



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE SAN LUIS POTOSÍ

FACULTAD DE INGENIERÍA

INSTITUTO DE METALURGIA

“Correlación empírica del grado/recuperación en función del tamaño y textura mineral de las partículas de cobre”

**TESIS QUE PARA OBTENER EL GRADO DE
MAESTRO EN INGENIERÍA DE MINERALES**

PRESENTA:

I.G. Carlos Gerardo Aragón Escoto

ASESORADO POR:

M.C María del Carmen Ojeda Escamilla

CO-ASESORADO POR:

Dr. Juan Luis Reyes Bahena

PROYECTO FINANCIADO POR:

- Consejo Nacional de Ciencia y Tecnología (CONACYT),
beca número 737805

San Luis Potosí, S. L. P.

Febrero, 2018





UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE SAN LUIS POTOSÍ
FACULTAD DE INGENIERÍA
INSTITUTO DE METALURGIA

“Correlación empírica del grado/recuperación en función del tamaño y textura mineral de las partículas de cobre”

**TESIS QUE PARA OBTENER EL GRADO DE
MAESTRO EN INGENIERÍA DE MINERALES**

PRESENTA:

I.G. Carlos Gerardo Aragón Escoto

SINODALES:

M.C María del Carmen Ojeda Escamilla _____

Dr. Juan Luis Reyes Bahena _____

Dr. Roel Cruz Gaona _____

Dr. Alfredo Aguillón Robles _____

Dr. Iván Alejandro Reyes Domínguez _____

San Luis Potosí, S. L. P.

Febrero, 2018





UASLP

Universidad Autónoma
de San Luis Potosí

21 de septiembre de 2017

**ING. CARLOS GERARDO ARAGÓN ESCOTO
P R E S E N T E.**

En atención a su solicitud de Temario, presentada por la **M.C. María del Carmen Ojeda Escamilla y Dr. Juan Luis Reyes Bahena**, Asesora y Co-asesor de la Tesis que desarrollará Usted con el objeto de obtener el Grado de **Maestro en Ingeniería de Minerales**, me es grato comunicarle que en la Sesión del H. Consejo Técnico Consultivo celebrada el día 21 de septiembre del presente, fue aprobado el Temario propuesto:

TEMARIO:

“Correlación empírica del grado/recuperación en función del tamaño y textura mineral de las partículas de cobre”

Introducción.

1. Antecedentes sobre la influencia del tamaño y textura mineral de partículas en el proceso de flotación.
2. Técnicas de caracterización utilizadas en la muestra de trabajo.
3. Desarrollo del proceso de flotación de cobre.
4. Correlación empírica en el proceso de flotación.
5. Efecto del tamaño y textura de partículas de cobre en el proceso de flotación.

Conclusiones

Referencias

“MODOS ET CUNCTARUM RERUM MENSURAS AUDEBO”

A T E N T A M E N T E

**M. I. JORGE ALBERTO PÉREZ GONZÁLEZ
DIRECTOR.**

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA
FACULTAD DE INGENIERÍA
DIRECCIÓN



**FACULTAD DE
INGENIERÍA**

Av. Manuel Nava 8
Zona Universitaria • CP 78290
San Luis Potosí, S.L.P.
tel. (444) 826 2330 al39
fax (444) 826 2336
www.uaslp.mx

Copia. Archivo.
*etn.



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE SAN LUIS POTOSÍ
SISTEMA DE BIBLIOTECAS
DIRECCIÓN DE BIBLIOTECA VIRTUAL
Zona Universitaria s/n C.P. 78290 Tel. 834 25 42 Fax 828-23-06
San Luis Potosí, S.L.P. México



El que suscribe Carlos Gerardo Aragón Escoto , con domicilio en Calle Selene #100 Colonia / fraccionamiento Aeropuerto C.P 78170 Tel. 4444510030 Ciudad San Luis Potosí S.L.P. y en mi carácter de autor y titular de tesis que lleva como nombre: “Correlación empírica del grado/recuperación en función del tamaño y textura mineral de las partículas de cobre” , en lo sucesivo “ LA OBRA” y por ende, cedo y autorizo a la Universidad Autónoma de San Luis Potosí, para que lleve a cabo la divulgación, publicación, reproducción, así como la digitalización de la obra, en formato electrónico y sin fines de lucro.

La Universidad Autónoma de San Luis Potosí, se compromete a respetar en todo momento mi autoría y a otorgarme el crédito correspondiente.

San Luis Potosí, S.L.P., a 5 de febrero del 2018.

Atentamente,

Firma autor

DEDICATORIA

La presente tesis, realizada con la entrega total de esmero, y con la gran satisfacción de lograr alcanzar el propósito deseado, la dedico con todo mi aprecio a:

A mis padres, Antonio y Ana Lilia por la motivación que me brindan a diario con su admirable ejemplo de perseverancia y dedicación para salir adelante.

A mi hermano Héctor, mi abuelita María de los Ángeles, mis tíos, primos y sobrinos, gracias por sus sabios consejos, su cariño y sobre todo, por los maravillosos momentos que hemos compartido a lo largo de la vida.

A mi adorada Perla Segovia por el amor y la confianza que me tiene, por sus palabras de ánimo, su paciencia inteligente y sus enseñanzas que me impulsan a ser mejor y a superar mis adversidades.

A mis asesores, la M.C María del Carmen Ojeda y el Dr. Juan Luis Reyes por concederme la mejor disposición en todo momento.

A mis amigos y compañeros quienes de alguna manera contribuyeron a culminar unas de las metas más grandes de mi vida.

AGRADECIMIENTOS

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

Al consejo Nacional de Ciencia y Tecnología (CONACYT) por el apoyo económico a través de la beca número 737805.

A la Planta Santa María de la Paz quien de manera generosa concedió muestra de trabajo necesaria para la investigación de la tesis.

A mis asesores M.C María del Carmen Ojeda y el Dr. Juan Luis Reyes por el aporte y empeño de sus conocimientos, así como su admirable dedicación que emplearon en el presente proyecto.

A los Doctores Roel Cruz, Iván Reyes y Alfredo Aguillón quienes participaron como mis sinodales, aportando valiosas contribuciones que enriquecieron esta tesis.

A mis profesores del Instituto de Geología y del Instituto de Metalurgia por las excelentes cátedras y su decidido apoyo.

Al M.M.I.M José Manuel Martínez Gutiérrez quien de la manera más profesional contribuyó con su indudable capacidad y experiencia en el desarrollo metodológico en el procesamiento y caracterización de minerales.

Al Ing. Erasmo Mata Martínez del Laboratorio de Laminación quien cordialmente colaboró con la elaboración de láminas delgadas de las muestras de trabajo.

A la M.M.I.M Rosa Lina Tovar por su apreciable colaboración en la identificación de fases mineralógicas por la técnica de Difracción de Rayos X.

A la L.Q. Izanami López Acosta y al equipo de laboratorio por su atento apoyo en el análisis químico de las muestras.

Al Ing. Víctor Hugo Rodríguez por su apreciada participación en la conminución y flotación de minerales.

Al Dr. Macario Rocha por su amable trato y su valioso apoyo en la petrografía de láminas delgadas.

Al Dr. Cristóbal Pérez Alonso por su tiempo y buena disposición en compartir sus gratos conocimientos.

Al personal administrativo y un agradecimiento especial a Jenny Zertuche por su espíritu humanitario, por ser una persona confiable que ayuda de forma incondicional.

A mis compañeros del Posgrado de Minerales, Hilario Chávez, Rubicelia García, Alonso De la Garza, Xóchitl Macías, Carlos Puente, Daniel Castruita, Teresa González, Daniel Pacheco, Sarahí Martínez, Claudia Beltrán, Daniel Valencia, Jorge Rocha y Oswaldo Vázquez, les agradezco por acompañarme en esta etapa, haciéndola más amena con experiencias inigualables.

Contenido general

Nomenclatura.....	1
Resumen.....	3
Abstract.....	4
Introducción.....	5
Hipótesis.....	6
Objetivo.....	7
Metas.....	7
1. Antecedentes sobre la influencia del tamaño y textura mineral de partículas en el proceso de flotación.....	8
1.1. Tamaño de partícula.....	8
1.1.1. Asociación de partículas.....	10
1.1.2. Textura mineral.....	15
1.2. Modelos geometalúrgicos.....	21
1.3. Proceso de flotación.....	24
1.3.1. Cinética de flotación.....	24
1.3.2. Flotación en banco básico.....	25
1.3.3. Flotación en árbol.....	26
2. Técnicas de caracterización utilizadas en la muestra de trabajo.....	30
2.1. Descripción del yacimiento de estudio.....	30
2.1.1. Características de yacimientos tipo skarn.....	31
2.1.2. Geología del yacimiento.....	33
2.1.3. Muestreo.....	37
2.2. Preparación de muestra.....	38
2.3. Caracterización química.....	38
2.4. Caracterización mineralógica.....	39
2.4.1. Microscopía Óptica Polarizada.....	40
2.4.2. Difracción de Rayos X.....	43
3. Desarrollo del proceso de flotación de cobre.....	46
3.1. Reducción de tamaños.....	46
3.2. Análisis modal de muestra de alimentación a flotación.....	48
3.3. Pruebas de flotación.....	54

3.3.1. Cinética de flotación	55
3.3.2. Flotación en árbol.....	57
4. Correlación empírica en el proceso de flotación	63
4.1. Correlación del grado y recuperación en la flotación en árbol.....	63
4.2. Modelo cinético de flotación.....	71
4.3. Modelo de flotación en árbol	73
4.4. Modelo de flotación de partículas de cobre	74
5. Efecto del tamaño y textura de partículas de cobre en el proceso de flotación.....	77
5.1.1. Partículas libres	78
5.1.2. Textura simple.....	79
5.1.3. Textura semi-envolvente.....	81
5.1.4. Textura compleja.....	83
5.1.5. Textura en inclusión.....	85
Conclusiones	88
Referencias.....	91
Apéndice I. Procedimientos usados en la realización del trabajo de tesis	95
Apéndice II. Balance general de flotación en árbol	97
Apéndice III. Análisis modales de los productos de flotación	98
Apéndice IV. Conteo de partículas en los productos	116
Apéndice V. Porcentaje de tipo de partículas en los productos.....	118
Apéndice VI. Pruebas cinéticas de flotación.....	120
Apéndice VII. Pruebas de flotación en árbol	122
Apéndice VIII. Flotación de partículas de cobre en diagrama del árbol.....	126
Apéndice IX. Resultados del modelo de flotación de partículas de cobre	144

Contenido de Figuras

Figura 1.- Recuperación de cobre a diferentes tamaños de partículas (modificado de Bulatovic, 2007).	9
Figura 2.- (a) Recuperación en función de la composición mineral, (b) Recuperación en función del contenido de galena (modificado de Runge et al., 2003).	11
Figura 3.- Constante cinética en función del tamaño de partícula (modificado de Welsby et al., 2010).	12
Figura 4.- Recuperación de calcopirita a diferente tamaño de partícula y grado de liberación (modificado de Sutherland, 1989).	13
Figura 5.- Respuesta a la flotación de partículas de calcopirita asociadas a otras especies en tamaños -32+38 μm (modificado de Sutherland, 1989).	14
Figura 6.- Partículas con la misma proporción volumétrica del mineral de interés con diferente proporción del mismo en la superficie de la partícula (modificado de Pérez-Barnuevo, 2014).	16
Figura 7.- Recuperación de calcopirita en cada tipo de textura en la fracción +106 μm . (a) En 0-20% de la composición perimetral, (b) En 20-40% de la composición perimetral (modificado de Vos, 2017).	18
Figura 8.- Recuperación de partícula binaria apatito-magnetita a diferentes tamaño de partícula (modificado de Parian et al., 2016).	20
Figura 9.- Comparación de pruebas de flotación con el modelo de predicción para muestras A, B y C (modificado de Bushell, 2012).	23
Figura 10.- Diagrama de flotación en árbol.	27
Figura 11.- Flotación convencional de 4 niveles (modificado de Laxmi & Rao, 2015).	28
Figura 12.- Localización del Distrito Minero Santa María de la Paz.	30
Figura 13.- Columna estratigráfica del distrito minero de La Paz (modificado de (Pinto-Linares, 2008).	34
Figura 14.- Diagrama de la Paz que muestra la geología y ubicación de los intrusivos. 1) Depósito aluvial. 2) Formación Méndez. 3) Secuencia estratigráfica de formaciones Cuesta del Cura, Tamabra, Agua Nueva y San Felipe. 4) Intrusiones terciarias. 5) Falla Dolores. 6) Límite inferior de la zona de oxidación (tomado y modificado de Gunnesch et al., 1994).	35
Figura 15.- Plano geológico del distrito minero de La Paz (modificado de Pinto-Linares, 2008).	36
Figura 16.- Representación del stock de la mina Dolores (colección de muestra).	37
Figura 17.- Equipo de absorción atómica con ejemplo de información obtenida.	39

Figura 18.- Equipo de microscopía óptica con luz reflejada y transmitida con ejemplo de imagen obtenida.....	40
Figura 19.- a) Hedenbergita intercrecido con diópsida. b) Calcita remplazada por diópsida y hedenbergita.....	41
Figura 20.- a) Granate mostrando sus zonaciones internas. b) Vetillas de carbonato de calcio.	42
Figura 21.- a) Calcopirita diseminada en granates. b) Calcopirita rellenando vetillas de carbonato de calcio.....	42
Figura 22.- Equipo de Difracción de Rayos X con ejemplo de difractograma obtenido.	44
Figura 23.- Difractograma de la muestra de cabeza.....	45
Figura 24.- Distribución granulométrica a distintos tiempos de molienda.	47
Figura 25.- Equipo de Microscopía óptica con luz reflejada con ejemplo de imagen obtenida.....	48
Figura 26.- Equipo de microscopía electrónica de barrido con ejemplo de imagen y microanálisis obtenidos.....	49
Figura 27.- Liberación relativa de calcopirita y bornita.....	52
Figura 28.- Fotomicrografías de tipos de texturas. a) Textura simple. b) Textura semi-envolvente. c) Textura compleja. d) Textura en inclusión.	53
Figura 29.- Representación de los tipos de texturas en la muestra de cabeza a) calcopirita y b) bornita.....	54
Figura 30.- Recuperación de Cu y Fe en la cinética de flotación.....	57
Figura 31.- Matriz 3x3 de flotación en árbol.	58
Figura 32.- Comparación de recuperación de Cu en las pruebas finales de flotación.....	61
Figura 33.- Diagrama de flujo de flotación en árbol.	62
Figura 34.- Fotomicrografía de textura en emulsión.....	64
Figura 35.- Representación esquemática de los tipos de partículas.	65
Figura 36.- Comparación de curvas grado-recuperación de Cu de datos experimentales (rombos) y correlación empírica (círculos) en los productos de flotación en árbol.	70
Figura 37.- Comparación de recuperación experimental y modelo Flujo-Tapón.	72
Figura 38.- Productos en donde fue realizado el modelo de flotación en árbol.	73
Figura 39.- Comparación de la recuperación de cobre en modelo de flotación en árbol y modelo de cinética de flotación.	74
Figura 40.- Comparación de la recuperación de cobre en modelo de partículas de cobre, modelo de cinética de flotación y modelo de flotación en árbol.	76
Figura 41.- Recuperación de partículas libres de calcopirita y bonita.	78
Figura 42.- Partículas libres a diferente tamaño de partícula. a) calcopirita y b) bornita.	79

Figura 43.- Recuperación de partículas con textura simple de calcopirita y bonita.....	80
Figura 44.- Partículas con textura simple a diferente tamaño de partícula. a) calcopirita y b) bornita.	81
Figura 45.- Recuperación de partículas con textura semi-envolvente de calcopirita y bonita.	82
Figura 46.- Partículas con textura semi-envolvente a diferente tamaño de partícula. a) calcopirita y b) bornita.	83
Figura 47.- Recuperación de partículas con textura compleja de calcopirita y bonita.....	84
Figura 48.- Partículas con textura compleja a diferente tamaño de partícula. a) calcopirita y b) bornita.	85
Figura 49.- Recuperación de partículas con textura en inclusión de calcopirita y bonita.	86
Figura 50.- Partículas con textura en inclusión a diferente tamaño de partícula. a) calcopirita y b) bornita.	87

Contenido de Tablas

Tabla 1.- Ensaye químico de la muestra de cabeza.....	39
Tabla 2.- Paragénesis del depósito Dolores.	43
Tabla 3.- Collar de bolas estándar de laboratorio.....	46
Tabla 4.- Granulometría de molienda al minuto 15.	46
Tabla 5.- Análisis químico granulométrico de la muestra de cabeza.....	47
Tabla 6.- Distribución de elementos por fracción de la muestra de cabeza.	48
Tabla 7.- Reconstrucción mineralógica de la muestra de cabeza por fracciones de tamaños.	50
Tabla 8.- Distribución de especies minerales de la muestra de cabeza en fracciones de tamaño.	50
Tabla 9.- Liberación y asociación del mineral calcopirita.	51
Tabla 10.- Liberación y asociación del mineral bornita.....	51
Tabla 11.- Resultados de cinética de flotación de cobre.	56
Tabla 12.- Esquema de reactivos para flotación en árbol.	58
Tabla 13.- Prueba final de flotación en árbol de Cu con 1 kg de muestra.	59
Tabla 14.- Toma de alícuota de la flotación en árbol.....	60
Tabla 15.- Prueba final de flotación en árbol de Cu con 4 kg de muestra.	60
Tabla 16.- Pesos obtenidos en productos del proceso de flotación en árbol.	63
Tabla 17.- Resultados de la correlación empírica del grado y recuperación de cobre.	68
Tabla 18.- Resultados experimentales del grado y recuperación de cobre.	69
Tabla 19.- Resultados del modelo cinético de flotación “flujo-tapón”.....	72
Tabla 20.- Resultados del modelo de flotación en árbol.	73
Tabla 21.- Resultados de $R_{\text{máx}}$ y k del modelo de flotación de partículas de cobre.	75
Tabla 22.- Resultados finales de los modelos de flotación.	76

Nomenclatura

- **Abreviatura de minerales**

Au = oro nativo

Bi = bismuto nativo

Bm = bismutinita

Bn = bornita

Bt = biotita

Cc = calcita

Cl = clorita

Cp = calcopirita

Dp = diópsida

Ep = epidota

Fp = feldespato

G = ganga

Grn = granate

Hb = hedenbergita

Hess = hessita

Py = piritita

Qz = cuarzo

Sc = sericita

Witt = wittichenita

Wo = wollastonita

- **Abreviatura de texturas**

B_{nC} = bornita con textura compleja

B_{nE} = bornita con textura en emulsión

B_{nI} = bornita con textura en inclusión

B_{nL} = bornita libre

B_{nS} = bornita con textura simple

B_{nS-E} = bornita con textura semi-envolvente

C_{pC} = calcopirita con textura compleja

C_{pE} = calcopirita con textura en emulsión

C_{pI} = calcopirita con textura en inclusión

C_{pL} = calcopirita libre

C_{pS} = calcopirita con textura simple

C_{pS-E} = calcopirita con textura semi-envolvente

F_C = factor de asociación de partícula compleja

F_E = factor de asociación de partícula en emulsión

F_I = factor de asociación de partícula en inclusión

F_S = factor de asociación de partícula simple

F_{S-E} = factor de asociación de partícula semi-envolvente

- **Abreviatura del modelo de flotación**

k = constante cinética de flotación

R = recuperación

$R_{máx}$ = recuperación máxima

R_T = recuperación acumulada

t = tiempo de flotación

Resumen

Dentro de la literatura, diferentes autores han demostrado que existen ciertas características físicas de las partículas que afectan al proceso de flotación, como lo son el tamaño de partícula, la composición mineralógica y la textura del mineral. Éste último parámetro relaciona la disposición en que se encuentra el mineral expuesto en su superficie al estar unido a otras especies, y debido a que la separación del mineral de interés se basa en la interacción entre reactivo y partícula, la cantidad del mineral expuesto determina su recuperación. Por consiguiente, se decidió realizar una investigación que aporte conocimientos para comprender el comportamiento de distintas texturas minerales en el proceso de flotación y así mismo, determinar la influencia que tiene en su respuesta metalúrgica.

En este estudio se utilizó muestra de la mina Dolores del yacimiento de La Paz, el cual es un depósito tipo skarn de cobre. Los análisis químicos reportaron una ley de cobre de 0.84% y los estudios de mineralogía indicaron una roca metamórfica tipo skarn. En el proyecto se diseñó un circuito de flotación en árbol que permite la evaluación del proceso, además de la obtención de distintos productos con grados y recuperaciones diferentes. Éstas muestras se analizaron a distintos tamaños de partícula, en donde fueron clasificadas con base en la textura que presentaron los minerales de cobre (calcopirita y bornita). De acuerdo a éste análisis, se realizó una correlación empírica capaz de predecir el grado de cobre para cada producto y fracción de tamaño.

A partir del modelo flujo-tapón, resultó posible estimar la recuperación de cobre para cualquier tiempo en la cinética de flotación, la cual se logró ajustar en la flotación en árbol. Los resultados permitieron evaluar el comportamiento de las texturas de los minerales de cobre en el proceso, así como también estimar su recuperación con el modelo flujo-tapón, aportando información valiosa para la optimización del proceso de flotación.

Abstract

In papers, different authors have shown that some physical characteristics of the particles affect the flotation process, such as particle size, mineralogical composition and mineral texture. This last parameter relates the disposition in which the mineral exposed on its surface is found when it is joined to other species, and because the separation of the mineral of interest is based on the interaction between reactive and particle, the amount of the exposed mineral determines its recovery. Therefore, it was decided to carry out research that provides knowledge to understand the behavior of different mineral textures in the flotation process and thus determining the influence on its metallurgical response.

In this work, samples were taken from Dolores mine at La Paz deposit, which is a copper skarn deposit. Chemical analyzes reported a copper grade of 0.84% and mineralogy studies indicated a metamorphic rock type skarn. In the project, a tree flotation circuit was designed that allows the evaluation of the process, in addition to obtaining different products with different degrees and recoveries. These samples were analyzed at different particle sizes, where they were classified based on the texture of the copper minerals (chalcopyrite and bornite). According to this analysis, an empirical correlation was made capable of predicting the copper grade for each product and size fraction.

From the plug-flow model, it was possible to estimate the recovery of copper for any time in the flotation kinetics, which was adjusted in the tree flotation. The results allowed to evaluate the behavior of the textures of the copper ores in the process, as well as to estimate their recovery with the plug-flow model, providing valuable information for the optimization of the flotation process.

Introducción

El proceso de flotación de minerales sulfuros es uno de los métodos de concentración más importantes para la obtención de concentrados de cobre y ampliamente usado en la industria minera. A pesar de que es un proceso eficiente; frecuentemente se tienen dificultades para obtener un concentrado de calidad con buenas recuperaciones. Algunos de los retos en el procesamiento de los minerales sulfuros, es entender el comportamiento de las partículas minerales después del proceso de molienda (reducción de tamaños), adicional al reto de comunicación entre varios departamentos. Por ejemplo, para el Geólogo, la forma en que los minerales están entrecrecidos es muy importante desde el punto de vista de la formación de los minerales; sin embargo, para el Metalurgista encargado de procesar el mineral, el tipo de entrecrecimiento de minerales es importante, ya que de ello depende el tamaño de molienda para procesar adecuadamente el mineral. Esta dos contribuciones, es un ejemplo de un área conjunta a la cual se le ha dado el nombre de Geometalurgia.

Aplicar la Geometalurgia en el procesamiento de minerales, es dar una explicación al comportamiento de la textura del mineral en el proceso de flotación. Uno de los beneficios de la Geometalurgia después del proceso de reducción de tamaño, es reducir el costo de inversión y operación en las plantas de beneficio de los minerales sulfuros al conocer bien el comportamiento de los diferentes tipos de rocas sometidas al proceso de concentración por flotación.

El análisis de la textura mineral en las diferentes etapas del proceso de flotación puede ayudar a identificar cuales partículas pueden ser difíciles de separar (bajo grado por falta de liberación) y en qué punto o etapa del proceso de flotación se genera esta problemática. Dicho de otra manera, las características físicas como el tamaño, asociación de partículas y textura mineral, son parámetros relevantes en el beneficio de los procesos de concentración por flotación (Pérez *et al.*, 2013).

El efecto del tamaño de partícula en el proceso de flotación ha sido investigado por varios autores (Gaudin *et al.*, 1931; Morris, 1952; Bulatovic, 2007; Wyslouzil *et al.*, 2009);

concluyendo que la eficiencia del proceso se ve favorecida a ciertos rangos de tamaño de partícula (10 μm – 250 μm). Otras investigaciones se han enfocado al efecto del grado de liberación en la recuperación del mineral (Sutherland, 1989; Runge *et al.*, 2003; Welsby *et al.*, 2010); así como al estudio de cómo actúa la adherencia de partícula-burbuja en función de la textura o asociaciones minerales en el proceso de flotación (Evans, 2010; Fosu *et al.*, 2015; Vos, 2017).

Investigaciones recientes han proporcionado herramientas para la modelación y simulación de las características de partículas para la optimización del proceso de flotación (Pyke *et al.*, 2003; Ralston *et al.*, 2007; Lamberg, 2011; Bushell, 2012; Lund *et al.*, 2015). Estas contribuciones han aportado información relevante para el diseño y modelación de circuitos de flotación en el procesamiento de minerales; sin embargo, aún se requiere de un mayor conocimiento del comportamiento de las texturas minerales en el proceso de flotación para una modelación y predicción más robusta del grado y recuperación de los minerales sulfuros.

Por esto, el trabajo de investigación de esta tesis, tiene la finalidad de evaluar la textura mineral en un circuito de flotación diseñado específicamente para generar un mayor conocimiento en el comportamiento del grado y recuperación de minerales de cobre, tomando en cuenta el tamaño y liberación de las partículas minerales. Así como también estimar la recuperación de las texturas en el proceso de flotación para proporcionar información relevante que contribuya a la optimización del proceso.

Hipótesis

Las características físicas de las partículas; como lo son, el tamaño y textura, son factores importantes que afectan su comportamiento en el proceso de flotación. Al analizar productos de flotación con diferentes grados y recuperaciones, es posible asociar las características de tamaño y textura de las partículas que influyen en la respuesta metalúrgica (grado/recuperación).

Objetivo

Evaluar el comportamiento de las características físicas de las partículas (tamaño y textura) en el proceso de flotación para a partir de esto desarrollar un análisis capaz de estimar la respuesta metalúrgica.

Metas

1. Examinar la muestra de trabajo mediante ensayos químicos y técnicas de caracterización, así mismo conocer la distribución de tamaño de partícula, y realizar estudios de liberación y asociación de partículas.
2. Diseñar un esquema de flotación donde pueda obtener productos con distintos grados y recuperaciones.
3. Monitorear químicamente durante la flotación en árbol el comportamiento de los elementos Au, Ag, Cu, Fe y Bi.
4. Analizar los productos obtenidos de la flotación para lograr correlacionar el grado y recuperación de cobre en función del tamaño y textura de las partículas.
5. Ajustar un modelo matemático capaz de estimar la recuperación de cobre en la cinética y en la flotación en árbol.
6. Predecir la recuperación de las texturas que presentaron los sulfuros de cobre bajo una ecuación matemática.
7. Determinar los tipos de texturas de minerales de cobre que favorecen a su flotación a diferentes tamaños de partícula.

1. Antecedentes sobre la influencia del tamaño y textura mineral de partículas en el proceso de flotación

Es conocido que en la naturaleza, los minerales de valor se encuentran depositados en formas muy complejas, por lo que tales características reflejan la problemática de separación de estos minerales con respecto a los de ganga. Uno de los pasos previos a los procesos de concentración, es la liberación de especies minerales de interés, en el cual se busca obtener el mayor porcentaje de partículas libres.

La liberación, o mejor dicho, el grado de liberación, es una expresión cuantitativa de la magnitud en que una molienda es capaz de obtener partículas libres. Cuanto mayor sea este parámetro, mayor será también la recuperación, ya que los procesos de concentración actúan de manera más eficaz sobre partículas libres. Sin embargo, estos procesos también son efectivos sobre partículas mixtas con ciertas características mineralógicas, por lo que el concentrado final posiblemente estará compuesto por partículas libres y por partículas mixtas (Zhang & Subasinghe, 2013). La liberación de un mineral depende de 2 factores principales; el tamaño de partícula y el tipo de asociación, lo cual influye considerablemente en la recuperación del mineral valioso (Pérez *et al.*, 2013).

1.1. Tamaño de partícula

Se han desarrollado diversos trabajos que reportan el efecto del tamaño de partícula en la recuperación de procesos de concentración, siendo uno de los principales inconvenientes en la flotación de minerales. Diferentes autores (Gaudin *et al.*, 1931; Morris, 1952; Trahar & Warren, 1976; Jameson, 2013) indican que la eficiencia del proceso de flotación se ve impactada negativamente cuando se opera en los extremos, es decir, con partículas finas ($<10 \mu\text{m}$) o partículas gruesas ($>250 \mu\text{m}$). Al trabajar con partículas gruesas se pueden tener problemas como la generación de alta turbulencia; a medida que el tamaño de las partículas aumenta, las fuerzas de desprendimiento de las burbujas de aire aumentan más rápidamente que las fuerzas de adherencia y además, si las partículas no están totalmente liberadas, la recuperación se ve más afectada aún. Si las partículas son muy finas ($<10 \mu\text{m}$), el

inconveniente principal es la generación de lamas, con la consecuencia de la baja probabilidad del contacto de la partícula mineral con la burbuja.

Bulatovic (2007) presentó un estudio para observar el efecto del tamaño de partícula de mineral de cobre en el proceso de flotación de tres plantas concentradoras de América del Sur. En la Figura 1 se muestra la influencia del tamaño de partícula en la recuperación de cobre, donde Bulatovic explica que en las fracciones de partículas finas ($<20 \mu\text{m}$) la recuperación cae a valores inferiores al 50%, mientras que en el extremo opuesto para partículas gruesas ($> 150 \mu\text{m}$) la recuperación de cobre también es menor al 50%. Asimismo, observó mayor recuperación en tamaños cercanos a $100 \mu\text{m}$.

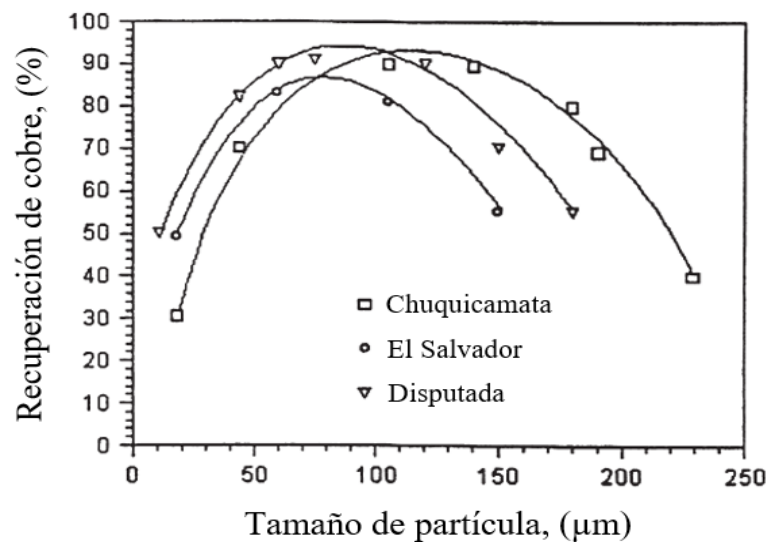


Figura 1.- Recuperación de cobre a diferentes tamaños de partículas (modificado de Bulatovic, 2007).

Lo mismo es mencionado por Jameson (2013), quien indica que la recuperación de partículas mayores a $150 \mu\text{m}$ es deficiente cuando se utilizan celdas convencionales, a pesar de que dichas partículas pudiesen estar adecuadamente liberadas para ser flotadas. Pareciera ser que lo más óptimo es flotar partículas de tamaño medio ($30 \mu\text{m} - 100 \mu\text{m}$), con el fin de optimizar la recuperación del mineral valioso, sin embargo, a veces esto no es posible por diversas

razones. Debido a esto, Wyslouzil y colaboradores (2009) desarrollaron un sistema de flotación en celda columna para partículas finas y gruesas de minerales de cobre; por un lado alcanzaron obtener recuperaciones mayores al 96% en tamaños menores de 20 μm . Y para tamaños gruesos (<850 μm) mostraron recuperaciones entre 70% - 90%, que son recuperaciones mayores a las que normalmente se alcanza en las celdas convencionales.

1.1.1. Asociación de partículas

En el entorno de la flotación en celdas convencionales, la recuperación muestra una relación clásica con el tamaño de partícula (pobre recuperación en partículas finas y gruesas; y alta recuperación en partículas intermedias) (Imaizumi & Inoue, 1963; Trahar & Warren, 1976). Esto es bien aceptado, sin embargo no todas las partículas de un tamaño particular flotan con la misma velocidad.

La separación en la flotación, se basa en el hecho de que distintas especies mineralógicas presentan diferentes grados de hidrofobicidad con el tratamiento químico empleado en los circuitos de flotación. Por lo tanto, se esperaría que las partículas de diferente composición mineralógica dentro de una única clase de tamaño de partícula mostraran diferentes tasas durante la flotación. Este efecto fue observado (Runge *et al.*, 2003) en una muestra con contenido de esfalerita, pirita, galena asociada a esfalerita y galena asociada a pirita con el mismo grado de asociación. Como se observa en la Figura 2a, la esfalerita libre flotó más rápido que la pirita, y al estar en partículas binarias con la galena, su flotabilidad aumentó en ambas, esto debido al esquema de reactivos en donde se buscaba recuperar mineral galena. No obstante, se muestra que las partículas binarias de galena-esfalerita reflejaron una mejor respuesta a la flotación, en comparación a partículas binarias de galena-pirita, a causa de su grado de hidrofobicidad. Además, analizaron la flotación de partículas binarias del mismo tamaño con diferentes contenidos de galena, en el cual hallaron una clara relación de cómo se favorecía su recuperación al contener mayor porcentaje de galena (Figura 2b).

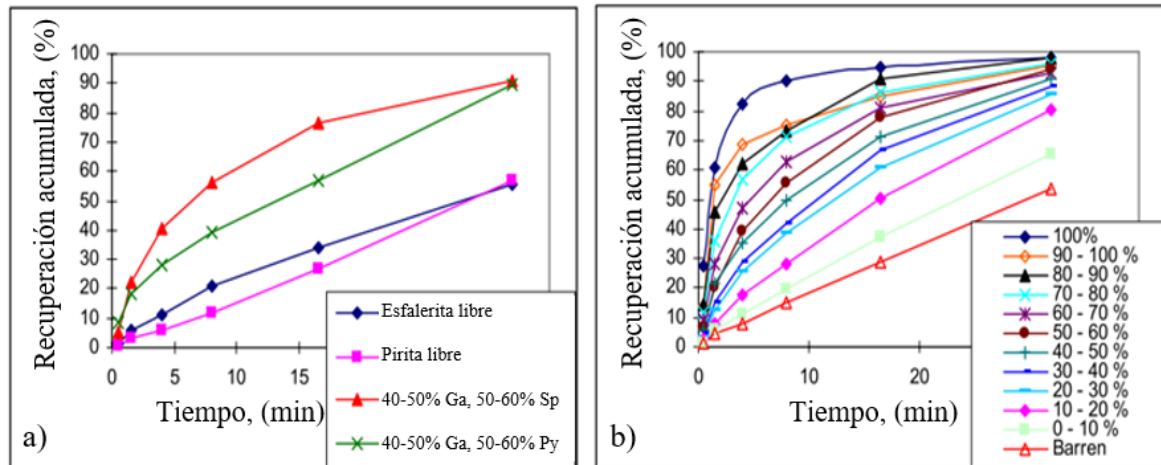


Figura 2.- (a) Recuperación en función de la composición mineral, (b) Recuperación en función del contenido de galena (modificado de Runge *et al.*, 2003).

Welsby y colaboradores (2010) mostraron el efecto del tamaño de partículas finas a intermedias en el proceso de flotación del mineral galena, demostrado como la constante de velocidad es baja para partículas muy finas, aumentando gradualmente conforme incrementa el tamaño de partícula hasta alcanzar un cierto tamaño, del cual desciende. De igual forma, clasificó partículas compuestas según su grado de liberación, observando en cada clasificación el mismo efecto de la constante de velocidad con respecto al tamaño de partícula, y asimismo, la disminución de esta constante cuando la liberación es menor. En general, las partículas en un grado de liberación mayor a 55% mostraron un comportamiento similar, teniendo una mayor constante de velocidad en un tamaño de partícula de aproximadamente 30 μm . Y para las partículas menores a 45% de liberación, hubo una tendencia constante al llegar a un cierto tamaño (15 μm), sin embargo, en todas las liberaciones, la constante de velocidad descendió cuando el tamaño de partícula fue menor a 55 μm (Figura 3).

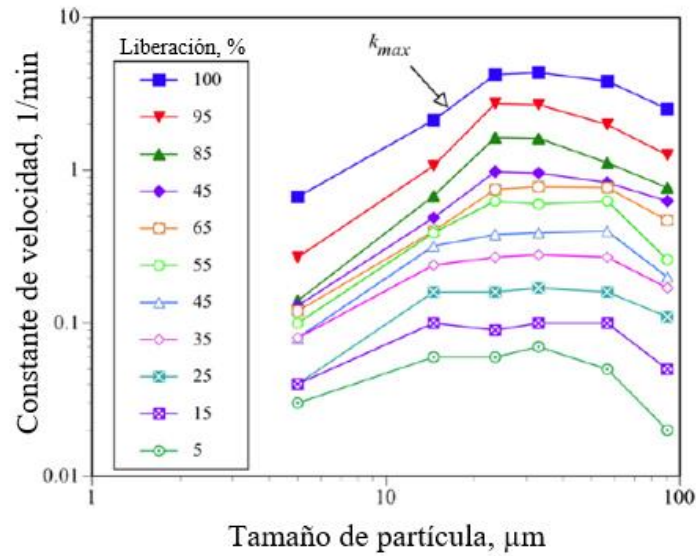


Figura 3.- Constante cinética en función del tamaño de partícula (modificado de Welsby *et al.*, 2010).

Sutherland (1989) estudió el comportamiento del mineral calcopirita, realizando una cinética de flotación para obtener cinco concentrados, los cuales analizó a diferentes fracciones de tamaño, clasificando el grado de liberación de la calcopirita en cada fracción. Los resultados obtenidos permitieron determinar que las partículas gruesas (mayores a $30 \mu\text{m}$) flotaban más lento que las partículas de menor tamaño, y que al aumentar su grado de liberación, su respuesta de flotación es preferencial. También concluyó que las partículas con menor liberación pero con el tamaño adecuado para el proceso, pueden flotar más rápido que las partículas gruesas liberadas (Figura 4).

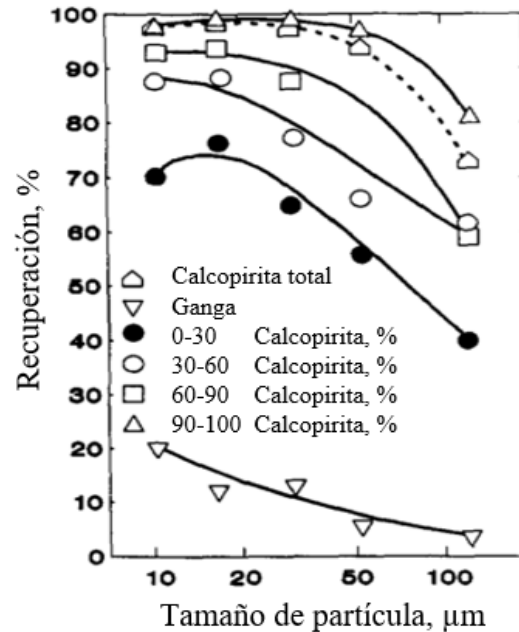


Figura 4.- Recuperación de calcopirita a diferente tamaño de partícula y grado de liberación (modificado de Sutherland, 1989).

En el mismo estudio se demostró que el mineral asociado con la calcopirita es importante. Además del contenido de calcopirita en la muestra, se encontraban minerales de ganga como cuarzo y silicatos, ganga sulfurosa como pirita y minerales oxidados de cobre. Estos se encontraban de manera libre y asociada con la calcopirita. Como se observa en la Figura 5, la calcopirita fue la primera en flotar, siguiendo en orden los óxidos de cobre, y por último la pirita y ganga. Por otro lado, la flotación se favoreció en partículas binarias de minerales de cobre al estar asociados a calcopirita, siguiendo en orden ganga-calcopirita y por último pirita-calcopirita.

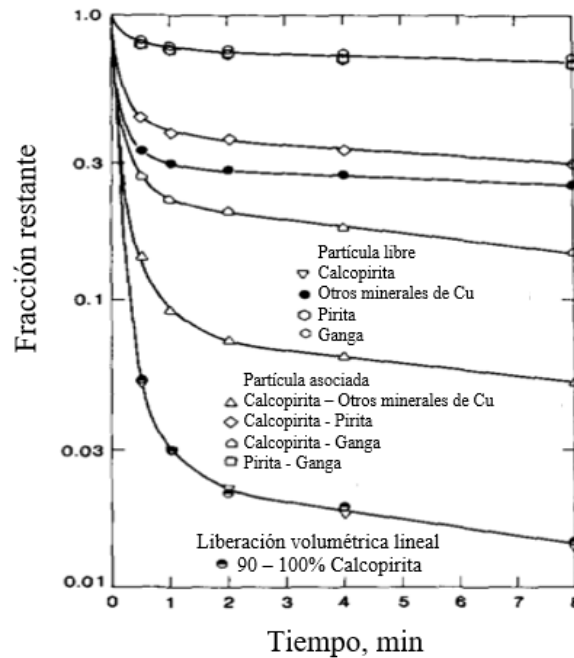


Figura 5.- Respuesta a la flotación de partículas de calcopirita asociadas a otras especies en tamaños $-32+38 \mu\text{m}$ (modificado de Sutherland, 1989).

Se han desarrollado modelos posibles de predecir la recuperación de un mineral como es el caso del “modelo de componentes de flotabilidad” el cual asume que como cada flujo de alimentación contiene partículas con distintas propiedades, cada partícula flotará en una cierta proporción, por lo que el mineral flotable puede ser separado en distintos componentes de flotabilidad asignando a cada componente una constante cinética de flotación y una fracción de masa (Pérez-Alonso, 2008). Este método funciona bien cuando la distribución del tamaño de partícula o la hidrofobicidad no varían, sin embargo existe el “modelo basado en propiedades” que puede explicar los cambios del tamaño de partícula e hidrofobicidad, el cual permite el cálculo de la constante de velocidad de flotación. Este modelo se apoya en la eficacia de la estabilidad de burbuja-partícula, que depende principalmente de la magnitud relativa del ángulo de contacto y energía de disipación turbulenta (Pyke *et al.*, 2003). Ralston y colaboradores (2007) emplearon este modelo obteniendo resultados satisfactorios para mineral calcopirita.

1.1.2. Textura mineral

El concepto “textura” puede enfocarse a dos contextos distintos: textura de roca y textura del mineral de mena. La descripción de la textura de la roca es comúnmente usada en Geología por los petrólogos; se refiere a las relaciones espaciales intergranulares y las características morfológicas de los componentes principales (agregados minerales) de la roca. Las denominaciones texturales y los criterios utilizados varían según el tipo de roca considerada. La textura depende de cuatro factores: a) tamaño del grano, b) forma del grano, c) grado de cristalinidad, d) relación entre los contactos de los granos (Lutgens & Tarbuck, 2005).

Por otro lado, en el campo de la mineralogía de procesos, el término textura del mineral de mena se ha venido definiendo como un conjunto de rasgos mineralógicos y geométricos que determinan las características de liberación y formas de asociación entre los minerales y pueden influir en su comportamiento durante los procesos de concentración (Pérez-Barnuevo, 2014).

Cuando se habla del tipo de textura o tipo de asociación, se refiere a la manera en la que los minerales se disponen espacialmente unos con respecto a otros. Dentro de la literatura, se han propuesto diferentes clasificaciones de tipos de intercrecimientos. Gaudin (1939) propuso 4 tipos de intercrecimiento (simple, vetillas, corona y emulsión), considerándolos como los más relevantes en los procesos de conminución y flotación. Posteriormente, Amstutz (1962) propuso una clasificación basada en criterios geométricos, para la descripción de varias asociaciones simples y complejas en la mineralogía de procesos; sin embargo, la clasificación no incluye información acerca del comportamiento de las partículas en los procesos de concentración. Precisamente para incluir información sobre la facilidad o dificultad de liberación de cada tipo de intercrecimiento, Craig y Vaughan (1994) ampliaron esta clasificación.

Las principales propiedades de las partículas que han demostrado afectar a la constante de velocidad de flotación son: el tamaño de partícula, la composición mineralógica (asociación o liberación de minerales) y la textura del mineral (Imaizumi & Inoue, 1963; Niemi *et al.*,

1997; Runge *et al.*, 1997). La textura relaciona la disposición en que se encuentra el mineral expuesto en su superficie al estar unido a otras especies, y ya que la separación del mineral de interés se basa en la interacción entre reactivo y partícula, la cantidad del mineral expuesto o accesible al reactivo en la superficie de la misma determina su recuperación (Pérez-Barnuevo, 2014).

En la Figura 6 se exponen algunos tipos de asociaciones que a pesar de que todos ellos contienen la misma proporción del mineral de interés (V_v), su comportamiento en la flotación sería totalmente distinto debido al perímetro ocupado en la partícula (B_b). En estos casos, además de la composición de la partícula y de su tamaño, la interacción partícula-burbuja depende fuertemente de las características de la superficie de la misma y éstas, a su vez, dependen de la disposición espacial de los minerales en la partícula. Así, por ejemplo, dos partículas que tengan idéntica composición mineral, pero diferente composición superficial tendrán previsiblemente diferente flotabilidad (Runge *et al.*, 2003).

