados a los compósitos, se puede establecer entonces que el efecto de la viscosidad parece estar neutralizado bajo las composiciones empleadas y para un 25% de sólidos, pues los valores obtenidos de viscosidad en los compósitos es similar a los valores de viscosidad de las muestras de cabeza a partir de las cuales se elaboraron los compósitos, atribuyéndose entonces las variaciones en la recuperación de cobre a efectos mineralógicos tales como la textura y asociación entre las fases minerales.

Referencias

Agheli, S., Hassanzadeh, A., Hassas, B. V., & Hasanzadeh, M. (2017). Effect of pyrite content of feed and configuration of locked particles on rougher flotation of copper in low and high pyritic ore types. *International Journal of Mining Science and Technology*, 28(2), 167-176.

Agorhom, E. A., Skinner, W., & Zanin, M. (2015). Post-regrind selective depression of pyrite in pyritic copper–gold flotation using aeration and diethylenetriamine. *Minerals Engineering*, 72, 36-46.

Arnold, B. J., & Aplan, F. F. (1986). The effect of clay slimes on coal flotation, part I: The nature of the clay. *International Journal of Mineral Processing*, 17(3-4), 225-242.

Ávila-Márquez, D. M. (2019). Estudio de adsorción de los colectores Isobutilo Xantógeno Etil Formiato y O-pentilo S-propenilo éster, en la superficie de sulfuros de cobre y su correlación en el proceso de flotación. Tesis de Maestría en Ingeniería de Minerales. Instituto de Metalurgia/Facultad de Ingeniería, UASLP).

Bakker, C. W., Meyer, C. J., & Deglon, D. A. (2010). The development of a cavern model for mechanical flotation cells. *Minerals Engineering*, 23(11-13), 968-972.

Basnayaka, L., Subasinghe, N., & Albijanic, B. (2017). Influence of clays on the slurry rheology and flotation of a pyritic gold ore. *Applied Clay Science*, 136, 230-238.

Bergaya, F. B. K. G., & Lagaly, G. (2013). General introduction: clays, clay minerals, and clay science. In *Developments in clay science* (Vol. 5, pp. 1-19). Elsevier.

Berger, B. R., Ayuso, R. A., Wynn, J. C., & Seal, R. R. (2008). Preliminary model of porphyry copper deposits. *US geological survey open-file report*, 1321, 55.

Brigatti, M. F., Galan, E., & Theng, B. K. G. (2013). Structure and mineralogy of clay minerals. In *Developments in clay science* (Vol. 5, pp. 21-81). Elsevier.

Brookfield Engineering Laboratories, inc. Brookfield Dial reading viscometer with electronic drive. Operating Instructions. Viscometers, Rheometers and texture analyzers for laboratory and process applications. Recuperado de <http://www.brookfieldengineering.com>

- Bulatovic, S. M. (2007). *Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice: Volume 1: flotation of sulfide ores*. Elsevier.
- Chen, X., Hadde, E., Liu, S., & Peng, Y. (2017). The effect of amorphous silica on pulp rheology and copper flotation. *Minerals Engineering*, *113*, 41-46.
- Chen, X., & Peng, Y. (2018). Managing clay minerals in froth flotation—A critical review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, *39*(5), 289-307.
- Cruz, N., Peng, Y., Farrokhpay, S., & Bradshaw, D. (2013). Interactions of clay minerals in copper–gold flotation: Part 1–Rheological properties of clay mineral suspensions in the presence of flotation reagents. *Minerals Engineering*, *50*, 30-37.
- Cruz, N., Peng, Y., Wightman, E., & Xu, N. (2015). The interaction of pH modifiers with kaolinite in copper–gold flotation. *Minerals Engineering*, *84*, 27-33.
- Cruz, N., & Peng, Y. (2016). Rheology measurements for flotation slurries with high clay contents—a critical review. *Minerals Engineering*, *98*, 137-150.
- CYTEC Industries Inc. (2002). Manual de productos químicos para minería.
- Farrokhpay, S. (2012). The importance of rheology in mineral flotation: A review. *Minerals Engineering*, *36*, 272-278.
- Farrokhpay, S., Ndlovu, B., & Bradshaw, D. (2016). Behaviour of swelling clays versus non-swelling clays in flotation. *Minerals Engineering*, *96*, 59-66.
- Fullston, D., Fornasiero, D., & Ralston, J. (1999). Zeta potential study of the oxidation of copper sulfide minerals. *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*, *146*(1-3), 113-121.
- Gupta, V., & Miller, J. D. (2010). Surface force measurements at the basal planes of ordered kaolinite particles. *Journal of Colloid and Interface Science*, *344*(2), 362-371.
- Hedenquist, J. W., Harris, M., & Camus, F. (Eds.). (2012). *Geology and genesis of major copper deposits and districts of the world: a tribute to Richard H. Sillitoe*. Society of Economic Geologists.

- Jeldres, R. I., Uribe, L., Cisternas, L. A., Gutierrez, L., Leiva, W. H., & Valenzuela, J. (2019). The effect of clay minerals on the process of flotation of copper ores-A critical review. *Applied Clay Science*, *170*, 57-69.
- Lee, J. S., Nagaraj, D. R., & Coe, J. E. (1998). Practical aspects of oxide copper recovery with alkyl hydroxamates. *Minerals Engineering*, *11*(10), 929-939.
- Mexicano, S. G. (2019). Anuario estadístico de la minería mexicana 2018.
- Mosa, E. S., Saleh, A. H. M., Taha, T. A., & El-Molla, A. M. (2008). Effect of chemical additives on flow characteristics of coal slurries. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, *42*(2008), 107-18.
- Mu, Y., Peng, Y., & Lauten, R. A. (2016). The depression of pyrite in selective flotation by different reagent systems—A Literature review. *Minerals Engineering*, *96*, 143-156.
- Muller, D. (2002). Gold-copper mineralization in alkaline rocks.
- Mutschler, F. E., & Mooney, T. C. (1993). Precious-metal deposits related to alkalic igneous rocks: Provisional classification, grade-tonnage data and exploration frontiers. *Mineral deposit modeling: Geological Association of Canada Special Paper*, *40*, 479-520.
- Ndlovu, B., Becker, M., Forbes, E., Deglon, D., & Franzidis, J. P. (2011). The influence of phyllosilicate mineralogy on the rheology of mineral slurries. *Minerals engineering*, *24*(12), 1314-1322.
- Ndlovu, B., Farrokhpay, S., & Bradshaw, D. (2013). The effect of phyllosilicate minerals on mineral processing industry. *International Journal of Mineral Processing*, *125*, 149-156.
- Ndlovu, B., Forbes, E., Farrokhpay, S., Becker, M., Bradshaw, D., & Deglon, D. (2014). A preliminary rheological classification of phyllosilicate group minerals. *Minerals Engineering*, *55*, 190-200.
- Olphen, H. V. (1963). *An introduction to clay colloid chemistry, for clay technologists, geologists, and soil scientists* (No. 04; QD549, O5.).
- Ortiz, A. A., Jara, P. N., Loli, A. F., Delgado, E. L., Salinas, S. F., Salazar, R. O., ... & Aragón, S. Y. C. (2002). Flotación de minerales oxidados de plomo. *Revista del Instituto de*

Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, 5(10), 34-43.

Ortiz, D. A. (2019). Evaluación de flotación secuencial Cu-Pb-Zn vs separación Pb-Cu en menas con diferente contenido de cobre secundario. *Maestría en Ingeniería de Minerales* (Doctoral dissertation, Universidad Autónoma de San Luis Potosí).

Ovarlez, G. (2019). Rheology of visco-plastic suspensions. In *Lectures on Visco-Plastic Fluid Mechanics* (pp. 165-194). Springer, Cham.

Peng, Y., & Zhao, S. (2011). The effect of surface oxidation of copper sulfide minerals on clay slime coating in flotation. *Minerals Engineering*, 24(15), 1687-1693.

Pérez Barnuevo, L. (2014). Caracterización automatizada de texturas de menas mediante análisis digital de imagen para su aplicación geometalúrgica.

Rao, S. R. (2013). *Surface chemistry of froth flotation: Volume 1: Fundamentals*. Springer Science & Business Media.

Sánchez-López, A. A. (2003). *Adsorción de colectores sulfhídricos en la interfase piritita/solución acuosa y su efecto en flotación* (Doctoral dissertation, Tesis de Maestría en Ingeniería de Minerales. Instituto de Metalurgia/Facultad de Ingeniería, UASLP).

Schoonheydt, R. A., Johnston, C. T., & Bergaya, F. (2018). Clay minerals and their surfaces. In *Developments in Clay Science* (Vol. 9, pp. 1-21). Elsevier.

Shabalala, N. Z. P., Harris, M., Leal Filho, L. S., & Deglon, D. A. (2011). Effect of slurry rheology on gas dispersion in a pilot-scale mechanical flotation cell. *Minerals Engineering*, 24(13), 1448-1453.

Shi, F. N., & Zheng, X. F. (2003). The rheology of flotation froths. *International Journal of Mineral Processing*, 69(1-4), 115-128.

Sillitoe, R. H. (2003). Iron oxide-copper-gold deposits: an Andean view. *Mineralium Deposita*, 38(7), 787-812.

Sillitoe, R. H. (2010). Porphyry copper systems. *Economic geology*, 105(1), 3-41.

Stucki, J. W. (2013). Properties and behaviour of iron in clay minerals. In *Developments in clay science* (Vol. 5, pp. 559-611). Elsevier.

Valdivieso, A. L., & Bahena, J. L. R. (2005). Flotación de calcopirita, pirita y molibdenita en minerales de cobre tipo pórfidos. *Universidad Autónoma de San Luis de Potosí, México*.

Wang, Y. (2016). Mitigating the deleterious effect of clay minerals on copper flotation.

Yu, Y., Ma, L., Cao, M., & Liu, Q. (2017). Slime coatings in froth flotation: A review. *Minerals Engineering, 114*, 26-36.

Zanin, M., Lambert, H., & du Plessis, C. A. (2019). Lime use and functionality in sulphide mineral flotation: A review. *Minerals Engineering, 143*, 105922.

Zhang, M., & Peng, Y. (2015). Effect of clay minerals on pulp rheology and the flotation of copper and gold minerals. *Minerals Engineering, 70*, 8-13.

Zhao, S., & Peng, Y. (2012). The oxidation of copper sulfide minerals during grinding and their interactions with clay particles. *Powder technology, 230*, 112-117.

Anexos

Anexo 1. Análisis químicos

Análisis químico para Cu, Zn y Fe.

Para la determinación de los elementos Cu, Zn y Fe se pesaron 0.2 g en un vaso de precipitado. El ataque de las muestras se realiza con agua regia la cual es una proporción 3:1 de ácido clorhídrico (HCl) y ácido nítrico (HNO₃) agregando 20 ml de esta y 5 gotas de ácido fluorhídrico (HF), se coloca en la parrilla hasta que la muestra llegue a sequedad para después agregar 40 ml de una preparación 1:1 de ácido clorhídrico concentrado y agua destilada. La muestra se tapa y se vuelve a subir a la parrilla hasta llegar a ebullición. Se deja enfriar y se filtra utilizando un papel filtro de poro abierto, en un matraz volumétrico de 200 ml, el cual será aforado con agua destilada. Posteriormente se toma una alícuota de 10 ml y se afora con agua destilada en un matraz volumétrico de 100 ml. Las muestras deben estar previamente identificadas para poder ser analizadas.

Análisis químico para Cu/Ox y Fe/Ox.

Para la determinación de Cu/Ox y Fe/Ox se pesan 0.2 g de cada muestra para cada uno de los elementos y, para Cu como óxido se hace una preparación de ácido sulfúrico H₂SO₄ al 2% de concentración y se agregan 50 ml al vaso de precipitado, este se sube a la parrilla hasta llegar a ebullición, tapado con vidrio de reloj para que no se evapore. Se deja enfriar y se filtra con un papel filtro de poro abierto en un matraz volumétrico de 200 ml para su análisis. Para Fe como óxido se hace una preparación de ácido clorhídrico al 40% de concentración y se agregan 50 ml al vaso de precipitado y se sube a la parrilla siguiendo el mismo procedimiento que para la determinación de Cu como óxido.

Análisis químico para Al, Na, K, Ca, Mn, Mg, Ti y Cr.

Para la determinación de Al, Na, K, Ca, Mn, Mg, Ti y Cr se pesaron 0.5 g de muestra en un vaso de plástico al cual se le agregan 20 ml de agua regia y 10 ml de ácido fluorhídrico, este se sube a la parrilla a baño maría y se deja llegar a sequedad, cuando esto pasa, se baja y se le agregan 40 ml de ácido clorhídrico + agua desionizada en proporción 1:1 y se vuelve a subir a la parrilla a baño maría hasta llegar a ebullición. Se deja enfriar y se filtra en un papel filtro de poro abierto en un matraz volumétrico de 100 ml. Posteriormente se analizan las muestras, las cuales deben estar previamente identificadas.

Anexo 2. Análisis de asociación y liberación por conteo de partículas de las muestras de cabeza mediante microscopía óptica.

Conteo de partículas de muestra 1 de cabeza

Número de partículas						
		Asociaciones binarias			Ternarias	
Especies	Libre	Calcocita	Pirita	Ganga	cc/py/ganga)	Total
Calcocita	76		81	34	42	233
Pirita	163	62		51		276
Total	239	62	81	85	42	509

Distribución en porcentaje (por especie) de muestra 1 de cabeza

Distribución en % (por especie)						
		Asociaciones binarias			Ternarias	
Especies	Libre	Calcocita	Pirita	Ganga	cc/py/ganga)	Total
Calcocita	32.62		34.76	14.59	18.03	100.00
Pirita	59.06	22.46		18.48		100.00

Conteo de partículas de muestra 2 de cabeza

Número de partículas								
		Asociaciones binarias				Ternarias		
Especies	Libre	Calcocita	Bornita	Pirita	Ganga	cc/py/ganga)	bn/py/ganga)	Total
Calcocita	35		0	77	23	65		200
Bornita	4	0		18	6		11	39
Pirita	188	31	8		88			315
Total	227	31	8	95	117	65	11	554

Distribución en porcentaje (por especie) de muestra 2 de cabeza

Distribución en % (por especie)								
		Asociaciones binarias				Ternarias		
Especies	Libre	Calcocita	Bornita	Pirita	Ganga	cc/py/ganga)	bn/py/ganga)	Total
Calcocita	17.50		0.00	38.50	11.50	32.50		100.00
Bornita	10.26	0.00		46.15	15.38		28.21	100.00
Pirita	59.68	9.84	2.54		27.94			100.00

Conteo de partículas de muestra 3 de cabeza

Número de partículas									
		Asociaciones binarias					Ternarias		
Especies	Libre	Calcocita	Cu nativo	Bornita	Pirita	Ganga	cc/py/ganga)	bn/py/ganga)	Total
Calcocita	47		0	0	42	51	47		187
Cu nativo	15	0		0	0	0			15
Bornita	5	0	0		0	18		8	31
Pirita	197	26	0	4		57			284
Total	264	26	0	4	42	126	47	8	517

Distribución en porcentaje (por especie) de muestra 3 de cabeza

Distribución en % (por especie)									
		Asociaciones binarias					Ternarias		
Especies	Libre	Calcocita	Cu nativo	Bornita	Pirita	Ganga	cc/py/ganga)	bn/py/ganga)	Total
Calcocita	25.13		0.00	0.00	22.46	27.27	25.13		100.00
Cu nativo	100.00	0.00		0.00	0.00	0.00			100.00
Bornita	16.13	0.00	0.00		0.00	58.06		25.81	100.00
Pirita	69.37	9.15	0.00	1.41		20.07			100.00

Conteo de partículas de muestra 4 de cabeza

Número de partículas						
		Asociaciones binarias			Ternarias	
Especies	Libre	Calcocita	Pirita	Ganga	cc/py/ganga)	Total
Calcocita	24		26	48	76	174
Pirita	178	38		30		246
Total	202	38	26	78	76	420

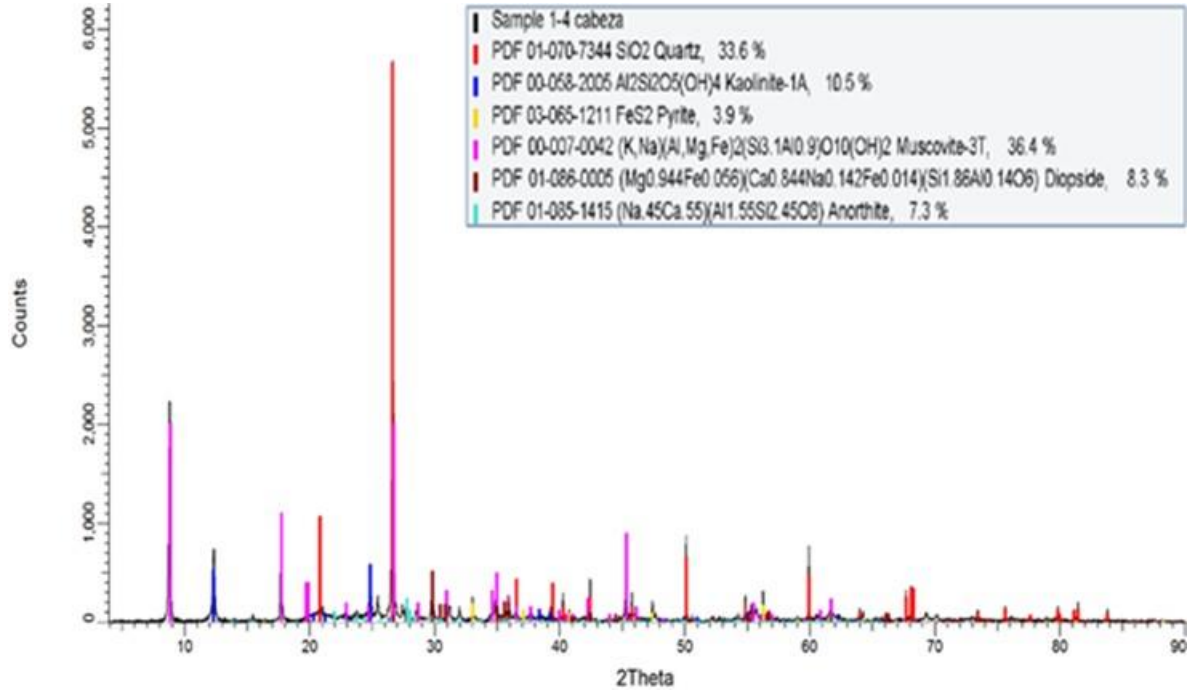
Distribución en porcentaje (por especie) de muestra 4 de cabeza

Distribución en % (por especie)						
		Asociaciones binarias			Ternarias	
Especies	Libre	Calcocita	Pirita	Ganga	cc/py/ganga)	Total
Calcocita	13.79		14.94	27.59	43.68	100.00
Pirita	72.36	15.45		12.20		100.00

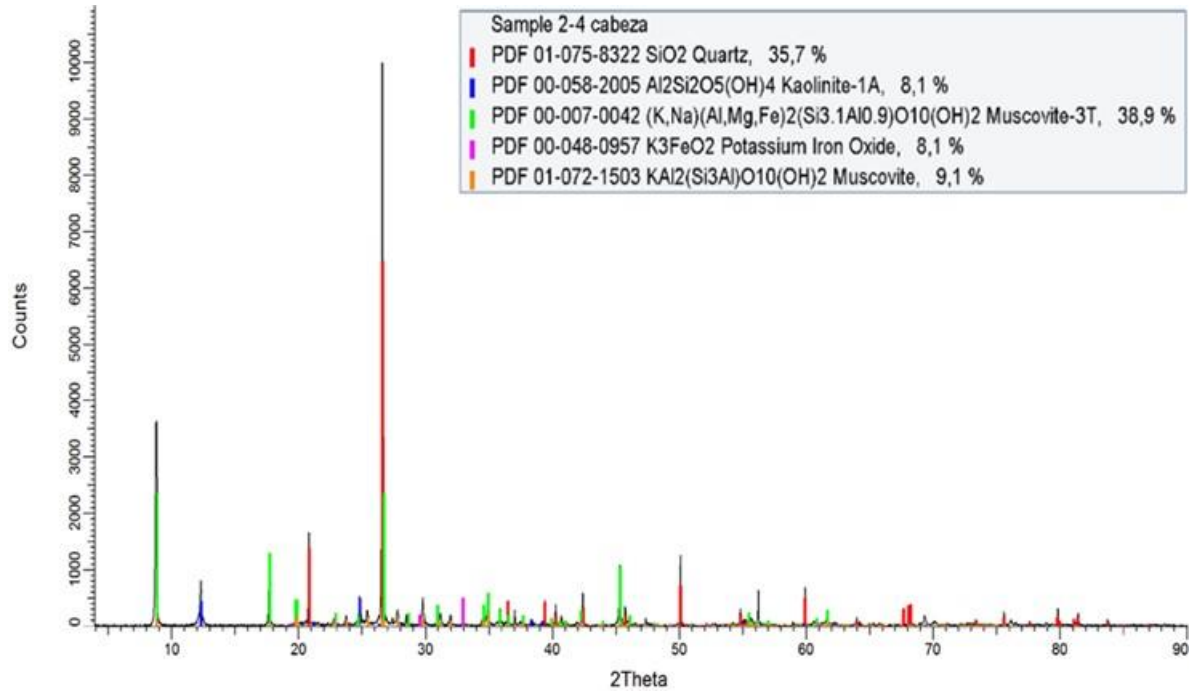
Anexo 3. Difractogramas de muestras de cabeza y de compósitos con sus variaciones.

Muestras de cabeza.