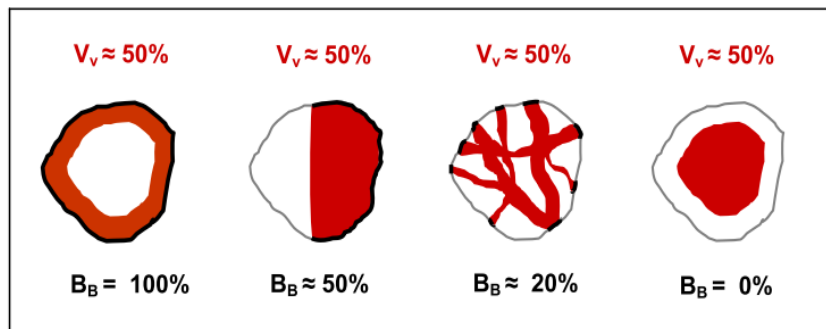


Figura 6.- Partículas con la misma proporción volumétrica del mineral de interés con diferente proporción del mismo en la superficie de la partícula (modificado de Pérez-Barnuevo, 2014).

De la misma manera que se obtienen las curvas de liberación basadas en la proporción en peso (o en volumen) del mineral de interés en las partículas, se pueden obtener también curvas de liberación basadas en la distribución del mineral de interés en la superficie de las partículas. En este caso se mide la proporción del perímetro de la partícula ocupado por el mineral (Lastra, 2002) de manera que se puede obtener su distribución en partículas

minerales en las que la proporción expuesta del mismo es igual o mayor a un determinado valor.

Mishra y colaboradores (2013) analizaron el efecto de la textura en una muestra rica en níquel presente como mineral pentlandita. Esta especie estaba depositada en diferentes formas, por lo que se analizó como éste factor afectaba al grado y recuperación en el proceso de flotación. Se reconocieron tres respuestas de flotación, que son; rápidas, intermedias y lentas. La flotación rápida se alcanzó en las etapas iniciales (1-3 minutos), donde se obtuvo alto grado de Ni con alta recuperación (>90%). Esta muestra fue caracterizada por contener un tipo de textura a la que nombraron “masiva”, que en su mayoría, las partículas de pentlandita estaban mayormente liberadas con tamaños óptimos, además, el concentrado contenía calcopirita y baja abundancia de silicatos. En el caso de la respuesta de flotación intermedia, el grado de Ni resultó más bajo durante un período de flotación más largo (3-10 minutos). La muestra se caracterizó por tener comparativamente alta abundancia de silicatos y pirita. La pentlandita se encontró en tamaños finos, diseminada y en inclusiones. En la respuesta de flotación lenta, el grado que se obtuvo fue aún más bajo a lo largo de todo el periodo de flotación. La muestra contuvo gran abundancia de calcosilicatos, pirrotita y escasa pentlandita finamente diseminada.

En un estudio reciente, Vos (2017) discute el impacto de la distribución de minerales hidrofóbicos expuestos, sobre la recuperación en flotación. Examinó el efecto que ocurre cuando el mineral de mena se presenta en distintos tipos de texturas, clasificando de forma general en textura simple y compleja. La primera la refirió a cuando múltiples granos de mineral de mena están expuestos estrechamente entre sí. Y la segunda consta de múltiples granos expuestos de manera más separada. Además, clasificó estas partículas binarias según al contenido de mineral valioso, y a la vez, en distintos tamaños. Con base en los resultados, concluyó que las partículas con textura compleja reflejan una mejor recuperación en la flotación. Este resultado lo relacionó con trabajos que han demostrado que la fijación de burbujas tiene mejor inclinación a los granos expuestos hacia las esquinas y en formas afiladas, en comparación con granos de superficies lisas (Gautam & Jameson, 2012; Ally *et*

al., 2012). Por ejemplo, la Figura 7a presenta la recuperación del mineral calcopirita (en contenido de 0-20% en su perímetro) en partículas binarias con textura simple (0.8-1.0) y compleja (0.0-0.8), como se observa, la recuperación es preferencial en partículas complejas, alcanzando >45% de recuperación en un tiempo de 25 minutos, mientras que para las partículas simples, solo alcanzó 40% de recuperación. El mismo efecto observó en partículas binarias con mayor porcentaje de calcopirita en su perímetro en la misma fracción de tamaños (Figura 7b) y también en partículas de menor tamaño (75 μm). Sin embargo, para la fracción más gruesa (+150 μm) el resultado fue el contrario, siendo la asociación simple la más favorable.

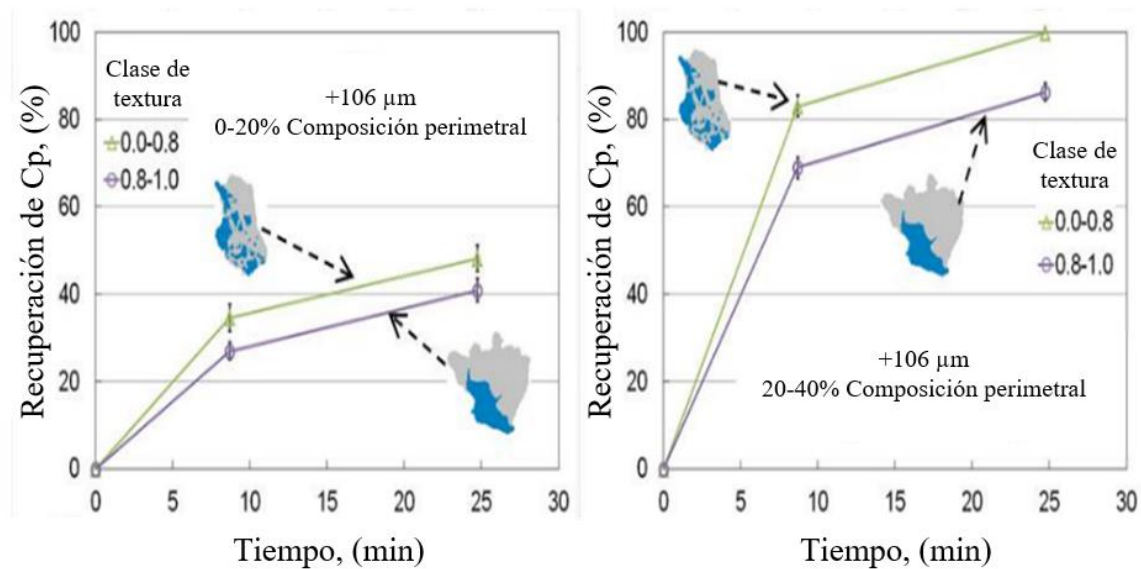


Figura 7.- Recuperación de calcopirita en cada tipo de textura en la fracción +106 μm . (a) En 0-20% de la composición perimetral, (b) En 20-40% de la composición perimetral (modificado de Vos, 2017).

Hay poco en la literatura de flotación que aborda este aspecto directamente pero existen estudios que apoyan la sugerencia de la disposición espacial de los granos minerales hidrófobos expuestos, lo cual tiene impacto sobre la flotación de partículas compuestas (Evans, 2010). Otra investigación realizada por Fosu y colaboradores (2015) proporcionó evidencia del comportamiento de partículas gruesas con formas distintas, las cuales consisten de esfalerita libre y asociadas a ganga, en tamaños de -600 + 300 μm y -300 + 150 μm .

Como es conocido, el desprendimiento de partícula-burbuja de partículas gruesas depende en gran medida de la estabilidad del agregado de burbujas en la región turbulenta de la celda de flotación (Schulze, 1977) y también puede ser atribuido a la baja hidrofobicidad superficial, como es el caso de las partículas compuestas con las fases minerales hidrófilas haciendo que se comporten como si tuvieran un ángulo de contacto reducido (Prestidge & Ralston, 1995). Como era de esperarse, Fosu y colaboradores (2015) notaron que las partículas libres de esfalerita se unieron a las burbujas más fácilmente que las partículas asociadas, así mismo, observaron que las fuerzas de desprendimiento aumentaban cuando las partículas eran de forma irregular, en comparación con las de formas redondeadas del mismo rango de tamaños. Esto depende en gran medida del ángulo de contacto, es decir, a menor ángulo de contacto, las fuerzas de desprendimiento son menores, obteniendo menor recuperación. El mismo efecto se repitió en las partículas compuestas, donde concluyeron que la redondez de la partícula puede causar disminución en la hidrofobicidad para la fijación en las burbujas, mismas observaciones vistas anteriormente por otros autores (Yekeler *et al.*, 2004; Ahmed, 2010).

Además de afectar el tamaño y textura al proceso de flotación, de la misma manera ocurre en otros procesos de concentración de minerales, como es el caso de la separación magnética. Dai y colaboradores (2012), estudiaron una muestra rica en hierro para explicar los fenómenos que afectaban a su recuperación. Bajo técnicas de caracterización como microscopía óptica polarizada (MOP) y microscopía electrónica de barrido (MEB), encontraron una asociación compleja de hematita con respecto a minerales de ganga como cuarzo, clorita, apatito, etc., la cual se nombró como “textura oolítica”, que consiste de morfologías redondeadas de minerales de ganga atrapando concéntricamente a partículas finas de hematita. Concluyeron que debido al tamaño de grano extremadamente fino (0.01-0.005 mm) de la hematita y a la complejidad de la asociación, resultaba difícil liberar las partículas en la molienda, lo cual afectaba considerablemente en su grado y recuperación final.

En otro estudio, Parian y colaboradores (2016), mostraron el impacto en la recuperación del mineral magnetita en un proceso de concentración magnética al estar asociada a distintas especies de ganga en diferentes tamaños de partícula. Se utilizó muestra con contenido de apatito, actinolita, cuarzo y biotita como minerales de ganga; éstos estaban asociados fuertemente a partículas de magnetita, por lo que analizó partículas binarias en distintos porcentajes de masa para ver su respuesta al proceso. En primer lugar, concluyó que la recuperación está directamente relacionada con el contenido de magnetita en la partícula. Para las partículas de magnetita liberadas, no importa el tamaño de partícula, su recuperación es del 100%. En segundo lugar, en la Figura 8 puede verse que la recuperación de partículas de magnetita en fracciones de tamaño grueso es mayor que en fracciones de tamaño fino, esto se debe a mayores fuerzas magnéticas en las partículas gruesas. Por ejemplo, en el caso del apatito, las partículas con alrededor del 10% de magnetita tienen una recuperación de alrededor del 10% en la fracción de tamaño fino ($<37 \mu\text{m}$), pero las mismas partículas en la fracción de tamaño grueso ($> 125 \mu\text{m}$) tienen más de 80% de recuperación. El comportamiento de la recuperación con las demás especies en partículas binarias resultó similar.

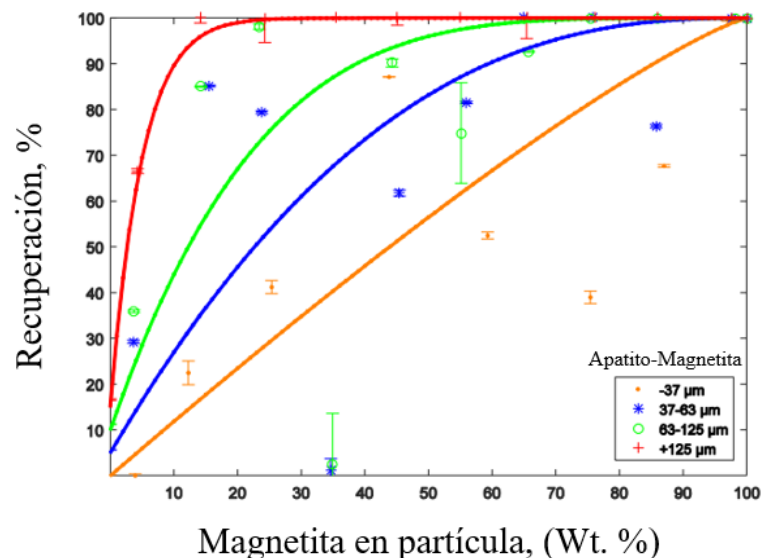


Figura 8.- Recuperación de partícula binaria apatito-magnetita a diferentes tamaño de partícula (modificado de Parian *et al.*, 2016).

1.2. Modelos geometalúrgicos

La geometalurgia ha surgido como una ciencia capaz de mejorar los procesos de concentración de minerales a partir de información geológica del yacimiento, proporcionando datos cualitativos y cuantitativos que sean capaces de devolver una respuesta metalúrgica. Esta ciencia puede considerarse como una unificación en donde se involucran especialistas en diferentes áreas tales como geología, caracterización mineralógica y metalurgia extractiva para optimizar los procesos de explotación y beneficio de los minerales. El objetivo principal en este campo, es proporcionar insumos limitados que reflejen la variabilidad geológica inherente y su impacto en el rendimiento metalúrgico.

Todo esto ha dado lugar a que se generen modelos geometalúrgicos integrando datos mineralógicos que puedan predecir una respuesta metalúrgica. En términos prácticos, la generación de un modelo geometalúrgico involucra una serie de datos obtenidos de muestras adquiridas sistemáticamente las cuales puedan ser sometidas a pruebas de beneficio para determinar los parámetros metalúrgicos a lo largo de un yacimiento, integrando los resultados mediante técnicas estadísticas (SGS, 2007).

Uno de los problemas más importantes es el vínculo entre la comprensión geológica de la formación de los minerales, con las características en el procesamiento de minerales, que generalmente implica la reducción mecánica del tamaño que conduce a la liberación y posterior a los procesos de concentración.

En este contexto, la mineralogía es una herramienta esencial que apoya al control y optimización en los circuitos de procesamiento de minerales. La caracterización mineralógica permite establecer el método de concentración apropiado, además de definir parámetros de funcionamiento en el circuito y predecir el comportamiento de las partículas durante los procesos metalúrgicos. Por lo tanto, la mineralogía debe proporcionar información necesaria que pueda ser integrada en un modelo geometalúrgico.

Un ejemplo de esto, es el trabajo de Pérez-Barnuevo (2014), donde proporcionó de manera sistemática información cuantitativa de los tipos de texturas en una muestra de un concentrado de cobre de flotación a partir de imágenes digitales obtenidas mediante el sistema MLA (análisis de liberación mineral). Desarrolló una metodología basada en el diseño y cálculo de una serie de índices numéricos, a los que se les denominaron *índices mineralúrgicos*, que cumplían una doble función: por un lado, cada índice aportaba información significativa para caracterizar los principales rasgos mineralógicos que determinan el comportamiento de las partículas minerales a lo largo de los procesos de concentración y por otro lado, estos índices sirvieron como variables discriminantes para identificar el tipo de intercrecimiento mineral.

Existen otras investigaciones que han aportado metodologías para cuantificar el tipo de texturas de partículas bajo sistemas automatizados como MLA y QEMSCAN para comprender su comportamiento en el procesamiento de minerales (Sutherland, 2007; Pérez, *et al.*, 2013; Lund *et al.*, 2013). Algunos estudios enfocan esta información para generar modelos con el fin de predecir su comportamiento en el fracturamiento de partículas (Gay, 1995; Lamberg, 2011). Otros modelos relacionan las características de partículas (tamaño y/o tipo de asociación) con la recuperación que se obtiene en los procesos (Lamberg, 2011; Bushell, 2012; Lund *et al.*, 2013).

En el caso del estudio elaborado por Bushell (2012), demuestra la predicción de 3 muestras con contenido de metales del grupo del platino (PGM), las cuales tenían diferentes características físicas de las partículas portadoras de PGM, como tipo de asociación, tamaño y grado de liberación, que se encontraban en proporciones distintas. Con base en estos rasgos, desarrolló un modelo que predice la recuperación de PGM a distintos tiempo de flotación (Figura 9).

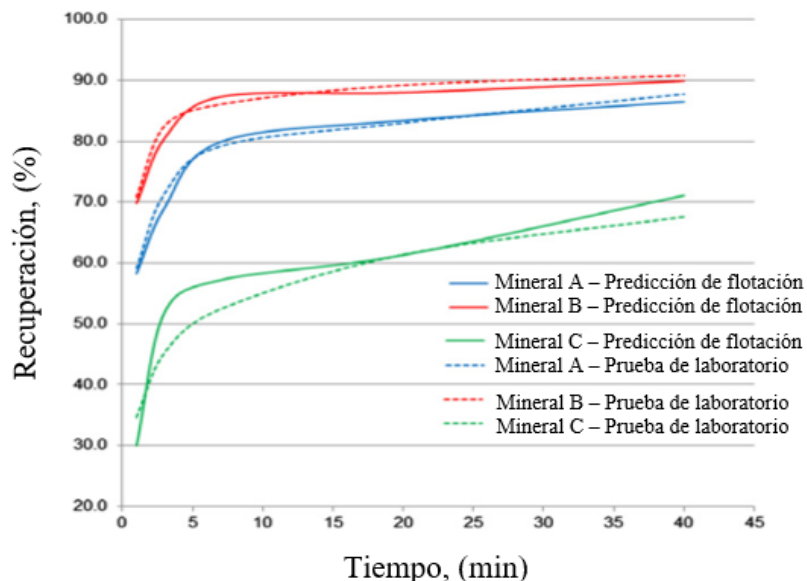


Figura 9.- Comparación de pruebas de flotación con el modelo de predicción para muestras A, B y C (modificado de Bushell, 2012).

Se han implementado modelos geometalúrgicos en diferentes áreas de procesos de concentración que pueden usarse para el diseño de plantas u optimización de procesos para maximizar el valor comercial de un mineral y para minimizar el impacto social y ambiental de las operaciones mineras. Así, por ejemplo, en el área de hidrogeometalurgia, Benvie y colaboradores (2013) desarrollaron una serie de índices predictivos (según la mineralogía del depósito) para la clasificación comparativa de los atributos relevantes para el rendimiento de la lixiviación; que proporciona información relevante con base en su recuperación, comportamiento de impurezas, consumo de reactivos, etc.

Otro caso que subraya la importancia de la comprensión de la geología del depósito mineral, es la investigación de Minz y colaboradores (2013) que contribuye a resolver inconvenientes de la flotación de una mena polimetálica de plomo, cobre y zinc del yacimiento de Rockliden, en donde los concentrados obtenidos contienen considerables proporciones de antimonio, con la consecuencias de la disminución de la calidad de los concentrados. En el depósito, los minerales con contenido de antimonio son la tetraedrita, bournonita, gudmundita y otras sulfosales que están complejamente intercrecidos con los sulfuros de metal base. Este estudio

describe las variaciones en la distribución de los minerales portadores de Sb, que parecen estar relacionados con los tipos de rocas, alteración y mineralización en el depósito, donde esta información puede ser modelada para predecir las características de los productos de flotación para diferentes unidades del depósito.

1.3. Proceso de flotación

La flotación es el proceso de concentración más utilizado para la recuperación de sulfuros metálicos, el cual se realiza en un ambiente acuoso con minerales finamente molidos. Comprende el tratamiento químico de una pulpa (agua + mineral) a fin de crear condiciones favorables para la adhesión de ciertas partículas a las burbujas de aire aprovechando sus propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico) por el agua. El procedimiento contempla la presencia de tres fases; sólida, líquida y gaseosa. La fase sólida está representada por las materias a separar. La fase líquida es el agua que debido a sus propiedades específicas constituye un medio ideal para dichas separaciones. El gas utilizado en las separaciones es el aire que se inyecta en la pulpa para poder formar las burbujas. Los productos finales en el proceso son un concentrado comercial que contiene minerales de valor económico y las colas que se disponen en presas de jales.

1.3.1. Cinética de flotación

Para conocer el grado de flotabilidad así como el tiempo requerido para la recuperación máxima de un mineral se utiliza la “cinética de flotación”. Esta técnica consiste en flotar el mineral a diferentes fracciones de tiempos durante los cuales se colectan los productos obtenidos que van siendo evaluados en forma individual; una vez concluido el proceso, los productos son cuidadosamente preparados y analizados químicamente para generar un balance metalúrgico global en donde se conocen grados y recuperaciones por fracciones de tiempo, estos resultados son finalmente representados en curvas grado-recuperación las cuales indicarán la máxima flotabilidad y la calidad de los productos obtenidos en cada etapa.

Durante los primeros tiempos, generalmente flotan las partículas libres cuyos tamaños se encuentren dentro de los rangos señalados para el proceso de flotación. En las primeras etapas se obtienen productos con altos grados, y a tiempos prolongados los grados van disminuyendo debido al agotamiento de las partículas del mineral de interés así como la complejidad en que se encuentran estas partículas, por lo que no responden de igual forma al proceso.

En pruebas de cinéticas de flotación, el modelo más común empleado es el denominado “flujo-tapón”, desarrollado originalmente por García-Zuñiga (1935), el cual permite calcular los parámetros k y $R_{máx}$, característicos de cada componente flotable y que dependen también de cada etapa de flotación. La ecuación 1 indica:

$$R = R_{máx} * (1 - exp^{-kt}) \quad (1)$$

Donde “ R ” es la recuperación obtenida a cualquier tiempo, “ $R_{máx}$ ” es la recuperación máxima lograda, “ k ” es la constante cinética de flotación que se define como una medida cuantitativa de las probabilidades de que las partículas puedan ser recuperadas en el concentrado y “ t ” es el tiempo de flotación. Por lo tanto, se puede conocer la velocidad en que las partículas son flotadas, la recuperación máxima de los minerales de interés y además puede elaborarse una relación entre grado-recuperación para definir las diferentes etapas para la obtención de productos intermedios hasta lograr un concentrado comercial.

Este modelo supone que la única variable es la concentración del mineral flotable, mientras que el resto tales como: adición de reactivos, cantidad y tamaño de burbujas, distribución de tamaño de partículas, condiciones de operación de la celda, etc., permanecen constantes.

1.3.2. Flotación en banco básico

Otra técnica para conocer el comportamiento de las partículas es mediante pruebas de flotación en banco; esta forma considera una flotación primaria en donde se generan

productos con alto grado; una posterior flotación agotativa en donde se recuperan las partículas mixtas o de tamaños gruesos en cuyo concentrado no se obtiene el grado y para obtenerlo se realiza una etapa de limpia; las colas generadas se denominan medios las cuales son recirculadas y en algunos casos se llevan a remolienda. Este proceso puede tener varias etapas de agotativos y limpias dependiendo si la respuesta al proceso es rápida o lenta.

En los circuitos de flotación, los balances metalúrgicos más comúnmente utilizados se basan en la ley de la conservación de la materia que indica que la cantidad de materia antes y después de una transformación es siempre la misma. Si se considera que una celda es un sistema abierto con una entrada (alimentación) E y dos salidas: un concentrado (C) y unas colas (T) de forma que:

$$E = C + T \quad (2)$$

Si en cada etapa se cuantifica el metal de interés entonces el sistema queda sujeto a una segunda ecuación:

$$eE = cC + tT \quad (3)$$

En donde las letras minúsculas representan la fracción del metal de interés. Si se conocen éstos y el peso del flujo de entrada, entonces se tiene un sistema de dos ecuaciones con dos incógnitas matemáticamente posible de resolver.

1.3.3. Flotación en árbol

Una metodología que se ha desarrollado para la evaluación de los procesos de flotación, es a partir de pruebas en banco con un diseño sistemático en donde se visualizan todos los eventos que pueden ocurrir en el sistema y al cual se le ha denominado “flotación en árbol”. Este proceso se puede realizar a diferentes “niveles”, según las características del mineral o los resultados que se desean. Dependiendo del número de niveles dependen las salidas del

circuito, es decir, si se tiene un proceso de 3 niveles, el número de salidas serán 4; al tener 4 niveles se tienen 5 salidas y así consecutivamente, lo cual significa que:

$$\text{Núm. de salidas} = 1 + \text{Núm. de niveles}$$

El procedimiento consiste en llevar a cabo una flotación primaria, de donde se obtendrán 2 productos (concentrado y cola); el concentrado es llevado a una etapa de limpia para obtener mayor grado, por otro lado, la cola es pasada a una etapa agotativa para recuperar más mineral. Cada una de estas etapas obtendrán nuevamente 2 productos (concentrado y cola), donde el concentrado de la limpia se somete a otra limpia, y la cola del agotativo se pasa nuevamente a otra etapa agotativa, mientras que la cola de la limpia y el concentrado del agotativo son mezclados para pasar a otra etapa de limpia, así sucesivamente como se muestra en la Figura 10, que representa una matriz de 4 niveles para obtener 5 salidas en el circuito.

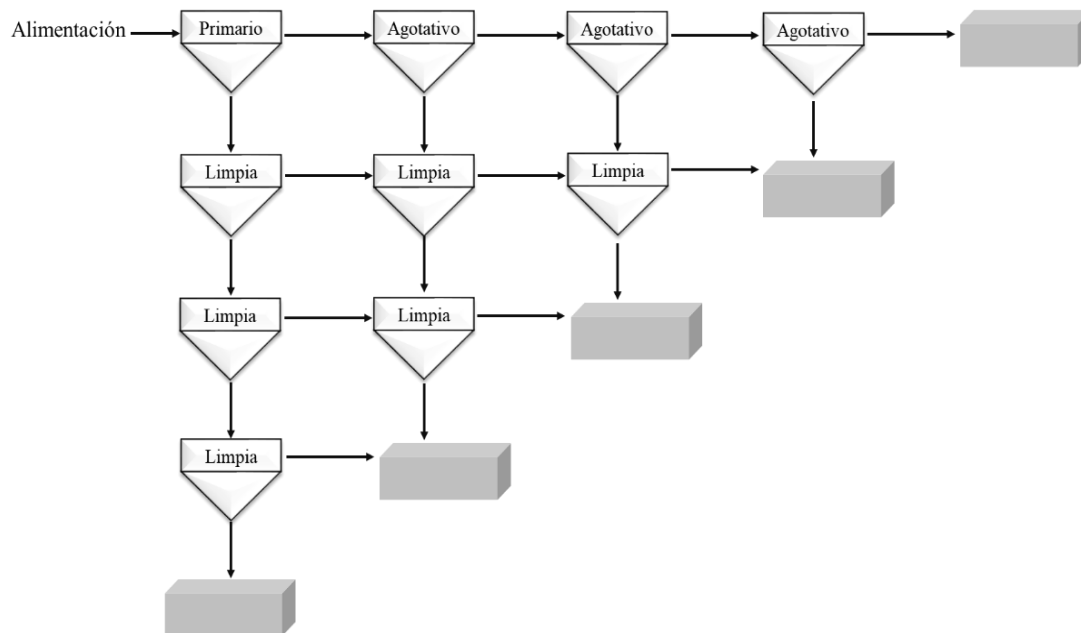


Figura 10.- Diagrama de flotación en árbol.

Los trabajos reportados en la literatura de la flotación en árbol son escasos, Nicol y colaboradores (1983) examinaron este proceso con una muestra de carbón comparado contra la flotación convencional y el análisis de liberación, donde concluyeron que la flotación en

árbol era superior ya que permitía una mejor visualización de lo que ocurría en el proceso, además de distinguir mejor la flotabilidad de partículas. Otra característica importante, es que este proceso permite determinar la eficiencia de la flotación, delimitando los bancos necesarios para obtener la recuperación y grado que se desea en una planta.

Un estudio reciente que abordó el proceso de flotación en árbol es el de Laxmi y Rao (2015) con la finalidad de recuperar mineral silimanita en una matriz de 4 niveles, utilizando 15 kg de muestra de alimentación a flotación. Se obtuvieron 5 salidas donde se logró en el producto final de las limpias un grado de 96.5% con una recuperación del 15.3%, mientras que para el producto final de los agotativos, una recuperación de 4.5% con un grado de 9.4%. En el mismo estudio realizaron la flotación convencional por lotes para comparar los resultados obtenidos anteriormente, en donde realizaron el mismo esquema de 4 niveles pero sin mezclar los medios (concentrado y colas), obteniendo 16 salidas (Figura 11).

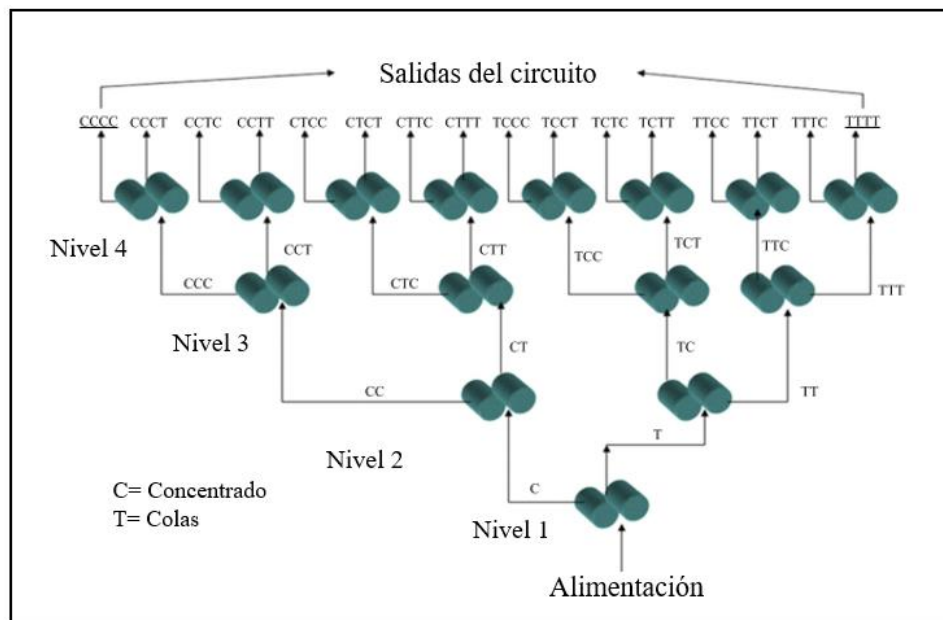


Figura 11.- Flotación convencional de 4 niveles (modificado de Laxmi & Rao, 2015).

El número de salidas puede expresarse mediante la expansión binomial de:

$$(C + T)^n \quad (4)$$

Donde “C” es el concentrado, “T” son las colas y “n” el número de niveles. Por lo cual, si la matriz es de 4 niveles, se resume en la siguiente ecuación para simplificar 5 salidas diferentes.

$$(C+T)^4 = CCCC + 4CCCT + 6CCTT + 4CTTT + TTTT \quad (5)$$

Las salidas fueron sumadas bajo la ecuación anterior, y los resultados fueron comparados con los de la flotación en árbol, los cuales fueron muy similares. En base a esto, concluyeron que el análisis de flotación en árbol es un método eficiente y económico en el cual se requirieron 10 celdas para obtener 5 productos en las salidas con diferentes grados y recuperaciones para su evaluación.

El método de análisis del árbol también se ha realizado en la separación magnética, como es el caso de Routray y Rao (2012) que llevaron a cabo el procedimiento en matriz de 4 niveles y así mismo lo compararon con el método convencional donde se obtuvieron resultados muy semejantes, concluyendo que el análisis de árbol en la separación magnética es un enfoque novedoso para la recuperación de minerales magnéticos de arena, sin embargo el número de niveles varía en función de la cantidad de minerales magnéticos presentes en la alimentación.

2.1.1. Características de yacimientos tipo skarn

Los yacimientos tipo skarn, este término ha sido empleado por los petrólogos para describir rocas metamórficas regionales o de contacto constituidas por silicatos de Ca, Mg y Fe, derivados de un protolito sedimentario (principalmente calizas), en las cuales se introdujeron metasomáticamente grandes cantidades de Si, Al, Fe y Mg. La mineralogía de estas rocas consiste en minerales calcosilicatados como; diópsida, wollastonita, andradita, grosularia, hedenbergita y epidota (Meinert *et al.*, 2005). Este metamorfismo regional o de contacto provocado entre una roca ígnea intrusiva (principalmente de composición intermedia a félsica) con rocas sedimentarias calcáreas, da lugar a condiciones físicas de porosidad en la roca encajonante, lo cual permite el paso de los fluidos metasomáticos que circulan principalmente a lo largo de los contactos, por fracturas (generadas por la intrusión) y juntas de estratificación en las rocas sedimentarias. Comúnmente ocurren en aureolas metamórficas de contacto en torno a plutones que intrusionan las secuencias calcáreas, generando un metamorfismo que afecta a las rocas, dando como resultado a la formación del endoskarn (skarn dentro del intrusivo) y exoskarn (skarn en las rocas calcáreas). Ambos pueden presentar mineralización de valor económico, sin embargo, generalmente se depositan mayores cantidades en la parte del exoskarn (Einaudi *et al.*, 1981; Meinert, 1982).

Los calcosilicatos y la mineralogía de mena son formados por procesos hidrotermales, reflejando una combinación de factores, entre los más importantes son; eventos tectónicos asociados, composición del magma, composición de los fluidos metasomáticos y el ambiente local en el cual estos fluidos se infiltran. Su formación involucra tres etapas principales: 1) Metamorfismo isoquímico; asociado a una recristalización metamórfica y cambios mineralógicos reflejando la formación de minerales calcosilicatados. 2) Etapas múltiples de metasomatismo; cristalización del magma y liberación de una fase fluida produciendo un skarn metasomático. Se forman principalmente minerales anhidros por acción de fluidos de derivación magmática. Usualmente en esta etapa ocurre o comienza la mineralización. 3) Alteración retrógrada; enfriamiento del plutón y circulación de aguas de temperatura más baja, posiblemente meteóricas, oxigenadas, causando alteración retrógrada de los minerales calcosilicatados metamórficos y metasomáticos. En esta etapa de hidrotermalismo se forman

nuevos minerales hidratados de temperatura más baja, a partir de los minerales anhidros formados previamente (Einaudi *et al.*, 1981).

Uno de los controles fundamentales en la formación del skarn que involucran su evolución, dimensión y geometría, es la profundidad de formación. El efecto de la profundidad del metamorfismo es en gran parte una función de la temperatura ambiente del contacto entre las rocas antes, durante y posterior a la intrusión. La temperatura y la presión de formación también pueden afectar la mineralogía y cristalización, así como también la actividad de alteración. Cuando el skarn es formado a grandes profundidades, el metamorfismo probablemente será más amplio, así mismo, la alteración retrógrada será menos intensa, debido a la menor posibilidad de interacción con aguas meteóricas. Por el contrario, en un skarn más somero, el caso es lo contrario. En general, la paragénesis presente en los skarns depende de la composición de la roca original y de las condiciones fisicoquímicas del proceso. Los cambios en estos parámetros provocan cambios en las paragénesis o bien, la identificación de las diferentes paragénesis permite deducir las condiciones de formación de la roca metamórfica.

El distrito minero de Santa María de la Paz es un depósito tipo skarn, originado por un intrusivo granodiorítico formando un skarn en contacto con una secuencia sedimentaria calco-argílica del Cretácico medio, generando depósitos de Au-Cu tipo skarn, además de provocar un sistema de fracturas que formaron vetillas con alteración hidrotermal depositando mineralización de Ag-Pb-Zn posteriores al evento principal de formación del skarn (Pinto-Linares, 2008).

2.1.2. Geología del yacimiento

El distrito La Paz está ubicado en la zona de transición entre las provincias fisiográficas Sierra Madre Oriental y la Mesa Central. Está conformado por rocas sedimentarias del Cretácico medio y superior, que van desde el Albiano-Cenomaniano al Maastrichtiano. Localmente las formaciones que conforman la columna sedimentaria son concordantes entre sí y se suceden de la más antigua a la más joven de la siguiente manera: Formación Cuesta del Cura, Formación Tamabra, Formación Agua Nueva, Formación San Felipe, Formación Méndez, cubiertas por sedimentos de conglomerado aluviales. El espesor total del paquete sedimentario es de aproximadamente 900 m (Figura 13).

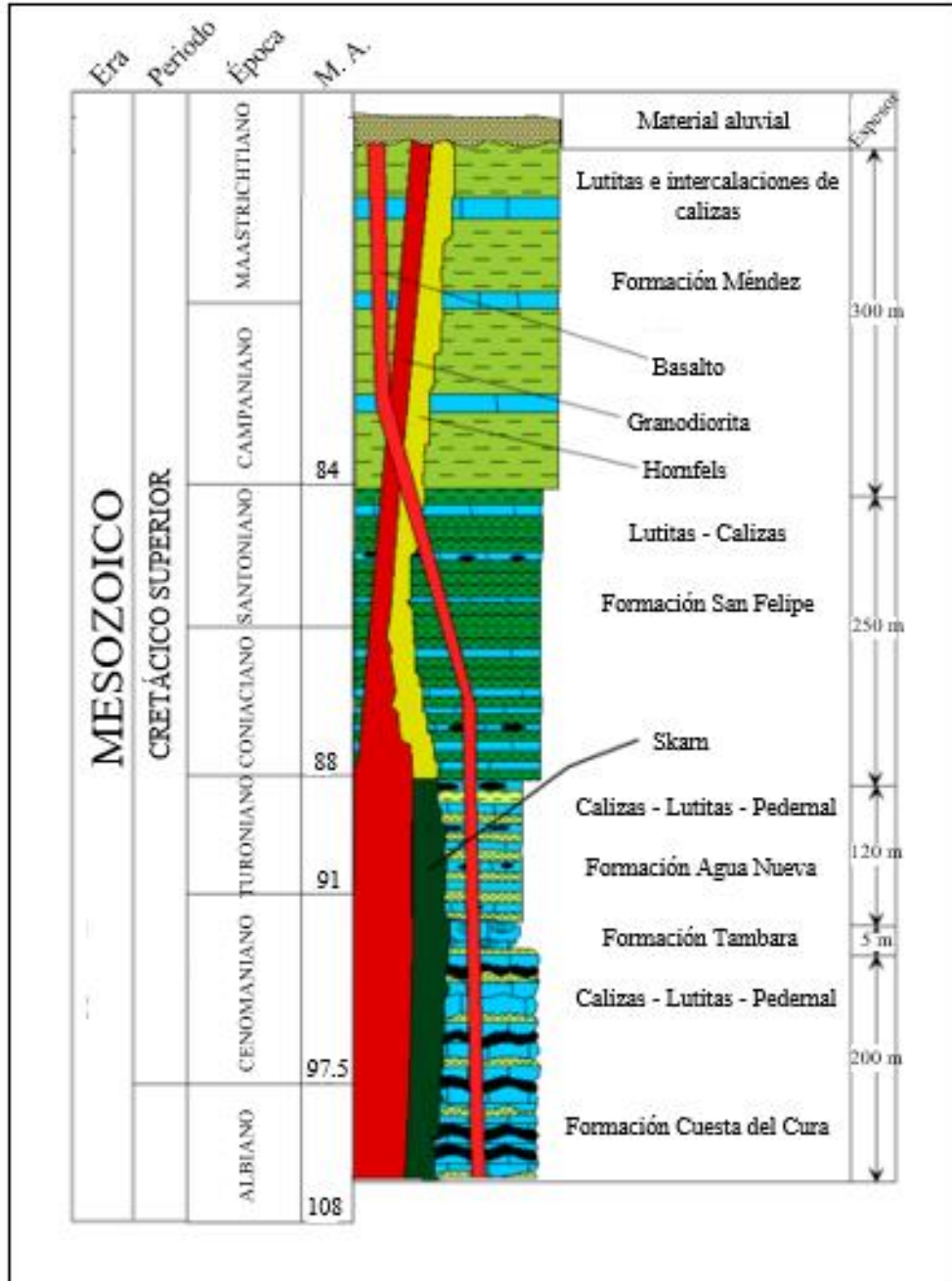


Figura 13.- Columna estratigráfica del distrito minero de La Paz (modificado de (Pinto-Linares, 2008).

Los intrusivos del distrito se deben a la actividad magmática del Terciario, probablemente relacionada a un proceso de subducción de muy bajo ángulo de la placa Farallón por debajo de la placa continental Norteamericana, originando una progresión o transgresión del arco

magmático hacia el este. Los fechamientos obtenidos en zircón por el método U-Pb de los intrusivos de La Paz, indican edades ponderadas de 36.8 ± 0.5 Ma (intrusivo Dolores, Pinto-Linares, 2008), semejante a la edad determinada por el método K-Ar, *ca.* 36 Ma en minerales de biotita (Tuta *et al.*, 1988). Los intrusivos en el sitio son: Cobriza, Dolores y el Membrillo (Figura 14). Entre estos cuerpos magmáticos se presentan algunas diferencias significativas tanto en sus relaciones de contacto con la roca encajonante, como en su composición, tamaño de grano y mineralogía (Gunnesh *et al.*, 1994).

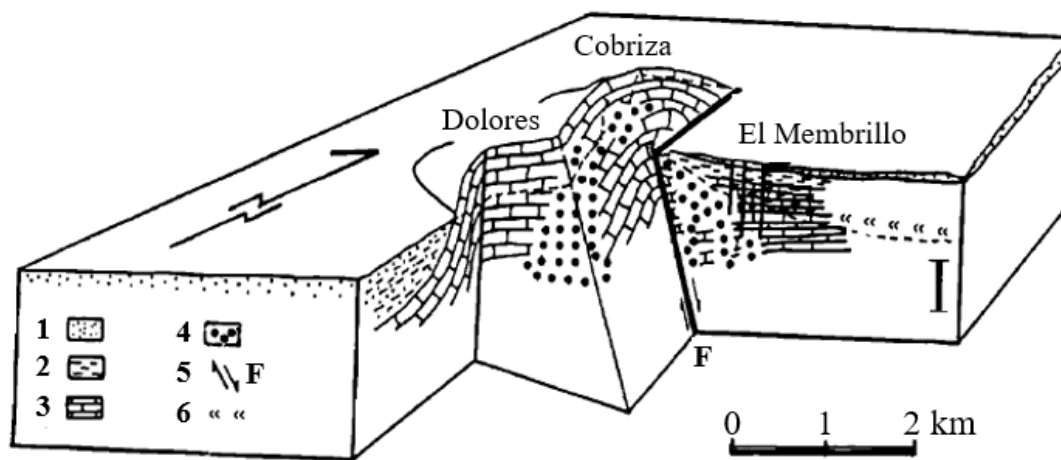


Figura 14.- Diagrama de la Paz que muestra la geología y ubicación de los intrusivos. 1) Depósito aluvial. 2) Formación Méndez. 3) Secuencia estratigráfica de formaciones Cuesta del Cura, Tamabra, Agua Nueva y San Felipe. 4) Intrusiones terciarias. 5) Falla Dolores. 6) Límite inferior de la zona de oxidación (tomado y modificado de Gunnesh *et al.*, 1994).

La Orogenia Laramide fue la causante del plegamiento que formó el anticlinal recumbente hacia el oriente de la Sierra del Fraile y preparó el camino para la intrusión posterior del magma granodiorítico, el cual formó las aureolas de hornfels y skarn. La intrusión se emplazó en forma de cuerpos irregulares y diques que entraron en contacto con todas las unidades estratigráficas. El skarn y la concentración de la mineralización sucedió en las unidades sedimentarias más antiguas (Cuesta del Cura, Tamabra y Agua Nueva), en donde abunda principalmente la calcopirita como mineral de mena, mientras que en las más jóvenes (San Felipe y Méndez), donde hay componente terrígeno significativo se formó preferentemente el hornfels, que tiende a ser estéril desde el punto de vista económico (Figura 15). Los fluidos

hidrotermales presentan una variación de temperatura, desde el evento del skarn progrado (500°C) hasta la transición progrado/retrógrado (360°-270°C) (Pinto-Linares, 2008).

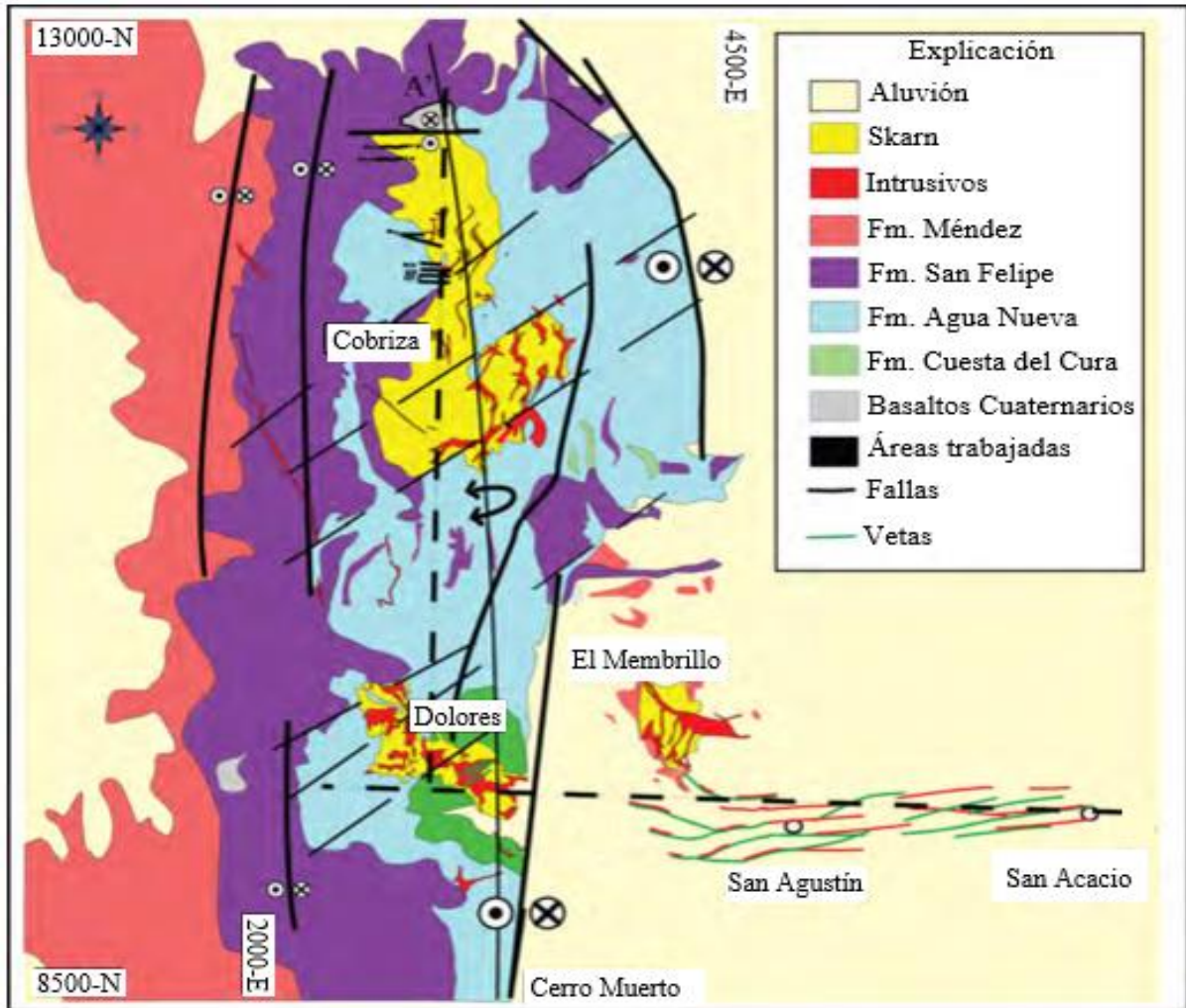


Figura 15.- Plano geológico del distrito minero de La Paz (modificado de Pinto-Linares, 2008).