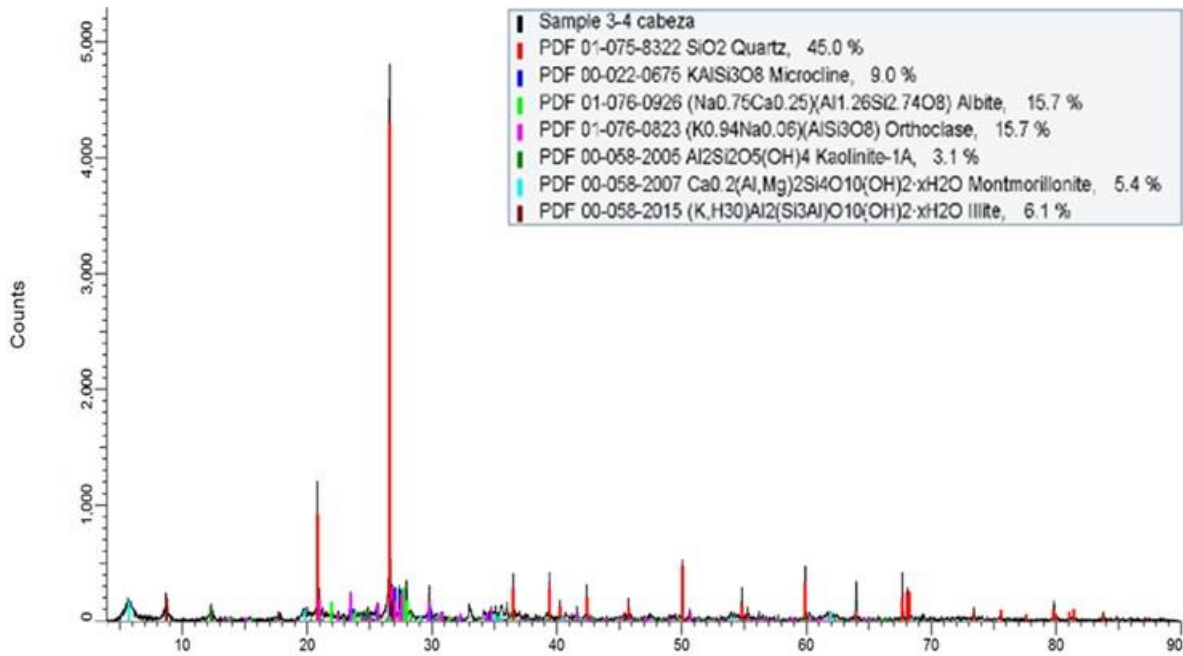
Muestra 1



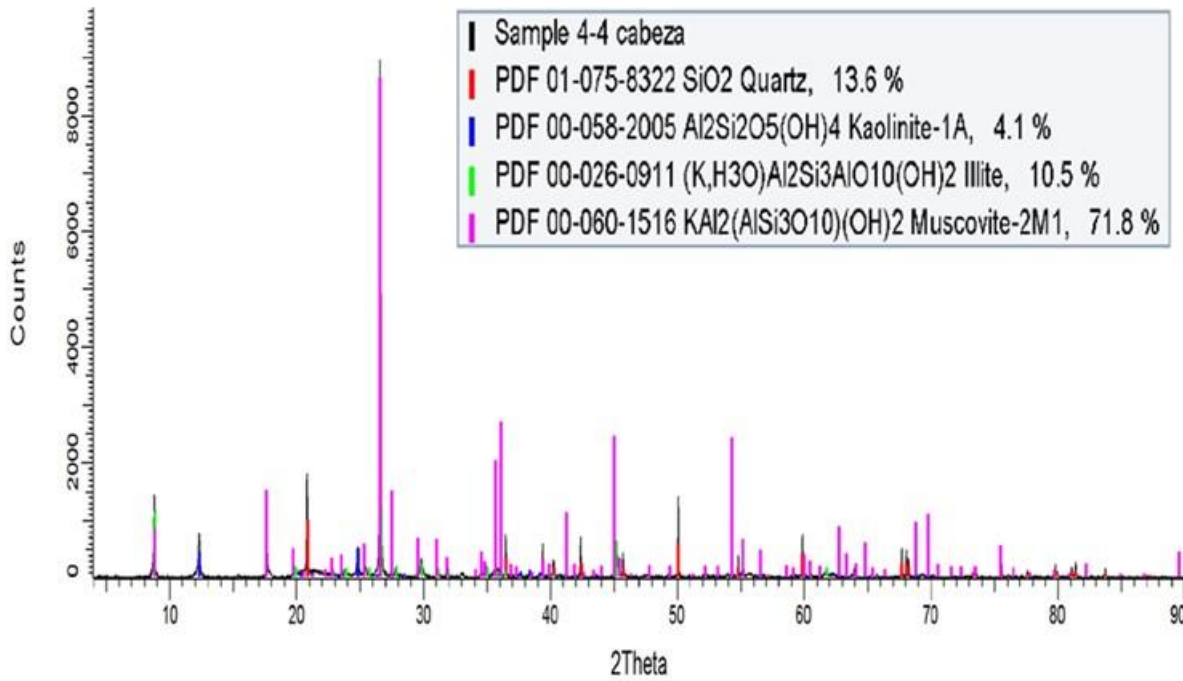
Muestra 2



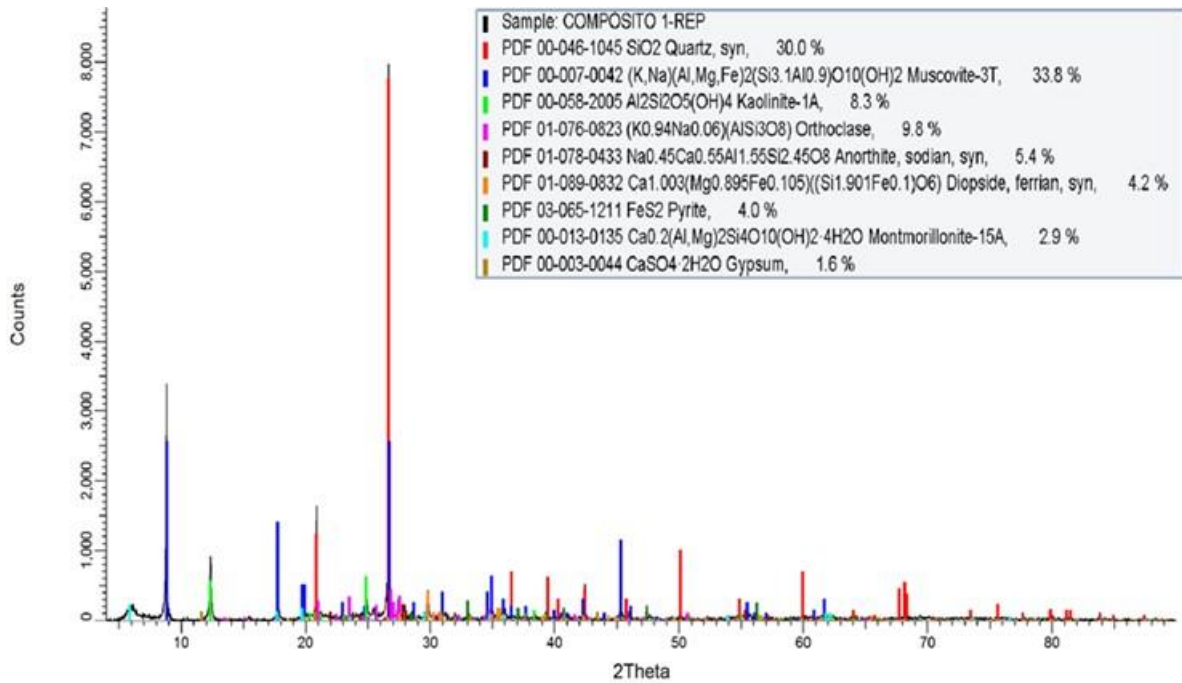
Muestra 3



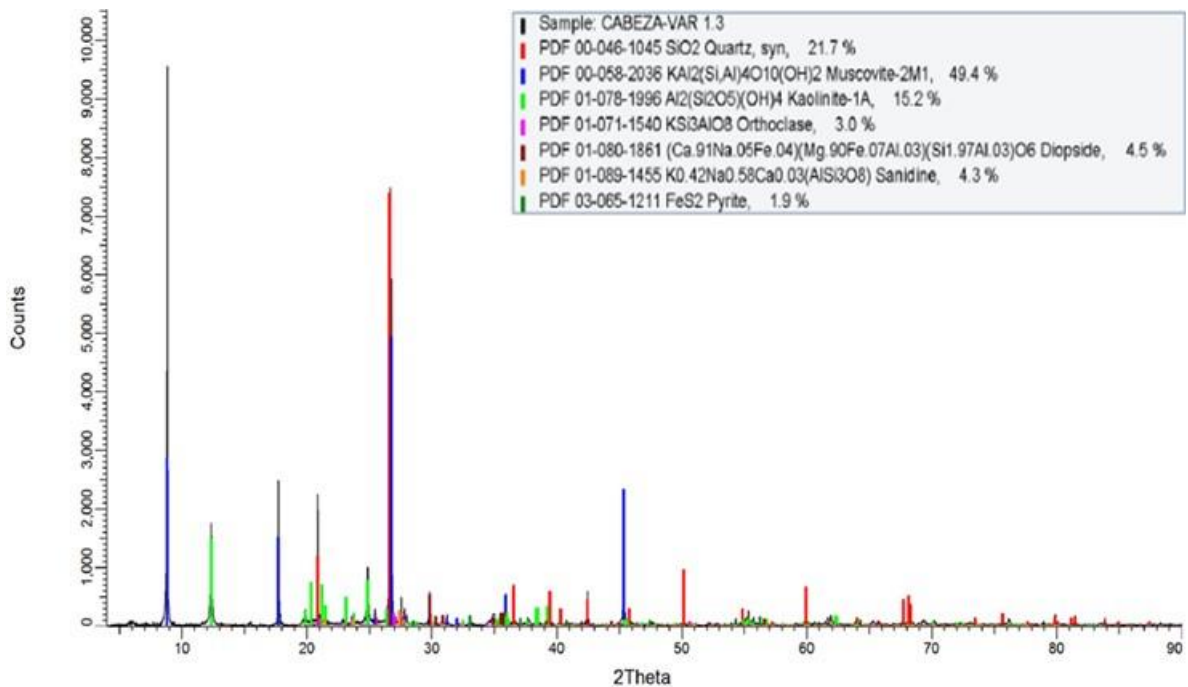
Muestra 4



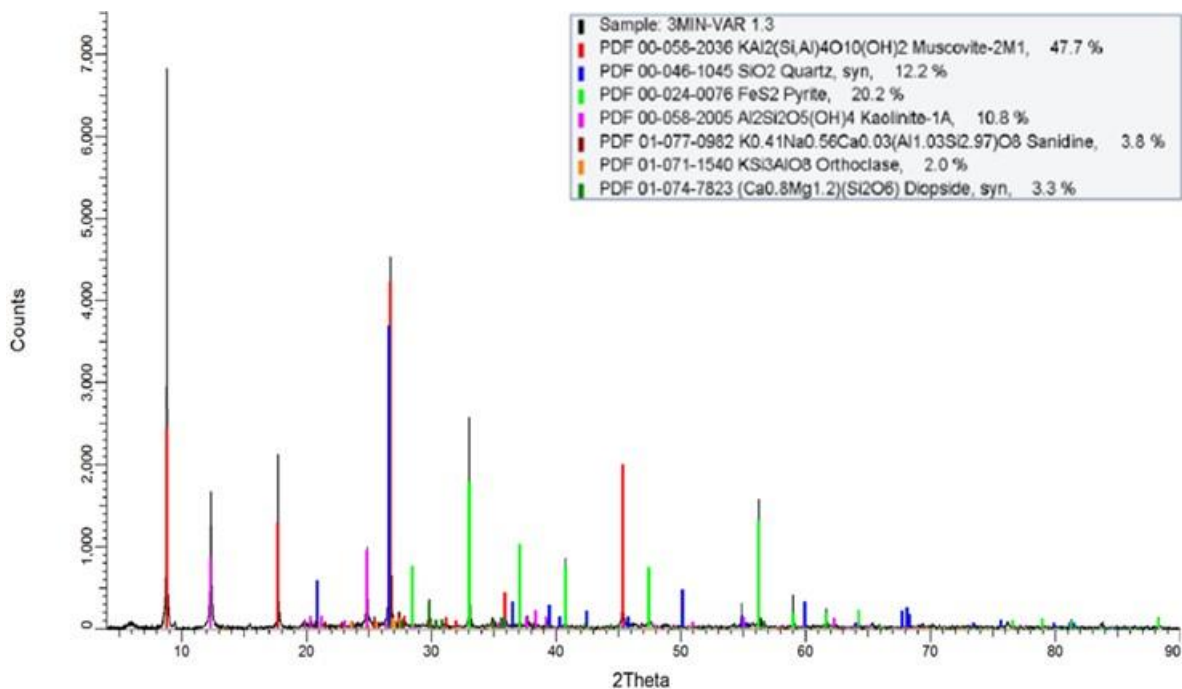
Cabeza compósito 1-3.



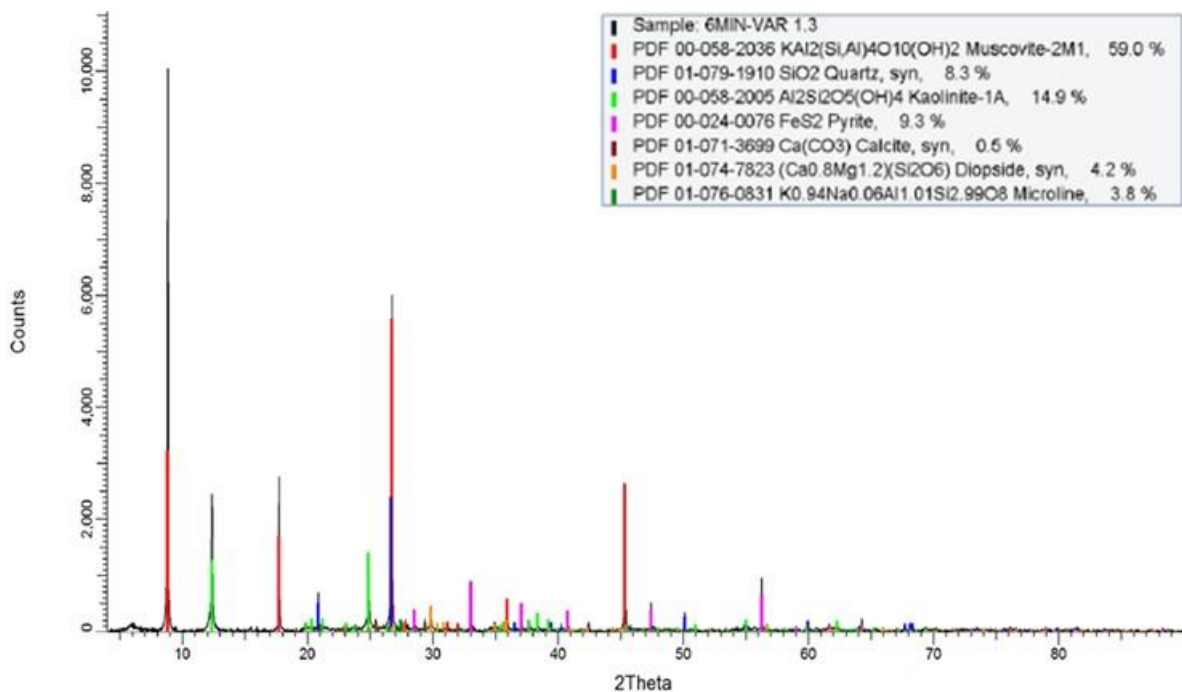
Cabeza compósito 1-3.3



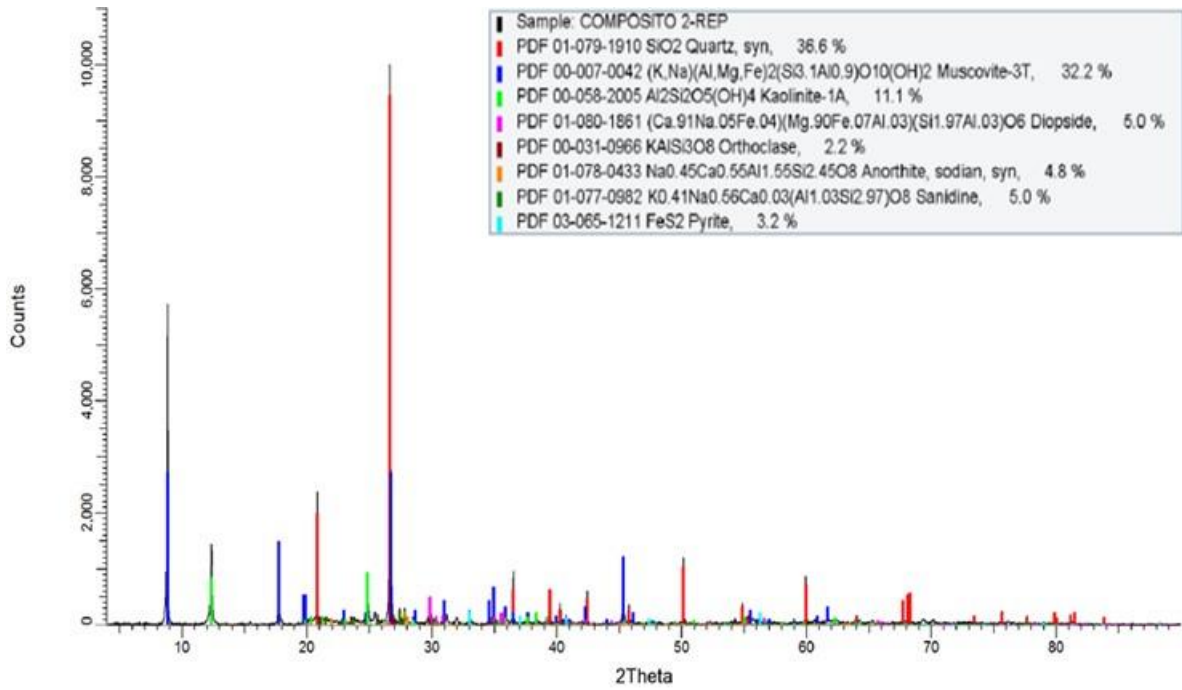
Producto de flotación obtenido a los 3 minutos. Compósito 1-3.3



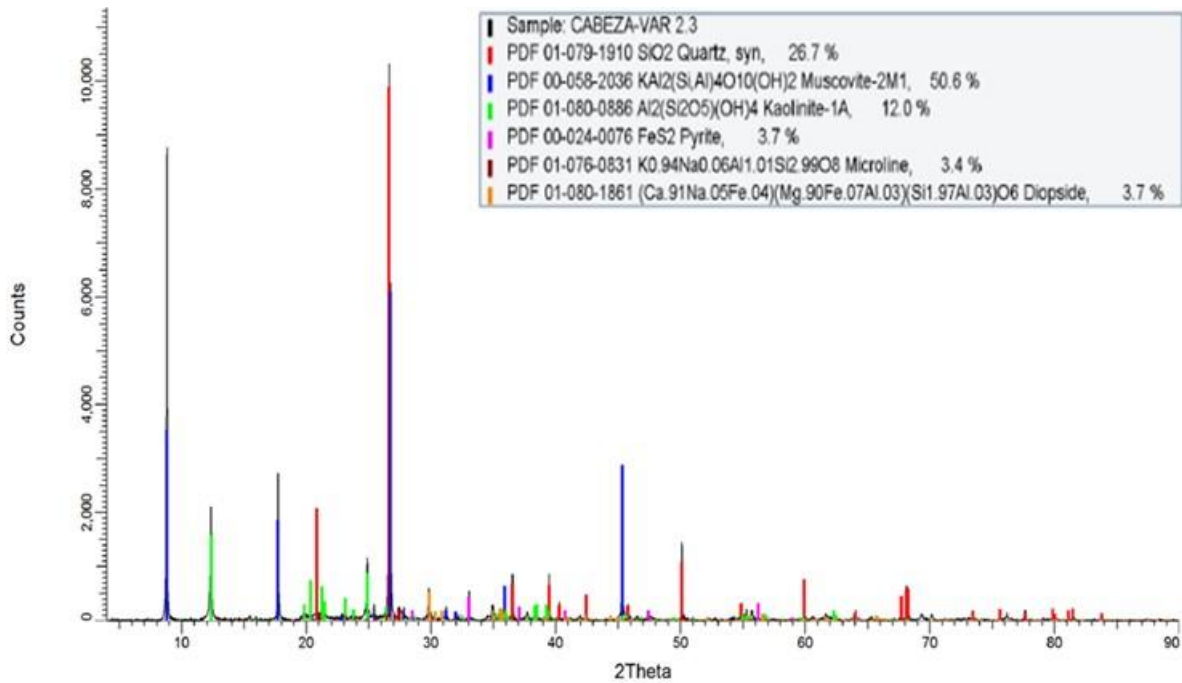
Producto de flotación obtenido a los 6 minutos. Compósito 1-3.3



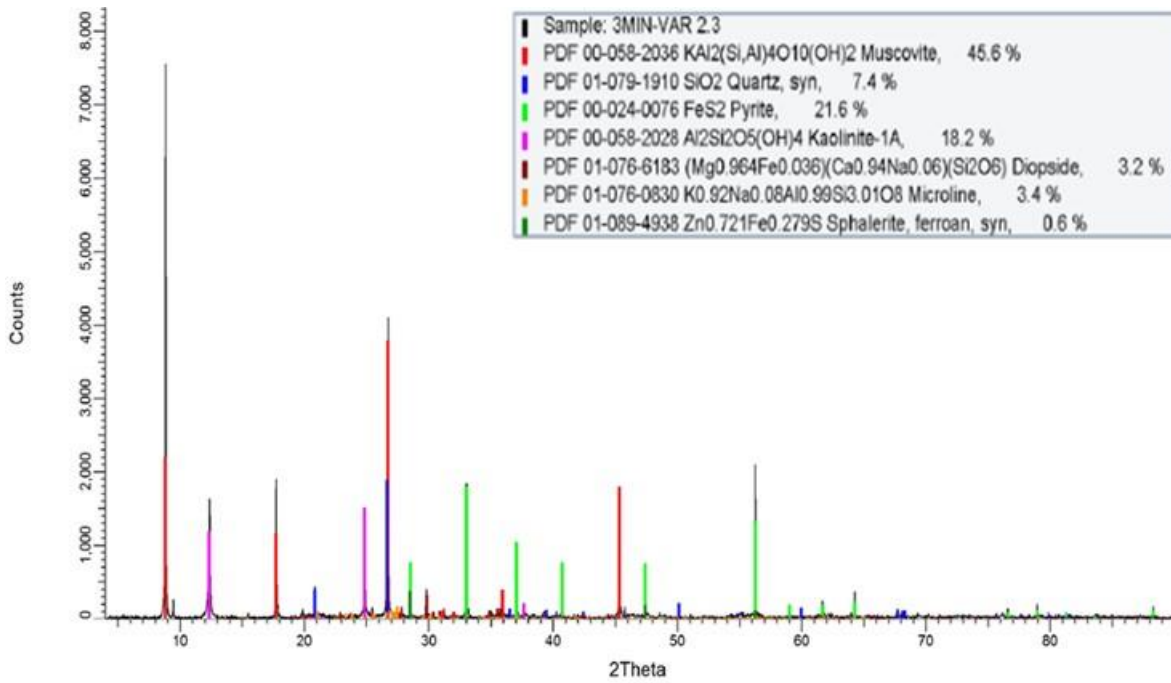
Cabeza compósito 1-4.



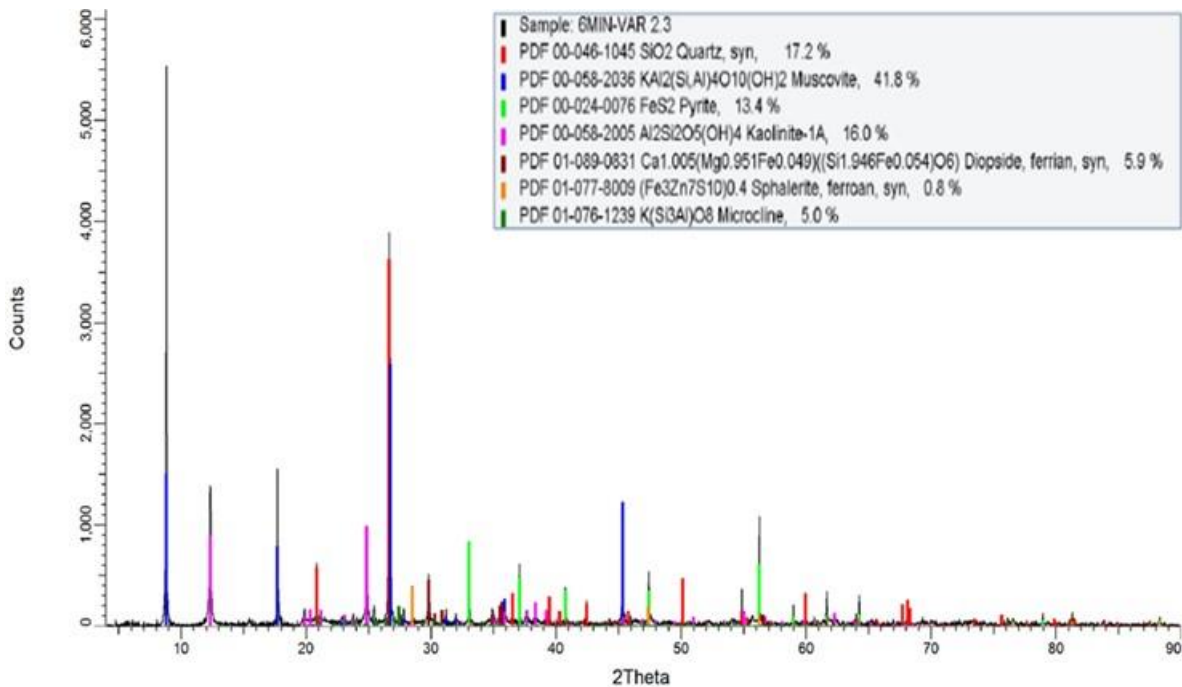
Cabeza compósito 1-4.3.



Producto de flotación obtenido a los 3 minutos. Compósito 1-4.3.

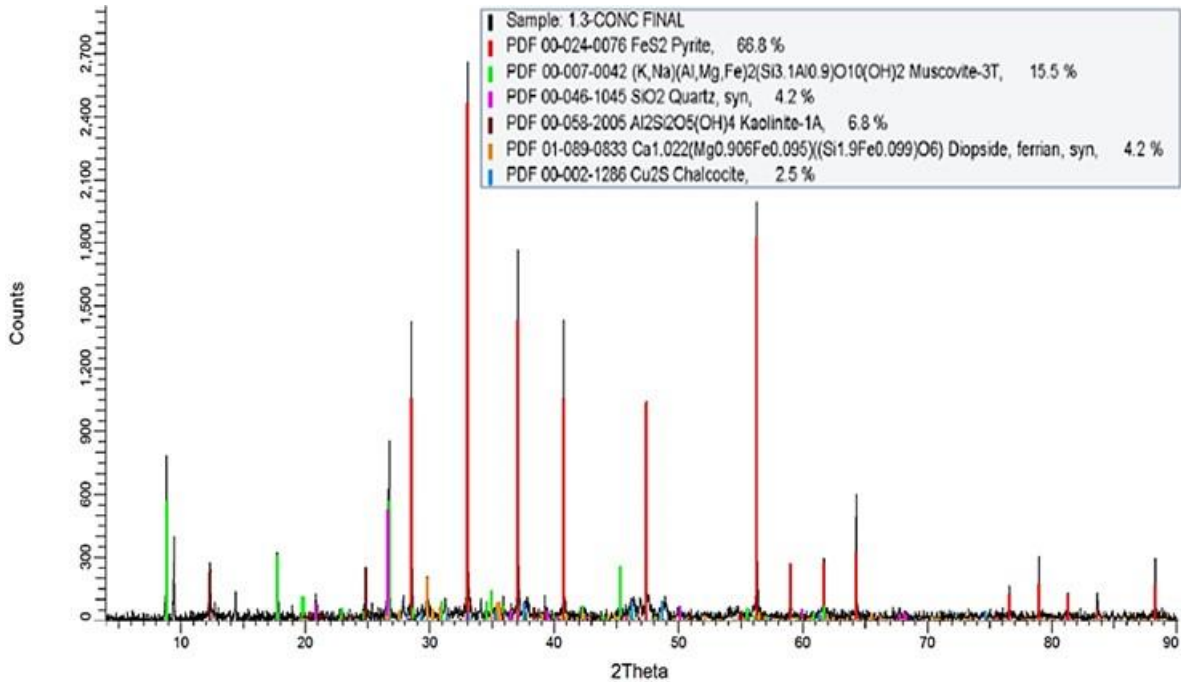


Producto de flotación obtenido a los 6 minutos. Compósito 1-4.3.

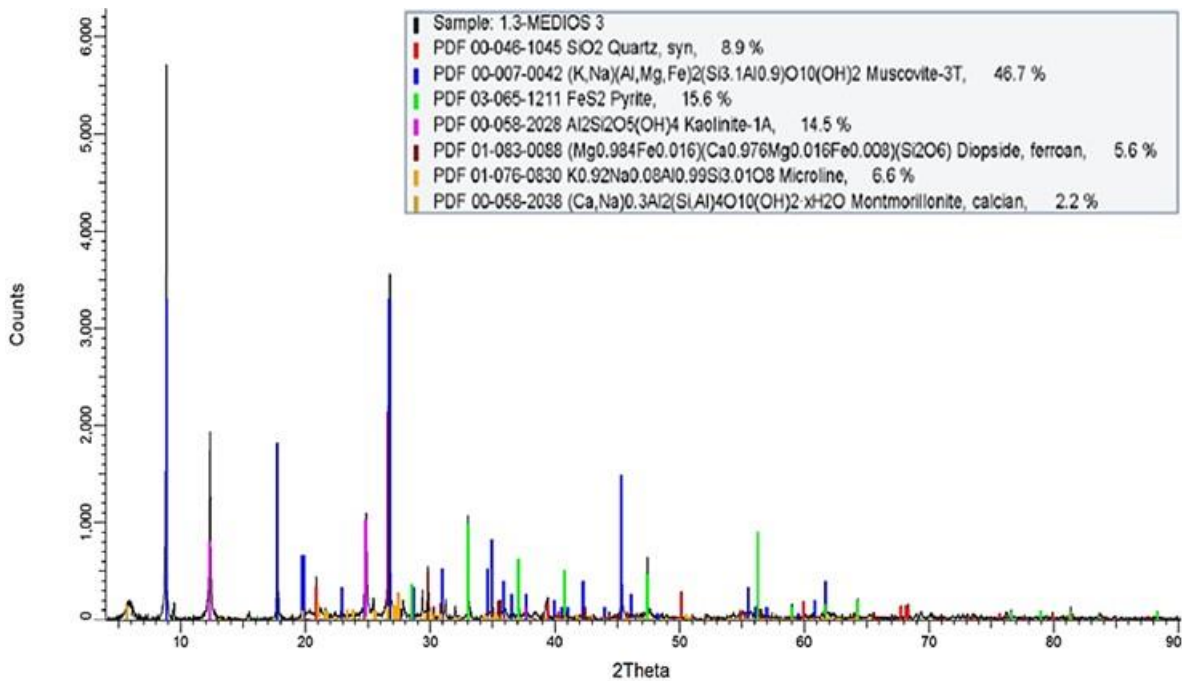


Productos de flotaciones finales. Compósitos 1-3.3 y 1-4.3

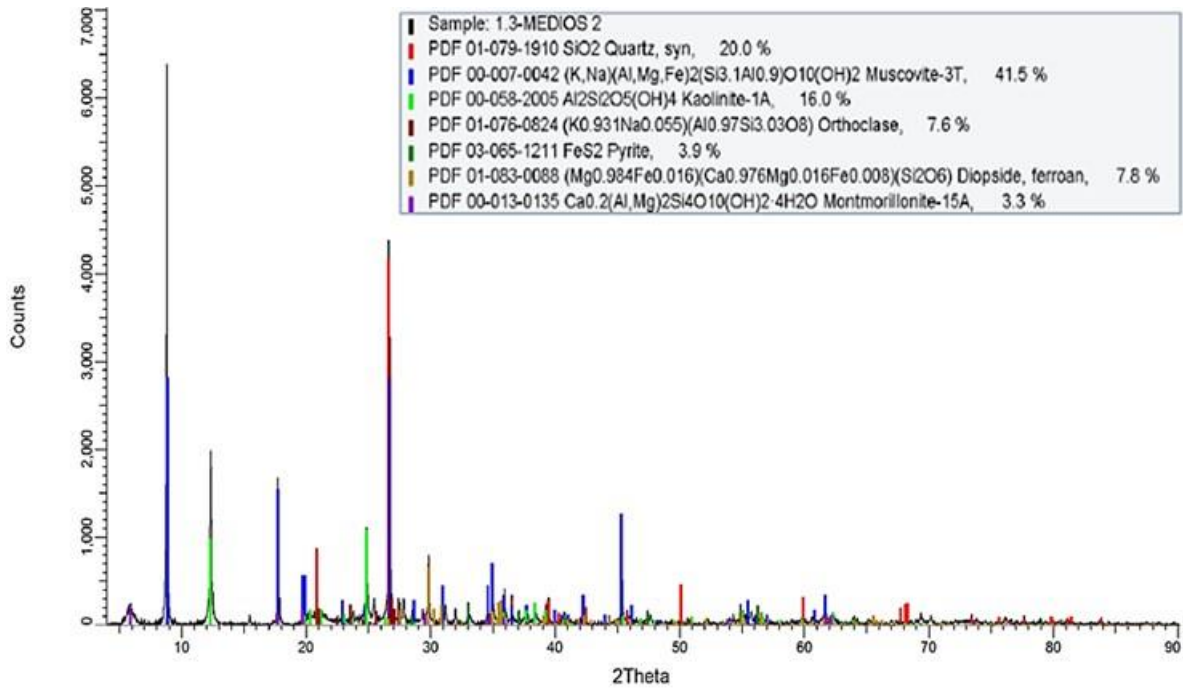
Concentrado final obtenido de la flotación del compósito 1-3.3