2.1.3. Muestreo

La muestra mineral fue seleccionada de la Formación Cuesta del Cura de la mina Dolores del distrito minero Santa María de la Paz. Para fines de este proyecto se decidió usar muestra de éste depósito debido principalmente a 2 características: a) El contenido de especies; el skarn de Dolores contiene como minerales primarios calcopirita y bornita, y como ganga pirita y silicatos, sin presentar contenidos importantes de otras especies (As, Pb, Zn, etc.). b) El tipo de intercrecimiento mineral; al hablar de un depósito tipo skarn, es de esperar encontrar depositada la mineralización en distintas formas, esto debido a la circulación de los fluidos mineralizantes en las rocas encajonantes. Estas características son indispensables para relacionar los objetivos del trabajo.

La muestra fue tomada del stock de la mina (Figura 16), recolectando alrededor de 90 kg. Ésta fue colectada aleatoriamente de las partes baja, media y alta del montículo, considerando que la mineralización de la roca es similar. Se decidió tomar la muestra del stock debido al tamaño de roca (el cual varía entre 15 y 30 cm). Cabe señalar que el muestreo fue realizado en el mes de Julio del 2016, fecha en la que la ley de cobre se encontraba de 0.7% en la mina Dolores.



Figura 16.- Representación del stock de la mina Dolores (colección de muestra).

2.2. Preparación de muestra

La muestra fue trasladada al laboratorio de procesamiento de minerales del Instituto de Metalurgia de la UASLP para realizar las pruebas necesarias. Inicialmente, se trituraron 60 kg de muestra, primero por la trituradora de quijada y después por la trituradora de cono, asegurando la reducción de tamaños a -10 mallas, el resto de la muestra fue guardada como testigo. Posteriormente, la descarga fue homogenizada por el método de cono, el cual consiste en el procedimiento siguiente:

- 1) La muestra es vaciada en el área de trabajo y en seguida recolectada de poco en poco con la ayuda de una pala, vaciándola de manera que se genera la forma de un “cono”. La muestra se vierte desde el centro, girando alrededor del mismo eje. Al desarrollar esto, las partículas quedarán distribuidas de manera que se dividen uniformemente. El procedimiento se realiza de 4 a 5 veces para que la muestra quede lo mejor homogenizada posible.
- 2) Se introduce la pala sobre la muestra, se retira y vuelve a introducir, girando lentamente hasta expandirla para formar un círculo de bajo grosor (2 cm).
- 3) Por último se efectúa el muestreo, que consiste en recolectar con la ayuda de una espátula de laboratorio pequeñas cantidades de muestra a lo largo del radio del círculo, consiguiendo bolsas de 1 kg de muestra, hasta juntar la cantidad deseada.

2.3. Caracterización química

El análisis químico fue realizado usando un Espectrómetro de Absorción Atómica, marca Perkin Elmer Analyst, modelo 3110 (Figura 17). Para llevarlo a cabo, la muestra debe estar seca y con un tamaño de partícula menor a 150 μm . La forma de disolución de la muestra es por digestión ácida en placa caliente y para la determinación analítica se utilizaron lámparas de cátodo hueco. El ataque de las muestras se realizó con agua regia en una proporción de 3:1 de ácido clorhídrico (HCl) y ácido nítrico (HNO_3) (ver procedimiento en Apéndice I).

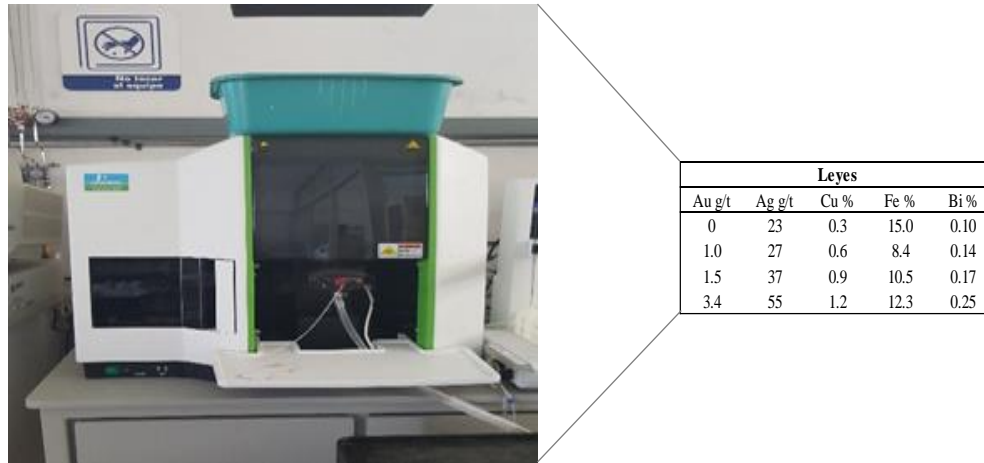


Figura 17.- Equipo de absorción atómica con ejemplo de información obtenida.

La muestra de cabeza se mandó a analizar por los elementos siguientes: Au, Ag, Cu, Pb, Zn, Fe, As y Bi (Tabla 1).

Tabla 1.- Ensaye químico de la muestra de cabeza.

Au, g/t	Ag, g/t	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Bi, %
2.07	36	0.84	0.005	0.02	10.7	<1.d	0.16

El análisis de cobre de la muestra de cabeza (muestra de estudio en este trabajo) fue de 0.84%, mayor de la ley que se trabajó en la planta de Santa María de la Paz en las fechas que se realizó el colecto la muestra para la realización de este estudio. Debido al bajo contenido de Pb, Zn y As, se concluyó analizar únicamente los valores de Au, Ag, Cu, Fe y Bi para las subsecuentes pruebas metalúrgicas en este proyecto de investigación.

2.4. Caracterización mineralógica

La identificación de especies minerales de la muestra de trabajo se realizó con las técnicas de microscopía óptica polarizada (MOP) y difracción de rayos x (DRX).

2.4.1. Microscopía Óptica Polarizada

El estudio de microscopía óptica se llevó a cabo en un equipo marca Nikon modelo H600L de aumentos hasta 100X con luz reflejada y transmitida (Figura 18). El análisis consistió en la petrografía y minerografía de la muestra para reconocer el tipo de roca con la que se trabaja, la mineralogía de ganga y mena, la manera en que se encuentra depositada la mineralización y la determinación de especies asociadas.

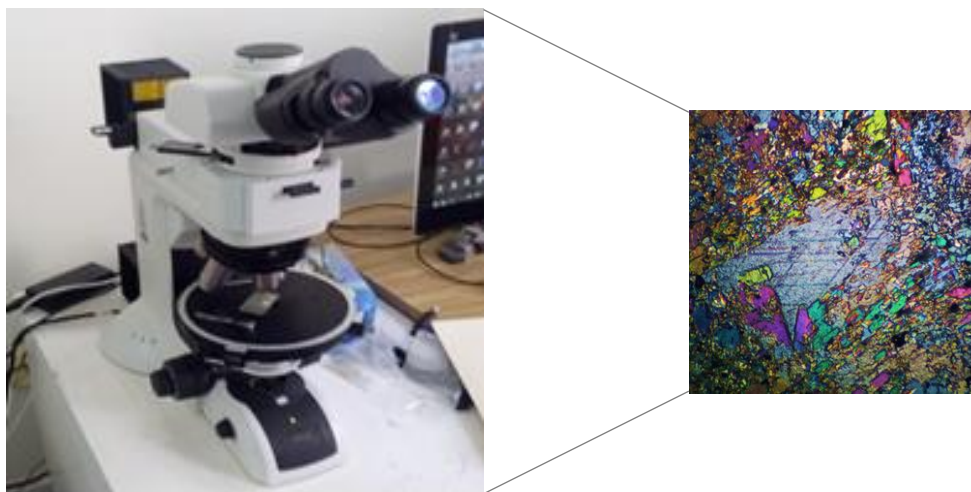


Figura 18.- Equipo de microscopía óptica con luz reflejada y transmitida con ejemplo de imagen obtenida.

Se examinaron 3 muestras de láminas delgadas del mineral de cabeza para su observación al microscopio óptico e identificación de los minerales de ganga. En el análisis petrográfico fue identificada una roca metamórfica cuyo origen es de un protolito sedimentario (ej. caliza). Los componentes que constituyen la roca fueron: hedenbergita (Hb), calcita (Cc), granate (Grn), cuarzo (Qz), diópsida (Dp), wollastonita (Wo), feldespato (Fp), epidota (Ep), y en menor abundancia biotita (Bt), clorita (Cl) y sericita (Sc). Ésta muestra tiene textura granoblástica de grano fino (<1 mm).

La hedenbergita es de hábito tabular con forma subhedral a anhedral en una proporción de hasta 20%. Generalmente, está intercrecida con diópsida y epidota (Figura 19a). Otro mineral abundante es la calcita, que está en una porción del 18%, éste mineral es de forma subhedral

a anhedral, mostrando clivaje característico (Figura 19b), además fue encontrado en vetillas que cortan principalmente a granates y piroxenos.

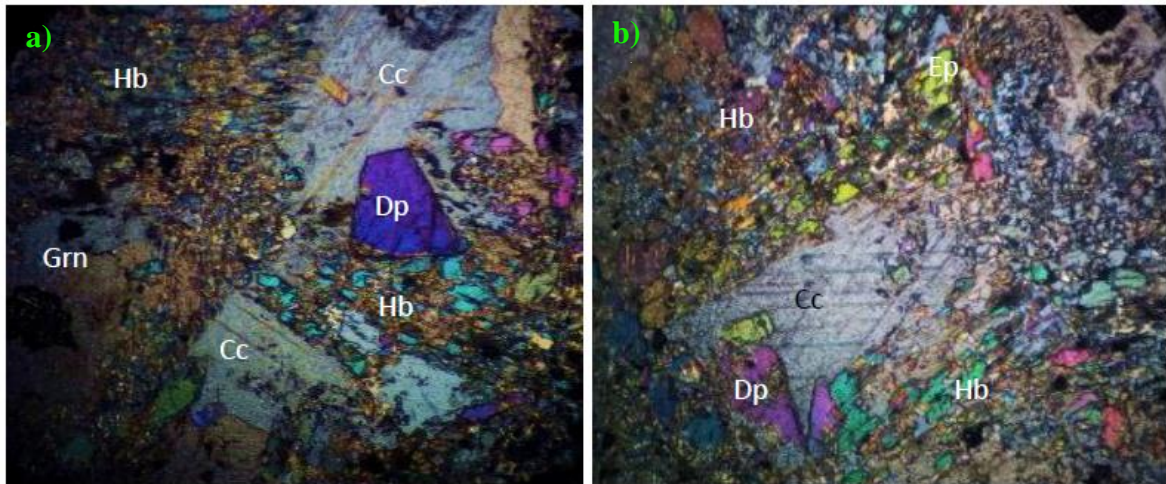


Figura 19.- a) Hedenbergita intercrecido con diópsida. b) Calcita remplazada por diópsida y hedenbergita.

Los granates (andradita) son de forma euhedral a subhedral, distinguiéndose zonaciones internas (Figura 20a), en una abundancia de 16%; generalmente están intercrecidos con piroxenos como hedenbergita, diópsida y wollastonita. El cuarzo es de forma euhedral a subhedral en una abundancia de ~10%, localmente está aislado y/o remplazado por clorita, sericita, feldespato y hedenbergita. La diópsida y epidota están intercrecidos entre sí con forma subhedral, en una proporción de 10% y 4%, respectivamente. Estos minerales mayormente remplazan a hedenbergita y calcita. La wollastonita es de forma anhedral, intercrecida principalmente con diópsida y hedenbergita, en una proporción de 5%. El feldespato (probablemente ortoclasa) es de forma subhedral, en una porción de ~4%; intercrecido con cuarzo y remplazado por clorita, hedenbergita, diópsida y epidota. La biotita es de forma subhedral (Figura 20b), en una proporción de 3%; localmente está aislada e intercrecida con cuarzo, feldespato y remplazada por clorita. Los minerales clorita y sericita son resultados de procesos de alteración hidrotermal, son de forma anhedral en una abundancia del 3% y 1%, respectivamente. La sericita remplaza al cuarzo, mientras que la clorita remplaza a biotita y piroxenos. Debido a los minerales que contiene la muestra, es posible concluir que la muestra corresponde a la parte del exoskarn.

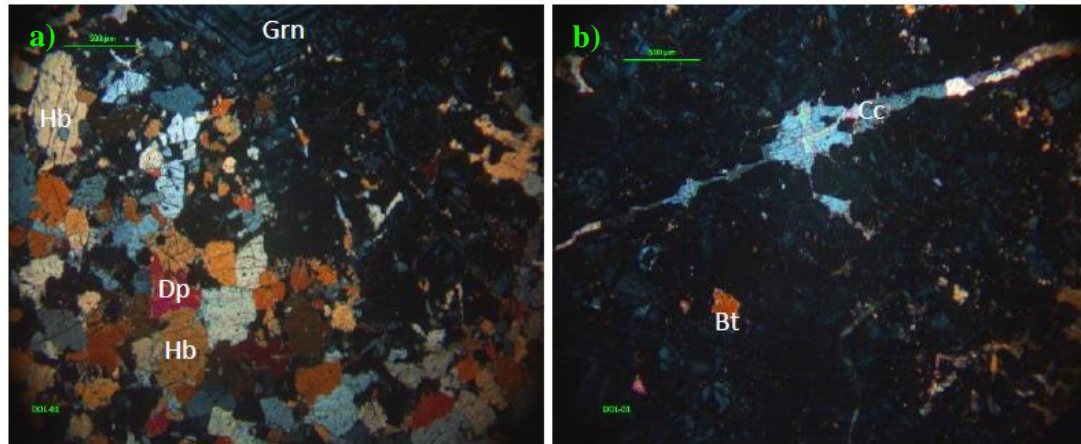


Figura 20.- a) Granate mostrando sus zonaciones internas. b) Vetillas de carbonato de calcio.

En microscopía óptica con luz reflejada fueron identificados los sulfuros calcopirita y pirita. El mineral calcopirita es abundante (~4%), mayormente es de forma irregular de tamaño fino (<200 μm). Está diseminado sobre los componentes principales de la roca (especialmente en los granates) (Figura 21a), además de también estar presente en los bordes de estos minerales y pocas veces está reemplazando a pirita. Frecuentemente, la calcopirita está en vetillas, las cuales son reemplazadas por carbonato como procesos de alteración tardía (Figura 21b).

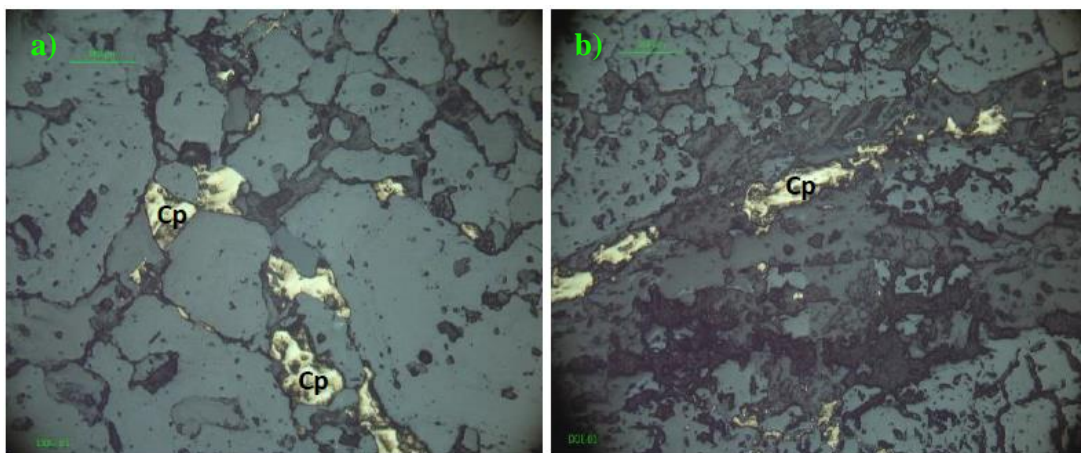


Figura 21.- a) Calcopirita diseminada en granates. b) Calcopirita relleno vetillas de carbonato de calcio.

La paragénesis consiste en un proceso inicial de actividad magmática, donde fueron formados los minerales cuarzo, feldespato y biotita. Posteriormente, la alteración hidrotermal originó

minerales calcosilicatos como andradita y hedenbergita. La alteración fílica consta de cuarzo, sericita y probablemente pirita. En el enriquecimiento hipogénico fueron desarrollados sulfuros como pirita y calcopirita. Y en la última etapa, en la alteración hidrotermal tardía fueron generados calcita, diópsida, epidota y wollastonita (Tabla 2).

Tabla 2.- Paragénesis del depósito Dolores.

Minerales	Cristalización	Alteración hidrotermal	Mineralización hipogénica	Alteración hidrotermal tardía
Cuarzo	—	—		
Feldespatos	—			
Biotita	—			
Andradita		—		
Hedenbergita		—		
Sericita			—	
Pirita			—	
Calcopirita			—	
Calcita				—
Diópsida				—
Epidota				—
Wollastonita				—
Clorita		—		

2.4.2. Difracción de Rayos X

El análisis de DRX se empleó para determinar los minerales mayoritarios (>5%) de la muestra de cabeza, así como corroborar los resultados con las demás técnicas de caracterización. El equipo utilizado fue un difractómetro de Rayos X-Bruker, modelo D8-Advance Davinci (Figura 22). La preparación de muestra consiste en reducir el tamaño de partícula a un tamaño menor de 37 μm y compactarlo como una película delgada sobre una superficie adherente (porta muestras de vidrio), evitando orientaciones preferenciales. Las condiciones del análisis fueron las siguientes: Radiación: Cu K α ($\lambda=1.5406 \text{ \AA}$), Voltaje: 30

kV, Intensidad: 20 mA, Velocidad de barrido: 2° (2-theta) min^{-1} , Contador: Centelleo, Barridos en el rango de $2\text{-theta} = 10^\circ$ a 90° .

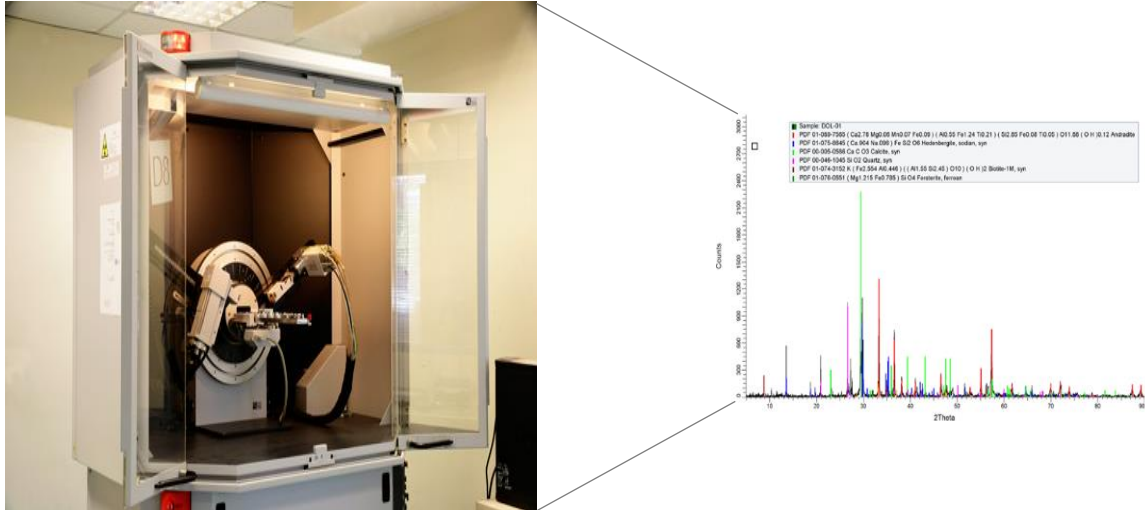


Figura 22.- Equipo de Difracción de Rayos X con ejemplo de difractograma obtenido.

La difracción de rayos X confirmó la presencia de calcosilicatos como andradita y hedenbergita, como silicatos se encontraron biotita y forsterita; otras especies reportadas fueron el cuarzo y carbonatos como calcita, siendo estas especies características de una roca tipo skarn (Figura 23).

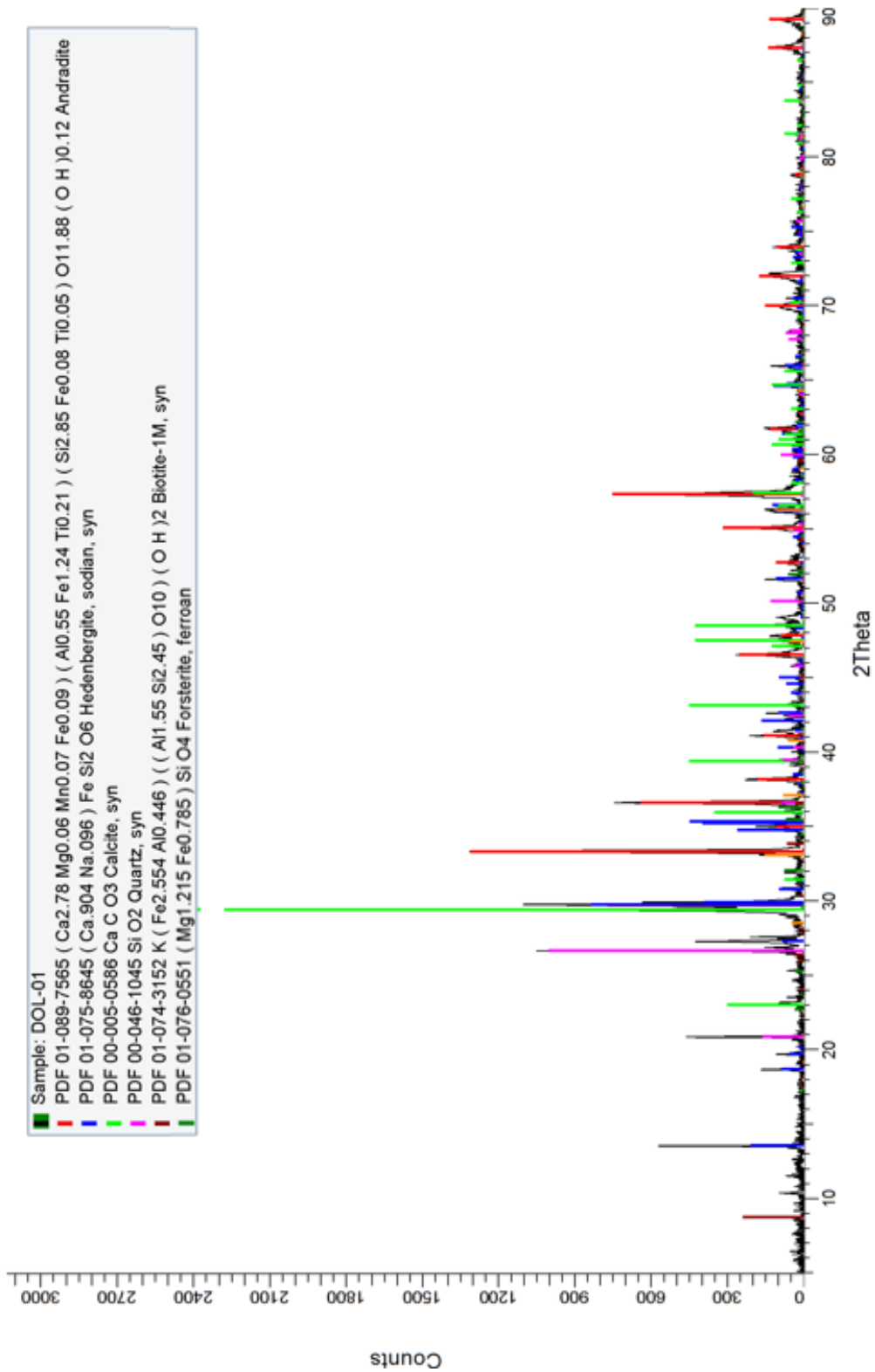


Figura 23.- Difractograma de la muestra de cabeza.

3. Desarrollo del proceso de flotación de cobre

3.1. Reducción de tamaños

Con el fin de obtener la distribución de tamaños de alimentación al circuito de flotación de la planta de Santa María de la Paz, es decir, una molienda al 60% a -200 mallas, se realizaron tres pruebas de molienda a tiempos de 10, 15 y 20 minutos. El procedimiento consistió en introducir 1 kg de muestra y 660 ml de agua (60% de sólidos) al molino de bolas, usando el collar de bolas estándar de laboratorio (Tabla 3). Después de cada molienda, el mineral fue cribado en húmedo por mallas 20, 40, 60, 80, 100, 140, 200, 270 y 325 marca Tyler; generando y analizando las curvas de distribución granulométrica con el software Moly-Cop (Tabla 4).

Tabla 3.- Collar de bolas estándar de laboratorio.

Tamaño (pulg)	No. de bolas
1 1/2	10
1 1/4	36
1	54
3/4	21
5/8	21
1/2	30

Tabla 4.- Granulometría de molienda al minuto 15.

Fracción	µm	Peso, g	Peso, %	Acum. (-), (%)
+20	850	0.0	0.0	100.00
+40	400	0.0	0.0	100.00
+60	250	6.5	0.7	99.35
+80	180	49.7	5.0	94.38
+100	150	61.9	6.2	88.18
+140	106	130.3	13.0	75.15
+200	75	161.3	16.1	59.02
+270	53	182.7	18.3	40.75
+325	45	76.1	7.6	33.14
-325	-45	331.4	33.1	0.00

Los resultados indicaron que al tiempo de molienda de 15 minutos se logra el valor de P_{80} de 121 μm con 60% a -200 mallas (Figura 24). La granulometría obtenida indica que el 11.8% de la muestra está por arriba de la malla 100, 29% en la fracción -100+200, 26% en la fracción -200+325 y 33% por debajo de la malla 325. Debido a estos porcentajes, se concluyó trabajar con cuatro fracciones para los análisis modales, las cuales fueron +100, +200, +325 y -325 (Tabla 5).

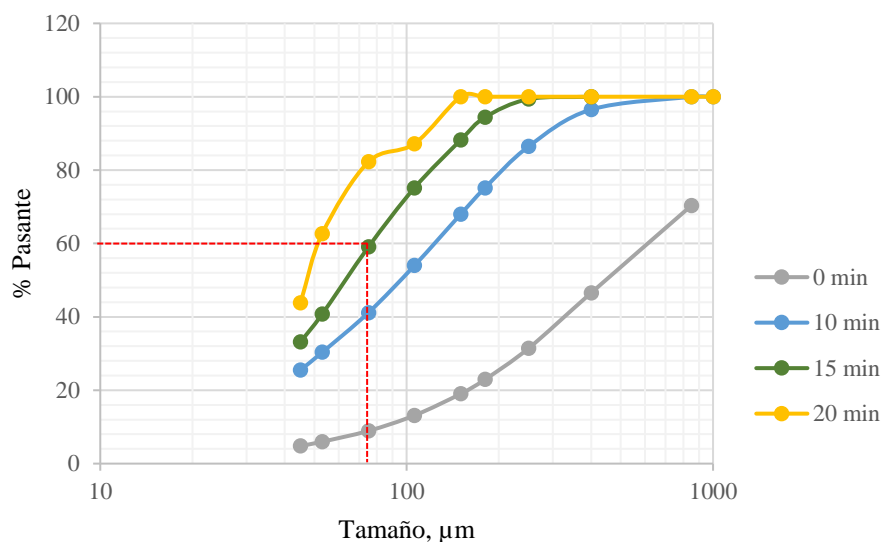


Figura 24.- Distribución granulométrica a distintos tiempos de molienda.

Tabla 5.- Análisis químico granulométrico de la muestra de cabeza.

Tamaño, μm	Peso, %	Ensaye químico				
		Au, g/t	Ag, g/t	Cu, %	Fe, %	Bi, %
+150	9.89	0	23	0.3	15.0	0.10
-150+75	28.25	1.0	27	0.6	8.4	0.14
-75+45	27.98	1.5	37	0.9	10.5	0.17
-45	33.88	3.4	55	1.2	12.3	0.25
Cabeza calculada		1.9	38.89	0.84	10.96	0.18
Cabeza ensayada		2.16	35.22	0.84	11.1	0.16

La distribución por elementos es mostrada en la Tabla 6, indicando que el cobre está en mayor porcentaje en la fracción fina (46.2% del total de la muestra).

Tabla 6.- Distribución de elementos por fracción de la muestra de cabeza.

Tamaño, μm	Distribución, %				
	Au	Ag	Cu	Fe	Bi
+150	0	5.85	3.52	13.53	5.44
-150+75	15.24	19.61	20.10	21.65	21.77
-75+45	22.64	26.62	30.19	26.80	26.18
-45	62.13	47.92	46.20	38.02	46.61

3.2. Análisis modal de muestra de alimentación a flotación

El estudio se realizó en un equipo marca Leica modelo DC 300 con luz reflejada de aumentos de hasta 100X (Figura 25), en el cual se analizó la muestra de alimentación a flotación a distintas fracciones de tamaños (+100, +200, +325, -325), esto realizado por conteo de partículas para determinar la mineralogía presente, reconstrucción mineralógica, grado de liberación, asociaciones binarias en forma relativa (por fracción de tamaño) y en forma absoluta (en función de su contenido en peso) y tipos de texturas de minerales de cobre.

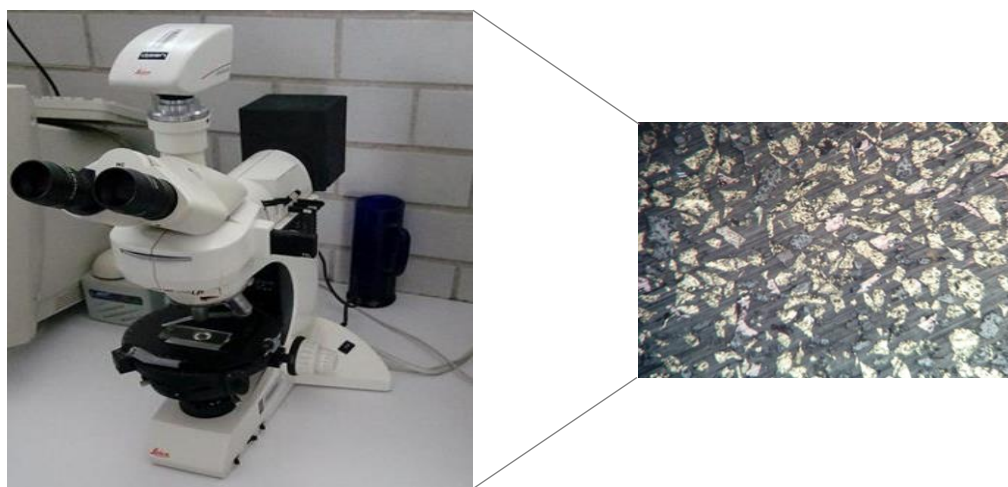


Figura 25.- Equipo de Microscopía óptica con luz reflejada con ejemplo de imagen obtenida.

Para una información más detallada en cuanto a especies que se dificulta su observación en MOP, como por ejemplo minerales de oro, plata y bismuto, se analizaron las mismas muestras por la técnica de microscopía electrónica de barrido (MEB), utilizando un microscopio marca Philips modelo XL30, equipado con un detector de energía dispersiva de rayos X (EDS) marca EDAX modelo DX4 (Figura 26). A éstas muestras se les realizó un recubrimiento de carbón y se analizaron mediante electrones retrodispersados, bajo las siguientes condiciones estándar: voltaje de aceleración: 20 kV, corriente en la muestra: 4.5 – 5, distancia de trabajo: 10 – 10.5 mm.

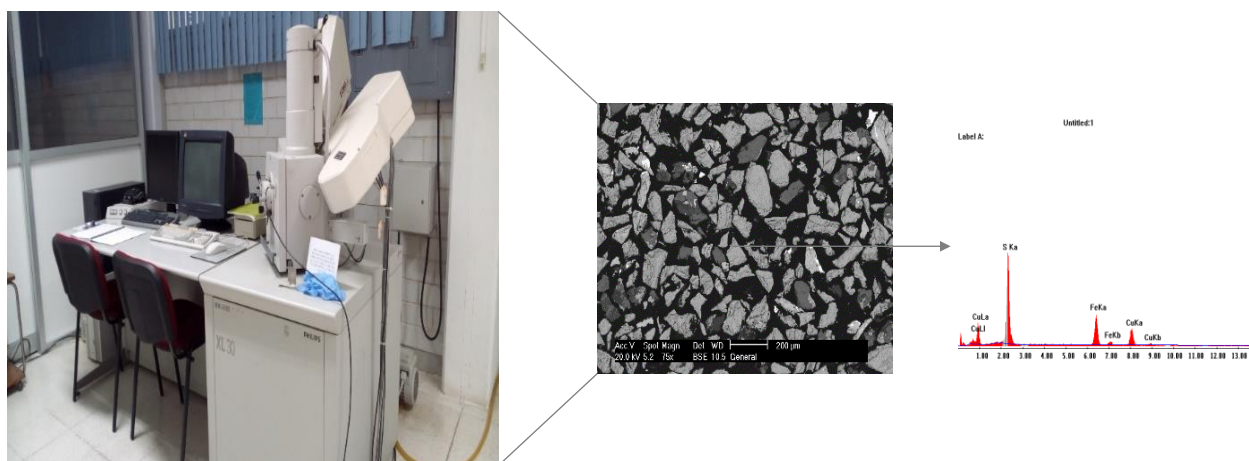


Figura 26.- Equipo de microscopía electrónica de barrido con ejemplo de imagen y microanálisis obtenidos.

La información del estudio de caracterización mineralógica fue utilizada para la reconstrucción mineralógica de los minerales presentes en la muestra problema. Con la información obtenida de análisis químicos y conteo de partículas, se realizó la reconstrucción mineralógica en cada fracción de tamaño (Tabla 7). Las especies encontradas fueron: oro nativo (Au), hessita (Hess), calcopirita (Cp), bornita (Bn), pirita (Py), wittichenita (Witt), bismutinita (Bm), bismuto nativo (Bi) y ganga no sulfurosa (G).

Tabla 7.- Reconstrucción mineralógica de la muestra de cabeza por fracciones de tamaños.

Tamaño, μm	Reconstrucción mineralógica, %								
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bm	Bi	ganga
+150	0	0.004	0.70	0.06	1.68	0.05	0.01	0.08	97.43
-150+75	0.0001	0.004	1.33	0.18	1.37	0.07	0.00	0.11	96.94
-75+45	0.0002	0.006	1.98	0.31	1.43	0.07	0.00	0.14	96.06
-45	0.0003	0.009	2.66	0.29	1.89	0.13	0.02	0.18	94.84
Cabeza Calculada	0.0002	0.01	1.90	0.24	1.59	0.09	0.01	0.14	96.03

La ganga no sulfurosa obtuvo una cabeza calculada de 96.03%, siendo la especie más abundante en la muestra. En cuanto a las especies de cobre, la calcopirita es la de mayor abundancia, teniendo mayor proporción en la fracción fina (2.66%), y la proporción de bornita es mayor en las fracciones -75+45 μm y -45 μm . La distribución por especies confirmó que la calcopirita y bornita se distribuyen en mayor proporción hacia las fracciones de menor tamaño (Tabla 8).

Tabla 8.- Distribución de especies minerales de la muestra de cabeza en fracciones de tamaño.

Tamaño, μm	Distribución, %								
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bm	Bi	ganga
+150	0.000	5.849	3.65	2.60	10.43	5.05	6.98	5.48	10.03
-150+75	15.236	19.614	19.75	20.85	24.34	23.48	14.26	21.66	28.52
-75+45	22.636	26.621	29.17	36.17	25.11	23.36	9.68	27.74	27.99
-45	62.128	47.916	47.44	40.38	40.12	48.11	69.08	45.13	33.46

La liberación y asociación del mineral calcopirita es mostrada en la Tabla 9. Como se observa, la liberación es mayor conforme el tamaño de partícula se va reduciendo, alcanzando 91.8% de liberación total en la fracción más fina. En todas las fracciones, la calcopirita está mayormente asociada a la ganga no sulfurosa, lo cual se observó de igual forma en el análisis de la lámina delgada.

Tabla 9.- Liberación y asociación del mineral calcopirita.

Tamaño, μm	Libre, %	Asociaciones binarias, %					
		Bn	Py	Witt	Bm	Bi	ganga
+150	45.3	0.8	0.2	0.4	0	0.4	52.9
-150+75	66.7	1.5	0.5	0.6	0	0.9	29.8
-75+45	78.4	1.6	0.3	0.5	0	0.6	18.6
-45	91.8	0.1	0.1	0.5	0.4	0.9	6.2

El mineral bornita está más asociado que la calcopirita, obteniendo en las partículas de menor tamaño una liberación de 87.2%. También se observa que la bornita está asociada al mineral de ganga no sulfurosa así como al mineral wittichenita, principalmente en la fracción más gruesa (Tabla 10). La Figura 27 muestra la curva de liberación de los minerales de cobre (calcopirita y bornita) en función del tamaño de partícula.

Tabla 10.- Liberación y asociación del mineral bornita.

Tamaño, μm	Libre, %	Asociaciones binarias, %					
		Cp	Py	Witt	Bm	Bi	ganga
+150	38.9	8.6	0.7	6.2	0	1.3	44.3
-150+75	65.8	7.1	0	5.5	1.6	0	20.0
-75+45	77.6	3.6	0.4	2.5	0	1	14.9
-45	87.2	0.8	0	1.3	0	0.8	9.8

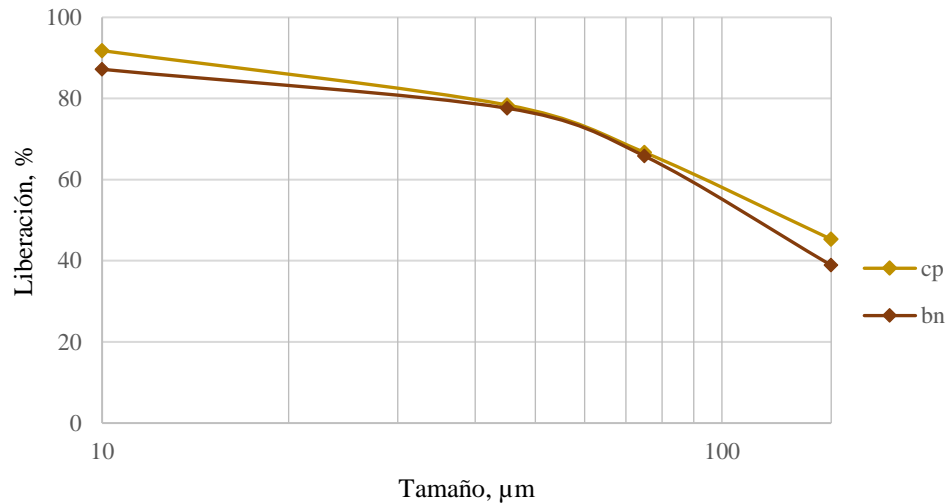


Figura 27.- Liberación relativa de calcopirita y bornita.

Con la finalidad de investigar el efecto de las partículas asociadas de cobre en el proceso de flotación, y basado en los resultados de la caracterización mineralógica, la muestra de cabeza fue clasificada en cuatro tipos de texturas; que son:

- Textura simple: Unión física entre dos fases minerales que se encuentran en contacto a través de líneas que tienden a ser rectas o curvas muy abiertas (Figura 28a).
- Textura semi-envolvente: Una de las fases se encuentra rodeando a la otra, de manera que queda cubriendo una parte de la superficie (Figura 28b).
- Textura compleja: Minerales intercrecidos con formas irregulares, por lo que los granos están expuestos más separados (Figura 28c).
- Textura en inclusión: Partículas en las que una de las fases se encuentra atrapada o diseminada dentro de la otra fase (Figura 28d).

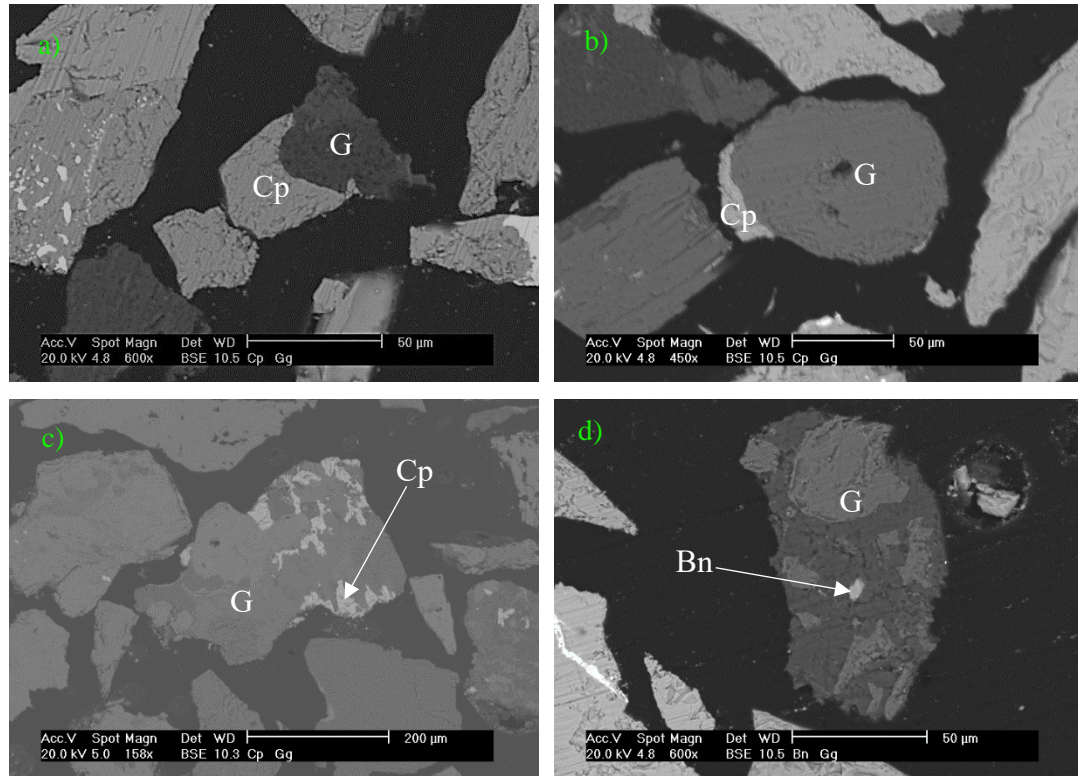


Figura 28.- Fotomicrografías de tipos de texturas. a) Textura simple. b) Textura semi-envolvente. c) Textura compleja. d) Textura en inclusión.

Basado en la descripción de los cuatro tipos de textura mineral, el análisis cuantitativo de la muestra de cabeza de la clasificación del tipo de textura en función del tamaño para las partículas asociadas de calcopirita y bornita con respecto a las demás fases minerales (consideradas como ganga), es mostrada en la Figura 29. En el caso de la textura simple, es menos abundante en los tamaños de partícula gruesos, y conforme disminuye el tamaño, aumenta el porcentaje de éste tipo de asociación. La textura semi-envolvente baja ligeramente la proporción conforme va disminuyendo el tamaño de partícula. En contraste a las texturas compleja e inclusión, es notorio que éstas se presentan en mayor proporción en las fracciones gruesas, lo cual es comprensible desde el punto de vista en que los minerales están más asociados en tamaños grandes, y al ser sometidos a un proceso de molienda los minerales se van liberando, por lo que los intercrecimientos se van perdiendo conforme el tamaño de grano es menor.