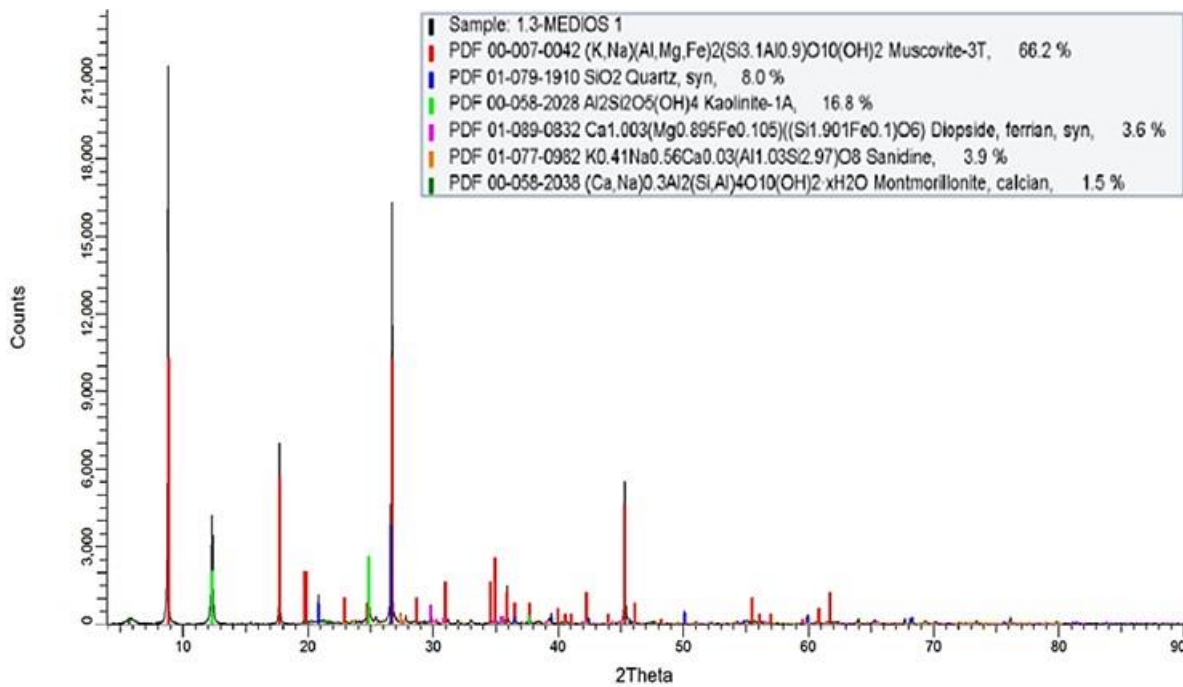
Medios 3, muestra obtenida de la flotación del compósito 1-3.3



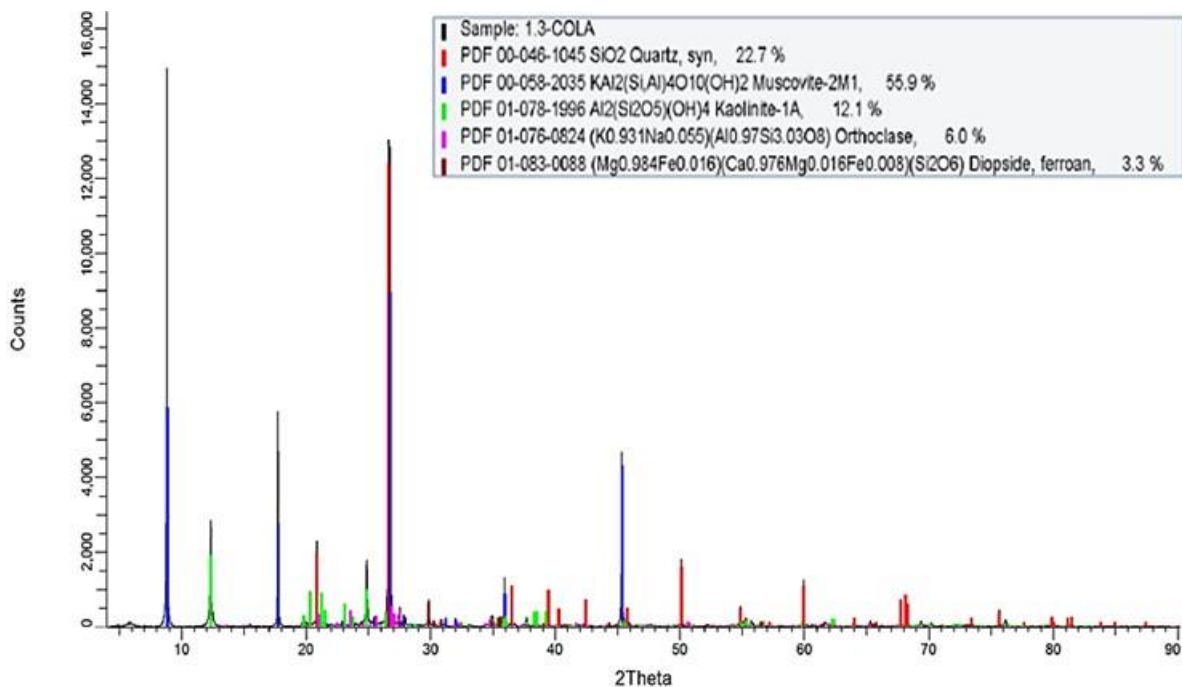
Medios 2, muestra obtenida de la flotación del compuesto 1-3.3



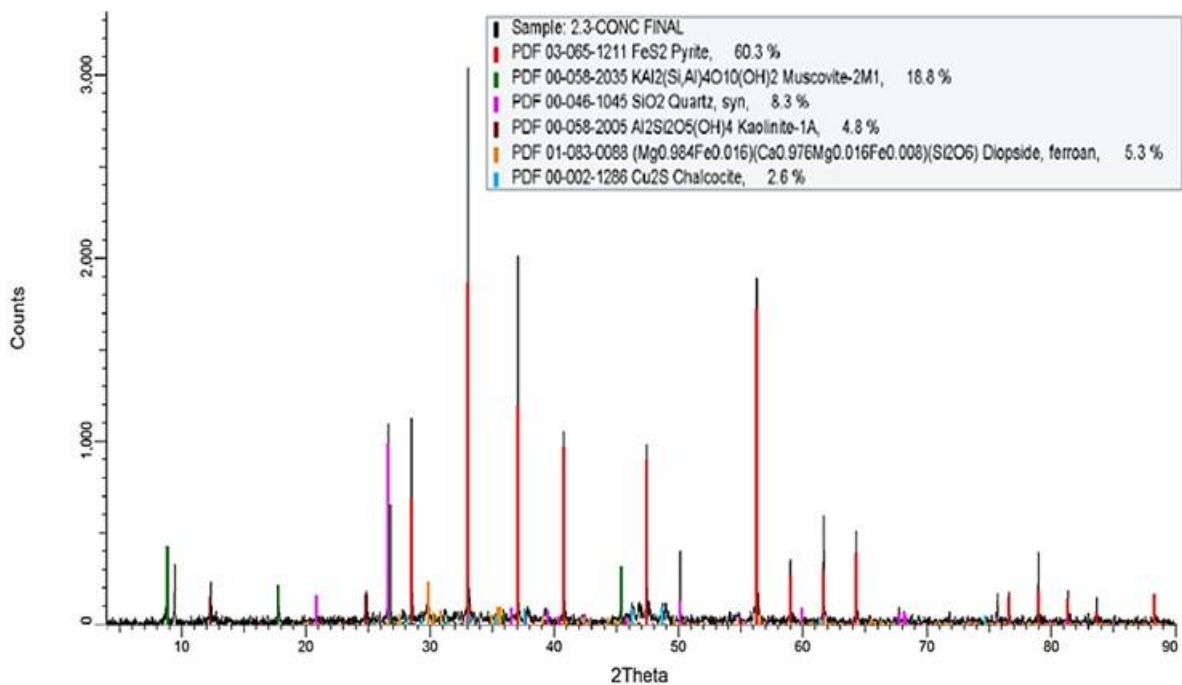
Medios 1, muestra obtenida de la flotación del compuesto 1-3.3



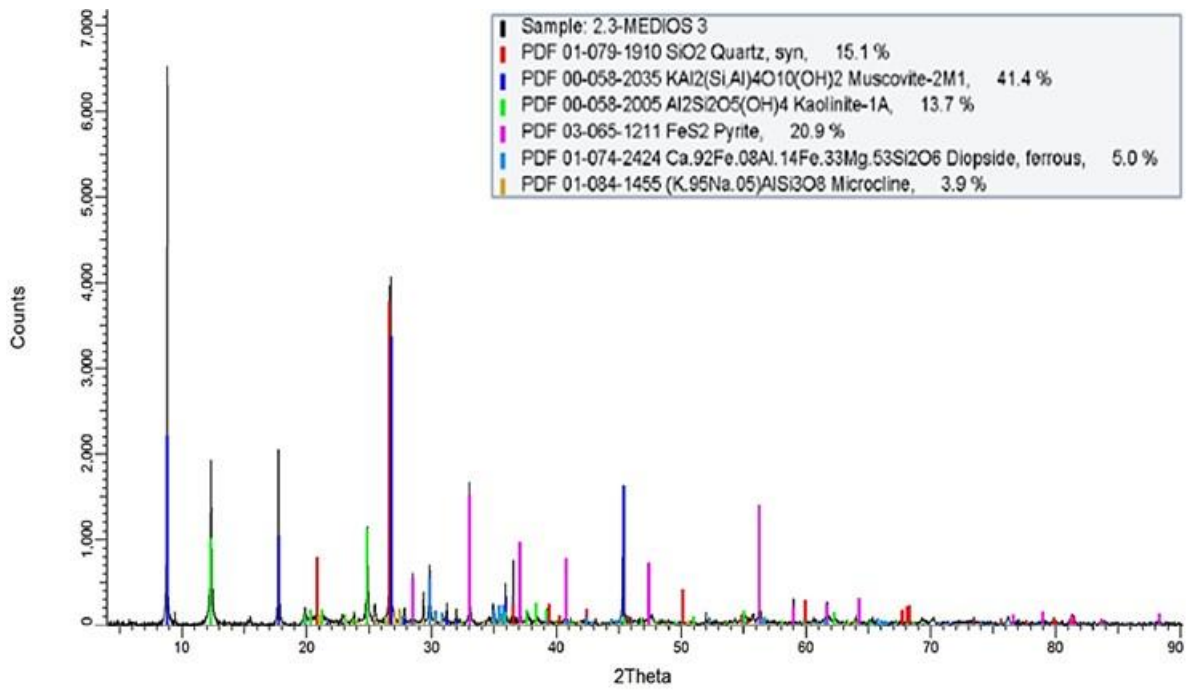
Cola, muestra obtenida de la flotación del compuesto 1-3.3



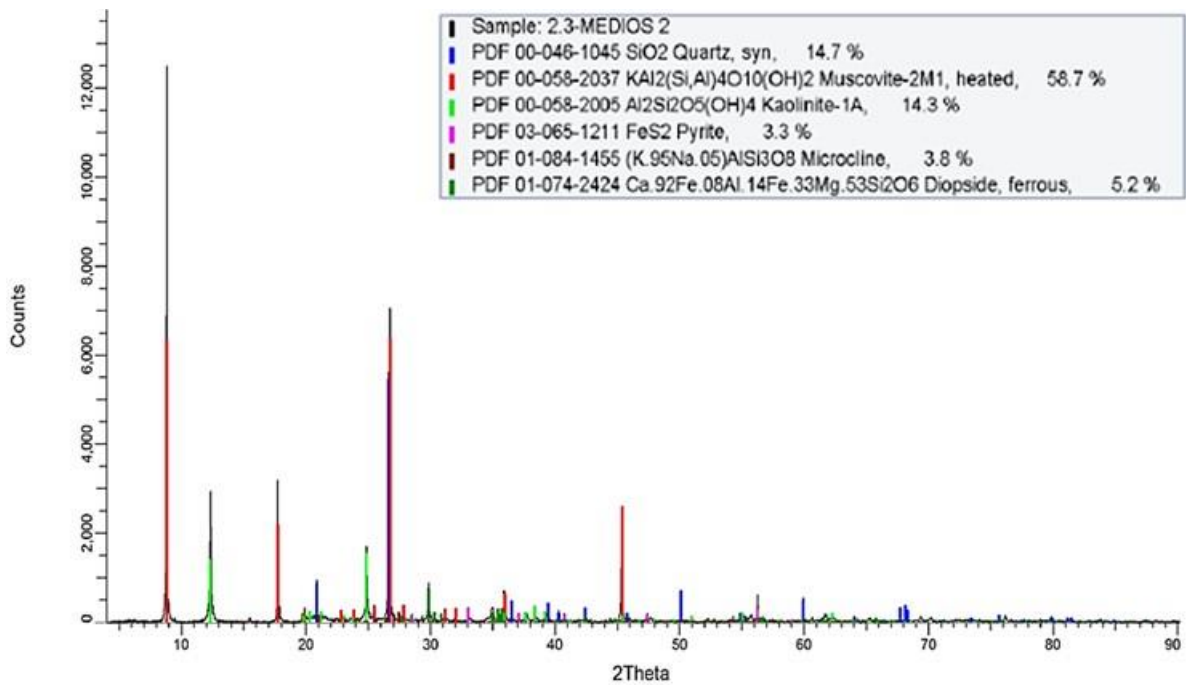
Concentrado final obtenido de la flotación del compuesto 1-4.3