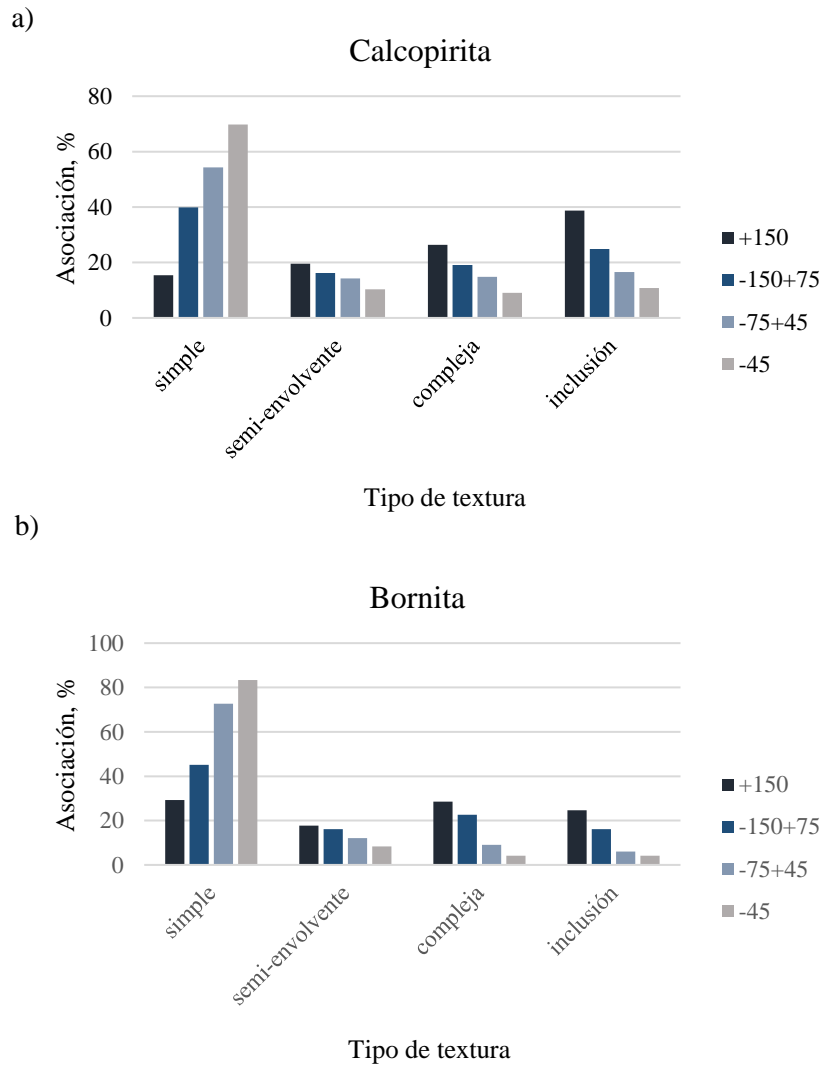


Figura 29.- Representación de los tipos de texturas en la muestra de cabeza a) calcopirita y b) bornita.

3.3. Pruebas de flotación

Las pruebas de flotación se dividen en 2 partes; a) cinética de flotación, para establecer los tiempos de flotación para obtener la recuperación deseada en las pruebas siguientes, y b) flotación en árbol, la cual se realizó con la finalidad de obtener productos con distintos grados en las salidas del circuito de flotación.

3.3.1. Cinética de flotación

Inicialmente se realizaron pruebas de cinéticas de flotación en banco primario y agotativo a tiempos de 1, 2, 4 y 8 minutos para conocer el comportamiento de la recuperación y grado del cobre. Así mismo, establecer las condiciones de operación requeridas para una máxima flotabilidad.

El proceso de flotación se basó en un esquema estándar de un estudio previo (Herrera-Zaragoza, 2018) que utilizó las mismas condiciones de la planta Santa María de la Paz, el cual tiene los siguientes parámetros:

- Celda tipo Denver con capacidad de 2 L
- Reactivos: Colector Xantato Isopropílico de Sodio (XIS) y Espumante PQM CC693
- Porcentaje de sólidos entre 48 y 50%
- Agitación de 900 rpm
- pH natural (7.8 – 8.3)

En cada etapa, el tiempo de acondicionamiento fue de 0.5 min. El colector y espumante fueron preparados a una concentración de 0.1% y la adición de reactivos por etapa fue la siguiente:

- Flotación Primario:

Colector - 5 g/ton

Espumante - 48.75 g/ton

- Flotación Agotativo:

Colector – 2.5 g/ton

Con base en los resultados de la cinética se decidió realizar pruebas de cinéticas de flotación en banco primario y agotativo a tiempos de 1, 2, 4 y 6 minutos, controlando el número de paladas (18 veces por minuto), usando una pala de acrílico con profundidad de 1 cm para cuidar el arrastre mecánico durante la flotación. Una vez recolectados los concentrados y colas, las muestras fueron filtradas y secadas en el horno por 24 horas para poder llevar a cabo su análisis químico.

Como se puede observar en la Tabla 11 y en la Figura 30, la cinética de flotación es rápida, en donde al primer minuto se recuperó 47.86% de Cu con grado de 23.8%, mientras que para el minuto 2 se recuperó 71.48% de Cu con ley de 22.6% y en el último producto de la etapa primaria se alcanzó a recuperar 85.79% con una ley de 5.4% de Cu. En la cinética del banco agotativo se observó una recuperación lenta que terminó recuperando 89.0% de Cu con una ley de 3.3%, quedando 11.0% de cobre en las colas.

Tabla 11.- Resultados de cinética de flotación de cobre.

Etapa	Tiempo, min	Peso, g	Peso, %	Ley, %	Recuperación acum., %
Primario	0.5	9.82	1.01	24.6	28.56
	1	6.86	0.70	23.8	47.86
	2	8.84	0.91	22.6	71.48
	4	6.90	0.71	14.8	83.56
	6	3.51	0.36	5.4	85.80
	7	2.19	0.22	3.8	86.78
Agotativo	8	1.80	0.18	3.6	87.55
	10	2.07	0.21	3.4	88.38
	12	1.59	0.16	3.3	89.00
	cola	930.42	95.53	0.11	100.00

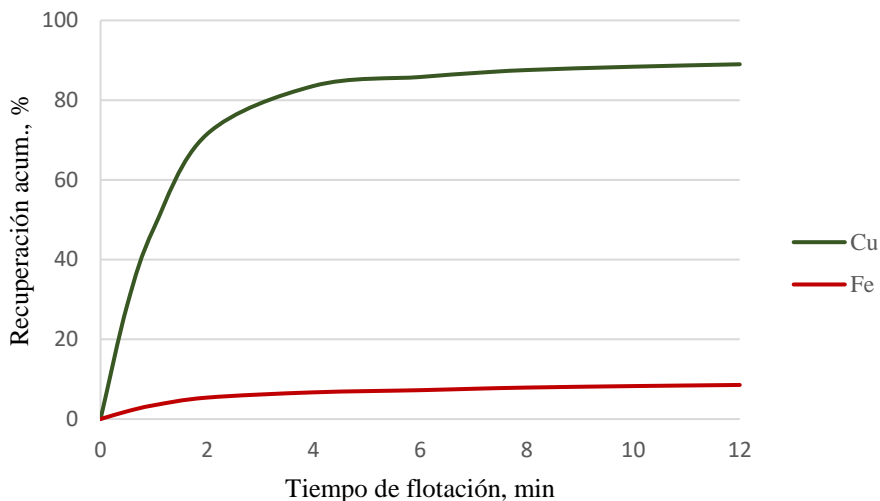


Figura 30.- Recuperación de Cu y Fe en la cinética de flotación.

También se analizaron los productos por Fe para analizar la recuperación por efecto de la activación de pirita u otras especies con hierro, lo cual es un problema común en la flotación de los minerales de cobre; sin embargo solo se recuperó 8.56% de Fe al final de la cinética, quedando en las colas 91.44% de hierro.

Una vez validados los resultados con otras pruebas y estandarizar el número de paladas, se determinaron los tiempos de flotación para las pruebas de flotación en árbol, que debido a la rápida recuperación de Cu, se consideró un tiempo de flotación de 2 minutos para el banco primario; 4 minutos para el segundo banco primario y 6 minutos para el banco agotativo con el fin de alcanzar alrededor de un 89% de recuperación total de Cu.

3.3.2. Flotación en árbol

El diagrama de flujo consiste en una matriz de 3x3, el cual tiene 6 salidas. Se compone de 2 bancos primarios, 1 banco agotativo y 3 limpias (Figura 31). Los bancos fueron clasificados con letras (*A*, *B*, *C*, *D*, *E* y *F*) y cada concentrado fue asociado a su clasificación añadiendo el número 2, y para las colas se añadió el número 1.

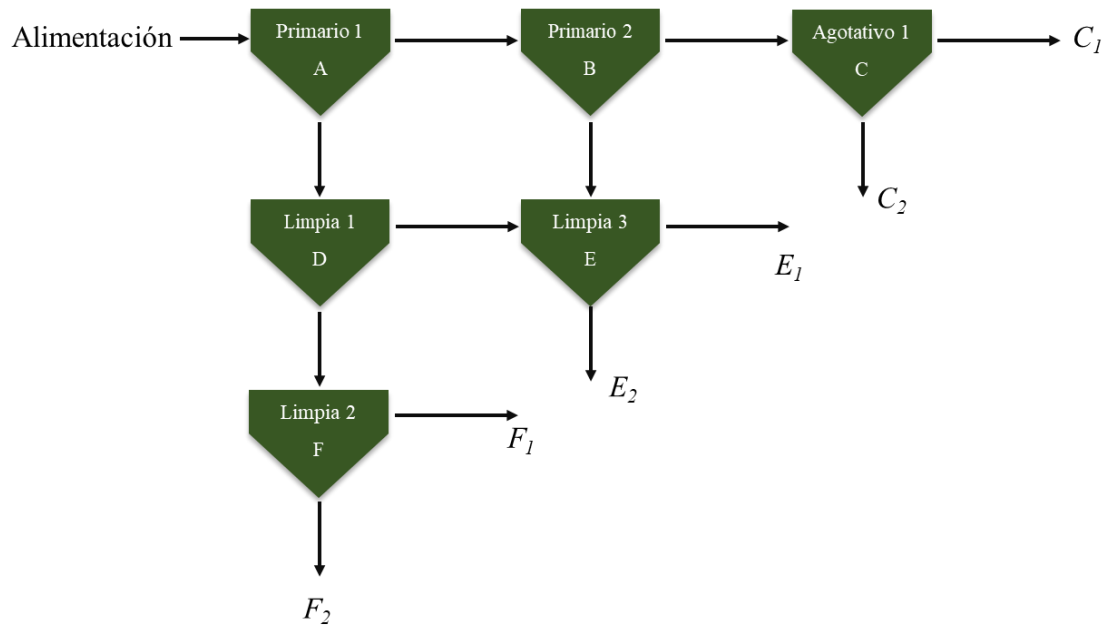


Figura 31.- Matriz 3x3 de flotación en árbol.

Las condiciones de la prueba de flotación para 1 kg de muestra son mostradas en la Tabla 12. El número de paladas fue el mismo que en la cinética para obtener los mismos resultados.

Tabla 12.- Esquema de reactivos para flotación en árbol.

Banco	Colector	Espumante	Tiempo de acondicionamiento	Tiempo de flotación
Primario 1	5 g/t	48.75 g/t	0.5 min	2 min
Primario 2	-	-	0.5 min	4 min
Agotativo 1	2.5 g/t	16.25 g/t	0.5 min	6 min
Limpia 1	-	-	0.5 min	1 min
Limpia 2	-	8.13 g/t	0.5 min	1 min
Limpia 3	-	-	0.5 min	1 min

Para el balance de la prueba de árbol, se analizó cobre tomando alícuotas del concentrado y colas en los bancos repulpeados, considerando la toma de la muestra a la mitad de la altura de la celda durante agitación para que sea representativa. La Tabla 13 muestra los resultados de la flotación en árbol para la prueba de 1 kg de muestra, en donde se observa que los

resultados de la cinética de flotación son similares al rendimiento de la prueba de árbol en las etapas del primario y agotativo.

Tabla 13.- Prueba final de flotación en árbol de Cu con 1 kg de muestra.

Etapa	Ley, %	Recuperación acum., %
Conc. Primario 1	22.48	73.62
Conc. Primario 2	10.53	82.90
Conc. Agotativo 1	3.80	88.03

En la prueba de árbol se observa una diferencia en el concentrado del primario 2; en el cual la recuperación de cobre disminuyó aumentando el grado de cobre; lo cual se debe a la disminución de la flotación de pirita.

Una vez evaluados y corroborados los resultados de la técnica de flotación de árbol; se procedió a realizar la prueba con 4 kg de mineral para obtener muestra suficiente para los estudios subsecuentes, usando el mismo esquema de reactivos, tiempos de flotación y tiempos de acondicionamiento. La prueba consistió en realizar cuatro veces las flotaciones primarias y agotativa (bancos *A*, *B* y *C*) con pruebas de 1 kg, los concentrados de estos bancos de flotación fueron procesados en las etapas de limpias empezando con la limpia “*D*” para obtener un porcentaje de sólidos adecuado. Las colas fueron guardadas y el concentrado fue llevado a otra limpia (banco “*F*”), obteniendo en las salidas un concentrado y cola (F_2 y F_1). Por último, la cola de la limpia “*D*” y el concentrado del banco “*B*” se juntaron para proceder con la limpia “*E*” y del mismo modo obtener en la salida un concentrado y cola (E_2 y E_1). Los concentrados del banco agotativo “*C*” se juntaron y para la cola final se tomó una muestra representativa con un vaso precipitado de 30 ml, recolectando finalmente 120 ml de las cuatro flotaciones. Para monitorear el comportamiento químico de Au, Ag, Cu Fe y Bi, se tomaron alícuotas del concentrado y colas en cada banco de flotación. Se hicieron distintas pruebas para conocer la cantidad de muestra en las alícuotas de banco para obtener suficiente muestra para mandar a ensaye.

La cantidad de muestra que se tomó en cada alícuota se presenta en la Tabla 14, una vez filtradas se secaron en el horno a 105 °C, se pesaron y se enviaron a analizar al laboratorio por los elementos señalados anteriormente. Así mismo los productos de las salidas (F_2 , F_1 , E_2 , E_1 , C_2 y C_1) fueron filtrados, secados, pesados y preparados para su ensaye químico.

Tabla 14.- Toma de alícuota de la flotación en árbol.

Identificación de muestra	Alícuota
A_1	5 ml
A_2	3 ml
B_1	5 ml
B_2	2 ml
D_1	4 ml
D_2	3 ml

La Tabla 15 presenta los resultados de la flotación en árbol con 4 kg de muestra, los cuales son similares con los resultados de las pruebas anteriores. La Figura 32 presenta las curvas de recuperación comparativas de cobre de la prueba cinética, prueba de árbol de 1 kg y 4 kg, respectivamente.

Tabla 15.- Prueba final de flotación en árbol de Cu con 4 kg de muestra.

Etapas	Ley, %	Recuperación acum., %
Conc. Primario 1	21.49	72.40
Conc. Primario 2	11.32	83.10
Conc. Agotativo 1	3.30	88.68

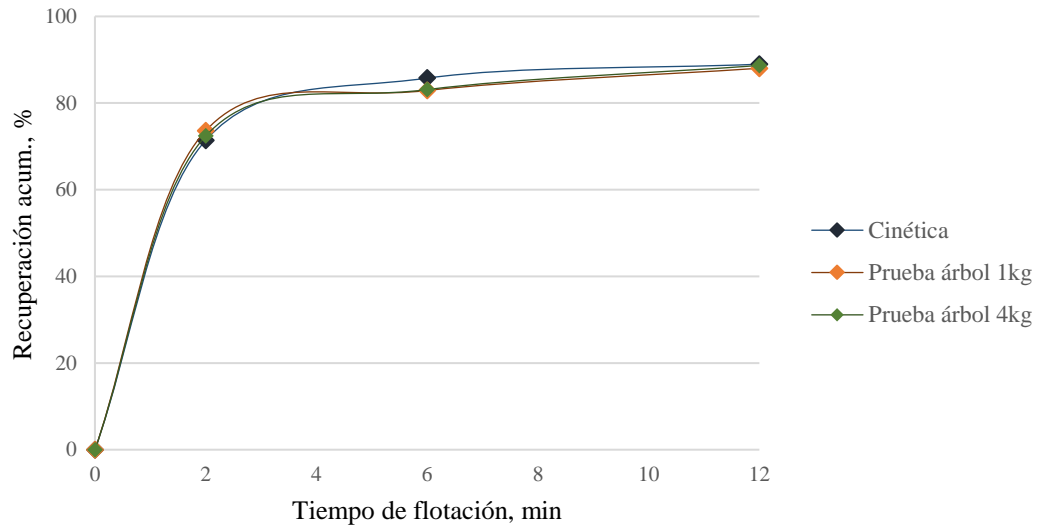


Figura 32.- Comparación de recuperación de Cu en las pruebas finales de flotación.

El diagrama de flujo se expone en la Figura 33, indicando ley y recuperación de cobre y así mismo el peso de muestra en cada etapa. Al pasar la muestra por las etapas de limpias, el grado de Cu fue aumentando, alcanzando una grado final de 31.4%, que es el producto de mayor grado en el circuito (F_2), mientras que la cola resultante de ésta limpia (F_1) fue de 26.6%. En la limpia del banco E , la ley del concentrado fue de 24.2%, la cual es parecida al producto F_1 , y la ley de la cola del banco E resultó de 9.9%. Por otro lado, el grado de Cu disminuyó considerablemente al pasar por las etapas agotativas, obteniendo en la última celda una ley final de 0.1%, que son las colas finales (C_1), y en el concentrado de éste banco se obtuvo una ley de 3.3% (C_2). De manera que se obtuvieron 6 productos en el circuito con leyes y recuperaciones distintas (Apéndice II).

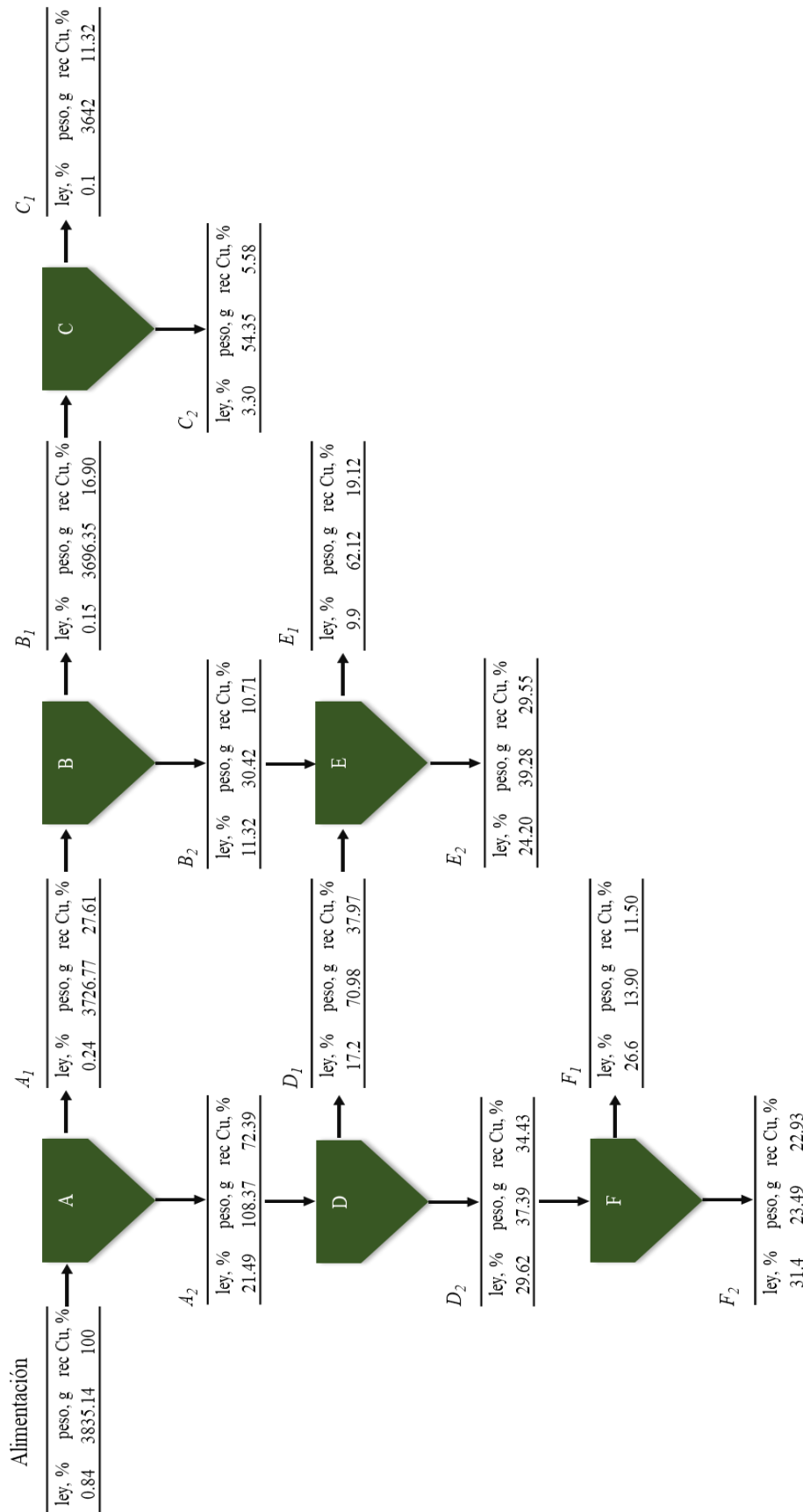


Figura 33. - Diagrama de flujo de flotación en árbol.

4. Correlación empírica en el proceso de flotación

4.1. Correlación del grado y recuperación en la flotación en árbol

De igual forma que la muestra de alimentación a flotación, los 6 productos de las salidas de flotación (F_2 , F_1 , E_2 , E_1 , C_2 , C_1) fueron analizados de forma modal mediante análisis químicos, microscopía óptica y microscopía electrónica de barrido, sin embargo, a diferencia de la muestra de cabeza que se analizó por 4 fracciones de tamaño, los productos sólo se analizaron por las mallas +200, +325, -325 (a excepción de C_1), ya que se obtuvo muy poco porcentaje de muestra por arriba de la malla 100 (Tabla 16). Los resultados de los análisis modales de los productos se encuentran en el Apéndice III.

Tabla 16.- Pesos obtenidos en productos del proceso de flotación en árbol.

Producto	Malla	Peso, g	Peso, %	Producto	Malla	Peso, g	Peso, %
F_2	+100	0.43	1.82	E_1	+100	1.09	1.75
	+200	6.84	29.11		+200	6.91	11.13
	+325	9.26	39.42		+325	8.64	13.91
	-325	6.96	29.65		-325	45.48	73.21
F_1	+100	0.19	1.40	C_2	+100	2.00	3.68
	+200	2.87	20.62		+200	6.81	12.53
	+325	4.44	31.93		+325	5.43	9.98
	-325	6.40	46.05		-325	40.12	73.81
E_2	+100	0.80	2.03	C_1	+100	316.4	8.69
	+200	10.63	27.06		+200	1175.2	32.27
	+325	12.43	31.65		+325	931.3	25.57
	-325	15.42	39.26		-325	1218.9	33.47

El análisis minerográfico consistió en realizar conteo de partículas de las especies de cobre (calcopirita y bornita) considerando su liberación y tipo de textura con respecto a los demás minerales considerados como ganga. Con los datos obtenidos, se realizó una correlación empírica capaz de predecir el grado de cobre en cada producto de las salidas de flotación y en cada fracción de tamaño. Para esto se necesitó obtener un promedio de la proporción volumétrica que ocupa el mineral de cobre en los tipos de asociación de partículas, realizando mediciones en “x” y en “y” con la herramienta integrada al software del programa del MEB,

en el total de la partícula y de la fase mineral de cobre para representar el % del mineral de interés en la partícula.

Las partículas libres no tienen factor de asociación, puesto que no existe otra especie mineral; las partículas en textura simple obtuvieron un valor de 0.5; las texturas semi-envolvente y compleja se les dieron un valor de 0.125 y 0.1 respectivamente, y a las partículas en textura en inclusión de 0.05. También se consideró otro tipo de textura al que se le llamó “emulsión” que son partículas de calcopirita o bornita que tienen inclusiones de minerales de ganga (principalmente minerales de bismuto), al cual se le dio un factor de asociación de 0.95 (Figura 34).

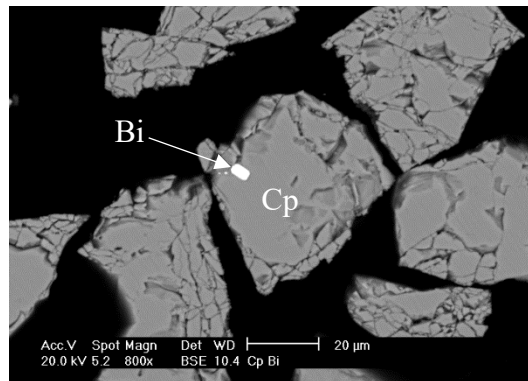


Figura 34.- Fotomicrografía de textura en emulsión.

El valor de los factores que se les dio a las texturas se basó en el porcentaje que ocupa el mineral de interés en la partícula, representado por el valor de una unidad, por ejemplo, la textura simple representa el 50% del total de la partícula, puesto que si el total de 1 unidad es el 100%, el 50% corresponde a 0.5, de la misma manera se realizó para las demás texturas. En la Figura 35 se representan los tipos partículas que se encontraron, en donde la parte marcada de color rojo es el mineral de mena (calcopirita o bornita) y la parte de color blanco el mineral de ganga.

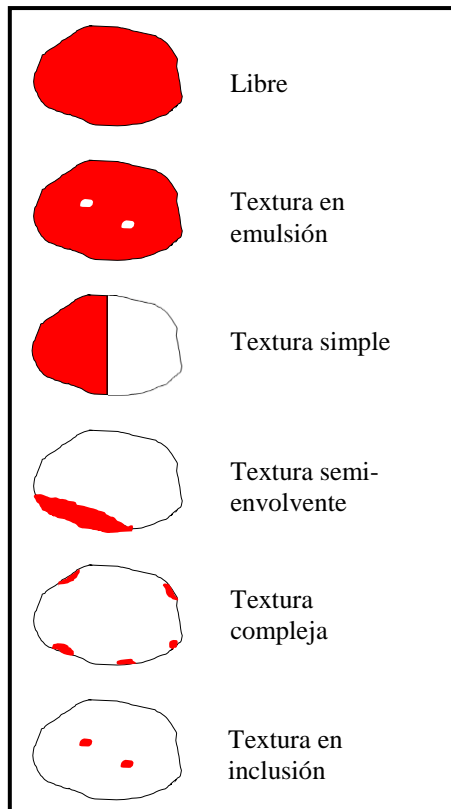


Figura 35.- Representación esquemática de los tipos de partículas.

Con base en el conteo de partículas libres y asociadas de calcopirita y bornita (Apéndice IV), y además del conteo de minerales de ganga (pirita, minerales de bismuto y ganga no sulfurada), se sacó la suma total de partículas en cada modal para obtener el porcentaje de cada tipo de partículas que existe en la muestra (Apéndice V). Posteriormente, se calculó la ley de cobre bajo el siguiente procedimiento:

- El porcentaje de calcopirita libre se suma a la multiplicación del porcentaje de calcopirita en textura en emulsión por su factor de asociación y así sucesivamente para todas las texturas.

$$\% C_{pL} + \% C_{pE} * F_E + \% C_{pS} * F_S + \% C_{pS-E} * F_{S-E} + \% C_{pC} * F_C + \% C_{pI} * F_I$$

b. El resultado es multiplicado por la ley de calcopirita, es decir 0.346.

$$(\% \text{ Cp}_L * F_L + \% \text{ Cp}_E * F_E + \% \text{ Cp}_S * F_S + \% \text{ Cp}_{S-E} * F_{S-E} + \% \text{ Cp}_C * F_C + \% \text{ Cp}_I * F_I) * \text{Ley de calcopirita}$$

c. El mismo procedimiento anterior es realizado para la bornita.

$$(\% \text{ Bn}_L + \% \text{ Bn}_E * F_E + \% \text{ Bn}_S * F_S + \% \text{ Bn}_{S-E} * F_{S-E} + \% \text{ Bn}_C * F_C + \% \text{ Bn}_I * F_I) * \text{Ley de bornita}$$

d. Por último, para obtener la ley de cobre en la muestra, se suman los resultados de los minerales calcopirita y bornita.

$$\text{Ley de Cu} = ((\% \text{ Cp}_L + \% \text{ Cp}_E * F_E + \% \text{ Cp}_S * F_S + \% \text{ Cp}_{S-E} * F_{S-E} + \% \text{ Cp}_C * F_C + \% \text{ Cp}_I * F_I) * \text{Ley de calcopirita}) + ((\% \text{ Bn}_L + \% \text{ Bn}_E * F_E + \% \text{ Bn}_S * F_S + \% \text{ Bn}_{S-E} * F_{S-E} + \% \text{ Bn}_C * F_C + \% \text{ Bn}_I * F_I) * \text{Ley de bornita})$$

Donde:

Cp_L = calcopirita libre

Cp_E = calcopirita con textura en emulsión

Cp_S = calcopirita con textura simple

Cp_{S-E} = calcopirita con textura semi-envolvente

Cp_C = calcopirita con textura compleja

Cp_I = calcopirita con textura en inclusión

Bn_L = bornita libre

Bn_E = bornita con textura en emulsión

Bn_S = bornita con textura simple

Bn_{S-E} = bornita con textura semi-envolvente

Bn_C = bornita con textura compleja

Bn_I = bornita con textura en inclusión

F_E = factor de asociación de partícula en emulsión

F_S = factor de asociación de partícula simple

F_{S-E} = factor de asociación de partícula semi-envolvente

F_C = factor de asociación de partícula compleja

F_I = factor de asociación de partícula en inclusión

Una vez obtenida la ley de cobre de los 6 productos en cada fracción de tamaño, se prosiguió a calcular la recuperación de cobre, en donde inicialmente se calculó el contenido de cobre en cada muestra, multiplicando el porcentaje de muestra por la ley de cobre que se obtuvo y esto dividido entre 100.

$$\text{Contenido} = \frac{\% \text{ peso} * \text{ley de Cu}}{100} \quad (6)$$

Y para el cálculo de la recuperación se llevó la siguiente fórmula:

$$\text{Recuperación} = \frac{\text{contenido}}{\Sigma \text{ contenidos}} * 100 \quad (7)$$

Los resultados obtenidos de la correlación empírica del grado y recuperación de cobre (Tabla 17) fueron comparados con los datos experimentales (Tabla 18), los cuales muestran buena similitud.

Tabla 17.- Resultados de la correlación empírica del grado y recuperación de cobre.

Muestra	Fracción	Peso, g	Peso, %	Ley, %	Recuperación, %	Contenido, %	Ley acum., %	Rec. acum., %
<i>F₂</i>	200	7.27	0.19	31.99	6.84	0.06	31.99	6.84
	325	9.26	0.24	32.71	8.92	0.08	32.39	15.76
	-325	6.96	0.18	32.88	6.74	0.06	32.54	22.51
<i>F₁</i>	200	3.06	0.08	24.53	2.21	0.02	31.61	24.72
	325	4.44	0.12	26.76	3.50	0.03	30.92	28.22
	-325	6.40	0.17	28.71	5.41	0.05	30.54	33.63
<i>E₂</i>	200	11.43	0.30	22.46	7.56	0.07	28.65	41.18
	325	12.43	0.32	23.62	8.65	0.08	27.63	49.83
	-325	15.42	0.40	27.61	12.53	0.11	27.62	62.37
<i>E₁</i>	200	8.00	0.21	9.67	2.28	0.02	25.93	64.64
	325	8.64	0.23	11.23	2.86	0.03	24.57	67.50
	-325	45.48	1.19	10.03	13.44	0.12	19.80	80.94
<i>C₂</i>	200	8.81	0.23	6.23	1.62	0.01	18.99	82.56
	325	5.43	0.14	4.14	0.66	0.01	18.47	83.22
	-325	40.12	1.05	3.31	3.91	0.03	15.32	87.13
<i>C₁</i>	100	316.43	8.25	0.08	0.75	0.007	5.86	87.88
	200	1175.26	30.64	0.14	4.80	0.04	1.87	92.68
	325	931.36	24.28	0.09	2.38	0.02	1.23	95.07
	-325	1218.95	31.78	0.14	4.93	0.04	0.89	100

Tabla 18.- Resultados experimentales del grado y recuperación de cobre.

Muestra	Fracción	Peso, g	Peso, %	Ley, %	Recuperación, %	Contenido, %	Ley acum., %	Rec. acum., %
F_2	200	7.27	0.19	31.6	7.04	0.06	31.60	7.04
	325	9.26	0.24	32.1	9.12	0.08	31.88	16.16
	-325	6.96	0.18	32.3	6.90	0.06	32.00	23.06
F_1	200	3.06	0.08	24.3	2.28	0.02	31.12	25.34
	325	4.44	0.12	26.2	3.57	0.03	30.41	28.91
	-325	6.40	0.17	28.7	5.63	0.05	30.12	34.54
E_2	200	11.43	0.30	22.2	7.78	0.07	28.27	42.32
	325	12.43	0.32	23.6	9.00	0.08	27.32	51.32
	-325	15.42	0.40	27.2	12.86	0.11	27.29	64.19
E_1	200	8.00	0.21	9.8	2.40	0.02	25.64	66.59
	325	8.64	0.23	11.8	3.13	0.03	24.36	69.72
	-325	45.48	1.19	9.8	13.67	0.12	19.59	83.39
C_2	200	8.81	0.23	6.0	1.62	0.01	18.78	85.01
	325	5.43	0.14	4.0	0.67	0.01	18.25	85.68
	-325	40.12	1.05	2.9	3.56	0.03	15.06	89.23
C_1	100	316.43	8.25	0.1	0.87	0.01	5.77	90.11
	200	1175.26	30.64	0.1	3.60	0.03	1.81	93.71
	325	931.36	24.28	0.1	1.43	0.01	1.19	95.14
	-325	1218.95	31.78	0.1	4.86	0.04	0.85	100

Estos resultados fueron representados en una curva grado-recuperación, para lo cual se calculó la ley y recuperación acumulada de los datos correlacionados y experimentales, tal y como se muestra en la Figura 36, en donde los círculos corresponden a la correlación empírica, y los rombos a los resultados experimentales.

Las especies libres de cobre aportaron mayor grado, siguiendo en orden las partículas con textura en emulsión, simple, semi-envolvente, compleja e inclusión. Es importante señalar que el mineral wittichenita contiene cobre en su composición, sin embargo se decidió considerarlo como ganga, excluyendo su aporte en la ley debido a su escasa abundancia en las muestras.

La ley del producto F_2 resultó ser más alta debido al contenido principal de partículas libres de calcopirita y bornita, además de contener buen porcentaje de partículas con textura en emulsión y simple, y poca cantidad de ganga. Los productos F_1 y E_2 son muy parecidos en cuanto en su ley y por lo tanto también lo fue en el tipo de partículas que contienen. Sus diferencias entre ellos es que existen un poco más de abundancia de partículas libres de cobre en el producto F_1 , y en general en el producto E_2 existe mayor porcentaje de partículas de cobre con textura simple, semi-envolvente y compleja, reduciendo la ley de cobre. En los productos E_1 y C_2 aumenta la cantidad de ganga, lo cual baja considerablemente su grado, sin embargo, aún existe significativo porcentaje de liberación de calcopirita y texturas de partículas de cobre. Por último, en el producto C_1 se tiene >95% de ganga, bajando drásticamente su grado, siendo las texturas complejas e inclusión las más abundante.

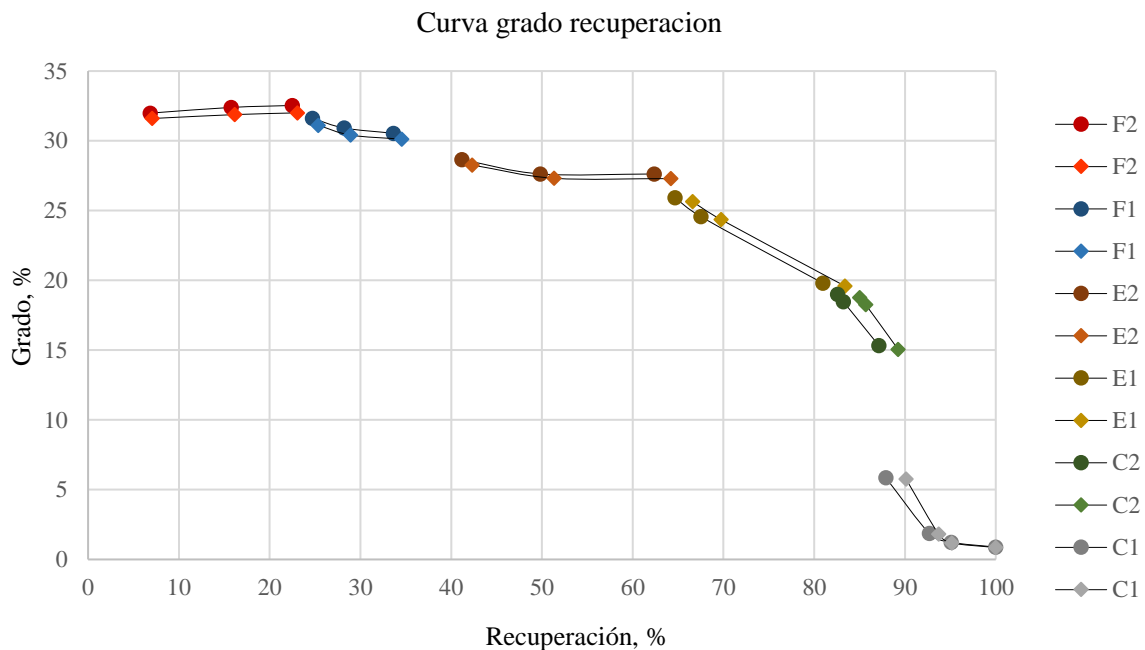


Figura 36.- Comparación de curvas grado-recuperación de Cu de datos experimentales (rombos) y correlación empírica (círculos) en los productos de flotación en árbol.

4.2. Modelo cinético de flotación

El modelo utilizado fue el de “flujo-tapón”, esto debido a que este es apropiado para pruebas en celdas de flotación batch, y aunque éste modelo funciona bien cuando no hay adición de reactivos, no hubo cambios abruptos en la recuperación de cobre al someterlo a etapas agotativas, por lo que se consideró adecuado. El modelo se empleó para conocer los parámetros del proceso tales como recuperación máxima y constante cinética, para llevar a cabo la predicción de recuperación a cualquier tiempo en el proceso.

$$R = R_{máx} * (1 - \exp^{-kt}) \quad (8)$$

Donde:

R = Recuperación a cualquier tiempo

$R_{máx}$ = Recuperación máxima

k = Constante cinética de flotación (min^{-1})

t = Tiempo de flotación en segundos.

El cálculo de la constante cinética se realizó por medio de la Ecuación 9.

$$k = \text{Pendiente} \left(\text{Ln} \left(\frac{R_{máx} - R_T}{R_{máx}} \right), t \right) * -1 \quad (9)$$

Donde:

R_T = Recuperación acumulada

$R_{máx}$ = Recuperación máxima

t = Tiempo de flotación en segundos.

Se realizó una media ponderada de 3 pruebas cinéticas (Apéndice VI) para obtener una buena representación estadística, en donde los resultados experimentales se compararon con el modelo, y se obtuvo el error que existe entre ellos para minimizarlo, finalmente se obtuvo una recuperación máxima de 90.95% con una constante de velocidad de 0.0144 min^{-1} .

La recuperación acumulada experimental y del modelo fueron graficadas con respecto al tiempo de flotación (Figura 37), presentando un coeficiente de correlación de 0.99. Los resultados se muestran en la Tabla 19.

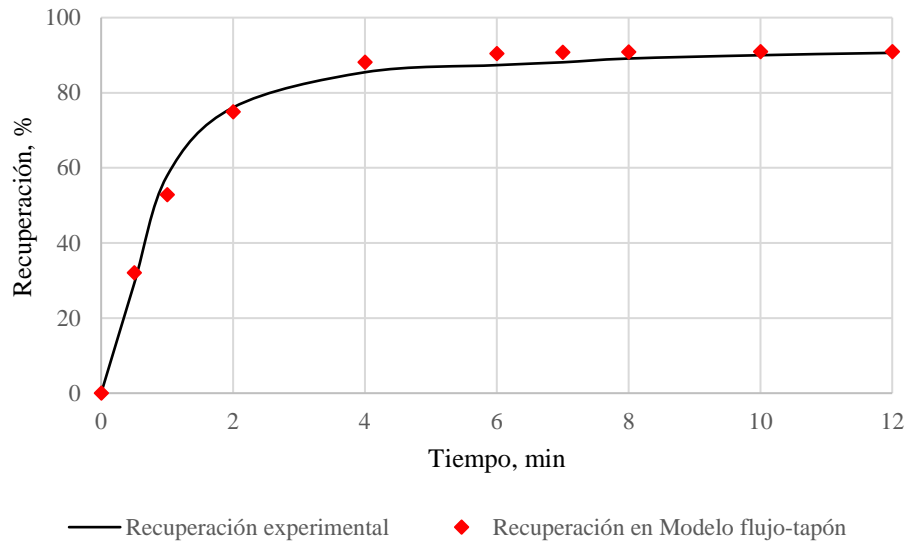


Figura 37.- Comparación de recuperación experimental y modelo Flujo-Tapón.

Tabla 19.- Resultados del modelo cinético de flotación “flujo-tapón”.

Tiempo, min	Recuperación de Cu experimental, %	Recuperación de Cu del modelo, %	Desv. estándar
0.5	29.08	32.06	2.11
1	57.86	52.82	3.56
2	76.06	74.97	0.77
4	85.45	88.15	1.91
6	87.35	90.46	2.20
7	88.10	90.75	1.87
8	89.11	90.87	1.25
10	89.99	90.94	0.67
12	90.62	90.95	0.23

4.3. Modelo de flotación en árbol

De la misma manera que la cinética de flotación, el diagrama del árbol fue sujeto a la ecuación flujo-tapón, considerando que fueron las mismas condiciones que se realizaron en ambos procesos. El modelo se aplicó en los mismos productos de la cinética (Figura 38), con la finalidad de estimar la recuperación de cobre a distintos tiempos en etapas primarias y agotativas de la flotación en árbol.

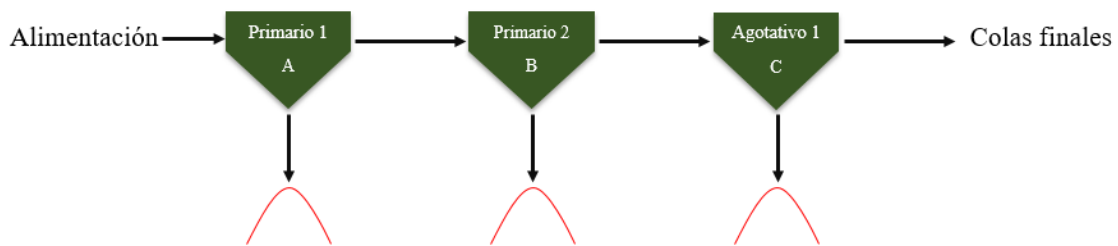


Figura 38.- Productos en donde fue realizado el modelo de flotación en árbol.

Para realizarlo, se calculó la media de 4 pruebas de flotación en árbol (Apéndice VII), y posteriormente se prosiguió a realizar el cálculo de la recuperación infinita y la constante de velocidad, los cuales fueron de 88.7% y 0.0158 min^{-1} . Los resultados del modelo fueron comparados con el modelo cinético de flotación (Tabla 20), mostrando buena correlación (0.99). En la Figura 39 se muestra la comparación de la recuperación de cobre contra el tiempo de ambos modelos.

Tabla 20.- Resultados del modelo de flotación en árbol.

Tiempo, min	Recuperación de Cu, %		Desv. estándar
	Modelo de flotación en árbol	Modelo de cinética de flotación	
0	0	0	0
2	75.50	74.97	0.38
6	88.39	90.46	1.47
12	88.68	90.95	1.61

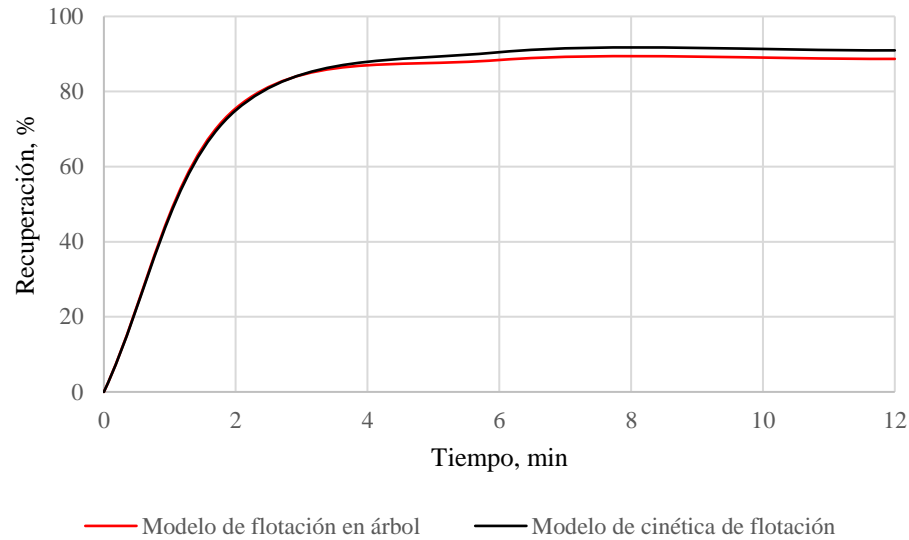


Figura 39.- Comparación de la recuperación de cobre en modelo de flotación en árbol y modelo de cinética de flotación.

4.4. Modelo de flotación de partículas de cobre

Con el objetivo de predecir la recuperación máxima que se puede obtener de cada tipo de partículas de cobre, (calcopirita y bonita libres, calcopirita y bornita asociadas entre ellas en las 4 texturas, y calcopirita y bornita asociadas a ganga en las 4 texturas) se realizó el cálculo del contenido de los 18 tipos de partículas de forma ponderada (3 fracciones de tamaño) que aporta cada una para lograr conocer su recuperación, y esto se reconstruyó en todo el circuito de la flotación en árbol (Apéndice VIII) para determinar la recuperación en los mismos productos de la Figura 38. La textura en emulsión se consideró como partícula libre, puesto que su recuperación actúa de la misma forma. Los resultados de los modelos se muestran en el Apéndice XI.

El modelo flujo-tapón fue aplicado en los tipos de partículas, obteniendo 18 valores de $R_{máx}$ y k , consiguiendo un buen coeficiente de correlación y desviación estándar entre los datos experimentales y el modelo (Tabla 21).

Tabla 21.- Resultados de $R_{máx}$ y k del modelo de flotación de partículas de cobre.

Textura	Mineral	$R_{máx}$, %	k , min ⁻¹	Coef. de correlación	Desv. estándar
Libre	Cp	93.08	0.015	0.998	0.412
Libre	Bn	99.32	0.017	1.0	0.444
Simple	Cp-Bn	100.0	0.021	1.0	0.452
Semi-envolvente	Cp-Bn	100.0	0.021	1.0	0.452
Compleja	Cp-Bn	100.0	0.021	1.0	0.452
Inclusión	Cp-Bn	100.0	0.021	1.0	0.452
Simple	Bn-Cp	100.0	0.023	1.0	0.454
Semi-envolvente	Bn-Cp	100.0	0.023	1.0	0.454
Compleja	Bn-Cp	100.0	0.023	1.0	0.454
Inclusión	Bn-Cp	100.0	0.023	1.0	0.454
Simple	Cp-G	77.00	0.008	0.972	0.298
Semi-envolvente	Cp-G	75.24	0.012	0.991	0.329
Compleja	Cp-G	32.23	0.003	0.962	0.111
Inclusión	Cp-G	15.40	0.002	0.964	0.042
Simple	Bn-G	97.18	0.014	0.999	0.428
Semi-envolvente	Bn-G	92.58	0.008	0.980	0.393
Compleja	Bn-G	97.07	0.012	0.998	0.424
Inclusión	Bn-G	9.77	0.009	0.985	0.042

Las partículas libres de calcopirita y bornita obtuvieron valores aproximados al 100% en $R_{máx}$, así como también las partículas asociadas entre bornita y calcopirita. También se puede observar que las partículas asociadas de bornita con ganga obtuvieron buenas recuperaciones máximas, excepto cuando la bornita está en inclusión. Las $R_{máx}$ y k de partículas de calcopirita asociadas a ganga indicaron valores bajos, siendo las texturas simple y semi-envolvente las más altas.

Estos datos se promediaron para obtener un solo valor de $R_{máx}$ y k que representan la recuperación total de cobre, que son 82.72% y 0.015 min⁻¹ respectivamente. Finalmente ésta fue comparada con el modelo de cinética de flotación y el modelo de flotación en árbol (Figura 40). La recuperación fue menor a la de los modelos anteriores, lo cual puede deberse a un error experimental en el conteo de partículas o incluso en el ajuste del modelo, sin embargo, los valores son aproximados y con la misma tendencia (Tabla 22).

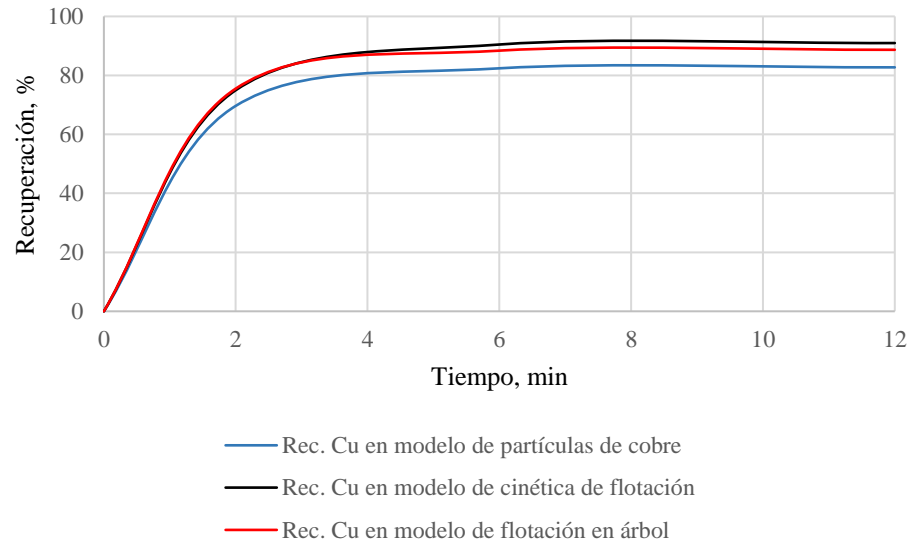


Figura 40.- Comparación de la recuperación de cobre en modelo de partículas de cobre, modelo de cinética de flotación y modelo de flotación en árbol.

Tabla 22.- Resultados finales de los modelos de flotación.

Tiempo, min	Recuperación de Cu, %			Desv. estándar
	Modelo de flotación de partículas de cobre	Modelo de flotación en árbol	Modelo de cinética de flotación	
0	0	0	0	0
2	69.66	75.50	74.97	3.43
6	82.40	88.39	90.46	4.41
12	82.72	88.68	90.95	4.48

5. Efecto del tamaño y textura de partículas de cobre en el proceso de flotación

Como fue mencionado anteriormente, los minerales de cobre, es decir, calcopirita y bornita, fueron clasificados en base a su liberación y tipo de textura que constaron de 5 tipos: emulsión, simple, semi-envolvente, compleja e inclusión. Los minerales asociados a los sulfuros de cobre fueron principalmente ganga no sulfurosa, y en menor proporción pirita, bismuto y wittichenita. Por medio de los análisis modales, se realizó un estudio para comprender la flotación de las texturas a los diferentes tamaños de partícula analizados (+200, +325, -325). A pesar de que la textura en emulsión contiene inclusiones de partículas de mineral ganga, su flotación actúa de la misma manera que las partículas libres, puesto que su superficie expuesta está compuesta en su totalidad de mineral sulfuro de cobre, interactuando directamente con las burbujas de aire, razón por la cual no se consideró la textura en emulsión para éste análisis.

El estudio consistió en calcular el contenido con base al % en peso de cada muestra y el % del tipo de partículas en la muestra, bajo la fórmula siguiente:

$$\text{Contenido} = \frac{\% \text{ peso} * \text{tipo de partículas}}{100} \quad (10)$$

Posteriormente se determinó la recuperación de las partículas con base en su contenido.

$$\text{Recuperación} = \frac{\text{contenido}}{\Sigma \text{ contenidos}} * 100 \quad (11)$$

Por último, se graficó la recuperación acumulada para cada tipo de partículas en las 3 fracciones de tamaños, conforme a los flujos de las salidas del circuito (F_2 , F_1 , E_2 , E_1 , C_2 y C_1), empezando la salida 1 con el producto del concentrado de la limpia F, es decir el de mayor grado (F_2) y finalizando con las colas finales (C_1).

5.1.1. Partículas libres

La Figura 41 señala la flotabilidad de las partículas libres de calcopirita y bornita, en donde se observa que la bornita presentó mejor flotabilidad en comparación a la calcopirita en cualquier tamaño de partícula, lo cual es comprensible por su mayor hidrofobicidad (Bulatovic, 2007). También se muestra que la bornita se recupera más rápido en tamaños mayores a 75 μm , y en caso contrario a tamaños menores de 45 μm su recuperación es lenta (< 25%), sin embargo se recupera el total al llegar a la salida 5, es decir, que no quedó en colas. En cuestión a la calcopirita libre, su recuperación se favoreció en los tamaños -75+45 μm y en la fracción de menor tamaño fue más lenta.

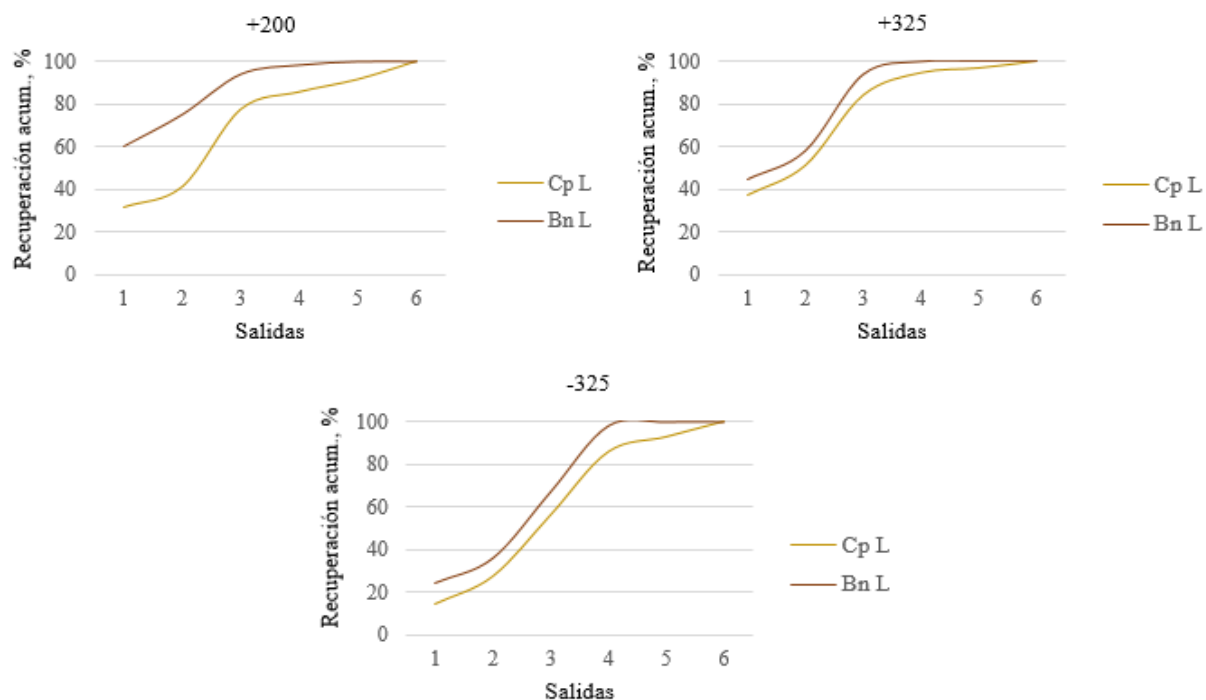


Figura 41.- Recuperación de partículas libres de calcopirita y bornita.

La calcopirita libre se encontró en mayor proporción en la salida F_2 y ésta fue aumentando conforme su tamaño fue disminuyendo, debido a que se fue liberando. La proporción de calcopirita fue bajando gradualmente conforme a las salidas, y aumentando conforme el tamaño fue menor (Figura 42). El mismo caso se observó en la bornita libre, sin embargo,

estas partículas no fueron halladas en las colas (producto C_1). Un punto de vista importante es que los productos F_1 y E_2 fueron muy semejantes en la proporción de calcopirita libre, y así mismo son muy parecidos en su ley de cobre.

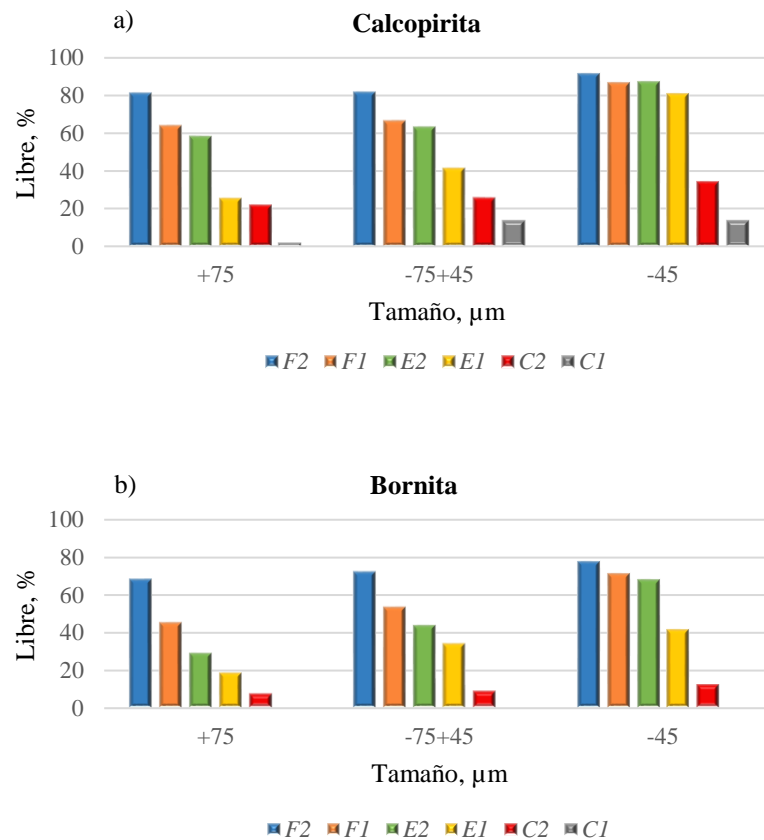


Figura 42.- Partículas libres a diferente tamaño de partícula. a) calcopirita y b) bornita.

5.1.2. Textura simple

La flotación de la bornita en partículas con textura simple fue más rápida a comparación de la calcopirita, esto observado en las 3 fracciones de tamaño. Se examinó que las partículas de bornita en textura simple se recupera el total en la etapa 5 en todos los tamaños, sin embargo, la mejor respuesta a la flotación de bornita fue en las partículas de tamaños +200 mallas, recuperando el 33% en la primera salida. En relación a la calcopirita, su flotación fue

preferente en los tamaños +325 mallas, no obstante, gran parte de la recuperación se fue hacia las colas, en especial en la fracción -325 mallas (Figura 43).

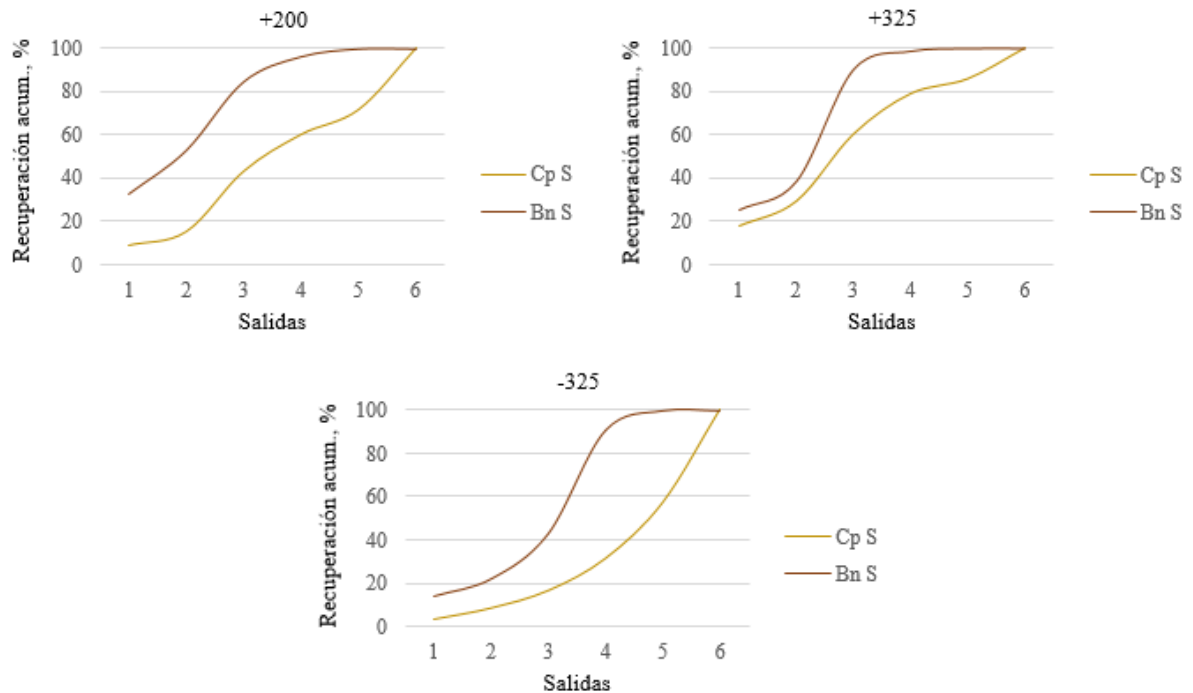


Figura 43.- Recuperación de partículas con textura simple de calcopirita y bonita.

La asociación simple fue más abundante en la muestra F_2 , esto debido a que éste tipo de partículas tienen mayor área superficial expuesta de mineral cobre, por lo que existe mayor área de contacto para que pueda haber interacción con el colector y ayude a que su flotación sea preferencial. En el caso de los demás productos, la proporción del tipo de asociación simple fue menor a comparación del producto F_2 y fue disminuyendo en proporción conforme a las salidas del circuito, es decir, en dirección a las colas (Figura 44). Éste efecto se observó en las 3 fracciones de tamaños, sin embargo, es claro como la asociación simple es más abundante conforme a el tamaño de partícula se reduce, esto es congruente ya que al reducir de tamaño las partículas, el grado de liberación aumenta y los intercrecimientos se van fracturando. Estos fenómenos fueron observados en la calcopirita y la bornita, a diferencia que en la bornita, la asociación simple no fue encontrada en las colas (C_1).

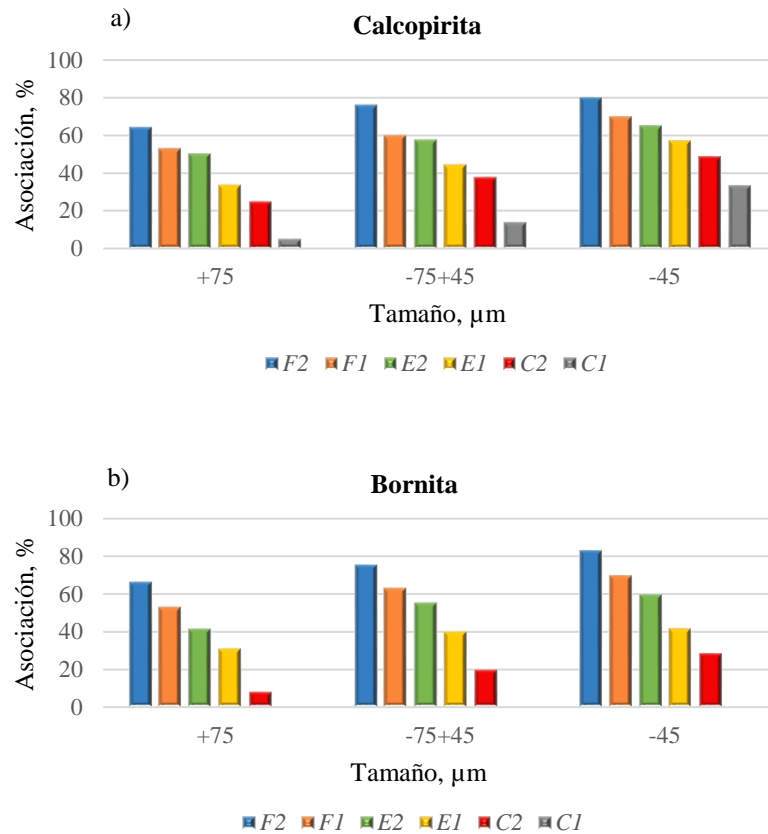


Figura 44.- Partículas con textura simple a diferente tamaño de partícula. a) calcopirita y b) bornita.

5.1.3. Textura semi-envolvente

De forma general, la textura semi-envolvente tuvo una recuperación lenta en los 3 tamaños de partículas, recuperando menos del 25% en la primera salida. Para la calcopirita, su flotación fue mejor en tamaños -75+45 μm y para las demás fracciones fue más lento, sin embargo para las partículas +75 μm fue aún más lenta. En la bornita fue el caso el contrario, teniendo mejor flotación en los tamaños +75 μm , siendo más favorable su recuperación a comparación que la calcopirita, y en los demás tamaños es más lenta que la calcopirita (Figura 45).

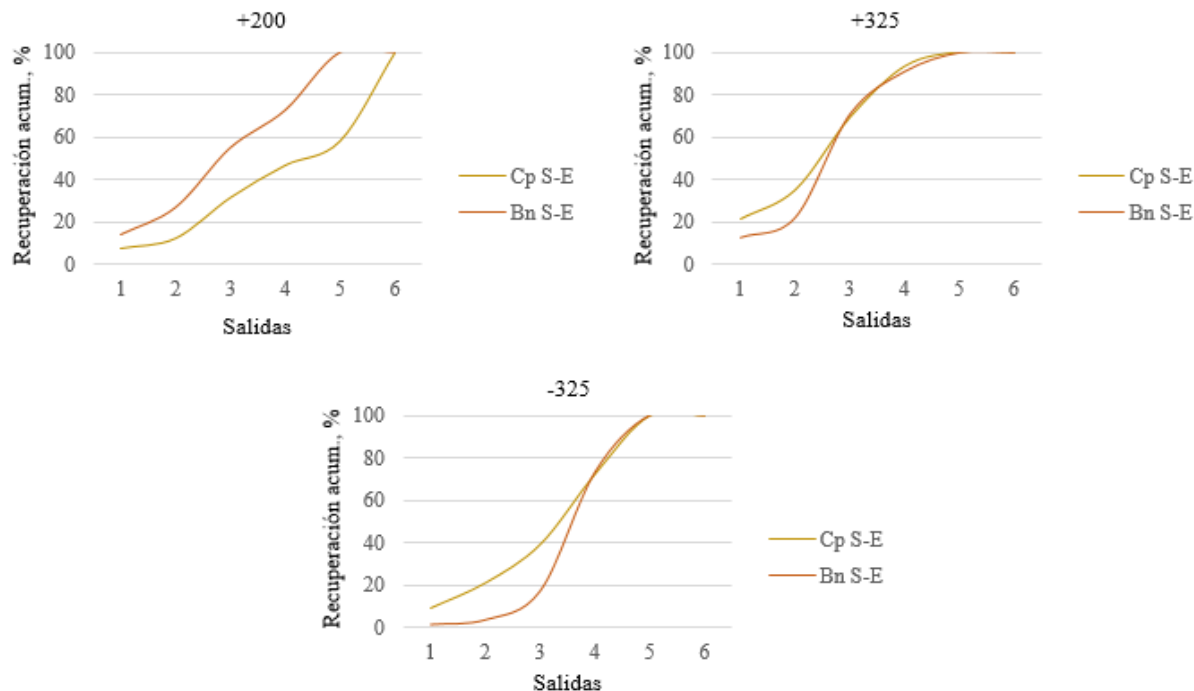


Figura 45.- Recuperación de partículas con textura semi-envolvente de calcopirita y bornita.

La asociación semi-envolvente tiene una cierta proporción del mineral de interés rodeando al mineral de ganga, por lo cual se tiene la ventaja de que éste tipo de asociación está expuesto en la superficie pero solo cubre una proporción del área superficial total de la partícula, no obstante, esto puede ser favorable para la flotabilidad de las partículas, considerando que puede perjudicar el grado debido a la cantidad de ganga que existe en éstas partículas. En este tipo de asociación se tuvieron comportamientos distintos en los minerales calcopirita y bornita. En la calcopirita, la conducta en los productos fue muy parecida a la asociación simple, en donde la asociación semi-envolvente se favorece en los productos de mayor grado y baja su proporción paulatinamente conforme a las salidas del circuito, a diferencia que al reducir de tamaño, disminuye el porcentaje de asociación (Figura 46a). Por otro lado, en la bornita el comportamiento es totalmente distinto, ya que éste tipo de asociación se favoreció en los productos de menor grado (excepto en las colas) y baja su porcentaje hacia las etapas de limpias (mayor grado) (Figura 46b).

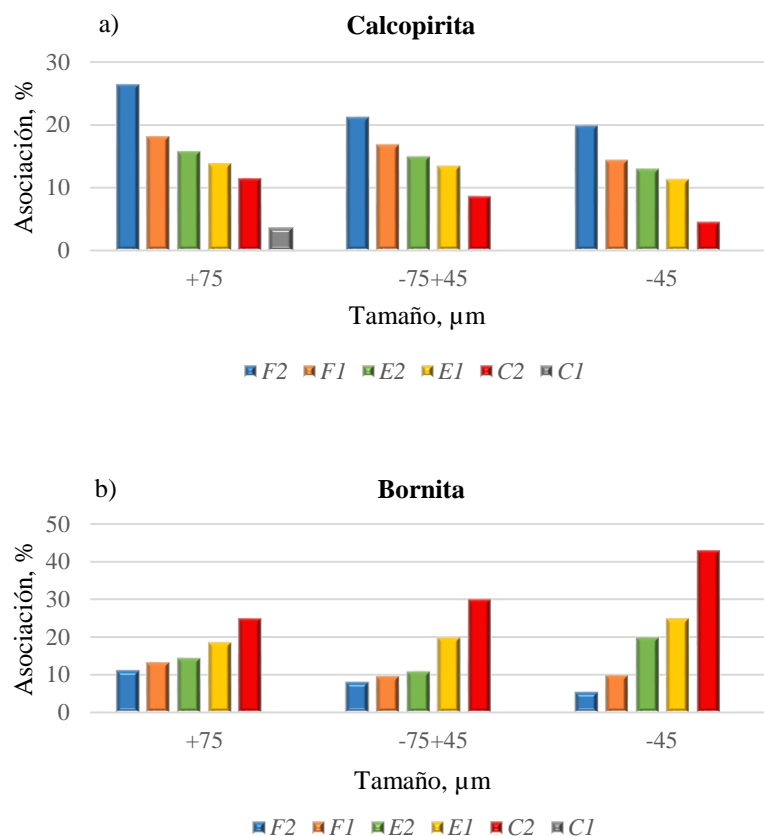


Figura 46.- Partículas con textura semi-envolvente a diferente tamaño de partícula. a) calcopirita y b) bornita.

5.1.4. Textura compleja

La textura compleja en partículas de bornita fue mejor a comparación de la calcopirita, obteniendo mejores resultados en las fracciones +325 y +200, no obstante, su recuperación es lenta. En la calcopirita la recuperación es aún más lenta, específicamente en la fracción +200, en donde se recupera sólo el 18%, quedando el resto en las colas. Esto puede deberse a que como el tamaño de partícula es grande, no es suficiente levantar las partículas con los granos expuestos de forma separada (Vos, 2017). La mejor respuesta fue en los tamaños +325, sin embargo gran porcentaje de esta textura se fue a las colas (Figura 47).

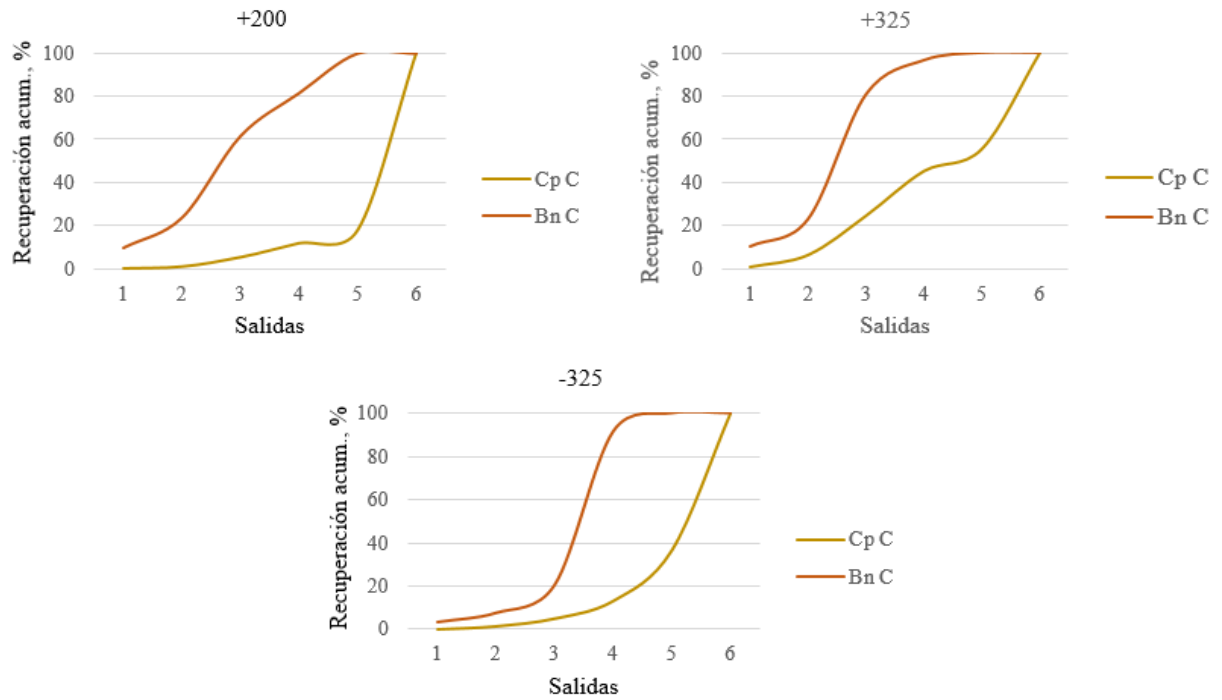


Figura 47.- Recuperación de partículas con textura compleja de calcopirita y bornita.

La asociación compleja consiste en mineral de mena intercrecido con mineral de ganga, esto puede ser en diferentes formas irregulares, en donde se tiene mineral valioso expuesto en la superficie de la partícula de forma desordenada. El porcentaje de este tipo de textura fue semejante en los minerales calcopirita y bornita, en donde se observó que se encuentra en bajo contenido en los productos de mayor grado, y la proporción aumenta hacia los productos de menor grado, y decae en las colas, a diferencia en la bornita en donde decrece en el concentrado C_2 ya que no se halló esta asociación en las colas (Figura 48). Otro punto importante es que la asociación compleja fue disminuyendo a conforme se redujo de tamaño, debido al rompimiento de estos intercrecimientos en el proceso de molienda.

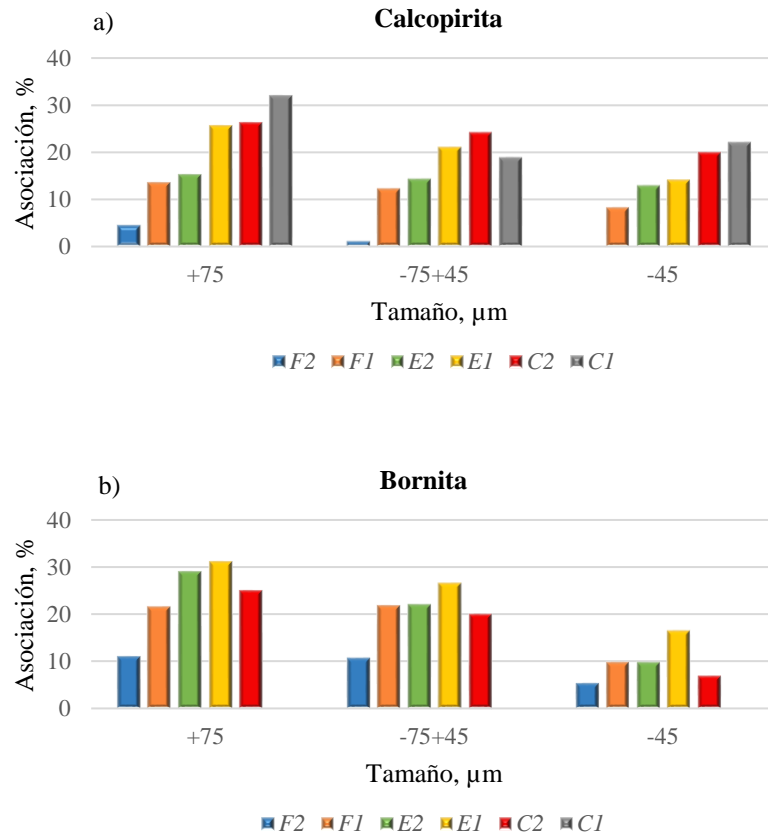


Figura 48.- Partículas con textura compleja a diferente tamaño de partícula. a) calcopirita y b) bornita.

5.1.5. Textura en inclusión

La textura en inclusión fue la más lenta de todas las asociaciones, quedando más del 75% en las colas para todos los tamaños de partícula. Se observó una mejoría en las partículas de menor tamaño, lo cual puede deberse a que pudo haber flotado por arrastre mecánico (Figura 49).

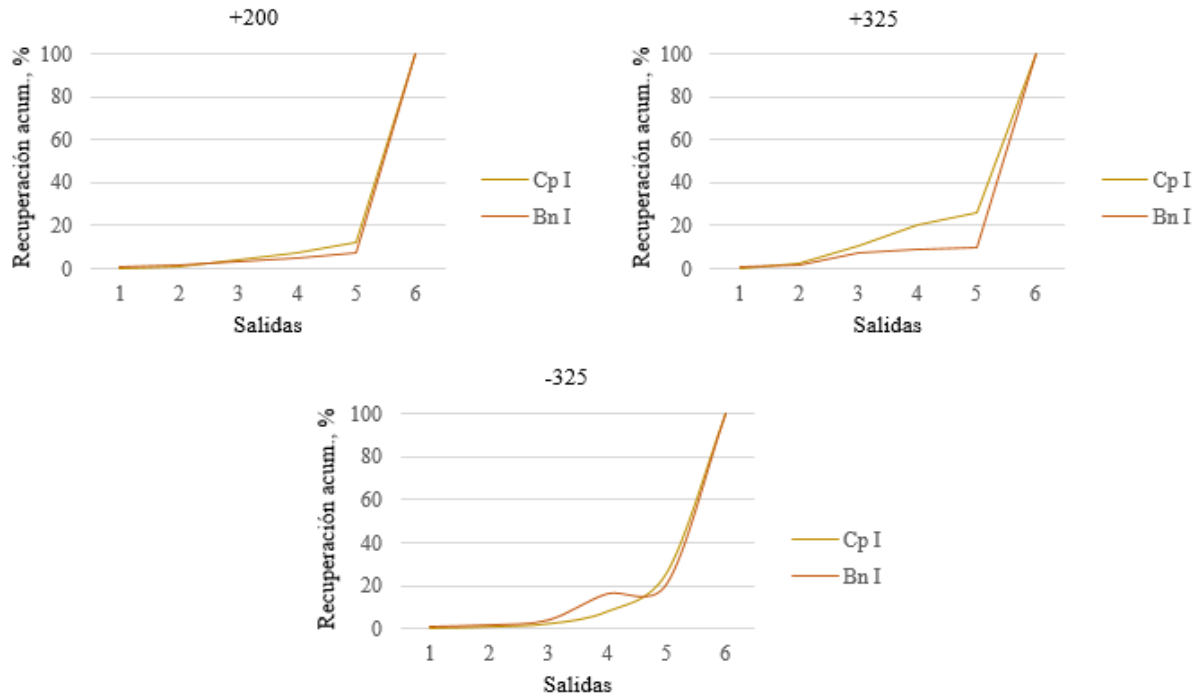


Figura 49.- Recuperación de partículas con textura en inclusión de calcopirita y bonita.

La textura en inclusión se refiere a minerales de mena atrapados o diseminados dentro de mineral de ganga, lo cual afecta la flotabilidad de estas partículas debido a que no se tienen granos expuestos del mineral de valor, por lo que no hay contacto con el reactivo, y debido a esto, estas partículas se van principalmente a las colas de flotación. El efecto que se observó en los productos, fue que en los concentrados de mayor grado se encontró baja proporción de asociación en inclusión, y fue aumentando considerablemente hacia las colas. Así mismo, el porcentaje de esta asociación fue descendiendo conforma al tamaño de grano fue disminuyendo (Figura 50).

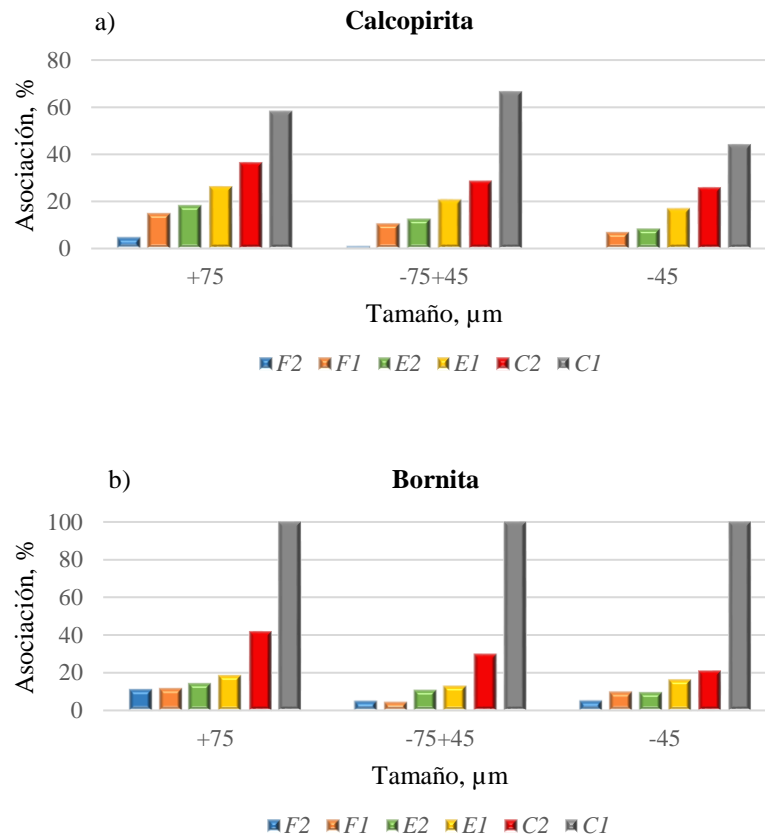


Figura 50.- Partículas con textura en inclusión a diferente tamaño de partícula. a) calcopirita y b) bornita.

Conclusiones

El tamaño de partícula es un factor importante en el proceso de flotación, en donde partículas en cierto rango flotan mejor que otras, no obstante, la respuesta a la flotación del tamaño de partícula depende de las especies minerales consideradas, puesto que en el presente proyecto, las partículas libres de calcopirita se vieron favorecidas en los tamaños $-75+45 \mu\text{m}$, mientras que la bornita en tamaños mayores a $75 \mu\text{m}$.

Asimismo, la textura es una característica física sustancial que determina la flotabilidad de las partículas, debido a la interacción de partícula-burbuja, de igual modo la hidrofobicidad del mineral interviene en este factor. Como es conocido, la bornita puede presentar mejor flotación que la calcopirita (dependiendo del cuadro de reactivos utilizado) (Bulatovic, 2007), esto fue examinado en este proyecto, en donde la recuperación de la bornita fue superior a la calcopirita, ya sea al estar libre o asociada.

Se concluyó que la recuperación de la bornita en todas las texturas (a excepción de la textura en inclusión) se favorece en tamaños $>75 \mu\text{m}$, y en el caso de la calcopirita su flotación es mejor en tamaños $-75+45 \mu\text{m}$.

A diferencia de otros autores (Vos, 2017; Gautam & Jameson, 2012; Ally *et al.*, 2012), la textura simple presentó una mejor recuperación a las demás texturas, sin considerar a la textura en emulsión, ya que ésta responde de la misma manera que las partículas libres. Dichos autores, consideran que esto se debe a que la fijación de burbujas tiene mejor inclinación a los granos expuestos hacia las esquinas y en formas afiladas como lo son en texturas complejas, a comparación de granos con superficies lisas, sin embargo, a pesar de que la textura simple esté en contacto a través de líneas rectas, la superficie de la calcopirita y bornita es rugosa, y no lisa como la de otros minerales como esfalerita y galena, además de que en la textura simple la fase de interés está dispuesta en mayor área expuesta, lo cual hace que mayor cantidad de burbujas se adhieran a las partículas, necesarias para levantar las partículas.

La textura en inclusión fue la última en flotar, quedando gran porcentaje en las colas, esto a causa de que éstas se encuentran atrapadas dentro de mineral ganga. En partículas de menor tamaño se observó una mejor recuperación que puede deberse a arrastre mecánico o quizás a silicatos de hierro que se activaron durante el proceso.

En una cinética típica se obtienen productos a diferentes tiempos con partículas con ciertas características físicas (tamaño, textura, composición mineral) que determinan su flotación en el proceso, en donde también se puede realizar un análisis mineralógico, sin embargo, el análisis en árbol permite visualizar la respuesta metalúrgica de una manera más detallada, en donde además de determinar el número de bancos suficientes para obtener el producto comercial, también es un método eficaz que comprende el comportamiento de las partículas en bancos primarios, agotativos y limpias, aportando una información más concisa para la optimización del proceso.

La flotación en árbol también puede ser superior a la flotación en banco básico, ya que por lo general son circuitos simples que implican un número de bancos limitados que no obtiene la misma información ni el mismo número de productos como en la flotación en árbol.

Los resultados de los análisis indican que las colas contienen importante porcentaje de texturas semi-envolventes, complejas e inclusión, por lo que se pensaría que lo más factible es realizar una molienda de mayor tiempo que pueda liberar o romper estos intercrecimientos, sin embargo, las partículas libres en menores tamaños tardan en flotar e incluso se quedan en las colas, por lo que al realizar una molienda de mayor tiempo, también se generarían partículas de tamaños menores que sean difíciles de recuperar, por lo cual convendría hacer un análisis que incluyan modificaciones en la granulometría a alimentación a flotación, y analizarla de manera modal, para después someterlos a los modelos empleados en este estudio para simular su recuperación y determinar lo más factible para la optimización del proceso.

En la presente tesis, la correlación empírica es usada para la predicción de la ley de cobre, sin embargo es posible aplicarla en mayor variedad de sulfuros de cobre e incluso para

mineral sulfuro de plomo y zinc. Por otra parte, la ecuación flujo-tapón se usó para estimar la recuperación de cobre en la flotación en árbol, arrojando resultados satisfactorios a pesar de las limitantes del modelo. A pesar de esto, se recomienda seguir aportando información relacionada para alcanzar conseguir un modelo de mayor escala que incluya el factor de la textura para predecir la respuesta metalúrgica en cualquier tipo de yacimiento y para distintos minerales de mena. Esto podría hacerse ya sea a diferentes alturas, litologías o unidades de rocas para obtener mayor número de variables en las características físicas de las partículas como mineralogía y tamaño del mineral mena, tipo y forma de depositación, mineralogía de ganga, roca encajonante, etc., para finalmente poder llevar a cabo la geometalurgia.

En investigaciones posteriores se recomienda utilizar equipos de microscopía automatizados como es el caso del QEMSCAN y MLA para caracterizar mayor número de muestras y obtener datos cuantitativos en mediciones de área y perímetro de especies minerales, con el objetivo de generar mayor información que pueda integrarse a un modelo.

Referencias

- Ahmed, M. (2010). Effect of comminution on particle shape and surface roughness and their relation to flotation process. *International Journal of Mineral Processing*, Vol. 94 (3), 180-191.
- Ally, J., Kappel, M., & Butt, H. (2012). Adhesion of particles with sharp edges to air-liquid interfaces. *Langmuir*, Vol. 28, 11042-11047.
- Amstutz, G. (1962). How Microscopy can increase recovery in your milling circuit. Miller Freeman Publications. Reprinted from *Milling World*, Vol. 24, 19-23.
- Benzie, B., Chapman, N., Robinson, D., & Kuhar, L. (2013). A robust statistical method for mineralogical analysis in geometallurgical diagnostic leaching. *Minerals Engineering*, Vol. 52, 178-183.
- Bulatovic, S. (2007). *Handbook of Flotation Reagents. Chemistry, Theory and Practice: Flotation of Sulfide Ores*. Canada.
- Bushell, C. (2012). The PGM flotation predictor: Predicting PGM ore flotation performance using results from automated mineralogy systems. *Minerals Engineering*, Vol. 36-38, 75-80.
- Craig, J., & Vaughan, D. (1994). *Ore Microscopy & Ore Petrography*. New York, United States of America: John Wiley and sons, Inc. Second Edition.
- Dai, H., Zhao, W., Gao, L., & Song, B. (2012). Process Mineralogy of an Oolitic Hematite Ore and Its Implications for Mineral Processing. *Advanced Materials Research* Vol. 567, 131-134.
- Einaudi, M., Meinert, L., & Newberry, R. (1981). Skarn deposits. *Economic Geology*. 75th Anniversary, 317-391.
- Evans, C. (2010). Development of a methodology to estimate flotation separability from ore microtexture. PhD Thesis: University of Queensland, Australia.
- Fosu, S., Skinner, W., & Zanin, M. (2015). Detachment of coarse composite sphalerite particles from bubbles in flotation: Influence of xanthate collector type and concentration. *Minerals Engineering*, Vol. 71, 73-84.
- García Zuñiga, H. (1935). La recuperación por flotación es una función exponencial del tiempo. *Boletín Minero SONAMI Chile*, Vol. 47, 83-86.
- Gaudin, A. (1939). *Principles of Mineral Dressing*. McGraw-Hill, New York.
- Gaudin, A., Grob, J., & Henderson, H. (1931). Effect of Particle Size in Flotation. Technical Publication No. 414, AIME, New York, NY, USA.
- Gautam, A., & Jameson, G. (2012). The capillary force between a bubble and a cubical particle. *Minerals Engineering*, Vol. 36-38, 291-299.
- Gay, S. (1995). Stereological equations for phases within particles. *Journal of Microscopy*, Vol. 179 (3), 297-305.