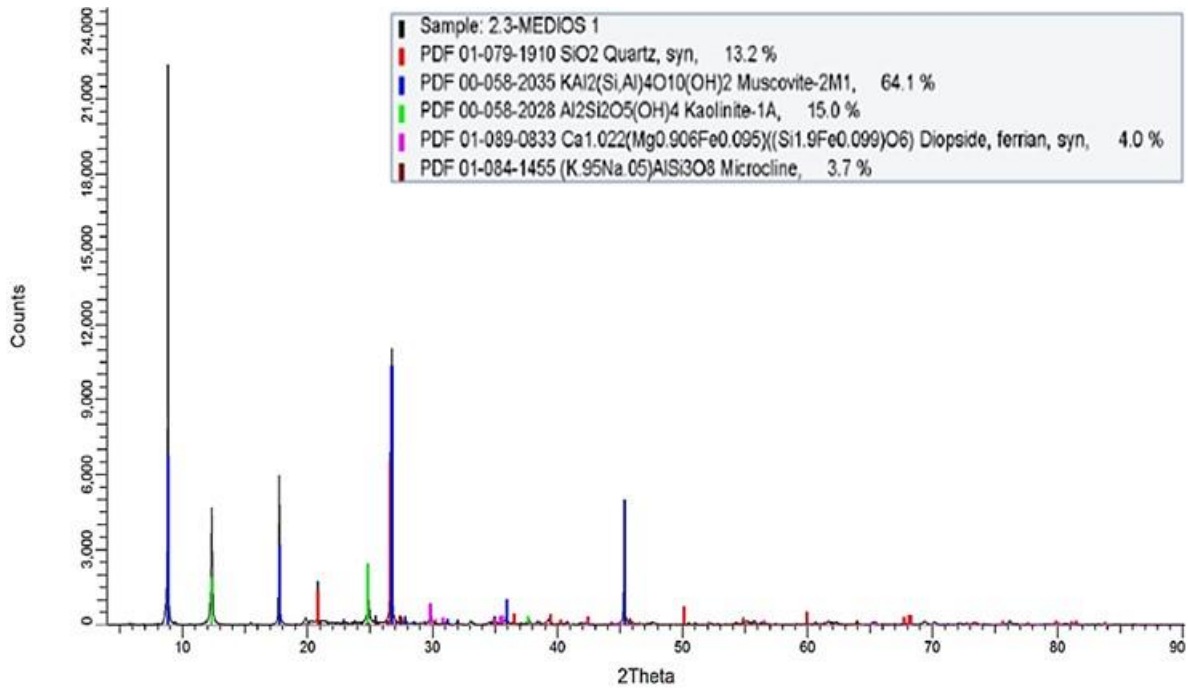
Medios 3, muestra obtenida de la flotación del compuesto 1-4.3



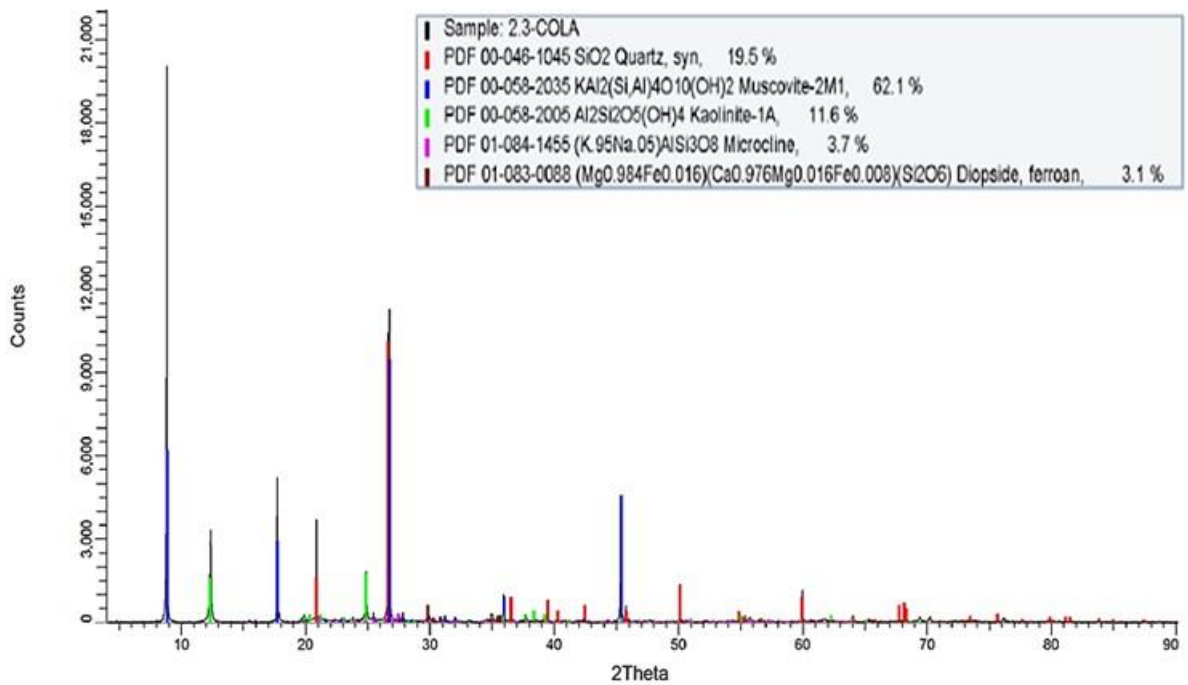
Medios 2, muestra obtenida de la flotación del compuesto 1-4.3