- Gunnesch, K., Torres, C., Castro, C., & Saez, J. (1994). The Cu-(Au) skarn and Ag-Pb-Zn vein deposits of La Paz, northeastern Mexico; mineralogical, paragenetic, and fluid inclusion characteristics. *Economic Geology*, Vol. 98, 1640-1650.
- Herrera Zaragoza, L. (2018). Análisis de pre-factibilidad técnica del reúso de agua tratada biológicamente en operaciones minero-metalúrgicas. Alternativas para la reducción de la huella gris. Tesis Doctoral. Universidad Autónoma de San Luis Potosí, México.
- Imaizumi, T., & Inoue, T. (1963). Kinetic considerations of froth flotation. *Proceedings of the 6th International Mineral Processing Congress, Cannes*, 581-605.
- Jameson, G. (2013). Size matter Coarse and quick flotation can reduce costs. *The AusIMM Guillaume Delprat Distinguished Lecture Series 2013*.
- Lamberg, P. (2011). Particles - the bridge between geology and metallurgy. *Conference in Minerals Engineering*, 1-16.
- Lastra, R. (2002). A comparison of liberation determinations by particle area percentage and exposed particle perimeter percentage in a flotation concentrator. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*, Vol 1 (1), 31-37.
- Laxmi, T., & Rao, R. (2015). Flotation tree analysis for recovery of sillimanite from red sediments. *International Journal of Mining Science and Technology*, Vol. 25, 843-848.
- Lund, C., Lamberg, P., & Lindberg, T. (2013). Practical way to quantify minerals from chemical assays at Malmberget iron ore operations – An important tool for the geometallurgical program. *Minerals Engineering*, Vol. 49, 7–16.
- Lund, C., Lamberg, P., & Lindberg, T. (2015). Development of a geometallurgical framework to quantify mineral textures for process prediction. *Minerals Engineering*, Vol. 82, 61-77.
- Lutgens, F., & Tarbuck, E. (2005). *Ciencias de la Tierra*. Madrid, España: Prentice Hall, octava edición.
- Meinert, L. (1982). Skarn, manto, and breccia pipe formation in sedimentary rocks of the Cananea mining district, Sonora, Mexico. *Economic Geology*, Vol. 77, 919-949.
- Meinert, L., Dipple, G., & Nicolescu, S. (2005). World skarn deposits. *Economic Geology 100th Anniversary*, 299–336.
- Minz, F., Bolin, N., Lamberg, P., & Wanhainen, C. (2013). Detailed characterisation of antimony mineralogy in a geometallurgical context at the Rockliden ore deposit, North-Central Sweden. *Minerals Engineering*, Vol. 52, 95-103.
- Mishra, G., Viljoen, K., & Mouri, H. (2013). Influence of mineralogy and ore texture on pentlandite flotation at the Nkomati nickel mine, South Africa. *Minerals Engineering*, Vol. 54, 63–78.
- Morris, T. (1952). Measurement and Evaluation of the Rate of Flotation as a Function of Particle Size. *Mining Engineering*, Vol. 4 (8), 794-798.
- Nicol, S., Bensley, C., Teh, K., & Firth, B. (1983). The estimation of coal flotation response. *Proc. Congr. Improving Froth Flotation of Coal*. Australian Coal Industry Research Laboratories, 116-134.

- Niemi, A., Ylinen, R., & Hyotyniemi, H. (1997). On characterisation of pulp and froth in cells of flotation plant. *International Journal of Mineral Processing*, Vol. 51, 51-65.
- Parian, M., Lamberg, P., & Rosenkranz, J. (2016). Developing a particle-based process model for unit operations of mineral processing – WLIMS. *International Journal of Mineral Processing*, Vol. 154, 53-65.
- Pérez Alonso, C. (2008). Evaluación del parámetro de flotabilidad (P) en función del tamaño de partícula de la esfalerita. Tesis de Maestría. Universidad Autónoma de San Luis Potosí, México.
- Pérez Barnuevo, L. (2014). Caracterización automatizada de textura de menas mediante análisis digital de imagen para su aplicación Geometalúrgica. Tesis Doctoral. Universidad Politécnica de Madrid, España.
- Pérez, L., Pirard, E., & Castroviejo, R. (2013). Automated characterisation of intergrowth textures in mineral particles. A case study. *Minerals Engineering*, Vol. 52, 136–142.
- Pinto Linares, P. (2008). Geología y génesis de la mineralización económica en el Distrito minero de la Paz, S.L.P., México. Tesis Doctoral. Universidad Nacional Autónoma de México.
- Prestidge, C., & Ralston, J. (1995). Contact Angle Studies of Galena Particles. *Journal of Colloid and Interface Science*, Vol. 172 (2), 302-310.
- Pyke, B., Fornasiero, D., & Ralston, J. (2003). Bubble particle heterocoagulation under turbulent conditions. *Journal of Colloid and Interface Science*, Vol. 265, 141–151.
- Ralston, J., Fornasiero, D., Grano, S., Duan, J., & Akroyd, T. (2007). Reducing uncertainty in mineral flotation-flotation rate constant prediction for particles in an operating plant ore. *International Journal of Mineral Processing*, Vol. 84, 89–98.
- Routray, S., & Rao, R. (2012). Magnetic separation tree analysis for recovery of magnetic minerals from beach sand. *Turkish Journal of Science & Technology*, Vol. 7, 37–48.
- Runge, K., Franzidis, J., & Manlapig, E. (2003). A study of the flotation characteristics of different mineralogical classes in different streams of an industrial circuit. *Proceedings XXII International Mineral Processing Congress*, 962-972.
- Runge, K., Harris, M., Frew, J., & Manlapig, E. (1997). Floatability of streams around the Cominco Red Dog lead cleaning circuit. *Proceedings of the 6th Annual Mill Operators Conference*, Madang, Papua New Guinea, 157-163.
- Schulze, H. (1977). New theoretical and experimental investigations on stability of bubble/particle aggregates in flotation: a theory on the upper particle size of floatability. *International Journal of Mineral Processing*, Vol. 4 (3), 241-259.
- SGM. (2016). Panorama Minero del Estado de San Luis Potosí. Secretaría de Economía: Servicio Geológico Mexicano.
- SGS. (2007). Visión General de la Geometalurgia . Minerals Services.
- Sutherland, D. (1989). Batch flotation behaviour of composite particles. *Minerals Engineering*, Vol. 2, 351-367.

- Sutherland, D. (2007). Estimation of mineral grain size using automated mineralogy. *Minerals Engineering*, Vol. 20, 452–460.
- Trahar, W., & Warren, L. (1976). The floatability of very fine particles - a review. *International Journal of Mineral Processing*, Vol. 3 (2), 103-131.
- Tuta, Z., Sutter, J., Kesler, S., & Ruiz, J. (1988). Geochronology of Mercury, Tin, and Fluorine Mineralization in Northern Mexico. *Economic Geology*, Vol. 83, 1931-1942.
- Vos, F. (2017). Particle attributes and flotation circuit modelling - the distribution of exposed hydrophobic mineral grains.
- Welsby, S., Vianna, S., & Franzidis, J. (2010). Assigning physical significance to floatability components. *International Journal of Mineral Processing*, Vol. 97, 59-67.
- Wyslouzil, H., Kohmeunch, J., & Christodoulou, L. F. (2009). Coarse and fine particle flotation. In *Proceedings of the 48th Conference of Metallurgists*.
- Yekeler, M., Ulusoy, U., & Hiçyılmaz, C. (2004). Effect of particle shape and roughness of talc mineral ground by different mills on the wettability and floatability. *Powder Technology*, Vol. 140 (1), 68-78.
- Zhang, J., & Subasinghe, N. (2013). Prediction of mineral liberation characteristics of comminuted particles of high grade ores. *Minerals Engineering*, Vol. 49, 68-76.

Apéndice I. Procedimientos usados en la realización del trabajo de tesis

Procedimiento de ataque de muestra para análisis químico

El ataque de las muestras para los diferentes elementos a analizar fue el siguiente:

- Para el análisis de Cu, Fe, Pb y Zn se pesó 0.2 g de muestra y 1.0 g para el de Ag, As, Sb y Bi, al cual se agregó 20 mL de agua regia. Bajo la campana de extracción, la muestra fue sometida a calentamiento sobre placa de cerámica hasta quedar completamente seca. Posteriormente, se añadió 20 mL de ácido clorhídrico concentrado y 20 mL de agua destilada. La muestra fue tapada con vidrio de reloj y calentada en placa a una temperatura de 150 °C hasta ebullición bajo la campana de extracción. Al alcanzar el punto de ebullición, se dejó enfriar y ésta se filtró en un matraz volumétrico de 200 mL, el cual se aforó con agua destilada. Se tomó una alícuota de 10 mL y se aforó con agua destilada en un matraz volumétrico de 100 mL, por último fue sometida a agitación.
- El análisis de Au se realizó con el método de extracción, que consistió en pesar 1 g de muestra, al cual se agregó 40 mL de agua regia. Ésta fue pasada a calentar sobre una placa de cerámica hasta quedar seca, al cual se añadió 40 mL de ácido clorhídrico y 40 mL de agua destilada. Después, se pasó a calentamiento de placa a temperatura de 150 °C hasta alcanzar su punto de ebullición. Una vez enfriada, la muestra fue filtrada en un matraz Erlenmeyer de 200 mL y fue pasada a un embudo de separación, agregando 15 mL de metil isobutil cetona y ésta se agitó durante 3 a 4 minutos. La fase orgánica separada fue lavada con 30 mL de ácido clorhídrico al 10% y nuevamente se agitó durante 3 a 4 minutos. El paso anterior se repitió y por último, la fase separada se colocó en tubos de ensaye para su análisis.

Procedimiento de láminas delgadas

El procedimiento para la preparación de láminas delgadas para el estudio de caracterización mineralógica por microscopía fue el siguiente:

- La roca es seccionada en una cortadora de disco adiamantado y refrigerado por agua, realizando un corte de manera en que se forma un prisma rectangular de dimensiones aproximadas de 4x3x2 cm.
- Se desbasta una de las caras mediante una maquina pulidora con lijas de agua (120, 220, 320, 400 y 600).
- Sobre la cara pulida, la muestra se pega a un porta-muestra de vidrio, utilizando una mezcla de 5 ml de resina epóxica y 2 ml de catalizador, haciendo presión para no generar burbujas. Se deja reposar a temperatura ambiente por 24 horas.
- Se realiza un corte, sacando una lámina de 1 mm de espesor y por último, la muestra se vuelve a desbastar utilizando polvo de carburo de silicio a diferentes texturas de grano (desde grado 220 hasta 1500), mezclado con agua sobre cristales esmerilados.

Procedimiento de montaje en resina epóxica

Las muestras fueron preparadas en montaje de resina, que consiste en el siguiente procedimiento.

- Obtener una muestra representativa de la muestra.
- Mezclar 4 g de resina epóxica y 1.44 g de catalizador, la cual es vaciada sobre la muestra en un molde y posteriormente se deja reposar a temperatura ambiente por 24 horas.
- La muestra es desbastada mediante una maquina pulidora con lijas de agua (320, 400, 600 y 1000).

Apéndice II. Balance general de flotación en árbol

Tabla II.1.- Resultados del balance de flotación en árbol.

Banco	Peso, %	Ley					Recuperación (%)				
		Au, g/t	Ag, g/t	Cu, %	Fe, %	Bi, %	Au	Ag	Cu	Fe	Bi
Alimentación	100	2.16	35.22	0.84	11.10	0.16	100	100	100	100	100
Conc. Primario 1	2.83	20.14	583.43	21.49	21.71	2.61	26.32	46.81	72.39	5.52	46.27
Colas Primario 1	97.17	1.64	19.28	0.24	10.79	0.09	73.68	53.19	27.61	94.48	53.73
Conc. Primario 2	0.82	14.69	351.86	11.32	13.71	1.86	5.39	7.92	10.71	0.98	9.27
Colas Primario 2	99.18	1.53	16.54	0.15	10.77	0.07	68.30	45.26	16.90	93.50	44.46
Conc. Agotativo 1	1.47	10.40	203.28	3.30	15.50	0.31	6.82	8.18	5.58	1.98	2.76
Colas Agotativo 1	98.53	1.40	13.75	0.10	10.70	0.07	61.48	37.08	11.32	91.52	41.70
Conc. Limpia 1	34.50	16.00	676.05	29.62	23.37	2.19	7.22	18.71	34.43	2.05	13.42
Colas Limpia 1	65.50	22.32	534.65	17.20	20.83	2.83	19.10	28.10	37.97	3.47	32.86
Conc. Limpia 2	62.82	12.16	628.04	31.40	24.00	1.45	3.44	10.92	22.93	1.32	5.57
Colas Limpia 2	37.18	22.50	757.17	26.60	22.30	3.45	3.77	7.79	11.50	0.73	7.84
Conc. Limpia 3	38.74	14.70	627.00	24.20	22.80	2.16	6.96	18.23	29.55	2.10	13.88
Colas Limpia 3	61.26	23.40	386.74	9.90	16.10	2.78	17.53	17.79	19.12	2.35	28.25

Apéndice III. Análisis modales de los productos de flotación

Análisis modal de muestra F_2

Tabla III.1.- Análisis químico granulométrico de la muestra F_2 .

Tamaño, μm	Peso, %	Ensaye químico				
		Au, g/t	Ag, g/t	Cu, %	Fe, %	Bi, %
+75	30.93	7.5	486	31.6	24.4	1.03
-75+45	39.42	11.6	613	32.1	24.7	1.47
-45	29.65	19.6	826	32.3	25	1.92
Cabeza calculada		12.7	636.87	32	24.7	1.47
Cabeza ensayada		12.16	628.04	31.4	24	1.45

Tabla III.2.- Distribución de elementos por fracción de la muestra F_2 .

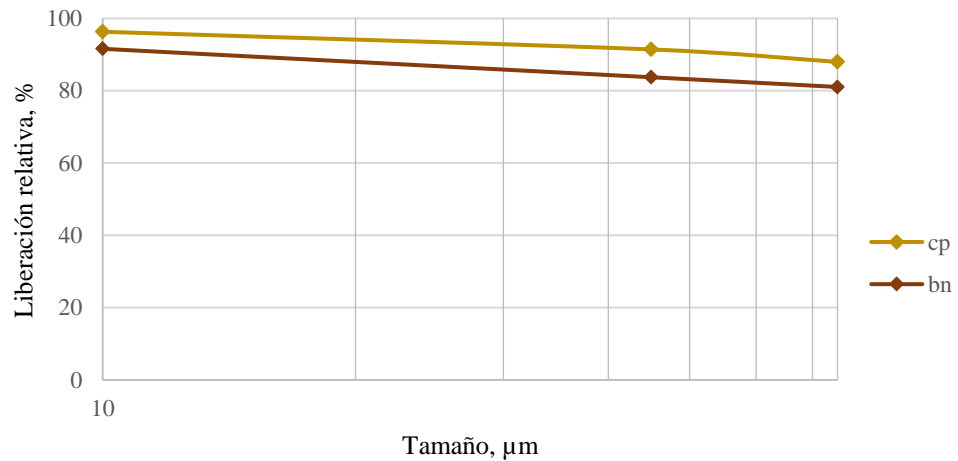
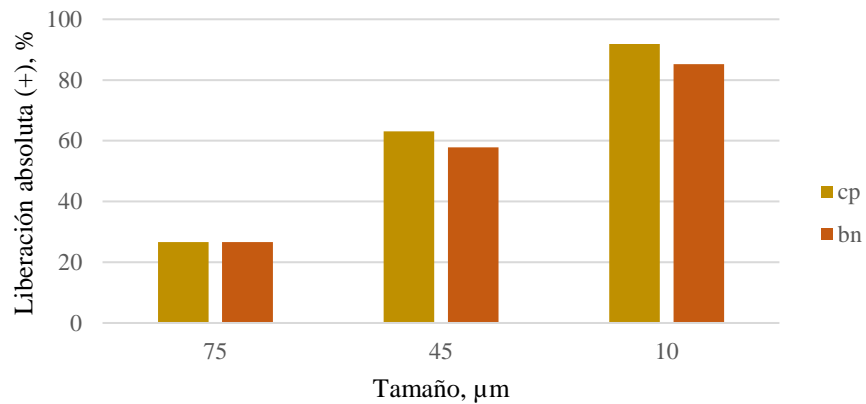
Tamaño, μm	Distribución, %				
	Au	Ag	Cu	Fe	Bi
+75	18.26	23.6	30.54	30.56	21.71
-75+45	36	37.95	39.54	39.43	39.49
-45	45.74	38.45	29.92	30.01	38.79

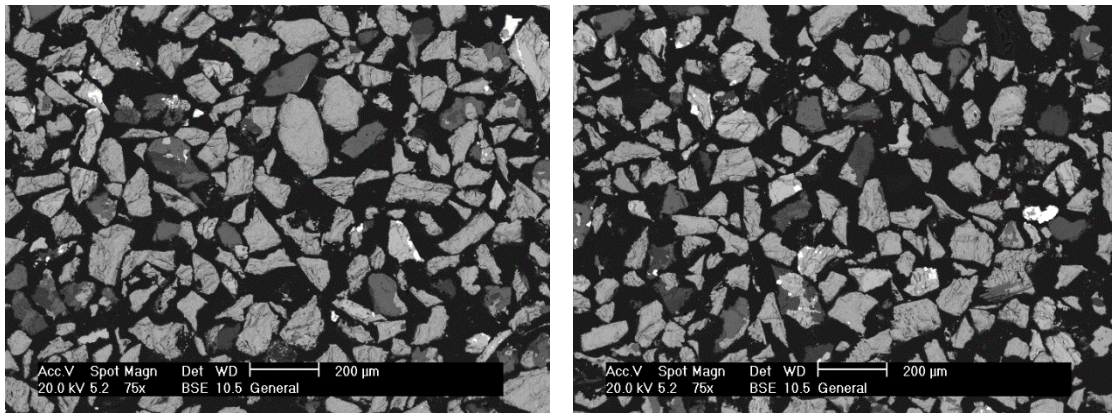
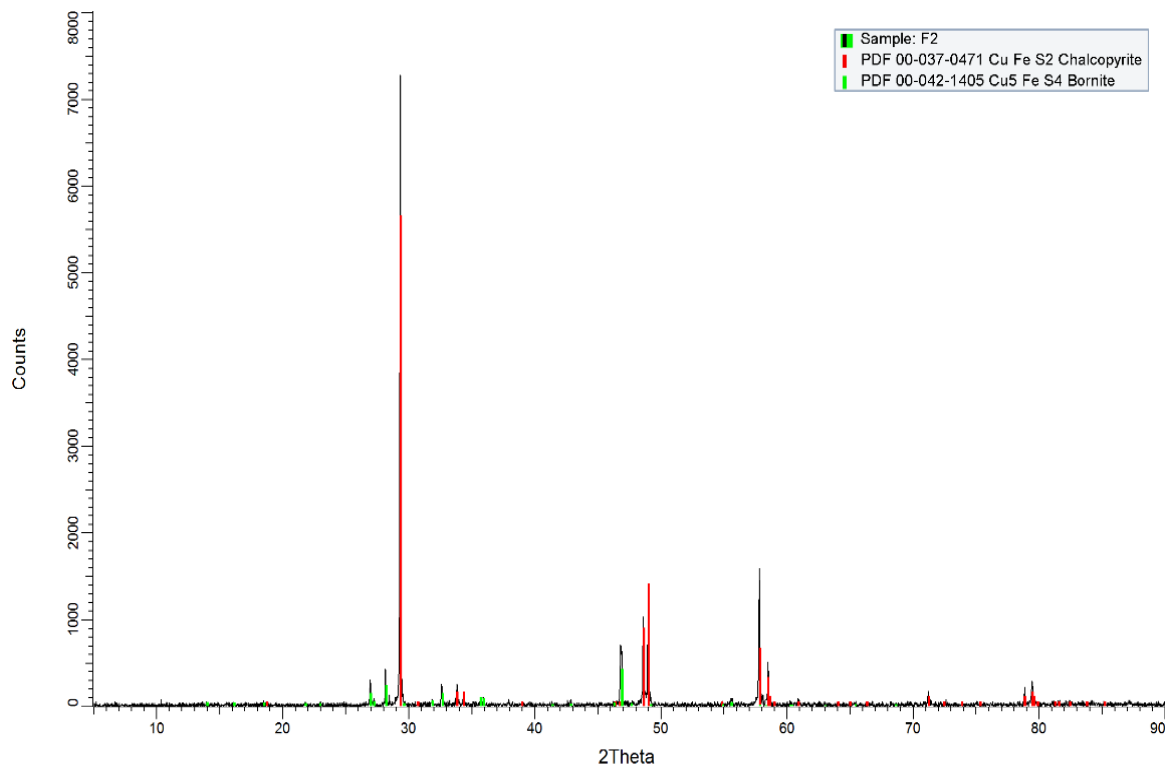
Tabla III.3.- Reconstrucción mineralógica de la muestra F_2 por fracciones de tamaños.

Tamaño, μm	Reconstrucción mineralógica, %							
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bi	ganga
+75	0.0008	0.08	71.61	10.20	1.38	0.84	0.67	15.21
-75+45	0.0012	0.10	73.79	9.11	1.85	1.99	0.63	12.53
-45	0.002	0.13	73.53	9.68	0.75	1.79	1.17	12.90
Cabeza Calculada	0.001	0.10	73.04	9.62	1.38	1.57	0.80	13.47

Tabla III.4.- Distribución de especies minerales de la muestra F_2 en las fracciones de tamaño.

Tamaño, μm	Distribución, %							
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bi	ganga
+75	18.26	23.60	30.32	32.81	30.89	16.57	25.95	34.93
-75+45	36.00	37.95	39.83	37.33	52.96	49.78	31.01	36.68
-45	45.74	38.45	29.85	29.85	16.15	33.65	43.04	28.39

Figura III.1.- Liberación relativa de calcopirita y bornita de muestra F_2 .Figura III.2.- Liberación absoluta de calcopirita y bornita de muestra F_2 .

Figura III.3.- Fotomicrografías generales de la muestra F_2 .Figura III.4.- Difractograma de muestra F_2 .

Análisis modal de muestra F_1 Tabla III.5.- Análisis químico granulométrico de la muestra F_1 .

Tamaño, μm	Peso, %	Ensaye químico				
		Au, g/t	Ag, g/t	Cu, %	Fe, %	Bi, %
+75	22.02	10.1	482.5	24.3	22.5	1.13
-75+45	31.93	18.4	658	26.2	23	3.57
-45	46.05	31.6	972	28.7	22.5	4.5
Cabeza calculada		22.7	763.94	26.93	22.66	3.46
Cabeza ensayada		22.5	757.17	26.60	22.30	3.45

Tabla III.6.- Distribución de elementos por fracción de la muestra F_1 .

Tamaño, μm	Distribución, %				
	Au	Ag	Cu	Fe	Bi
+75	9.82	13.91	19.87	21.87	7.19
-75+45	25.94	27.5	31.06	32.41	32.94
-45	64.24	58.59	49.07	45.72	59.87

Tabla III.7.- Reconstrucción mineralógica de la muestra F_1 por fracciones de tamaños.

Tamaño, μm	Reconstrucción mineralógica, %							
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bi	ganga
+75	0.001	0.08	53.44	8.43	1.15	1.15	0.65	35.09
-75+45	0.002	0.10	61.22	6.81	1.92	1.74	2.84	25.36
-45	0.003	0.15	65.60	8.42	1.92	1.66	3.80	18.38
Cabeza Calculada	0.002	0.12	61.52	7.91	1.75	1.57	2.80	24.29

Tabla III.8.- Distribución de especies minerales de la muestra F_1 en las fracciones de tamaño.

Tamaño, μm	Distribución, %							
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bi	ganga
+75	9.82	13.91	19.13	23.49	14.54	16.08	5.08	31.78
-75+45	25.94	27.50	31.78	27.52	34.99	35.35	32.37	33.30
-45	64.24	58.59	49.10	49.00	50.48	48.57	62.55	34.92

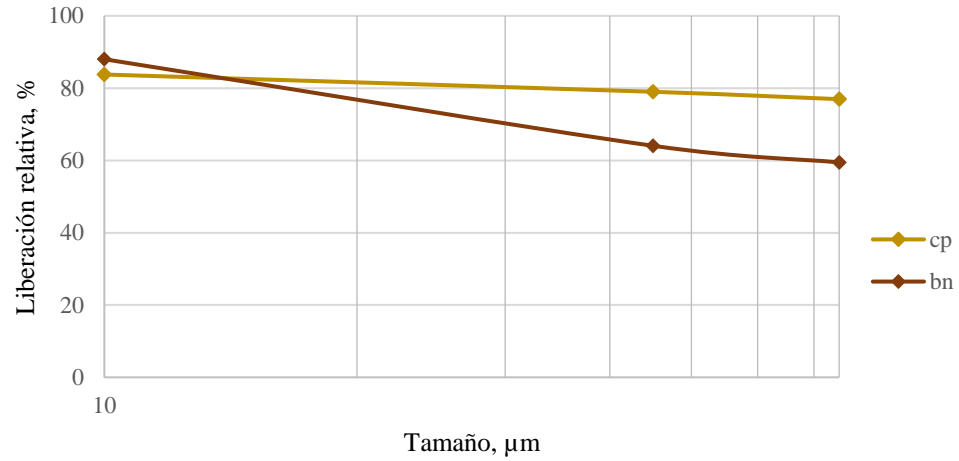


Figura III.5.- Liberación relativa de calcopirita y bornita de muestra F_1 .

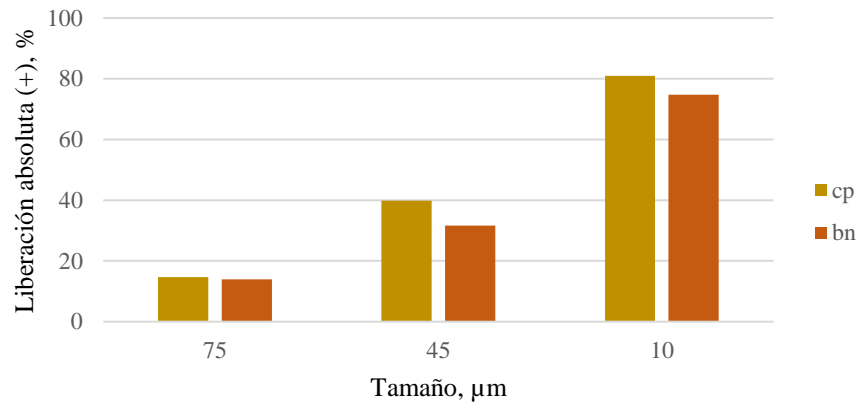
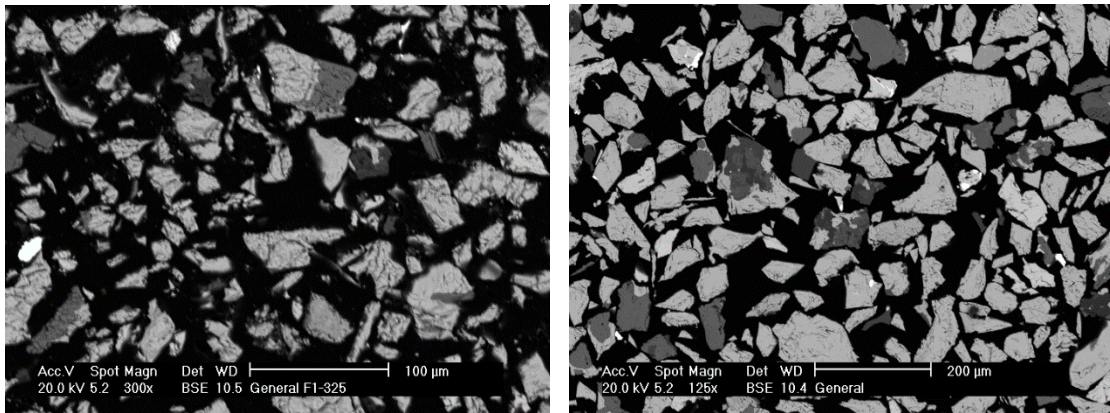
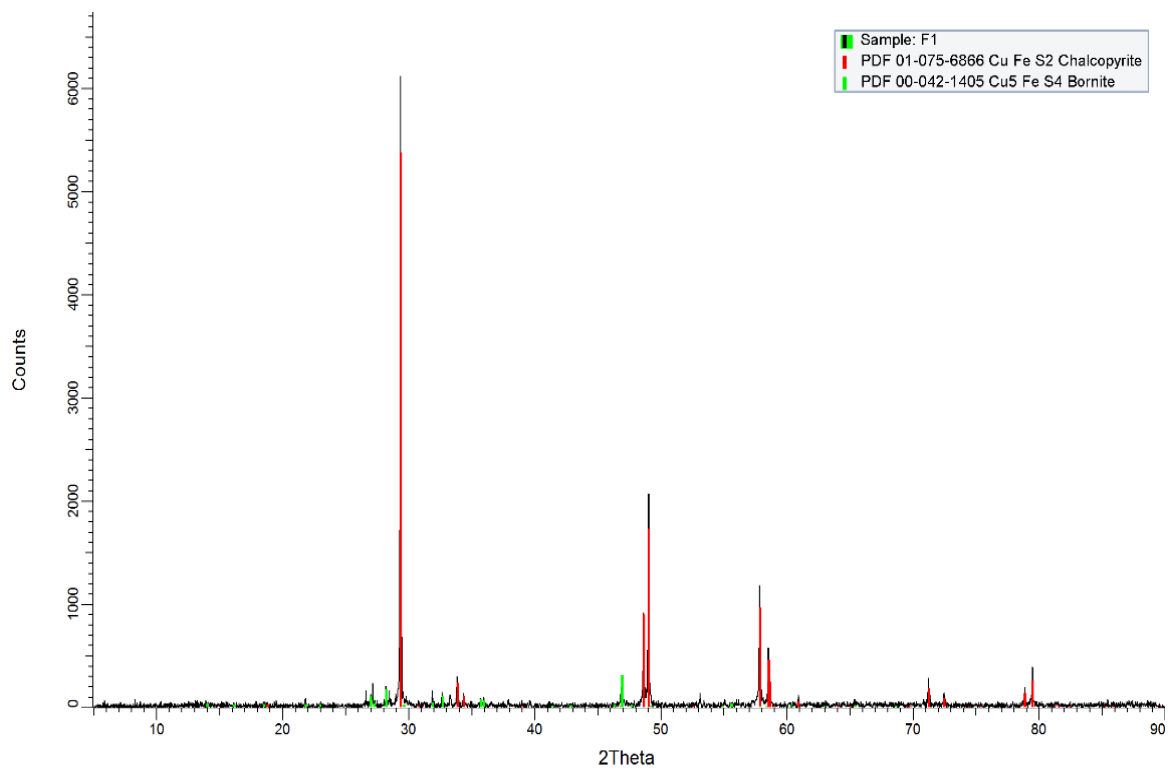


Figura III.6.- Liberación absoluta de calcopirita y bornita de muestra F_1 .

Figura III.7.- Fotomicrografías generales de la muestra F_1 .Figura III.8.- Difractograma de muestra F_1 .

Análisis modal de muestra E₂Tabla III.9.- Análisis químico granulométrico de la muestra E₂.

Tamaño, μm	Peso, %	Ensaye químico				
		Au, g/t	Ag, g/t	Cu, %	Fe, %	Bi, %
+75	29.09	7.3	427	22.2	22.1	0.92
-75+45	31.65	11.4	553	23.6	23.8	1.64
-45	39.26	23.2	857	27.2	23.7	3.55
Cabeza calculada		14.8	635.68	24.61	23.27	2.18
Cabeza ensayada		14.7	627	24.2	22.8	2.16

Tabla III.10.- Distribución de elementos por fracción de la muestra E₂.

Tamaño, μm	Distribución, %				
	Au	Ag	Cu	Fe	Bi
+75	14.31	19.54	26.25	27.64	12.28
-75+45	24.31	27.53	30.36	32.38	23.81
-45	61.37	52.92	43.4	39.99	63.92

Tabla III.11.- Reconstrucción mineralógica de la muestra E₂ por fracciones de tamaños.

Tamaño, μm	Reconstrucción mineralógica, %							
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bi	ganga
+75	0.0007	0.07	54.81	4.38	2.68	1.13	0.44	36.49
-75+45	0.0011	0.09	54.61	6.68	2.09	1.15	1.15	34.22
-45	0.0023	0.14	64.40	6.04	1.69	2.76	2.39	22.59
Cabeza Calculada	0.00	0.10	58.51	5.76	2.10	1.78	1.43	30.32

Tabla III.12.- Distribución de especies minerales de la muestra E₂ en las fracciones de tamaño.

Tamaño, μm	Distribución, %							
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bi	ganga
+75	14.31	19.54	27.26	22.10	37.11	18.54	9.00	35.02
-75+45	24.31	27.53	29.54	36.72	31.40	20.56	25.51	35.73
-45	61.37	52.92	43.21	41.17	31.49	60.90	65.49	29.26

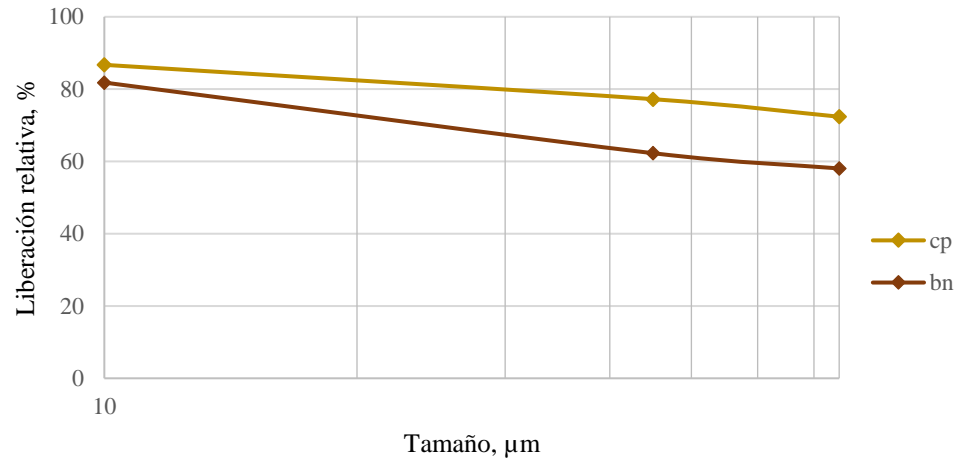


Figura III.9.- Liberación relativa de calcopirita y bornita de muestra E_2 .

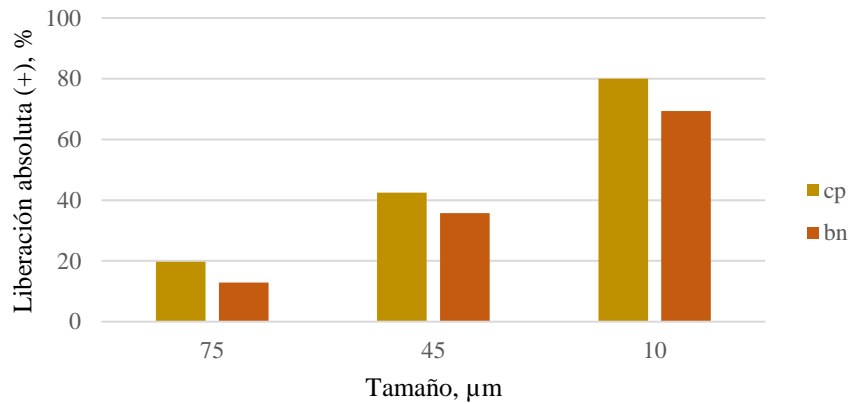
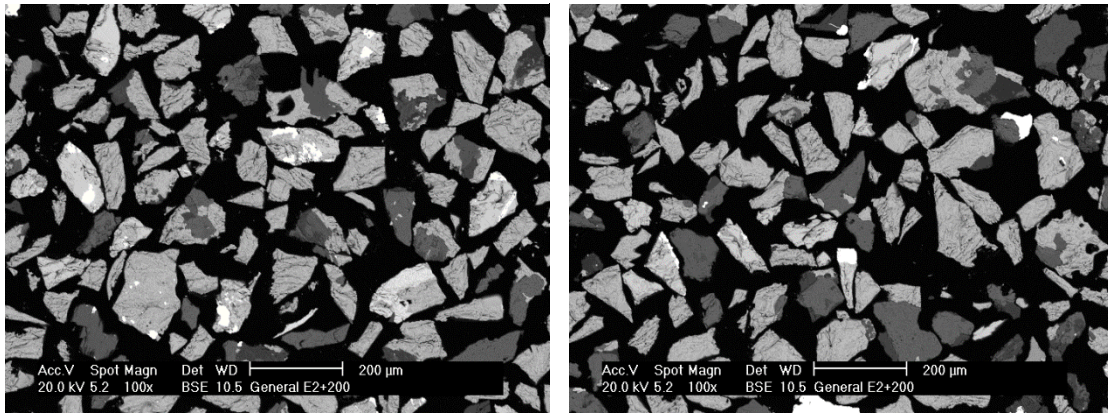
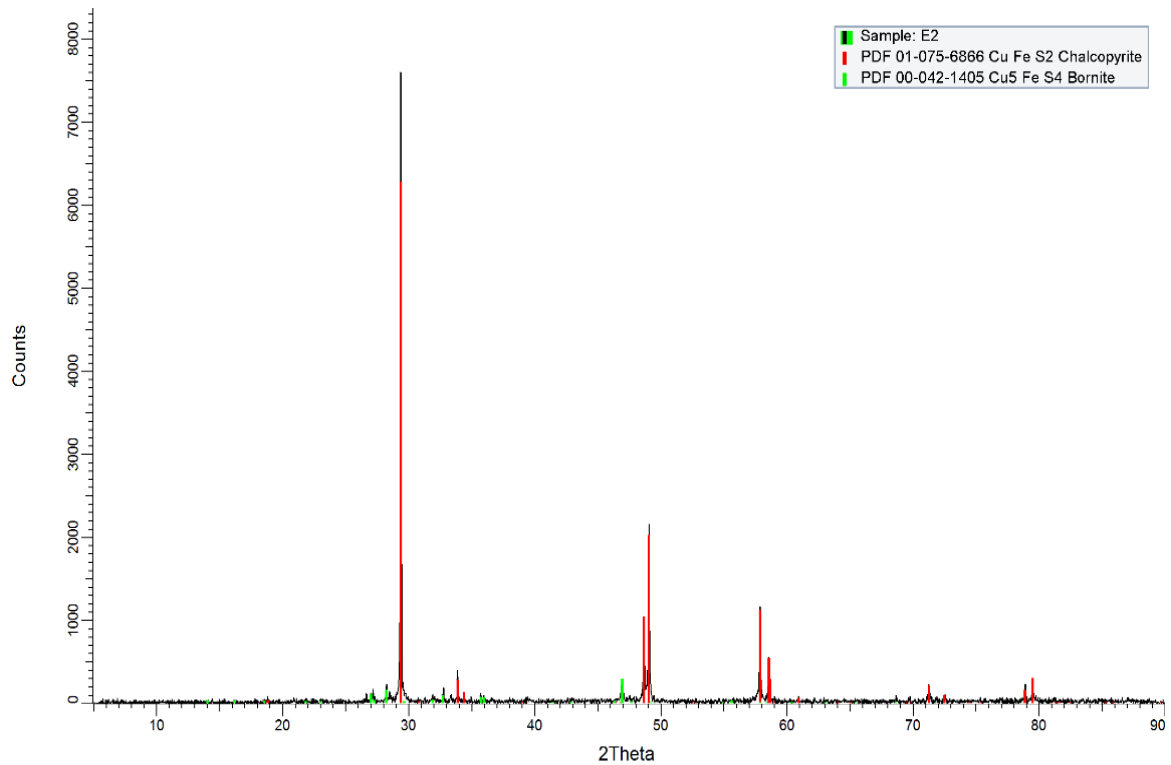


Figura III.10.- Liberación absoluta de calcopirita y bornita de muestra E_2 .

Figura III.11.- Fotomicrografías generales de la muestra E_2 .Figura III.12.- Difractograma de muestra E_2 .

Análisis modal de muestra E_I Tabla III.13.- Análisis químico granulométrico de la muestra E_I .

Tamaño, μm	Peso, %	Ensaye químico				
		Au, g/t	Ag, g/t	Cu, %	Fe, %	Bi, %
+75	12.88	13.2	336	9.8	15.2	1.56
-75+45	13.91	23.6	443	11.8	17.7	2.83
-45	73.21	25.5	393	9.8	16.3	3.02
Cabeza calculada		23.7	392.62	10.08	16.35	2.81
Cabeza ensayada		23.4	386.74	9.9	16.1	2.78

Tabla III.14.- Distribución de elementos por fracción de la muestra E_I .

Tamaño, μm	Distribución, %				
	Au	Ag	Cu	Fe	Bi
+75	7.19	11.02	12.52	11.97	7.16
-75+45	13.88	15.69	16.29	15.06	14.03
-45	78.93	73.29	71.19	72.98	78.81

Tabla III.15.- Reconstrucción mineralógica de la muestra E_I por fracciones de tamaños.

Tamaño, μm	Reconstrucción mineralógica, %							
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bi	ganga
+75	0.001	0.05	25.15	1.33	5.85	0.64	1.29	65.70
-75+45	0.002	0.07	29.16	2.43	3.10	0.40	2.66	62.17
-45	0.003	0.06	25.89	0.89	7.60	0.68	2.73	62.13
Cabeza Calculada	0.002	0.06	26.25	1.16	6.75	0.64	2.54	62.60

Tabla III.16.- Distribución de especies minerales de la muestra E_I en las fracciones de tamaño.

Tamaño, μm	Distribución, %							
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bi	ganga
+75	7.18	11.02	12.33	14.72	11.15	12.85	6.56	13.51
-75+45	13.87	15.69	15.45	29.10	6.39	8.78	14.59	13.82
-45	78.93	73.28	72.21	56.19	82.46	78.37	78.86	72.67

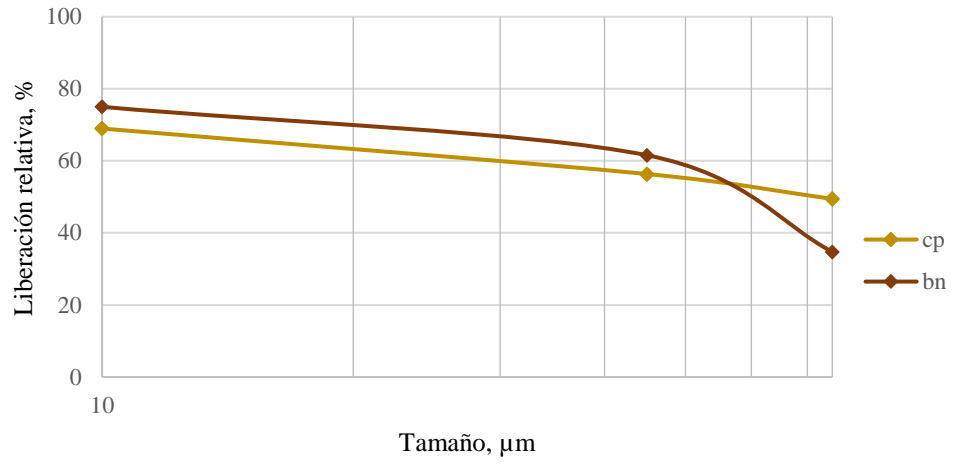


Figura III.13.- Liberación relativa de calcopirita y bornita de muestra *E₁*.

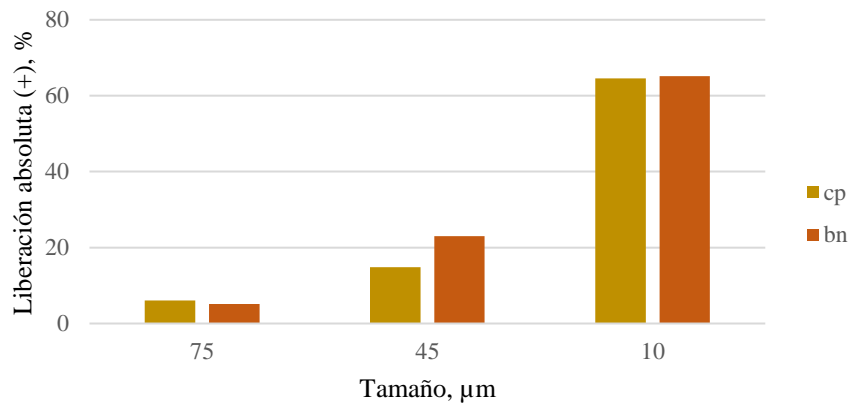
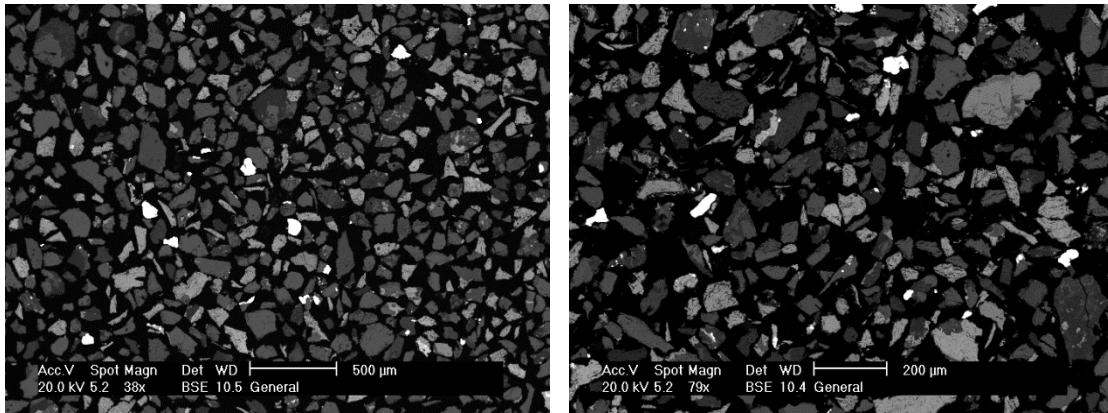
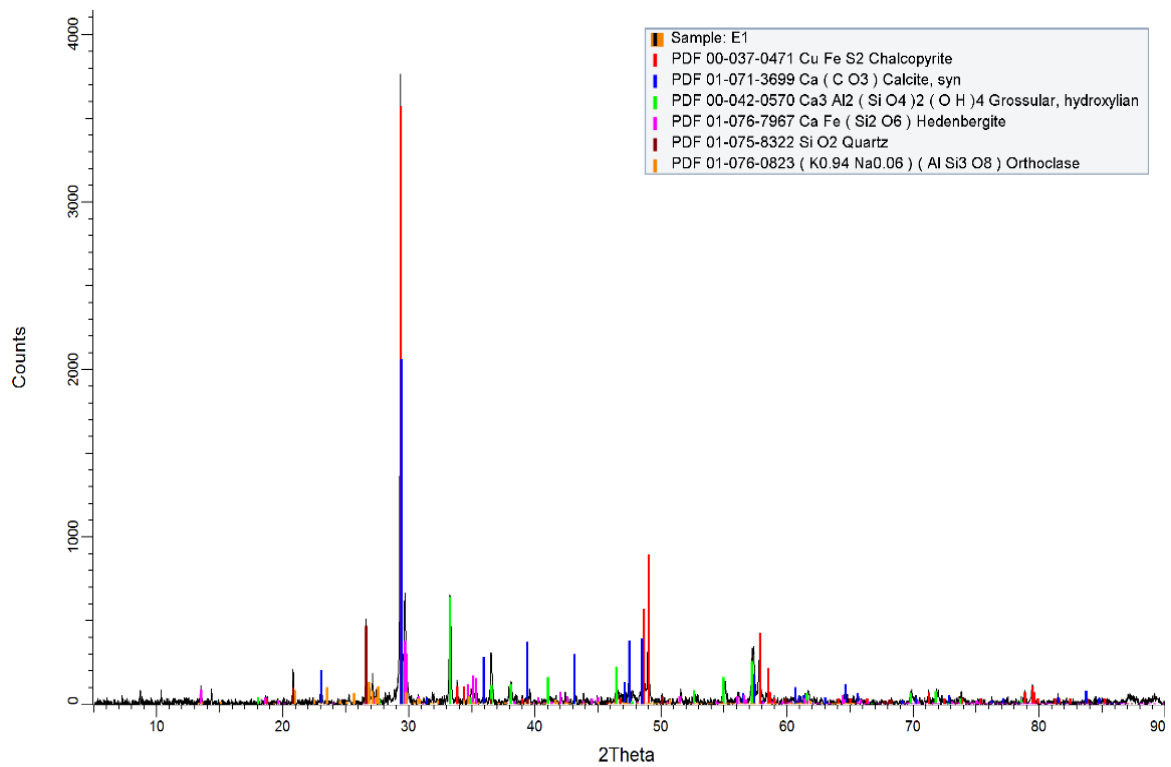


Figura III.14.- Liberación absoluta de calcopirita y bornita de muestra *E₁*.

Figura III.15.- Fotomicrografías generales de la muestra E_1 .Figura III.16.- Difractograma de muestra E_1 .

Análisis modal de muestra C₂Tabla III.17.- Análisis químico granulométrico de la muestra C₂.

Tamaño, μm	Peso, %	Ensaye químico				
		Au, g/t	Ag, g/t	Cu, %	Fe, %	Bi, %
+75	16.21	8.4	293	6.0	19.5	0.77
-75+45	9.98	12.7	286	4.0	21.3	1.51
-45	73.81	10.9	187	2.9	14.8	0.09
Cabeza calculada		10.7	214.06	3.5	16.21	0.34
Cabeza ensayada		10.4	203.28	3.3	15.5	0.31

Tabla III.18.- Distribución de elementos por fracción de la muestra C₂.

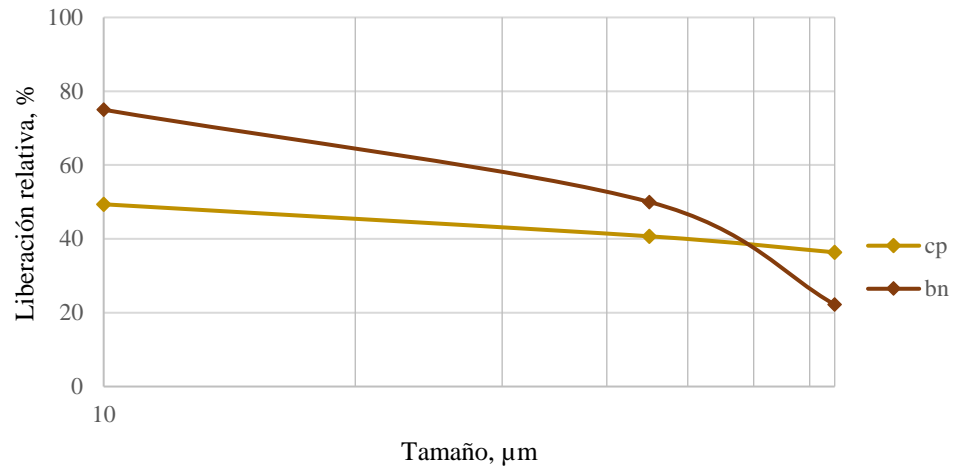
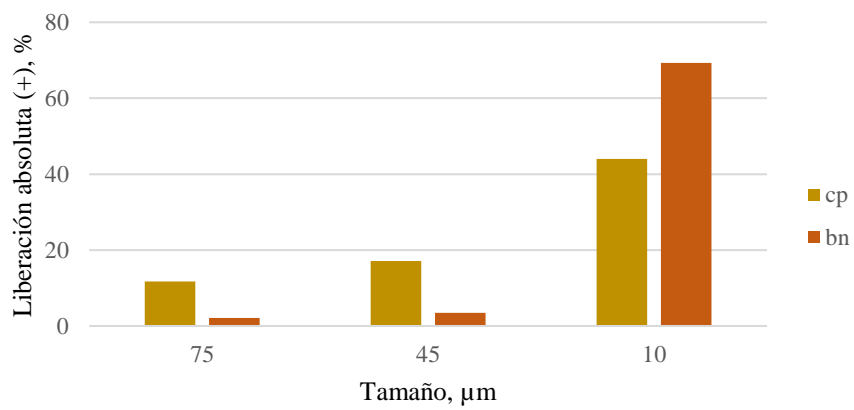
Tamaño, μm	Distribución, %				
	Au	Ag	Cu	Fe	Bi
+75	12.75	22.18	27.74	19.49	36.73
-75+45	11.88	13.34	11.39	13.12	44.37
-45	75.37	64.48	60.86	67.39	18.9

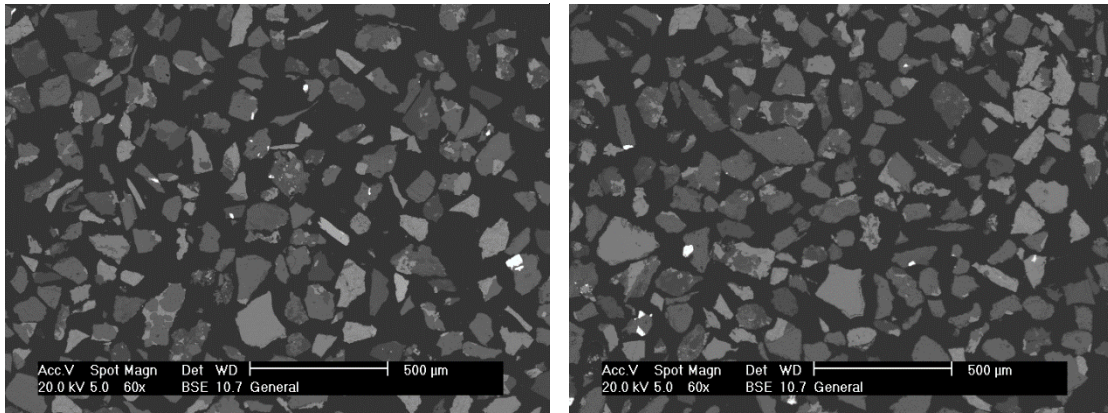
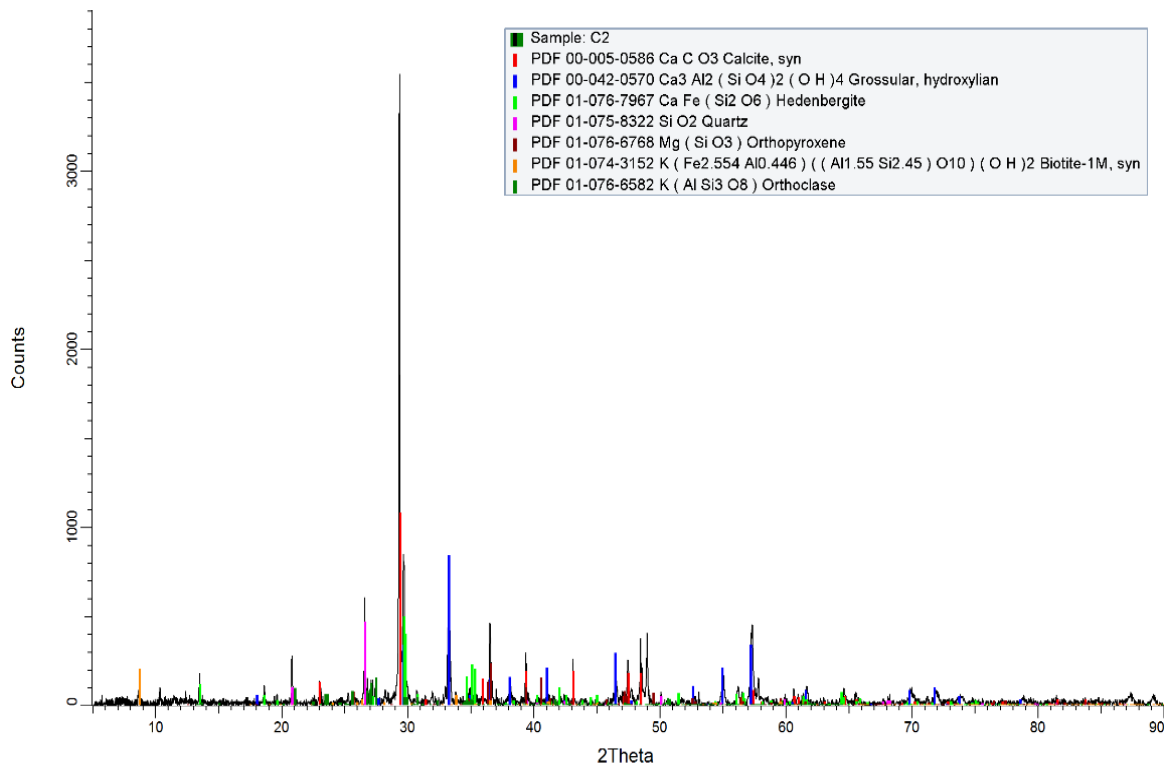
Tabla III.19.- Reconstrucción mineralógica de la muestra C₂ por fracciones de tamaños.

Tamaño, μm	Reconstrucción mineralógica, %							
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bi	ganga
+75	0.001	0.05	15.96	0.65	10.83	0.15	0.71	71.65
-75+45	0.001	0.05	10.64	0.30	6.78	0.32	1.38	80.54
-45	0.001	0.03	5.92	1.32	16.23	0.01	0.08	76.41
Cabeza Calculada	0.001	0.03	8.02	1.11	14.41	0.07	0.31	76.05

Tabla III.20.- Distribución de especies minerales de la muestra C₂ en las fracciones de tamaño.

Tamaño, μm	Distribución, %							
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bi	ganga
+75	12.752	22.181	32.26	9.56	12.18	35.96	36.80	15.27
-75+45	11.878	13.339	13.24	2.75	4.70	47.45	44.10	10.57
-45	75.370	64.480	54.50	87.69	83.12	16.59	19.11	74.16

Figura III.17.- Liberación relativa de calcopirita y bornita de muestra C_2 .Figura III.18.- Liberación absoluta de calcopirita y bornita de muestra C_2 .

Figura III.19.- Fotomicrografías generales de la muestra C_2 .Figura III.20.- Difractograma de muestra C_2 .

Análisis modal de muestra C₁Tabla III.21.- Análisis químico granulométrico de la muestra C₁.

Tamaño, μm	Peso, %	Ensaye químico				
		Au, g/t	Ag, g/t	Cu, %	Fe, %	Bi, %
+150	8.7	1.3	16	0.09	9.6	0.09
-150+75	32.3	0.8	13	0.1	9.9	0.06
-75+45	25.6	1.2	11	0.05	10.7	0.06
-45	33.5	2.3	16	0.13	14.2	0.08
Cabeza calculada		1.4	13.75	0.10	11.52	0.07
Cabeza ensayada		1.4	13.75	0.10	10.7	0.07

Tabla III.22.- Distribución de elementos por fracción de la muestra C₁.

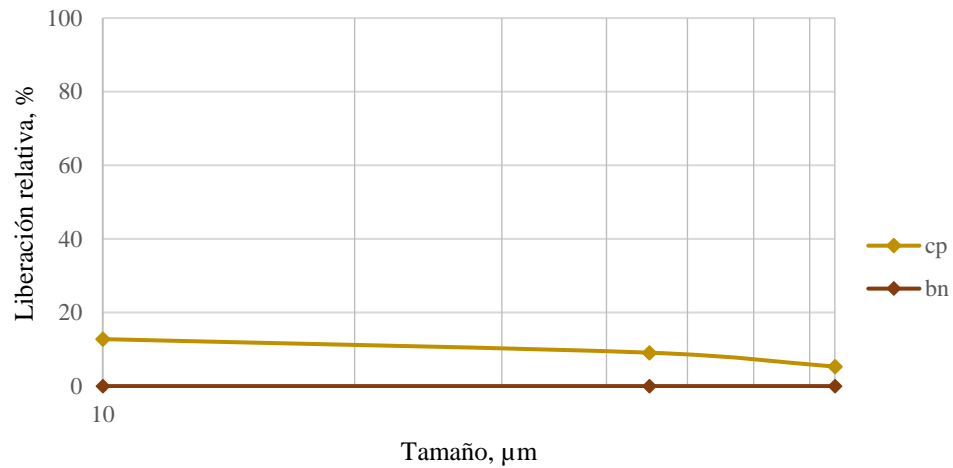
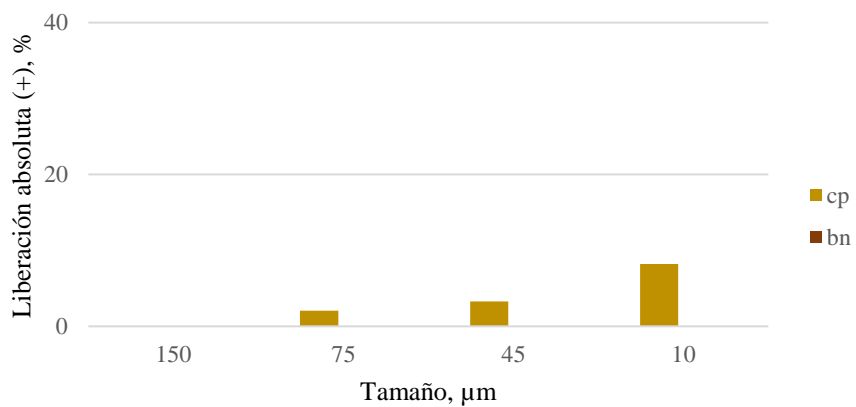
Tamaño, μm	Distribución, %				
	Au	Ag	Cu	Fe	Bi
+150	7.80	10.11	8.11	7.24	10.94
-150+75	17.83	30.50	33.48	27.74	25.68
-75+45	21.20	20.45	13.27	23.76	23.68
-45	53.17	38.94	45.14	41.26	39.71

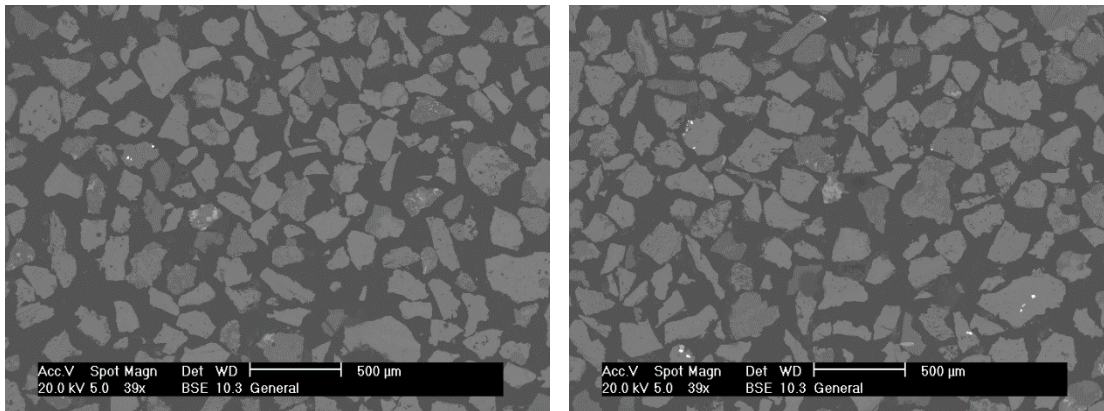
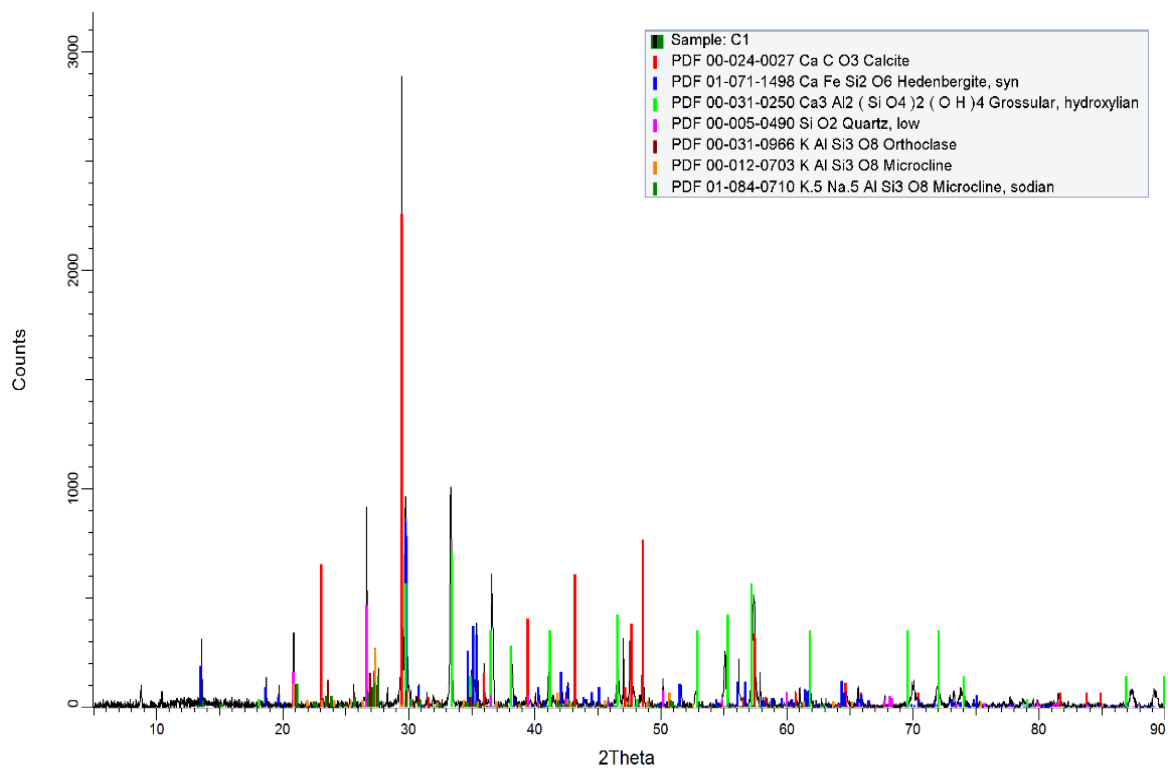
Tabla III.23.- Reconstrucción mineralógica de la muestra C₁ por fracciones de tamaños.

Tamaño, μm	Reconstrucción mineralógica, %							
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bi	ganga
+150	0.00	0.00	0.22	0.00	8.89	0.03	0.08	90.78
-150+75	0.00	0.00	0.25	0.02	6.85	0.01	0.05	92.82
-75+45	0.00	0.00	0.11	0.02	17.16	0.00	0.06	82.65
-45	0.00	0.00	0.24	0.06	25.66	0.02	0.07	73.94
Cabeza Calculada	0.00	0.00	0.21	0.03	15.96	0.01	0.06	83.72

Tabla III.24.- Distribución de especies minerales de la muestra C_1 en las fracciones de tamaño.

Tamaño, μm	Distribución, %							
	Au	Hess	Cp	Bn	Py	Witt	Bi	ganga
+150	7.80	10.11	9.14	1.12	4.84	21.19	10.16	9.42
-150+75	17.83	30.50	38.87	17.22	13.86	14.74	26.51	35.78
-75+45	21.20	20.45	13.33	13.99	27.49	9.19	24.78	25.24
-45	53.17	38.94	38.67	67.67	53.81	54.89	38.56	29.56

Figura III.21.- Liberación relativa de calcopirita y bornita de muestra C_1 .Figura III.22.- Liberación absoluta de calcopirita y bornita de muestra C_1 .

Figura III.23.- Fotomicrografías generales de la muestra C_1 .Figura III.24.- Difractograma de muestra C_1 .

Apéndice IV. Conteo de partículas en los productos

Tabla IV.1.- Conteo de partículas del producto F_2 .

F_2	Conteo de partículas (calcopirita)						Conteo de partículas (bornita)						G
	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	
+200	450	11	56	23	4	4	71	5	18	3	3	3	50
+325	699	3	118	33	2	2	107	3	28	3	4	2	46
-325	406	7	24	6	0	0	68	1	15	1	1	1	65

Tabla IV.2.- Conteo de partículas del producto F_1 .

F_1	Conteo de partículas (calcopirita)						Conteo de partículas (bornita)						G
	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	
+200	403	2	117	40	30	33	52	2	32	8	13	7	115
+325	464	9	131	37	27	24	56	7	26	4	9	2	93
-325	288	1	29	6	4	3	25	0	7	1	1	1	65

Tabla IV.3.- Conteo de partículas del producto E_2 .

E_2	Conteo de partículas (calcopirita)						Conteo de partículas (bornita)						G
	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	
+200	342	5	118	37	36	43	15	8	12	4	8	4	79
+325	322	4	104	27	26	23	44	1	30	6	12	6	125
-325	210	7	15	3	3	2	22	0	6	2	1	1	68

Tabla IV. 4.- Conteo de partículas del producto E_1 .

E_1	Conteo de partículas (calcopirita)						Conteo de partículas (bornita)						G
	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	
+200	91	6	86	35	65	66	4	1	5	3	5	3	236
+325	125	2	76	23	36	36	9	2	6	3	4	2	293
-325	79	1	10	2	3	3	8	0	5	3	2	2	248

Tabla IV. 5.- Conteo de partículas del producto C_2 .

C_2	Conteo de partículas (calcopirita)						Conteo de partículas (bornita)						G
	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	
+200	43	3	38	17	39	54	1	0	1	3	3	5	225
+325	59	1	64	15	41	48	1	0	2	3	2	3	640
-325	78	0	73	7	30	39	2	0	4	6	1	3	1110

Tabla IV.6.- Conteo de partículas del producto C_1 .

C_1	Conteo de partículas (calcopirita)						Conteo de partículas (bornita)						G
	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	
+100	0	0	1	0	3	44	0	0	0	0	0	7	1500
+200	2	0	3	2	17	31	0	0	0	0	0	5	1800
+325	1	0	2	0	2	7	0	1	0	0	0	3	1700
-325	3	0	5	0	3	6	0	0	0	0	0	2	1500

Apéndice V. Porcentaje de tipo de partículas en los productos

Tabla V.1.- % tipo de partículas en el producto F_2 .

F_2	Cp, %						Bn, %						G
	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	
+200	64.19	1.57	7.99	3.28	0.57	0.57	10.13	0.71	2.57	0.43	0.43	0.43	7.13
+325	66.57	0.29	11.24	3.14	0.19	0.19	10.19	0.29	2.67	0.29	0.38	0.19	4.38
-325	68.24	1.18	4.03	1.01	0.00	0.00	11.43	0.17	2.52	0.17	0.17	0.17	10.92

Tabla V.2.- % tipo de partículas en el producto F_1 .

F_1	Cp, %						Bn, %						G
	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	
+200	47.19	0.23	13.70	4.68	3.51	3.86	6.09	0.23	3.75	0.94	1.52	0.82	13.47
+325	52.22	1.01	14.74	4.16	3.04	2.64	6.30	0.79	2.93	0.45	1.01	0.23	10.47
-325	66.90	0.23	6.74	1.39	0.81	0.70	5.81	0.00	1.63	0.23	0.23	0.23	15.10

Tabla V.3.- % tipo de partículas en el producto E_2 .

E_2	Cp, %						Bn, %						G
	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	
+200	47.17	0.69	16.28	5.10	4.97	5.93	2.07	1.10	1.59	0.55	1.10	0.55	10.90
+325	44.11	0.55	14.25	3.70	3.56	3.15	6.03	0.14	4.11	0.82	1.64	0.82	17.12
-325	61.76	2.06	4.41	0.88	0.88	0.59	6.47	0.00	1.76	0.59	0.29	0.29	20.00

Tabla V.4.- % tipo de partículas en el producto E_1 .

E_1	Cp, %						Bn, %						G
	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	
+200	15.04	0.99	14.13	5.79	10.66	10.91	0.66	0.17	0.83	0.50	0.83	0.50	39.01
+325	20.28	0.32	12.33	3.73	5.84	5.76	1.46	0.32	0.97	0.49	0.65	0.32	47.53
-325	21.61	0.27	2.74	0.55	0.68	0.82	2.19	0.00	1.37	0.82	0.55	0.55	67.85

Tabla V.5.- % tipo de partículas en el producto C_2 .

C_2	Cp, %						Bn, %						G
	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	
+200	9.97	0.70	8.69	3.94	9.04	12.51	0.23	0.00	0.23	0.70	0.70	1.16	52.14
+325	6.72	0.11	7.24	1.65	4.62	5.47	0.11	0.00	0.23	0.34	0.23	0.34	72.93
-325	5.76	0.00	5.40	0.52	2.22	2.88	0.15	0.00	0.30	0.44	0.07	0.22	82.04

Tabla V.6.- % tipo de partículas en el producto C_1 .

C_1	Cp, %						Bn, %						G
	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	L	Emul	S	S-E	Com	Inc	
+100	0.00	0.00	0.06	0.00	0.19	2.83	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.45	96.46
+200	0.11	0.00	0.16	0.11	0.91	1.67	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.27	96.77
+325	0.06	0.00	0.09	0.00	0.12	0.41	0.00	0.06	0.00	0.00	0.00	0.17	99.10
-325	0.20	0.00	0.30	0.00	0.20	0.40	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.13	98.78

Apéndice VI. Pruebas cinéticas de flotación

Tabla VI.1.- 1.^a prueba cinética de flotación.

Etapa	Tiempo, min	Peso, g	Peso, %	Ley, %	Recuperación acum., %
Primario	1	19.65	2.00	24.2	57.9
	2	7.10	0.72	16.1	71.8
	4	6.28	0.64	9.3	78.9
	8	5.01	0.51	5	82.0
Agotativo	9	7.26	0.74	5	86.4
	10	4.23	0.43	4.9	88.9
	12	3.34	0.34	3.8	90.5
	16	4.04	0.41	2.5	91.7
cola		925.19	94.21	0.1	100

Tabla VI.2.- 2.^a prueba cinética de flotación.

Etapa	Tiempo, min	Peso, g	Peso, %	Ley, %	Recuperación acum., %
Primario	0.5	17.26	1.78	16.4	35.83
	1	7.95	0.82	17.6	53.53
	2	9.06	0.93	19.7	76.12
	4	6.19	0.64	15.1	87.95
	6	2.82	0.29	5.4	89.88
Agotativo	7	1.57	0.16	3.4	90.56
	8	0.96	0.10	3.3	90.96
	10	1.43	0.15	2.7	91.44
	12	1.54	0.16	2.0	91.82
cola		923.22	94.98	0.1	100

Tabla VI.3.- 3.^a prueba cinética de flotación.

Etapa	Tiempo, min	Peso, g	Peso, %	Ley, %	Recuperación acum., %
Primario	0.5	9.82	1.01	24.6	28.56
	1	6.86	0.7	23.8	47.86
	2	8.84	0.91	22.6	71.48
	4	6.9	0.71	14.8	83.56
	6	3.51	0.36	5.4	85.8
Agotativo	7	2.19	0.22	3.8	86.78
	8	1.8	0.18	3.6	87.55
	10	2.07	0.21	3.4	88.38
	12	1.59	0.16	3.3	89
cola		930.42	95.53	0.11	100

Tabla VI.4.- Promedio ponderado de pruebas cinéticas de flotación.

Etapa	Tiempo, min	Peso, g	Peso, %	Ley, %	Recuperación acum., %
Primario	0.5	13.54	1.39	19.4	29.08
	1	11.49	1.18	22.6	57.86
	2	8.33	0.86	19.7	76.06
	4	6.46	0.66	13.1	85.45
	6	3.17	0.32	5.4	87.35
Agotativo	7	1.88	0.19	3.6	88.10
	8	2.59	0.27	3.5	89.11
	10	2.58	0.26	3.1	89.99
	12	2.16	0.22	2.6	90.62
	16	4.04	0.41	2.5	91.72
cola		917.78	94.23	0.1	100

Apéndice VII. Pruebas de flotación en árbol

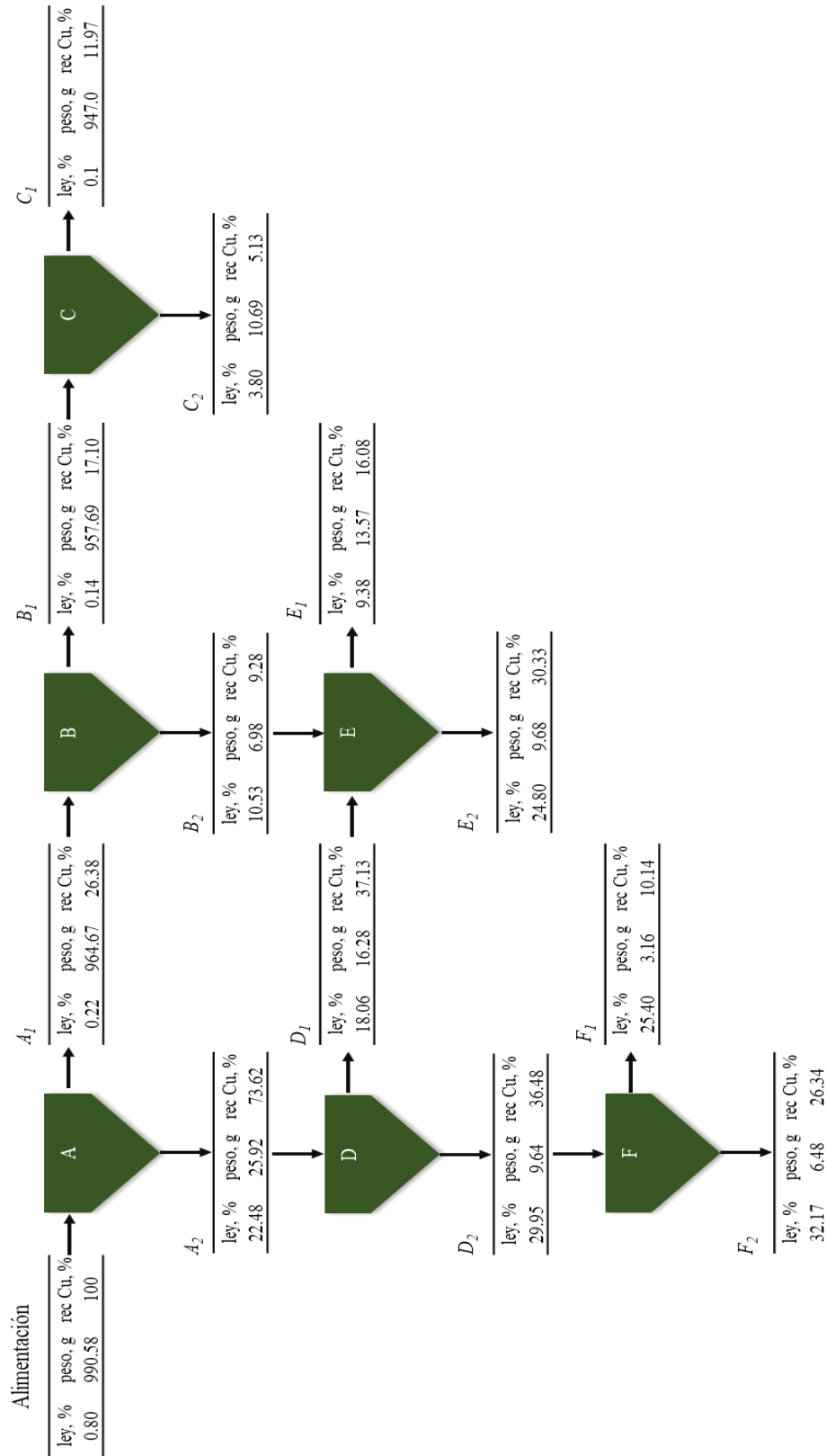


Figura VII.1.- 1.^a prueba de flotación en árbol.

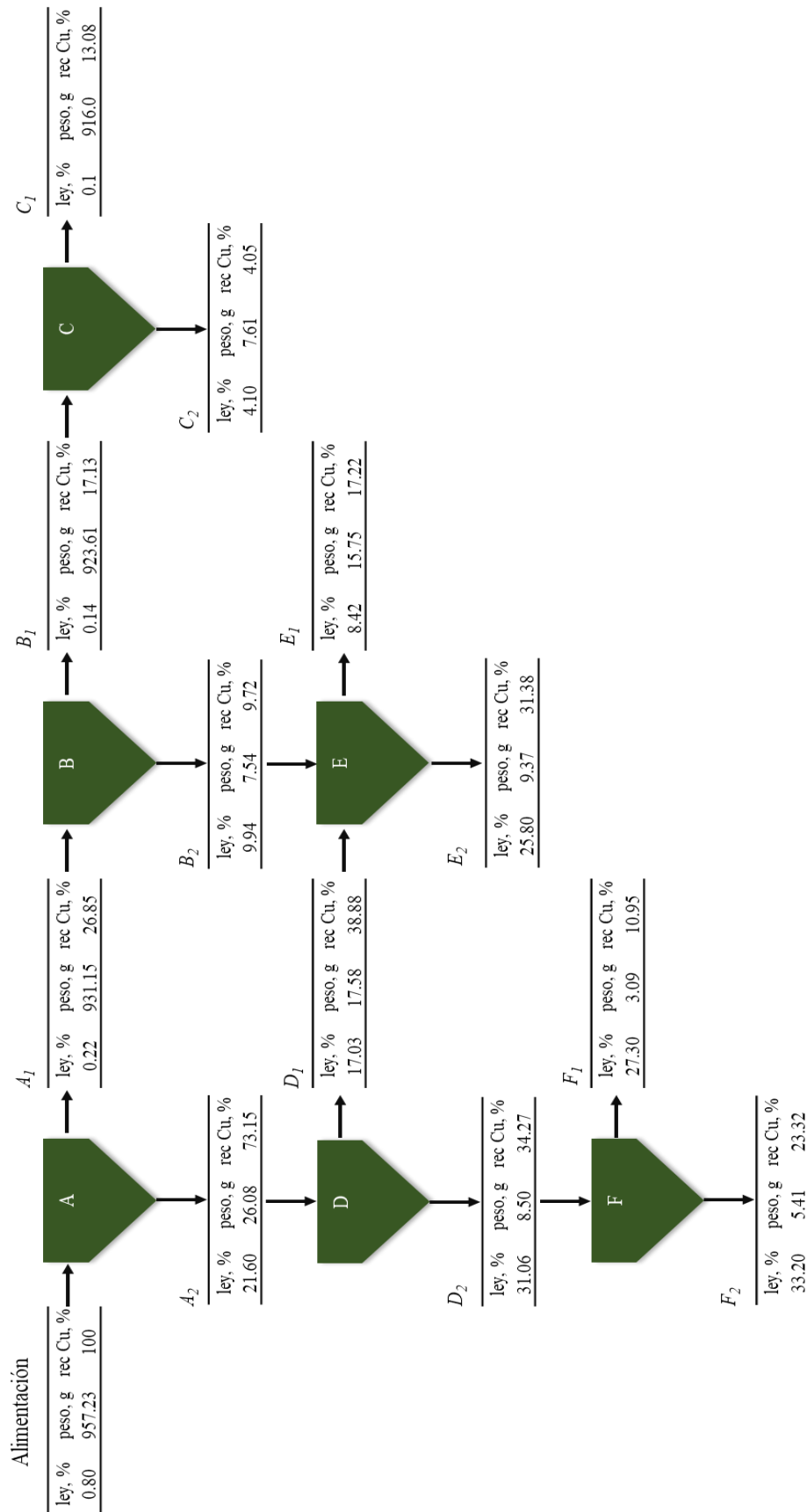


Figura VII.2.- 2.^a prueba de flotación en árbol.

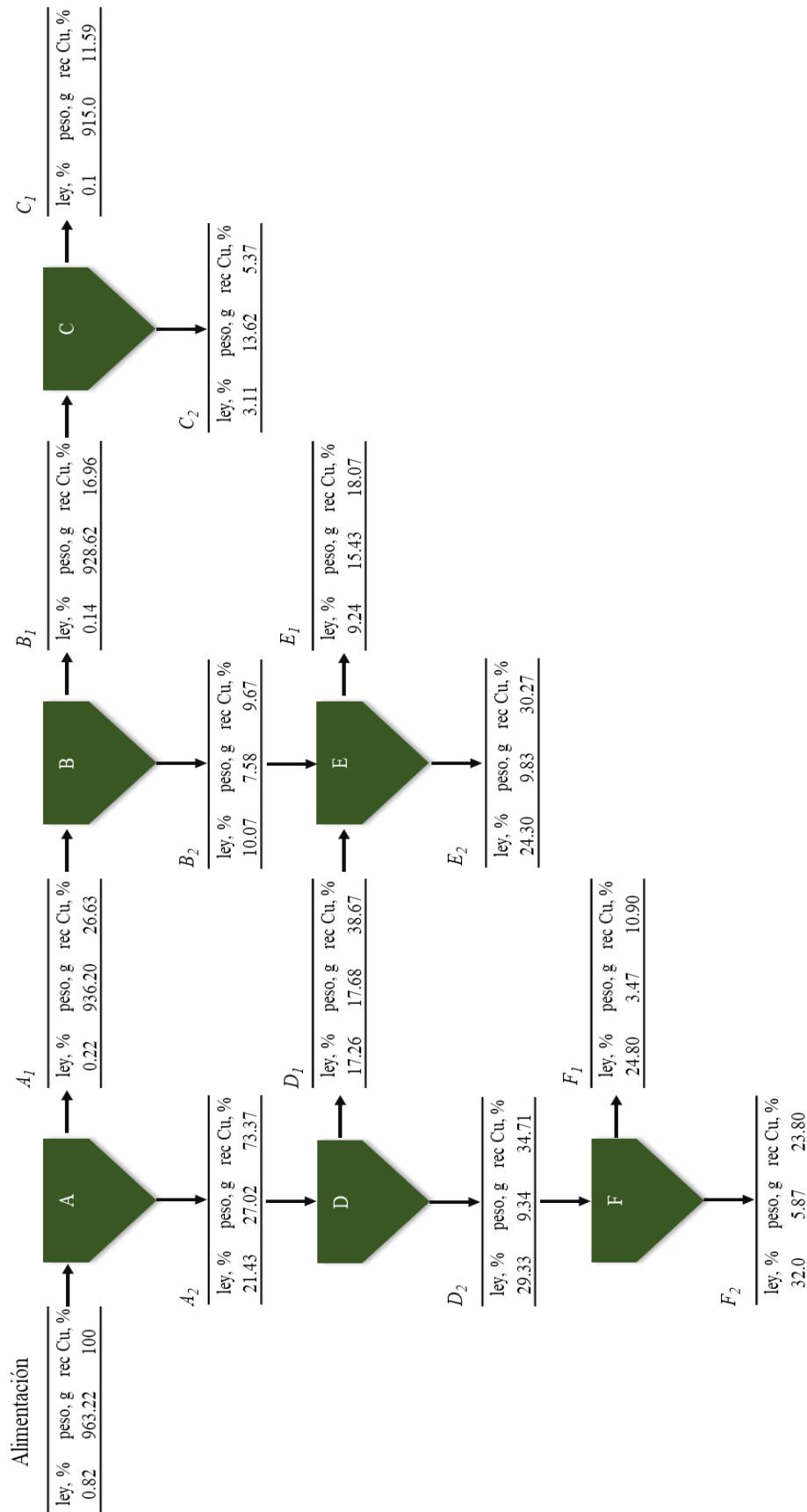


Figura VII.3.- 3.ª prueba de flotación en árbol.

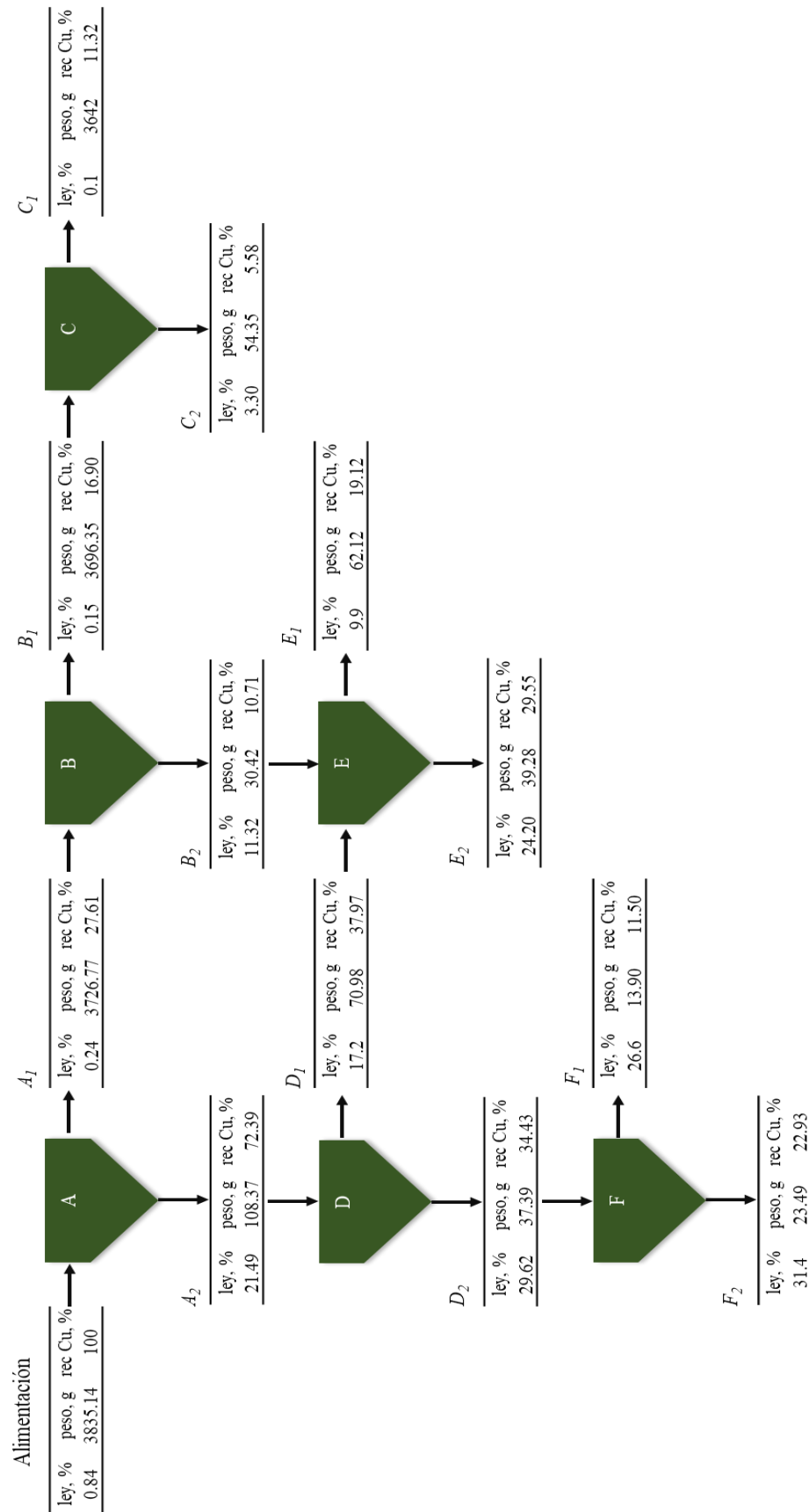


Figura VII.4.- 4.^a prueba de flotación en árbol.