Medios 1, muestra obtenida de la flotación del compuesto 1-4.3

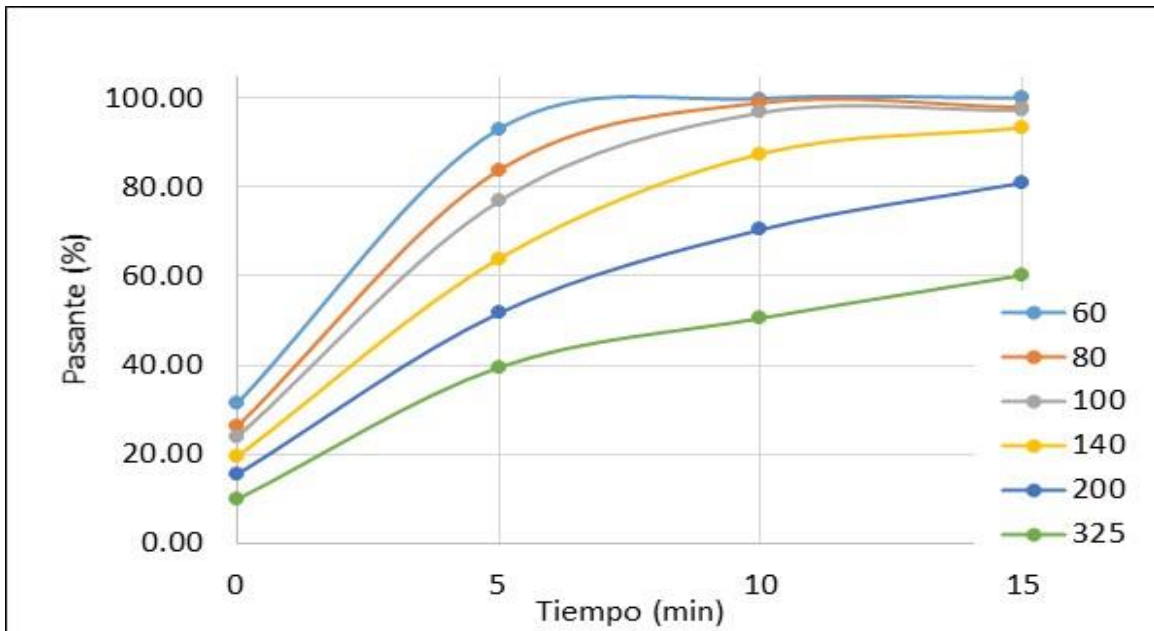


Cola, muestra obtenida de la flotación del compuesto 1-4.3

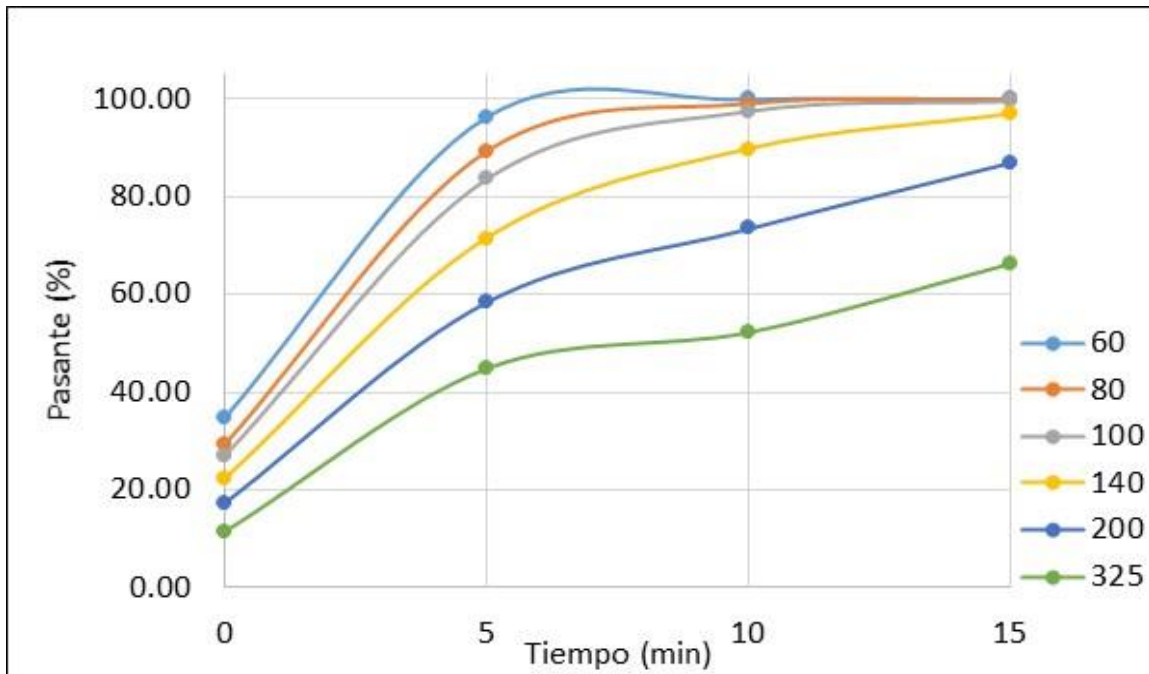


Anexo 4. Calibración del molino para muestras de cabeza

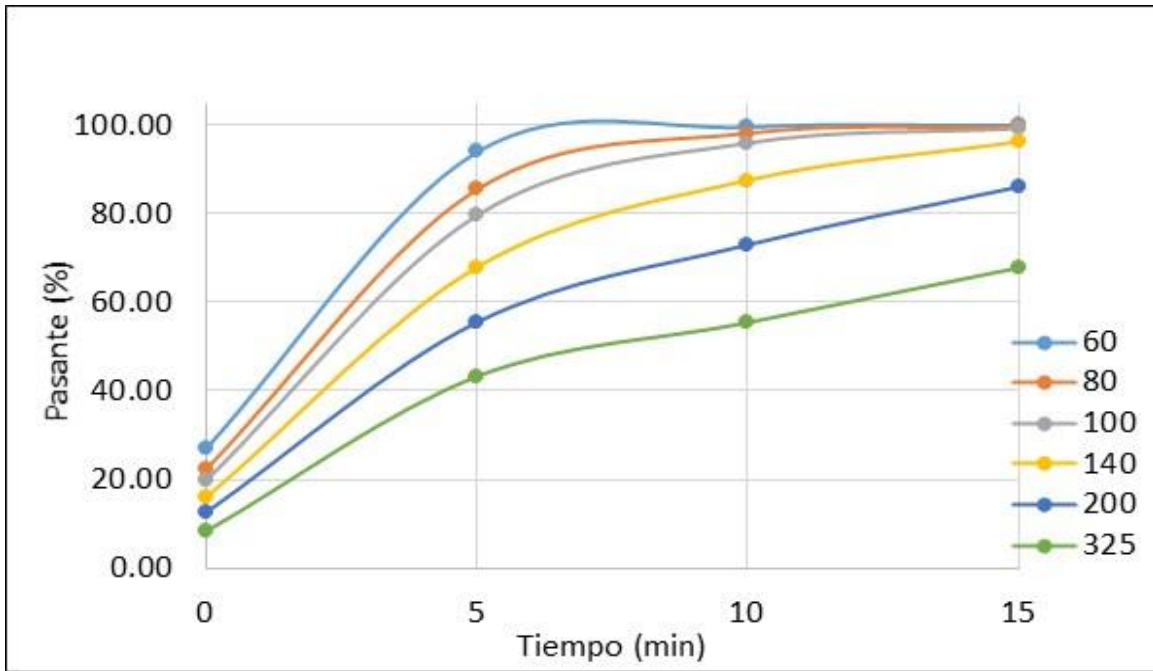
Cinética de molienda a muestra 1



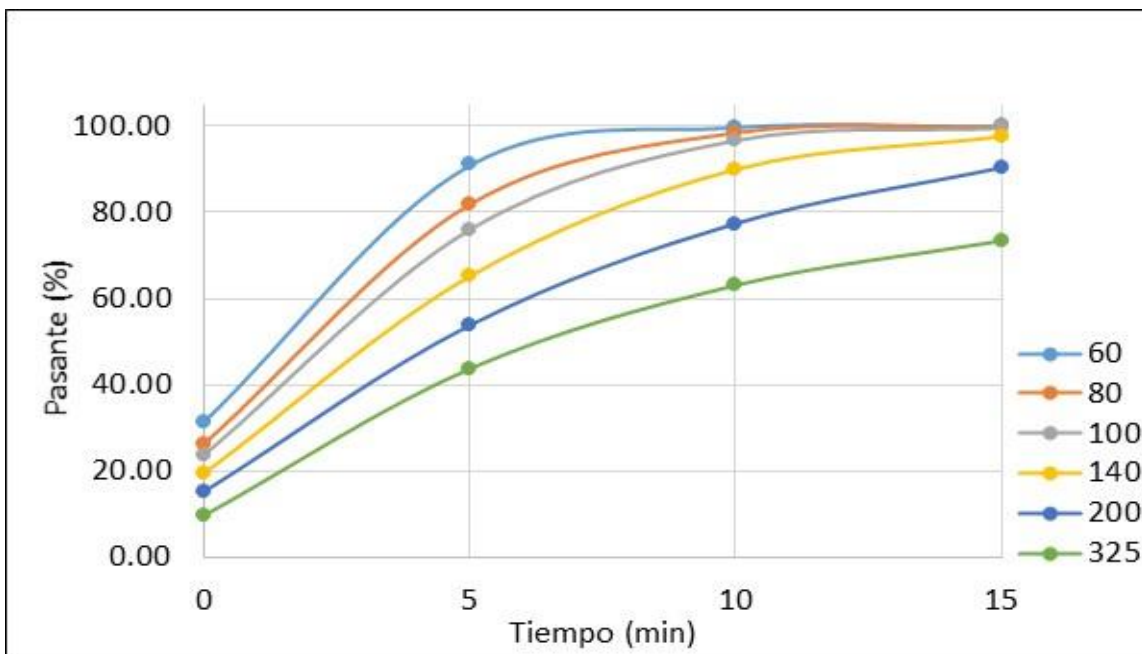
Cinética de molienda muestra 2



Cinética de molienda muestra 3



Cinética de molienda muestra 4



Anexo 5. Metodología para la determinación de la viscosidad

Se hizo una adaptación del manual No. M/00-151-E0808 del viscosímetro Brookfield® de lectura de dial, para realizar las mediciones de viscosidad a las pulpas de mineral de las muestras de cabeza y compósitos.

El viscosímetro es un aparato que mide el torque necesario para superar la resistencia viscosa en un determinado fluido al movimiento inducido, lo cual se logra impulsando un elemento sumergido (eje) a través de un resorte.

Para iniciar la operación del equipo es necesario asegurarse que esté conectado a una fuente de 220 V.

El equipo cuenta con un interruptor (bastón de goma negro) el cual controla el motor y tiene 3 posiciones:

- Arriba: apagado, esta posición evita que el eje gire.
- En medio: hace que el eje gire a la velocidad seleccionada.
- Abajo: pausa, hace que el puntero rojo, que es la marca de medición, se detenga en la lectura obtenida mientras el eje sigue girando.

Para realizar las mediciones de lectura de torque, se deben de seguir los siguientes pasos:

- Colocar el tripié en una superficie lisa (este será el soporte para el viscosímetro).
- Sujetar el viscosímetro del tripié, y nivelar el equipo, girando los tornillos que se encuentran en la base hasta lograr ajustar en el centro la burbuja de nivel.
- Montar la guarda en el equipo (en caso de que vaya a ser usada).
- Se debe tener lista la muestra que va a ser analizada, preparada con las condiciones que se mencionan con anterioridad.
- Posteriormente se debe centrar el viscosímetro sobre el material de prueba, y bajarlo a nivel, girando la perilla negra que se encuentra del lado derecho del equipo.
- Se procede a colocar el eje seleccionado para la medición, recordando que es muy importante fijarlo correctamente y que se debe evitar atrapar burbujas de aire debajo de los ejes. Para poder fijar correctamente el eje se debe empujar suavemente hacia

arriba el tornillo de acoplamiento al viscosímetro evitando movimientos de lado a lado y sostenerlo fijamente mientras se atornilla.

- Para poder comenzar con la toma de lecturas se debe bajar el viscosímetro y centrar el eje en el material de prueba hasta que el fluido esté sobre la marca de inmersión del eje, de lo contrario, podrían producirse lecturas de viscosidad incorrectas.

Después de realizar los pasos anteriores se procede a la toma de lecturas para el cálculo posterior de la viscosidad, aplicando lo siguiente:

- Se debe seleccionar la velocidad deseada a la que se tomará la lectura para posteriormente accionar el interruptor a la posición de encendido.
- El eje debe de rotar al menos 5 veces antes de tomar la lectura, para que esta se encuentre estable y nos arroje una lectura correcta.
- Para tomar la lectura, se debe mantener presionado el interruptor hacia abajo, para que este quede en la posición de pausa, procurando que, al momento de accionar el interruptor en pausa, el puntero rojo, que es el que indica el valor dado, se pueda observar bien sobre la ventana del viscosímetro. (Realizar esta acción, bloquea cualquier desviación en la calibración del resorte, proporcionando así, la lectura exacta).
- Registrar la lectura que se indica por el puntero rojo. A esta lectura se le llamará porcentaje de torque.
- Para convertir el porcentaje de torque leído en centipoise (cP), unidad de medida de la viscosidad, se debe multiplicar la lectura del eje por el factor apropiado del eje y la velocidad utilizados para la medición.

$$\text{Lectura del eje} \times \text{Factor} = \text{Viscosidad en cP}$$

- Para máxima exactitud no se deben de tomar lecturas cuando el viscosímetro se ejecuta durante periodos prolongados de tiempo o cuando la lectura es menor a 10% y mayor a 100% de torque.

- Cuando se termine la lectura se debe cambiar la posición del interruptor a apagado, y solo así se puede retirar la muestra y cambiar el eje utilizado para que se limpie y se pueda continuar con la medición a otra muestra.

En las determinaciones es importante tomar en cuenta las siguientes consideraciones:

- Las mediciones deben hacerse en condiciones de flujos laminares, no en condiciones de flujo turbulentas. Un flujo laminar es aquel en el que el movimiento de las partículas se realiza por capas (dirigidas por la misma fuerza de corte). Cuando las fuerzas de inercia del fluido son muy grandes, este rompe y se convierte en un fluido turbulento, lo que ocasionará que el movimiento de las partículas se vuelva aleatorio, y por tal motivo, el fluido no podrá analizarse correctamente, ya que la turbulencia crea lecturas falsas ([Brookfield Engineering Laboratories](#)).
- Es necesario repetir las mediciones de viscosidad para una misma muestra, al menos tres veces, y realizar un promedio de estas tres lecturas. Esto puede controlar las variaciones que pudieran presentarse.
- El contenedor utilizado debe ser un vaso de precipitados de 600 ml con un volumen de trabajo de 500 ml. Es importante considerar utilizar este recipiente, pues, teóricamente si las mediciones son realizadas a diferentes condiciones de perímetro, los factores de conversión no podrán ser usados para calcular con precisión el valor de la viscosidad, (cambiar las condiciones de perímetro o contorno no cambia la viscosidad del fluido, pero sí la forma en que el torque en el viscosímetro se convierte a centipoise), pues al no existir también un cambio en el factor de conversión para adaptarlo a las nuevas condiciones de perímetro, el cálculo de torque a viscosidad será entonces, incorrecto.
- La selección del eje a utilizar dependerá del tipo de fluido o de muestra a analizar. Si la lectura que se obtiene con un eje es mayor a 100% de torque, se debe seleccionar una velocidad más baja o un eje más pequeño, pero, si la lectura es 10% o menor, se debe seleccionar una velocidad más alta o un eje mayor. Es importante recordar que, para los ejes #61 y #62 es muy importante utilizar la guarda del equipo para realizar

las mediciones, esto, aunque el recipiente utilizado sea el especificado anteriormente.

Los ejes #63 y #64 pueden o no, ser utilizados con la guarda.

- Otro aspecto muy importante para considerar es la homogeneidad de la muestra. Es bastante importante, especialmente en casos donde la sedimentación puede ocurrir, una agitación simple antes de la prueba, pues esto, mantendrá todas las partículas dispersas.
- El eje debe de estar sumergido hasta la mitad, justo donde se encuentra la marca de inmersión, de lo contrario, podrían producirse lecturas de viscosidad incorrectas.

Anexo 6. Balances metalúrgicos de las pruebas de flotación con variación de porcentaje de sólidos (33% y 25%) a muestras de cabeza

1D4 33% sólidos	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
Muestra									
30 seg	30.60	3.06	4.70	10.30	0.14	0.32	14.55	10.73	14.55
1 min	42.30	4.23	3.80	8.30	0.16	0.35	16.26	11.95	30.80
2 min	73.80	7.38	2.80	6.90	0.21	0.51	20.90	17.34	51.70
4 min	58.80	5.88	2.69	7.10	0.16	0.42	16.00	14.21	67.70
6 min	21.20	2.12	2.66	7.60	0.06	0.16	5.70	5.49	73.41
Colas	773.30	77.33	0.34	1.53	0.26	1.18	26.59	40.28	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.99	2.94	100.00	100.00	
Cabeza real			1.00	3.26			73.41		

2D4 33% sólidos	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
Muestra									
30 seg	39.30	3.93	1.18	8.10	0.05	0.32	6.15	7.77	6.15
1 min	46.40	4.64	1.58	9.60	0.07	0.45	9.72	10.87	15.87
2 min	62.10	6.21	1.82	9.90	0.11	0.61	14.99	15.00	30.86
4 min	65.40	6.54	2.46	12.50	0.16	0.82	21.34	19.95	52.20
6 min	39.00	3.90	2.34	11.00	0.09	0.43	12.10	10.47	64.30
Colas	747.80	74.78	0.36	1.97	0.27	1.47	35.70	35.95	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.75	4.10	100.00	100.00	
Cabeza real			0.76	4.35			64.30		

3D4 33% sólidos	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	Muestra	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe
30 seg	22.00	2.20	2.05	7.40	0.05	0.16	4.80	2.79	4.80
1 min	31.30	3.13	2.36	7.70	0.07	0.24	7.86	4.13	12.65
2 min	33.00	3.30	2.51	8.00	0.08	0.26	8.81	4.52	21.46
4 min	35.80	3.58	2.84	9.10	0.10	0.33	10.81	5.58	32.27
6 min	38.30	3.83	2.16	8.10	0.08	0.31	8.80	5.31	41.07
Colas	839.60	83.96	0.66	5.40	0.55	4.53	58.93	77.67	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.94	5.84	100.00	100.00	
Cabeza real			0.93	6.64			41.07		

4D4 33% sólidos	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	Muestra	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe
30 seg	34.20	3.42	1.26	5.60	0.04	0.19	16.92	5.38	16.92
1 min	50.40	5.04	0.92	4.80	0.05	0.24	18.21	6.79	35.13
2 min	50.40	5.04	0.60	3.90	0.03	0.20	11.88	5.52	47.01
4 min	33.80	3.38	1.02	4.80	0.03	0.16	13.54	4.55	60.55
6 min	27.50	2.75	0.73	4.30	0.02	0.12	7.88	3.32	68.44
Colas	803.70	80.37	0.10	3.30	0.08	2.65	31.56	74.44	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.25	3.56	100.00	100.00	
Cabeza real			0.27	4.02			68.44		

1D4 25% sólidos	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	Muestra	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe
30 seg	31.80	3.18	8.90	22.70	0.28	0.72	28.23	22.30	28.23
1 min	29.70	2.97	8.00	19.50	0.24	0.58	23.70	17.89	51.93
2 min	36.50	3.65	5.30	12.60	0.19	0.46	19.30	14.21	71.23
4 min	13.40	1.34	5.50	11.10	0.07	0.15	7.35	4.59	78.58
6 min	10.80	1.08	2.81	5.10	0.03	0.06	3.03	1.70	81.61
Colas	877.80	87.78	0.21	1.45	0.18	1.27	18.39	39.31	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			1.00	3.24	100.00	100.00	
Cabeza real			1.00	3.26			81.61		

2D4 25% sólidos	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	Muestra	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe
30 seg	19.30	1.93	4.80	32.60	0.09	0.63	12.43	15.60	12.43
1 min	33.60	3.36	5.00	30.40	0.17	1.02	22.54	25.33	34.97
2 min	28.60	2.86	5.60	29.90	0.16	0.86	21.49	21.21	56.46
4 min	14.20	1.42	5.80	24.20	0.08	0.34	11.05	8.52	67.51
6 min	33.70	3.37	2.02	7.20	0.07	0.24	9.13	6.02	76.64
Colas	870.60	87.06	0.20	1.08	0.17	0.94	23.36	23.32	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.75	4.03	100.00	100.00	
Cabeza real			0.76	4.35			76.64		

3D4 25% sólidos	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
Muestra									
3 min	74.50	7.45	3.41	21.30	0.25	1.59	27.73	21.87	27.73
6 min	43.40	4.34	5.70	10.70	0.25	0.46	27.01	6.40	54.74
Colas	882.10	88.21	0.47	5.90	0.41	5.20	45.26	71.73	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.92	7.26	0.92	7.26	100.00	100.00	
Cabeza real			0.93	6.80			54.74		

4D4 25% sólidos	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
Muestra									
30 seg	23.00	2.30	2.23	8.30	0.05	0.19	18.08	4.99	18.08
1 min	31.30	3.13	1.56	6.10	0.05	0.19	17.21	4.99	35.30
2 min	15.30	1.53	2.50	6.90	0.04	0.11	13.49	2.76	48.78
4 min	16.60	1.66	2.03	5.50	0.03	0.09	11.88	2.38	60.66
6 min	11.40	1.14	1.08	4.10	0.01	0.05	4.34	1.22	65.00
Colas	902.40	90.24	0.11	3.55	0.10	3.20	35.00	83.67	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.28	3.83	100.00	100.00	
Cabeza real			0.27	4.02			65.00		

Anexo 7. Balances metalúrgicos de las pruebas de flotación con variación de pH (pH 8.5 y pH natural) a muestras de cabeza

1D4 pH 8.5	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
Muestra									
3 min	94.80	9.48	6.30	17.40	0.60	1.65	60.11	51.49	60.11
6 min	66.80	6.68	2.52	6.40	0.17	0.43	16.94	13.34	77.05
Colas	838.40	83.84	0.27	1.34	0.23	1.13	22.95	35.17	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.99	3.20	100.00	100.00	
Cabeza real			1.00	3.26			77.05		

2D4 pH 8.5	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
Muestra									
3 min	88.80	8.88	4.00	27.60	0.36	2.45	47.26	51.95	47.26
6 min	75.90	7.59	2.67	14.20	0.20	1.08	26.96	22.84	74.22
Colas	835.30	83.53	0.23	1.42	0.19	1.19	25.78	25.21	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.75	4.72	100.00	100.00	
Cabeza real			0.76	4.35			74.22		

3D4 pH 8.5 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	42.90	4.29	3.50	17.60	0.15	0.76	15.93	12.12	15.93
6 min	30.80	3.08	3.60	10.50	0.11	0.32	11.76	5.19	27.69
Colas	926.30	92.63	0.74	5.56	0.68	5.15	72.31	82.69	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.94	6.23	100.00	100.00	
Cabeza real			0.93	6.64			27.69		

4D4 pH 8.5 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	66.20	6.62	2.32	8.80	0.15	0.58	59.67	14.93	59.67
6 min	29.70	2.97	1.06	4.62	0.03	0.14	12.23	3.52	71.90
Colas	904.10	90.41	0.08	3.52	0.07	3.18	28.10	81.55	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.26	3.90	100.00	100.00	
Cabeza real			0.27	4.02			71.90		

1D4 pH natural Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	72.50	7.25	1.77	0.50	0.13	0.04	13.02	0.56	13.02
6 min	65.10	6.51	1.83	7.00	0.12	0.46	12.09	6.98	25.11
Colas	862.40	86.24	0.86	7.00	0.74	6.04	74.89	92.46	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.99	6.53	100.00	100.00	
Cabeza real			1.00	3.26			25.11		

2D4 pH natural Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	61.40	6.14	1.64	12.40	0.10	0.76	13.66	17.74	13.66
6 min	52.90	5.29	2.19	12.50	0.12	0.66	15.71	15.41	29.37
Colas	885.70	88.57	0.59	3.24	0.52	2.87	70.63	66.86	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.74	4.29	100.00	100.00	
Cabeza real			0.76	4.35			29.37		

3D4 pH natural Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	41.70	4.17	6.20	11.10	0.26	0.46	27.74	7.35	27.74
6 min	29.00	2.90	4.00	11.40	0.12	0.33	12.44	5.25	40.18
Colas	929.30	92.93	0.60	5.92	0.56	5.50	59.82	87.40	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.93	6.29	100.00	100.00	
Cabeza real			0.93	6.64			40.18		

4D4 pH natural Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	24.80	2.48	1.77	10.60	0.04	0.26	16.60	6.40	16.60
6 min	12.10	1.21	1.04	5.50	0.01	0.07	4.76	1.62	21.35
Colas	963.10	96.31	0.22	3.92	0.21	3.78	78.65	91.97	
Cabeza calculada	1000.00	100.00			0.26	4.10	100.00	100.00	
Cabeza real			0.27	4.02			21.35		

Anexo 8. Balances metalúrgicos de las pruebas de flotación a los compósitos realizados y sus variaciones con 25% de sólidos y pH 10.5

Compósito 1-3 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	67.10	6.71	5.20	20.00	0.35	1.34	40.92	27.19	40.92
6 min	33.40	3.34	3.50	8.50	0.12	0.28	13.71	5.75	54.63
Colas	899.50	89.95	0.43	3.68	0.39	3.31	45.37	67.06	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.85	4.94	0.85	4.94	100.00	100.00	
Cabeza real			0.86	4.80			54.63		

Var. 1-3.1 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	66.10	6.61	6.20	18.70	0.41	1.24	43.30	27.55	43.30
6 min	30.20	3.02	4.90	11.30	0.15	0.34	15.64	7.61	58.94
Colas	903.70	90.37	0.43	3.22	0.39	2.91	41.06	64.85	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.95	4.49	0.95	4.49	100.00	100.00	
Cabeza real			0.95	4.29			58.94		

Var. 1-3.2 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	65.10	6.51	6.80	19.80	0.44	1.29	45.91	30.95	45.91
6 min	33.00	3.30	4.60	10.90	0.15	0.36	15.74	8.64	61.65
Colas	901.90	90.19	0.41	2.79	0.37	2.52	38.35	60.42	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.96	4.16	0.96	4.16	100.00	100.00	
Cabeza real			0.96	4.02			61.65		

Var. 1-3.3 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	69.80	6.98	7.20	19.80	0.50	1.38	50.82	36.50	50.82
6 min	32.10	3.21	4.80	11.10	0.15	0.36	15.58	9.41	66.40
Colas	898.10	89.81	0.37	2.28	0.33	2.05	33.60	54.09	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.99	3.79	0.99	3.79	100.00	100.00	
Cabeza real			0.99	3.78			66.40		

Var. 1-3.4 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	74.00	7.40	7.30	19.80	0.54	1.47	54.05	42.58	54.05
6 min	29.00	2.90	4.70	10.60	0.14	0.31	13.64	8.93	67.69
Colas	897.00	89.70	0.36	1.86	0.32	1.67	32.31	48.49	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	1.00	3.44	1.00	3.44	100.00	100.00	
Cabeza real			1.00	3.31			67.69		

Compósito 1-4 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	71.30	7.13	4.70	16.40	0.34	1.17	58.54	31.69	58.54
6 min	19.20	1.92	1.94	5.27	0.04	0.10	6.51	2.74	65.05
Colas	909.50	90.95	0.22	2.66	0.20	2.42	34.95	65.57	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.57	3.69	0.57	3.69	100.00	100.00	
Cabeza real			0.58	3.60			65.05		

Var. 1-4.1 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	60.40	6.04	5.60	18.90	0.34	1.14	48.78	30.24	48.78
6 min	35.30	3.53	3.40	10.80	0.12	0.38	17.31	10.10	66.09
Colas	904.30	90.43	0.26	2.49	0.24	2.25	33.91	59.66	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.69	3.77	0.69	3.77	100.00	100.00	
Cabeza real			0.71	3.43			66.09		

Var. 1-4.2 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	55.60	5.56	6.80	20.90	0.38	1.16	48.12	32.26	48.12
6 min	29.60	2.96	4.50	12.60	0.13	0.37	16.95	10.35	65.07
Colas	914.80	91.48	0.30	2.26	0.27	2.07	34.93	57.39	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.79	3.60	0.79	3.60	100.00	100.00	
Cabeza real			0.78	3.27			65.07		

Var. 1-4.3 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	63.20	6.32	7.30	21.70	0.46	1.37	54.56	39.97	54.56
6 min	20.90	2.09	4.80	13.10	0.10	0.27	11.86	7.98	66.42
Colas	915.90	91.59	0.31	1.95	0.28	1.79	33.58	52.05	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.85	3.43	0.85	3.43	100.00	100.00	
Cabeza real			0.85	3.05			66.42		

Var. 1-4.4 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	66.50	6.65	7.60	22.40	0.51	1.49	51.65	42.33	51.65
6 min	33.90	3.39	5.20	12.90	0.18	0.44	18.01	12.43	69.66
Colas	899.60	89.96	0.33	1.77	0.30	1.59	30.34	45.25	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.98	3.52	0.98	3.52	100.00	100.00	
Cabeza real			0.98	3.12			69.66		

Anexo 9. Balances metalúrgicos de la optimización de las variaciones de los compósitos seleccionados

Etapa 1 de optimización.

Var. 1-3.3 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
concentrado final	44.4	4.44	10.6	31.4	0.47	1.39	49.20	33.13	49.20
medios 3	15	1.5	4.6	16.1	0.07	0.24	7.21	5.74	56.41
medios 2	20.30	2.03	2.86	7.60	0.06	0.15	6.07	3.67	62.48
medios 1	55.90	5.59	2.40	6.30	0.13	0.35	14.02	8.37	76.51
Colas	864.40	86.44	0.26	2.39	0.22	2.07	23.49	49.09	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.96	4.21	0.96	4.21	100.00	100.00	
Cabeza real			0.99	3.78			76.51		

Var. 1-4.3 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
concentrado final	46.4	4.64	9.1	30.4	0.42	1.41	53.14	41.81	53.14
medios 3	16	1.6	3.8	13.8	0.06	0.22	7.65	6.54	60.79
medios 2	28.70	2.87	1.92	5.28	0.06	0.15	6.93	4.49	67.72
medios 1	59.30	5.93	1.46	0.47	0.09	0.03	10.90	0.83	78.62
Colas	849.60	84.96	0.20	1.84	0.17	1.56	21.38	46.33	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.79	3.37	0.79	3.37	100.00	100.00	
Cabeza real			0.85	3.05			78.62		

Etapa 2 de optimización (reducción de tamaño).

Var. 1-3.3 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	72.80	7.28	7.10	23.40	0.52	1.70	53.39	69.12	53.39
6 min	36.60	3.66	4.30	11.30	0.16	0.41	16.26	16.78	69.64
Colas	890.60	89.06	0.33	0.39	0.29	0.35	30.36	14.09	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.97	2.46	0.97	2.46	100.00	100.00	
Cabeza real			0.99	3.40			69.64		

Var. 1-4.3 Muestra	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
3 min	66.00	6.60	8.00	29.90	0.53	1.97	62.79	49.68	62.79
6 min	19.80	1.98	3.80	8.60	0.08	0.17	8.95	4.29	71.73
Colas	914.20	91.42	0.26	2.00	0.24	1.83	28.27	46.03	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.84	3.97	0.84	3.97	100.00	100.00	
Cabeza real			0.85	3.05			71.73		

Etapa 3 de optimización (uso de dispersante).

Var. 1-3.3	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
primario	130.70	13.07	5.40	17.10	0.71	2.23	72.46	51.61	72.46
agotativo	51.78	5.18	1.55	4.79	0.08	0.25	8.24	5.73	80.70
Colas	817.52	81.75	0.23	2.26	0.19	1.85	19.30	42.66	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.97	4.33	0.97	4.33	100.00	100.00	
Cabeza real			0.99	3.40			80.70		

Etapa 4 de optimización.

Adición de cal en el molino sin ajuste en celda.

Var. 1-3.3	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
primario	98.60	9.86	6.60	19.80	0.65	1.95	69.06	47.54	69.06
agotativo	35.40	3.54	1.14	4.34	0.04	0.15	4.28	3.74	73.35
Colas	866.00	86.60	0.29	2.31	0.25	2.00	26.65	48.72	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.94	4.11	0.94	4.11	100.00	100.00	
Cabeza real			0.99	3.40			73.35		

Adición de cal en el molino con ajuste en celda.

Var. 1-3.3	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
primario	101.40	10.14	7.00	20.70	0.71	2.10	72.76	49.51	72.76
agotativo	37.00	3.70	2.99	4.75	0.11	0.18	11.34	4.15	84.10
Colas	861.60	86.16	0.18	2.28	0.16	1.96	15.90	46.34	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.98	4.24	0.98	4.24	100.00	100.00	
Cabeza real			0.99	3.40			84.10		

Var. 1-4.3	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
Muestra									
primario	111.50	11.15	5.90	16.90	0.66	1.88	78.94	57.62	78.94
agotativo	40.20	4.02	1.20	3.03	0.05	0.12	5.79	3.72	84.73
Colas	848.30	84.83	0.15	1.49	0.13	1.26	15.27	38.65	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.83	3.27	0.83	3.27	100.00	100.00	
Cabeza real			0.85	3.05			84.73		

Adición de cal en el molino con ajuste en celda. Implementación de 3 etapas de limpias a pH 11.5.

Var. 1-3.3	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
Muestra									
concentrado final	54.1	5.41	10.3	30.65	0.56	1.66	59.48	39.22	59.48
medios 3	15.2	1.52	3.8	11.69	0.06	0.18	6.17	4.20	65.65
medios 2	36.40	3.64	1.95	5.10	0.07	0.19	7.58	4.39	73.23
medios 1	62.70	6.27	1.48	4.02	0.09	0.25	9.91	5.96	83.13
Colas	831.60	83.16	0.19	2.35	0.16	1.95	16.87	46.23	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.94	4.23	0.94	4.23	100.00	100.00	
Cabeza real			0.99	3.78			83.13		

Var. 1-4.3	Peso		Análisis químico		Contenido metálico		% recuperación		% Rec. Acumulada
	gramos	% peso	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe	Cu
Muestra									
concentrado final	53.8	5.38	9.7	30.83	0.52	1.66	62.21	44.80	62.21
medios 3	14.89	1.49	3.32	10.22	0.05	0.15	5.89	4.11	68.11
medios 2	35.60	3.56	1.72	4.20	0.06	0.15	7.30	4.04	75.41
medios 1	61.40	6.14	1.05	2.97	0.06	0.18	7.69	4.92	83.09
Colas	834.31	83.43	0.17	1.87	0.14	1.56	16.91	42.14	
Cabeza calculada	1000.00	100.00	0.84	3.70	0.84	3.70	100.00	100.00	
Cabeza real			0.85	3.05			83.09		