Apéndice VIII. Flotación de partículas de cobre en diagrama del árbol

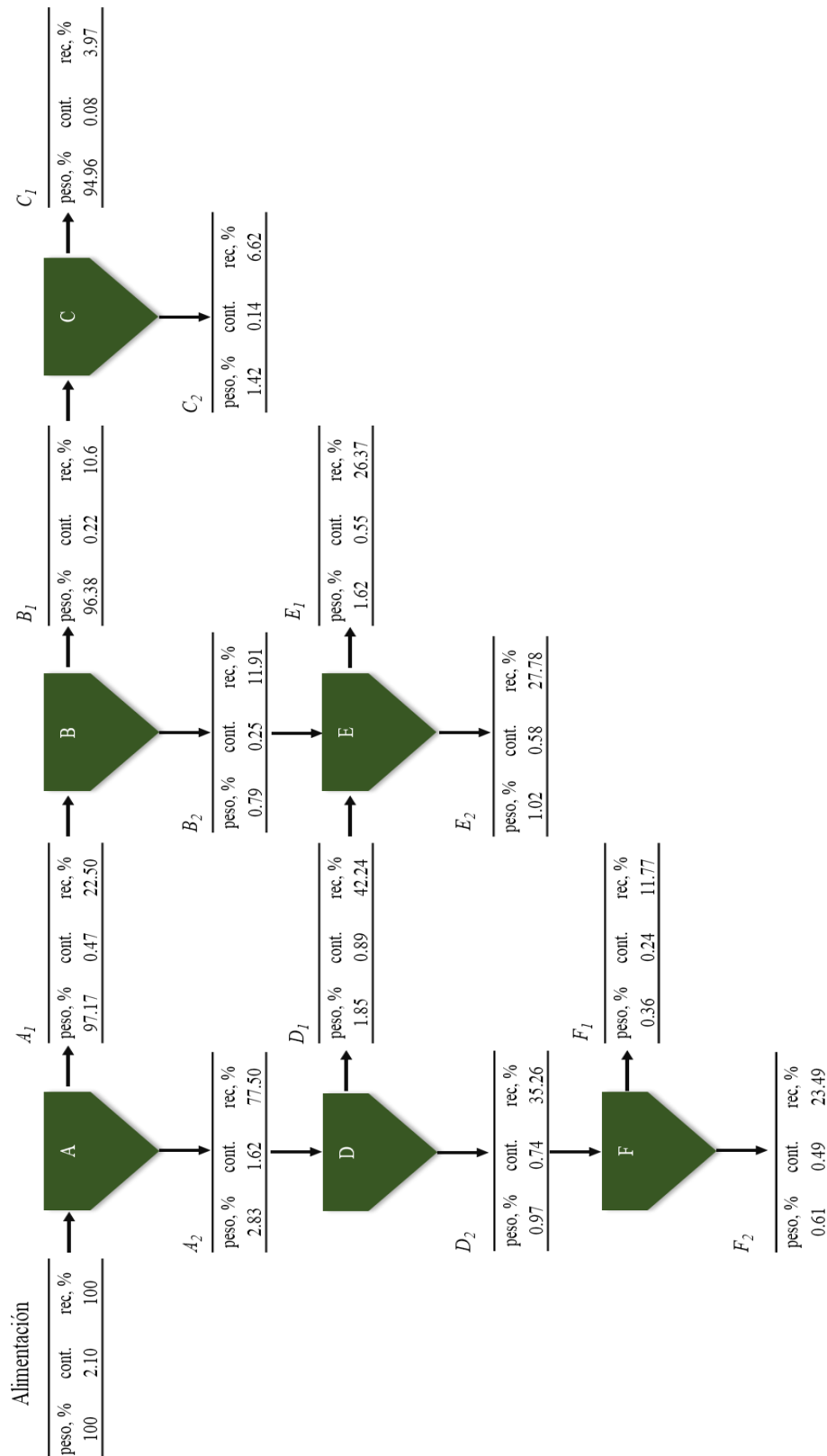


Figura VIII.1.- Flotación de calcopirita libre en diagrama del árbol.

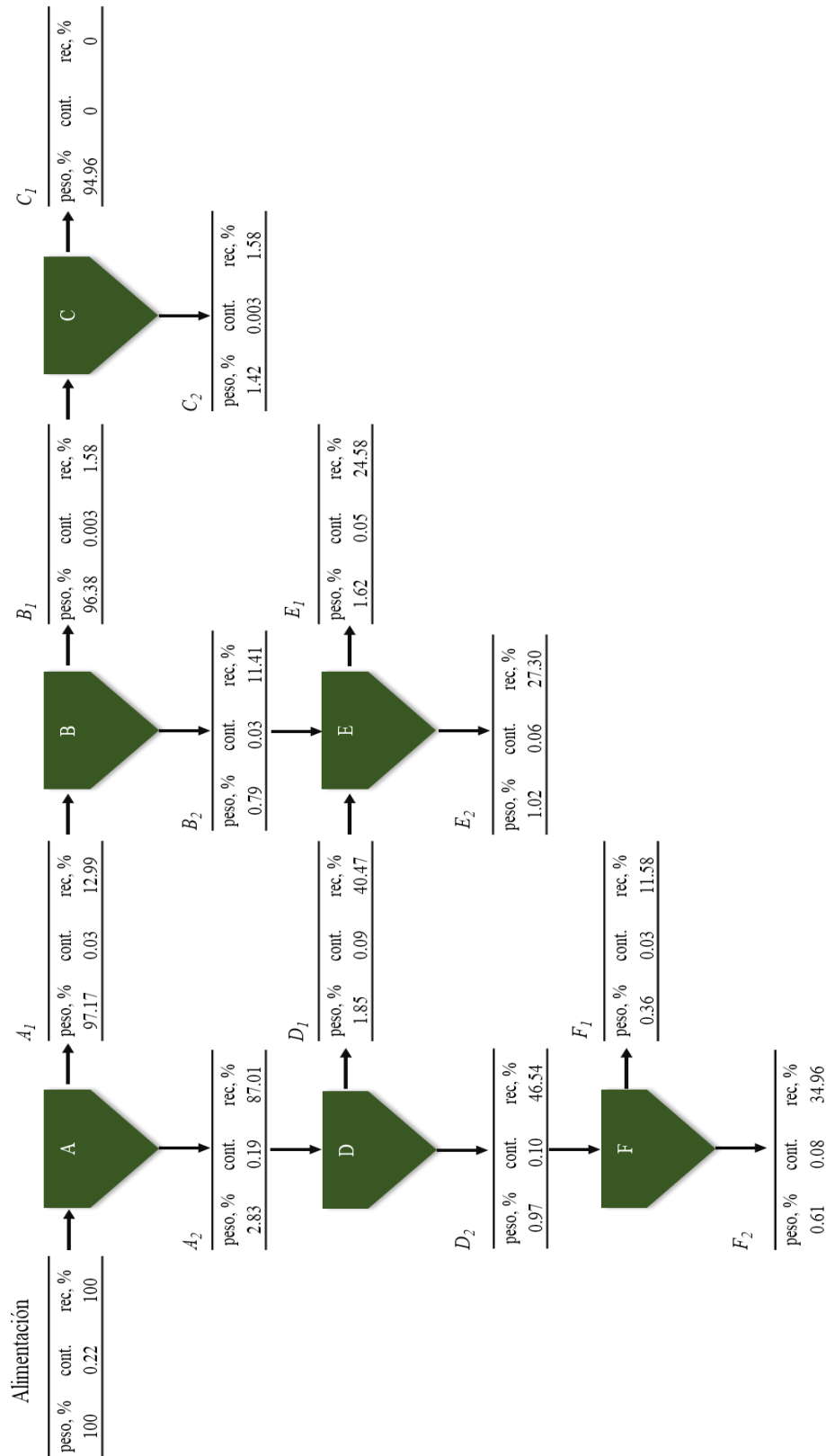


Figura VIII.2.- Flotación de bornita libre en diagrama del árbol.

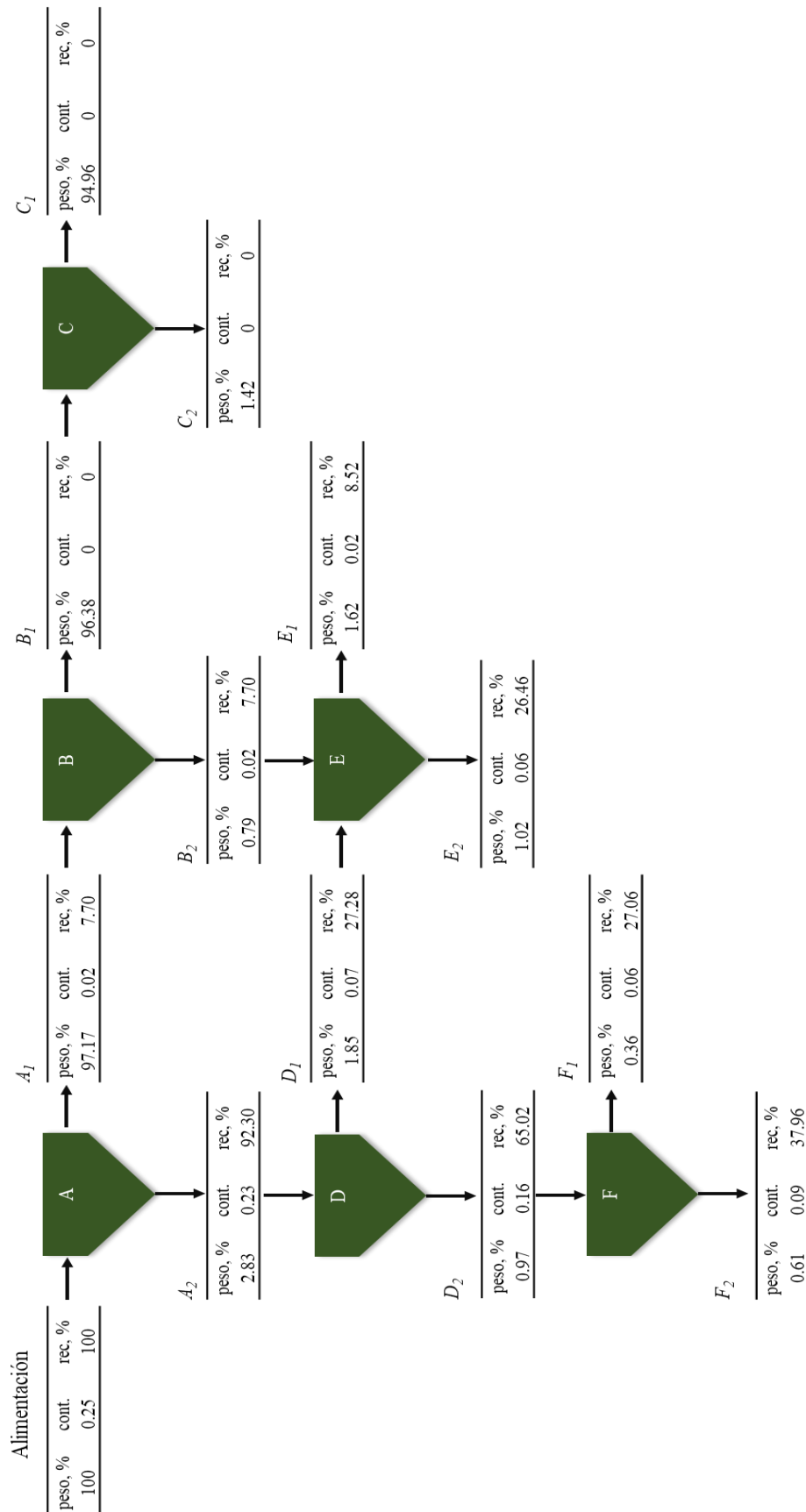


Figura VIII.3.- Flotación de calcopirita en asociación simple con bornita en diagrama del árbol.

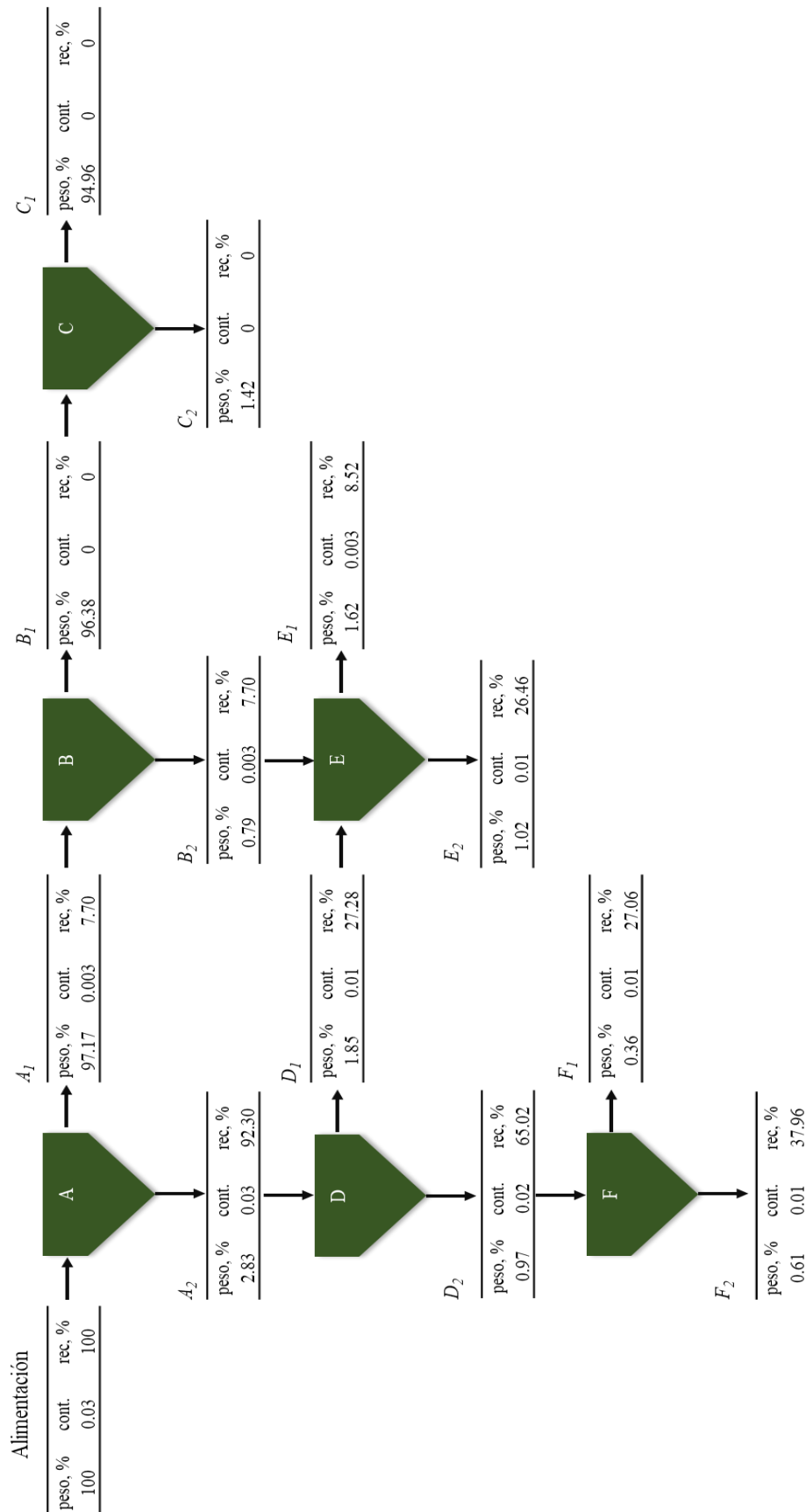


Figura VIII.4.- Flotación de calcopirita en asociación semi-envolvente con bornita en diagrama del árbol.

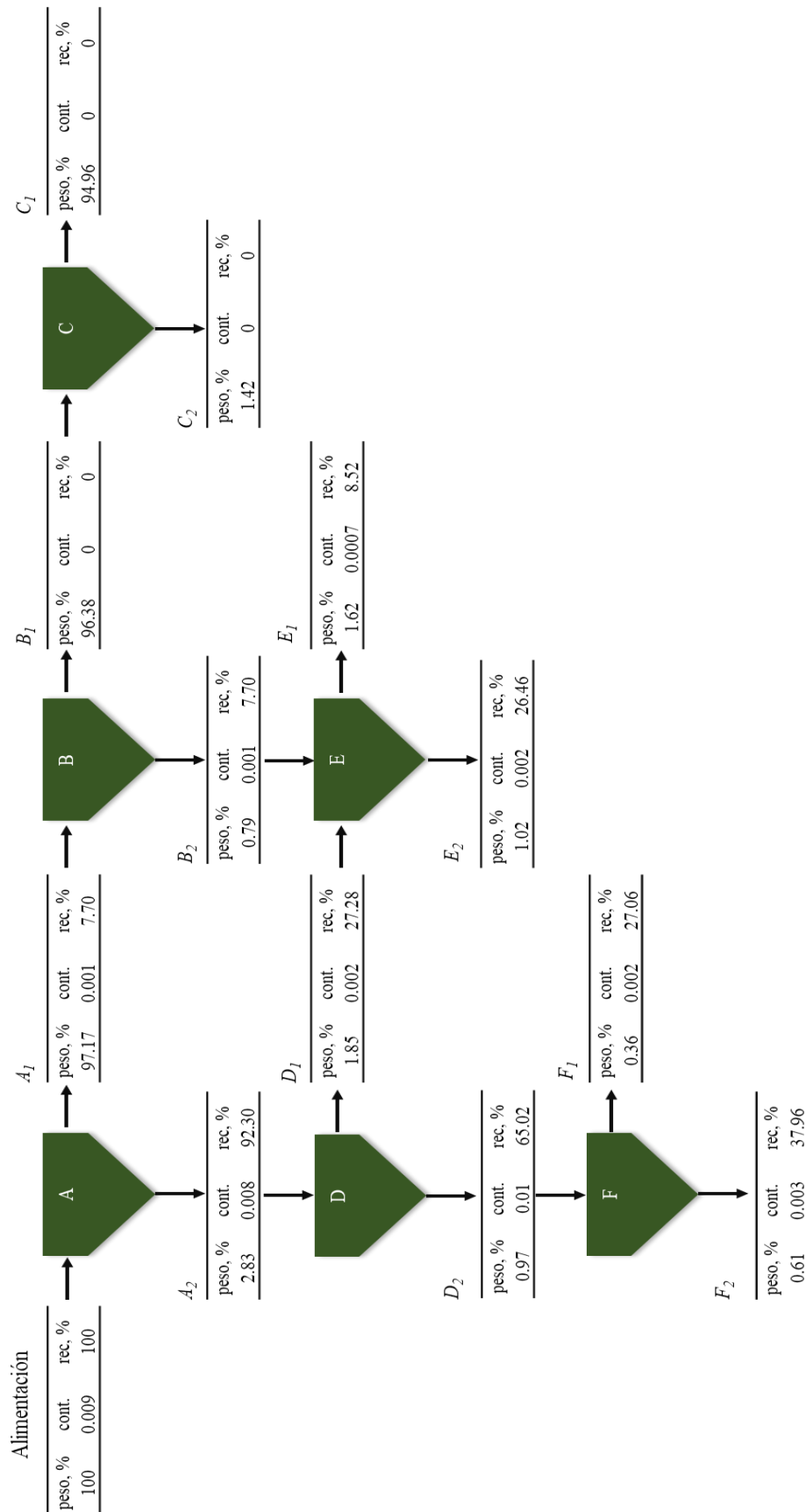


Figura VIII.5.- Flotación de calcopirita en asociación compleja con bornita en diagrama del árbol.

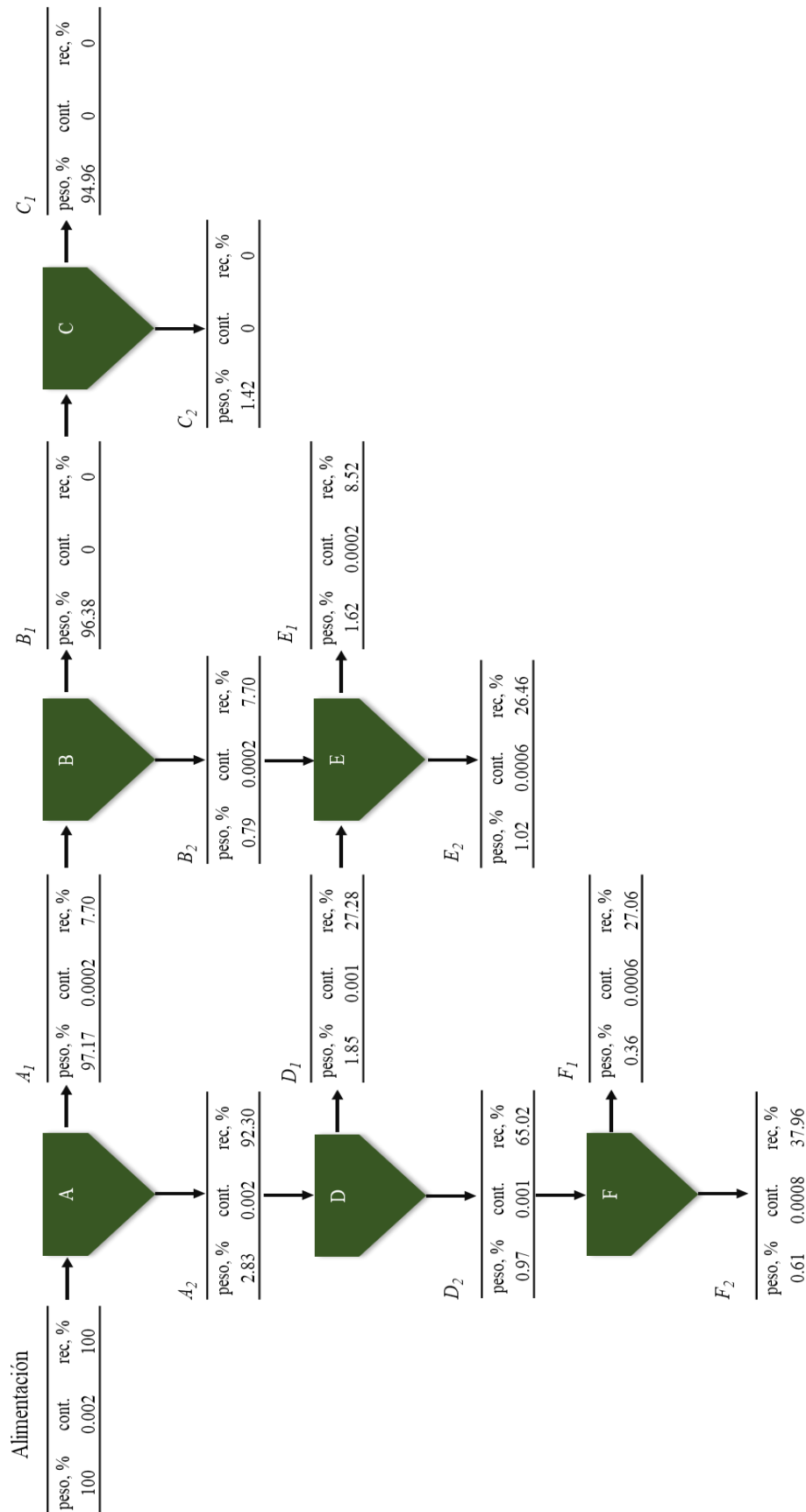


Figura VIII.6.- Flotación de calcopirita en asociación en inclusión con bornita en diagrama del árbol.

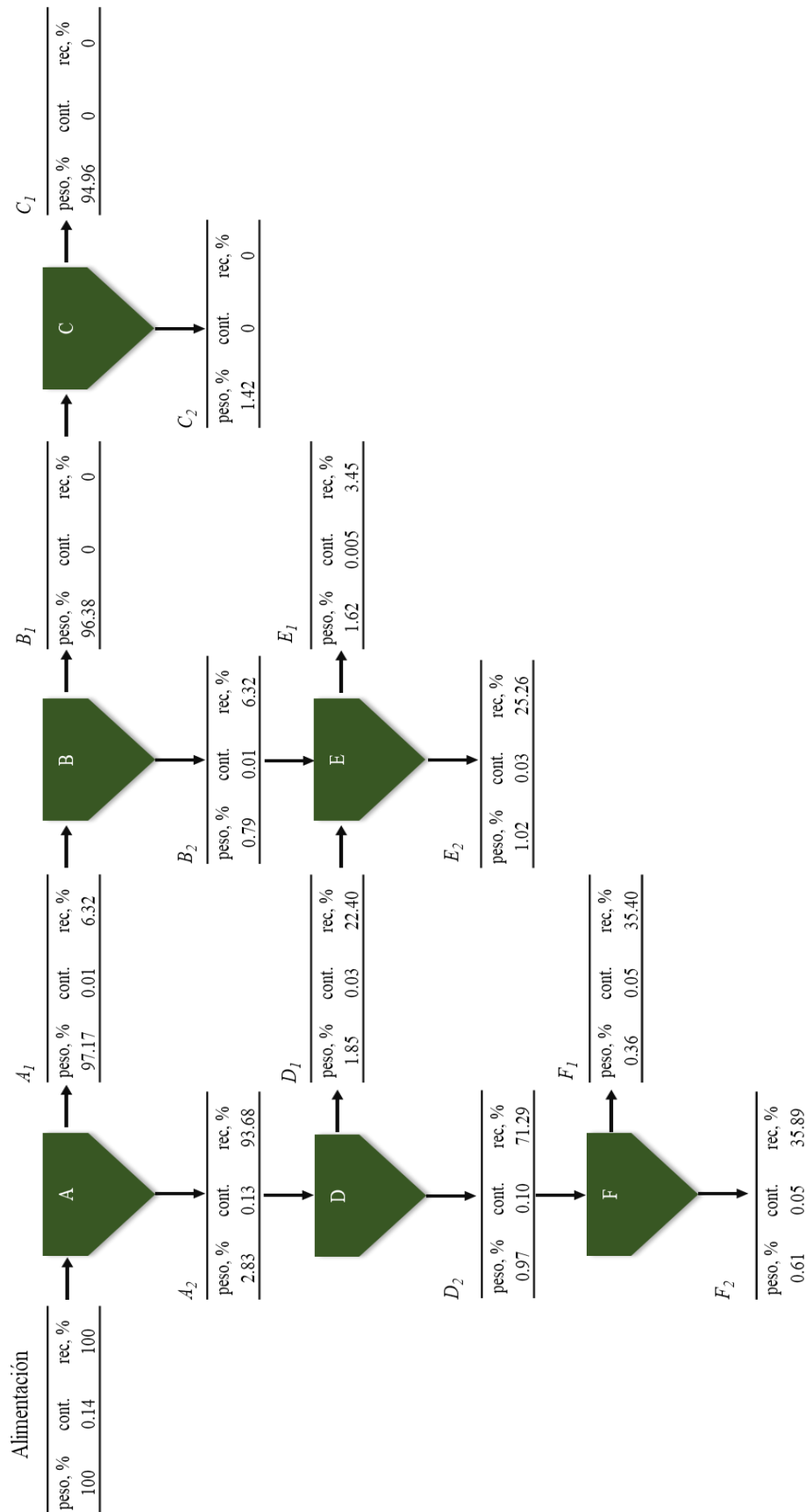


Figura VIII.7.- Flotación de bornita en asociación simple con calcopirita en diagrama del árbol.

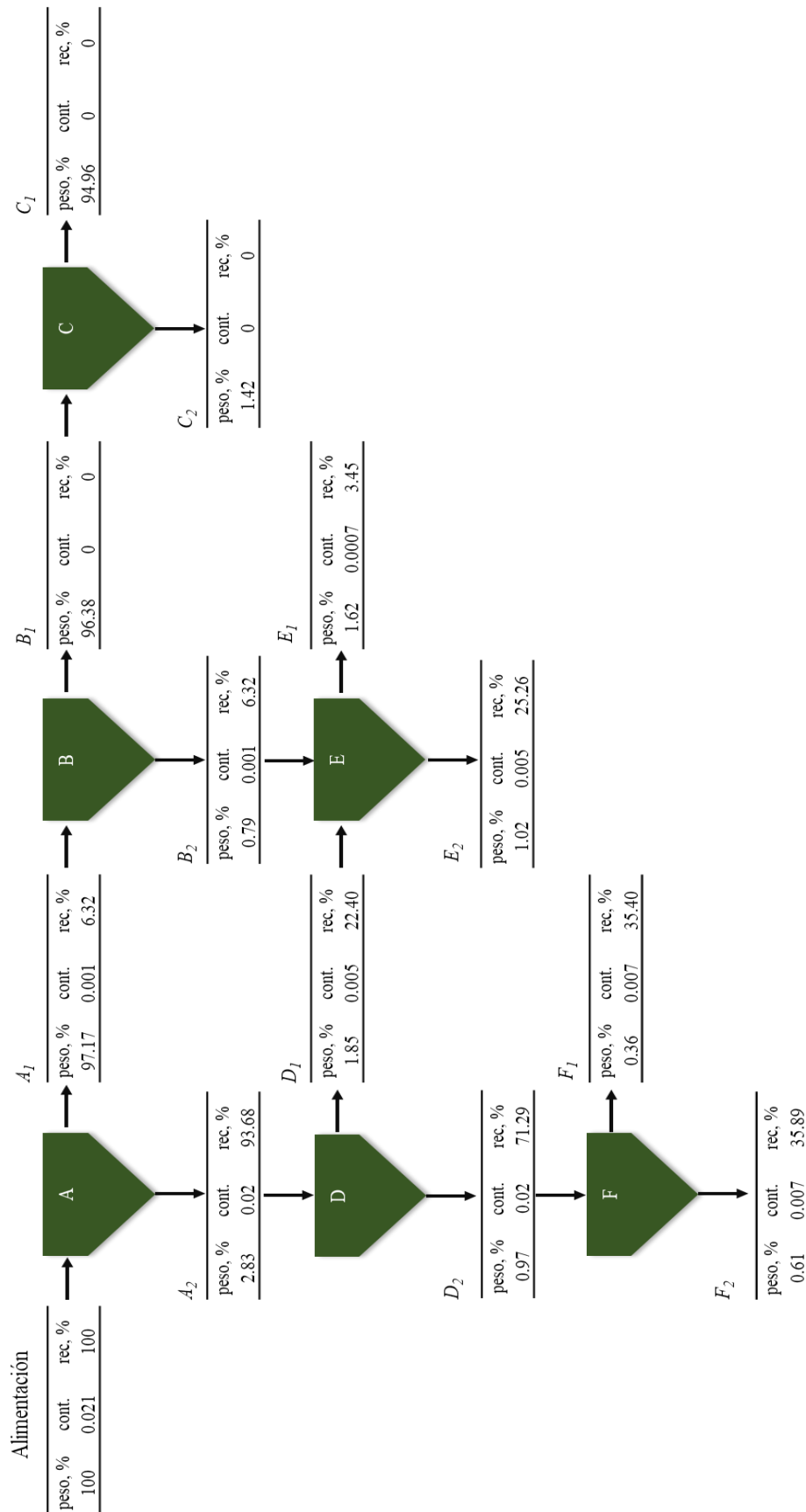


Figura VIII.8.- Flotación de bormita en asociación semi-envolvente con calcopirita en diagrama del árbol.

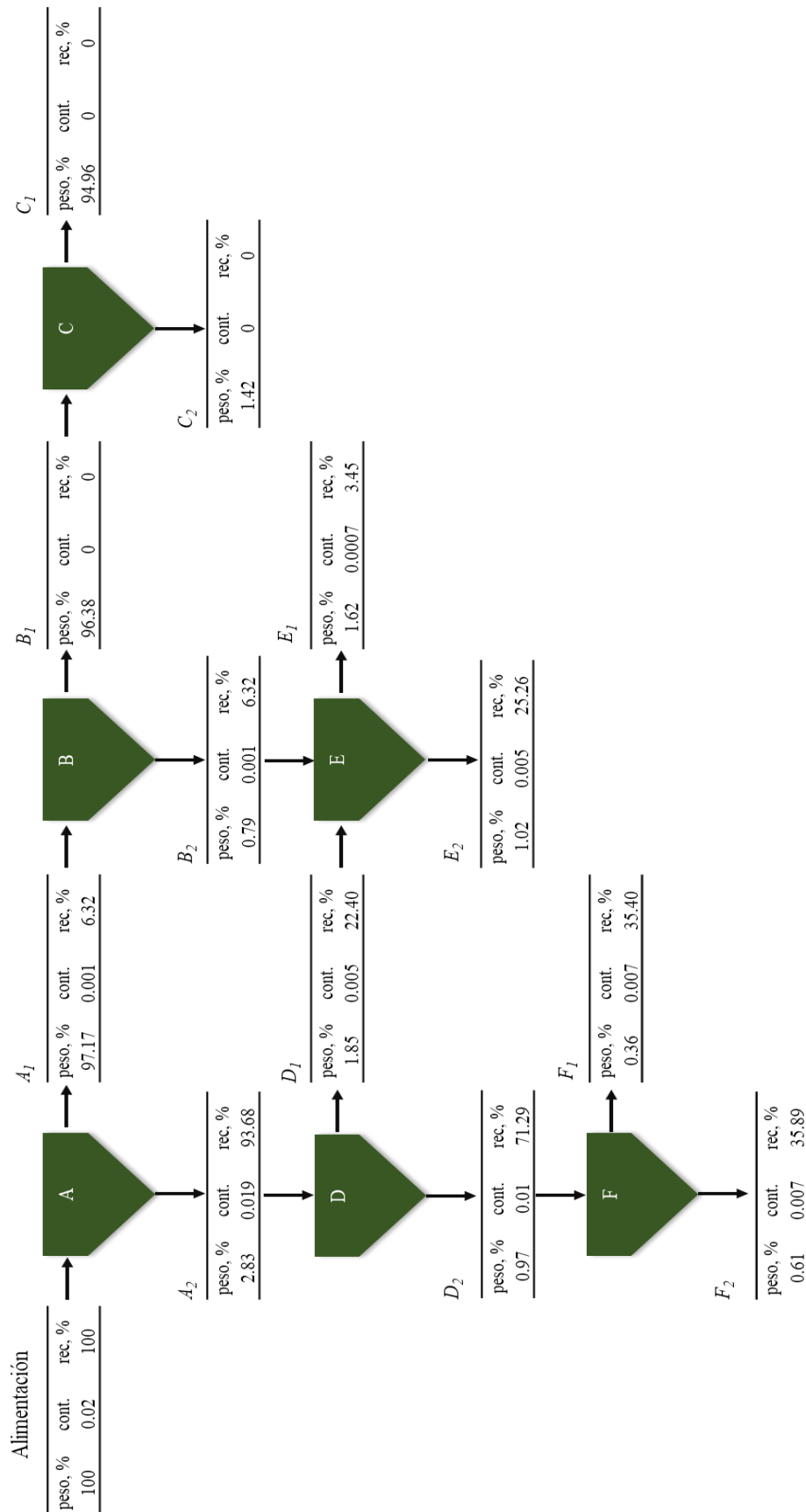


Figura VIII.9.- Flotación de bornita en asociación compleja con calcopirita en diagrama del árbol.

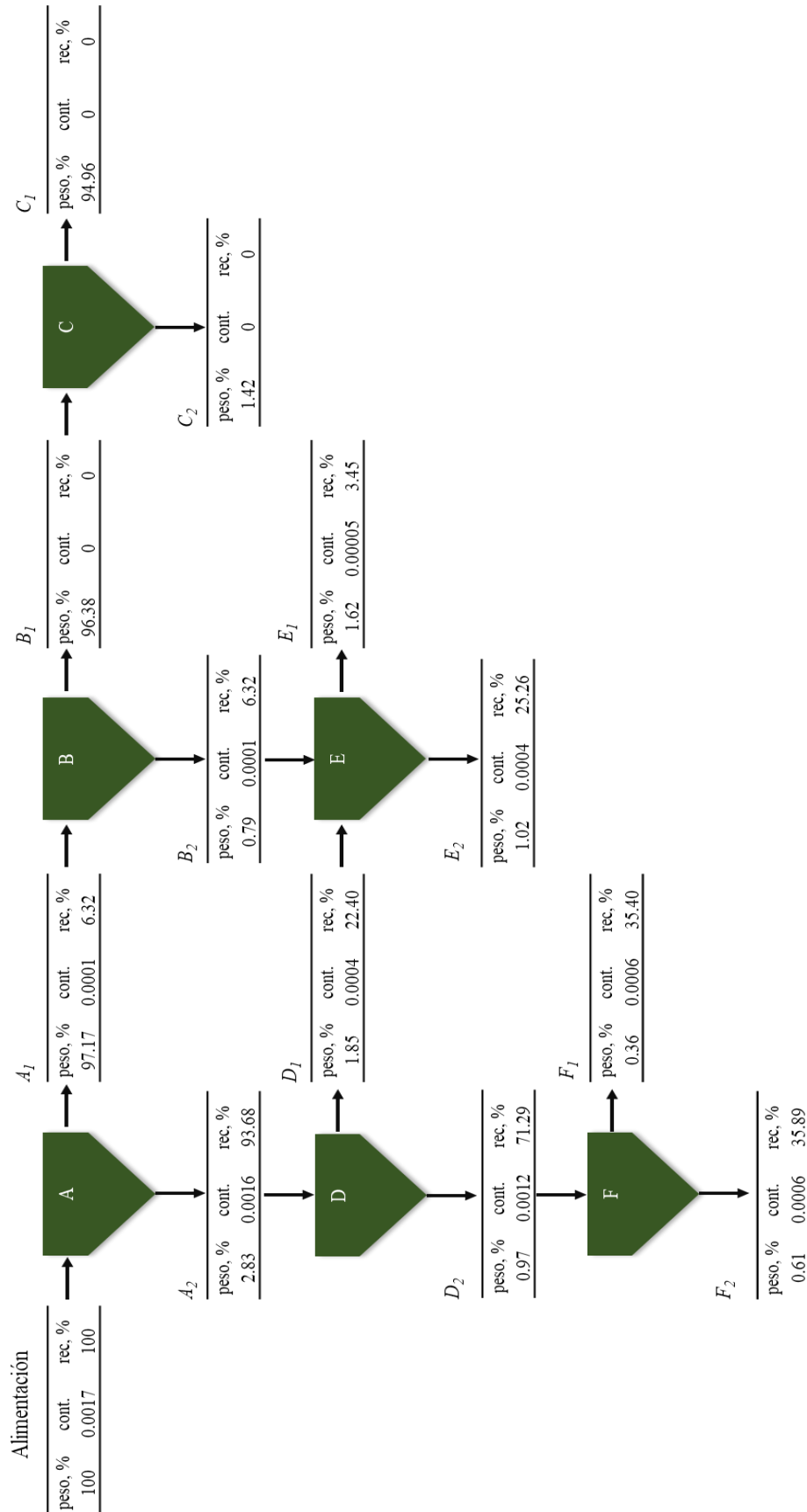


Figura VIII.10.- Flotación de bormita en asociación con calcopirita en diagrama del árbol.

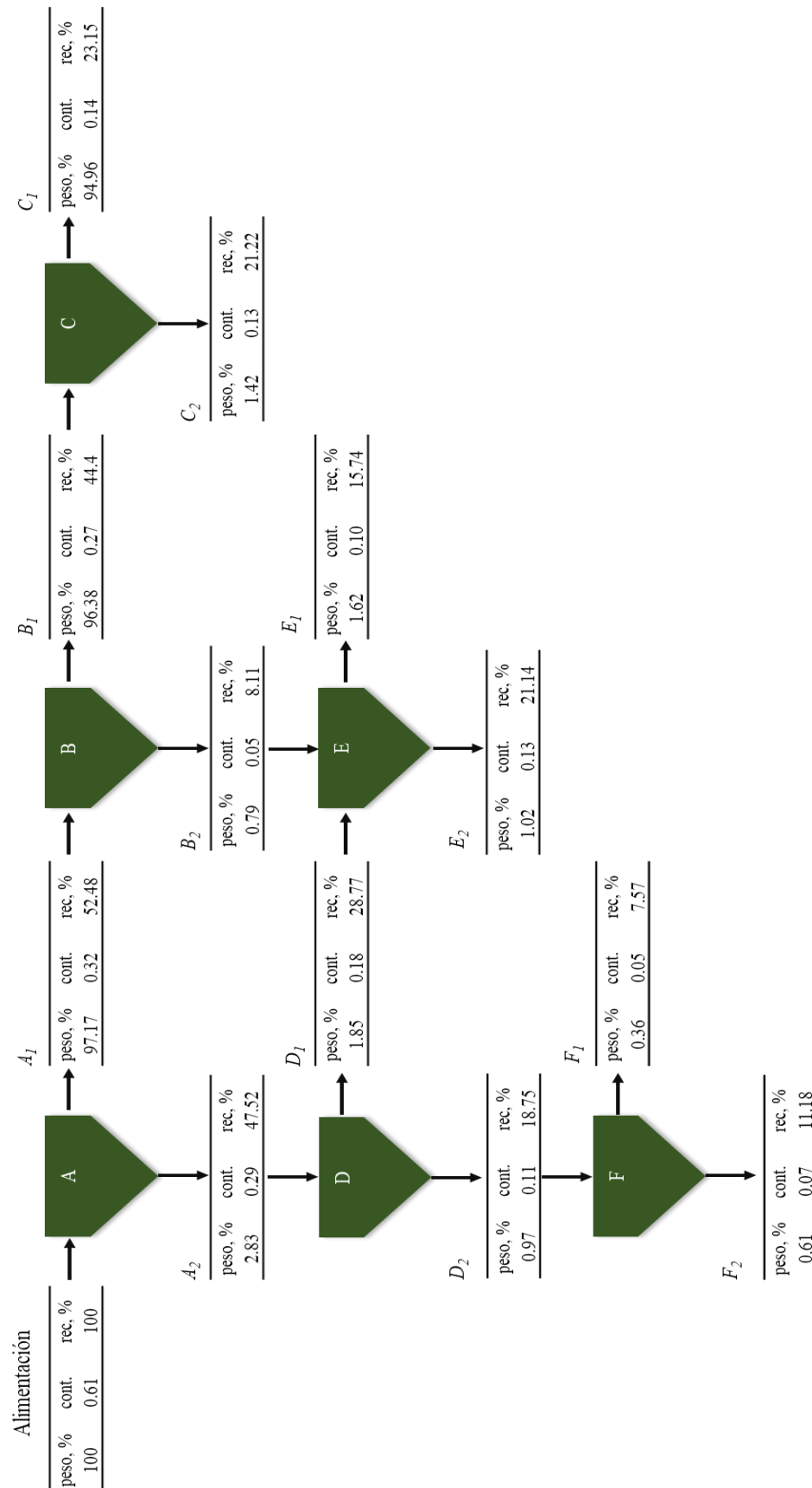


Figura VIII.1.1.- Flotación de calcopirita en asociación simple con ganga en diagrama del árbol.

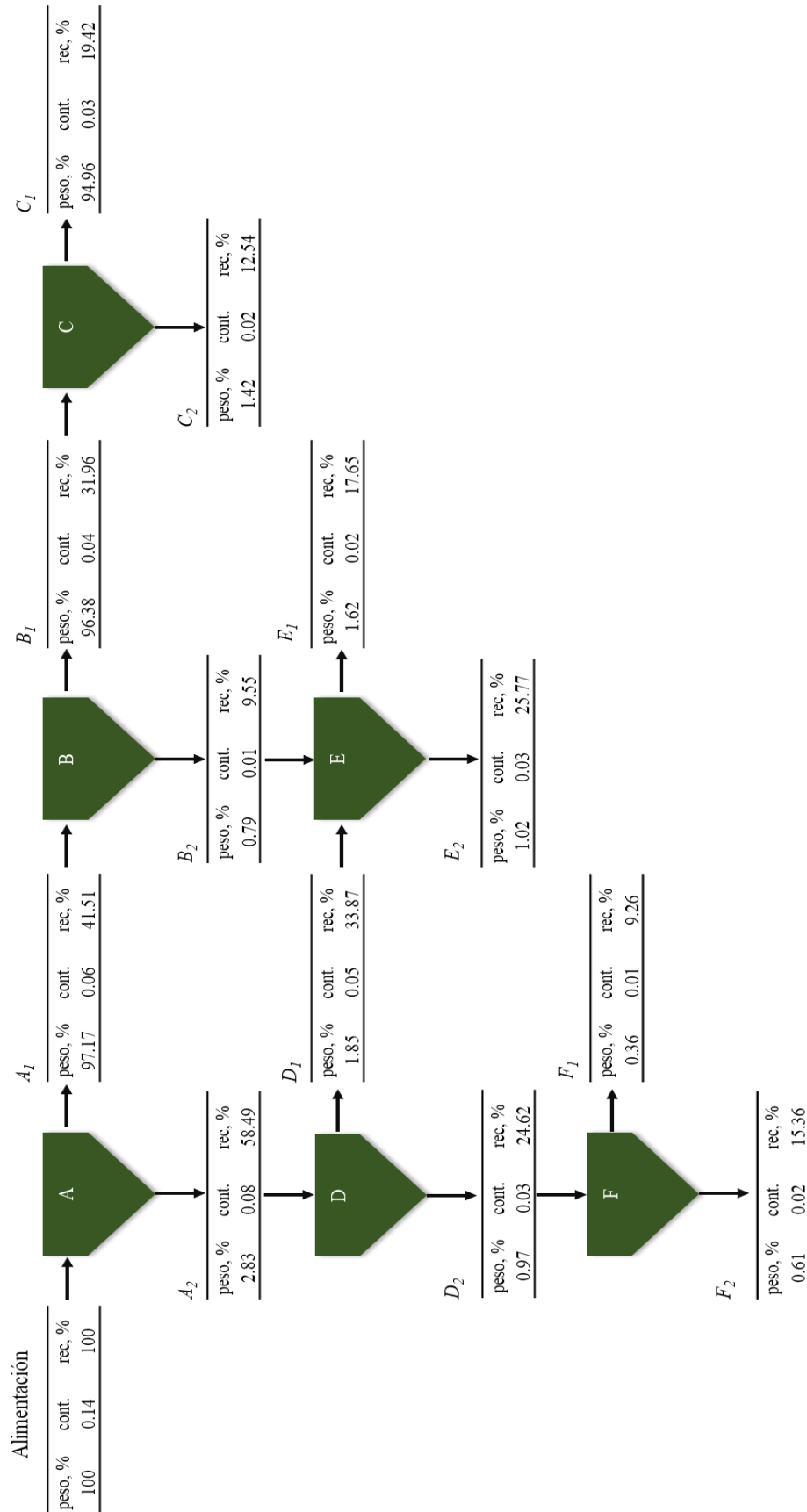


Figura VIII.12.- Flotación de calcopirita en asociación semi-envolvente con ganga en diagrama del árbol.

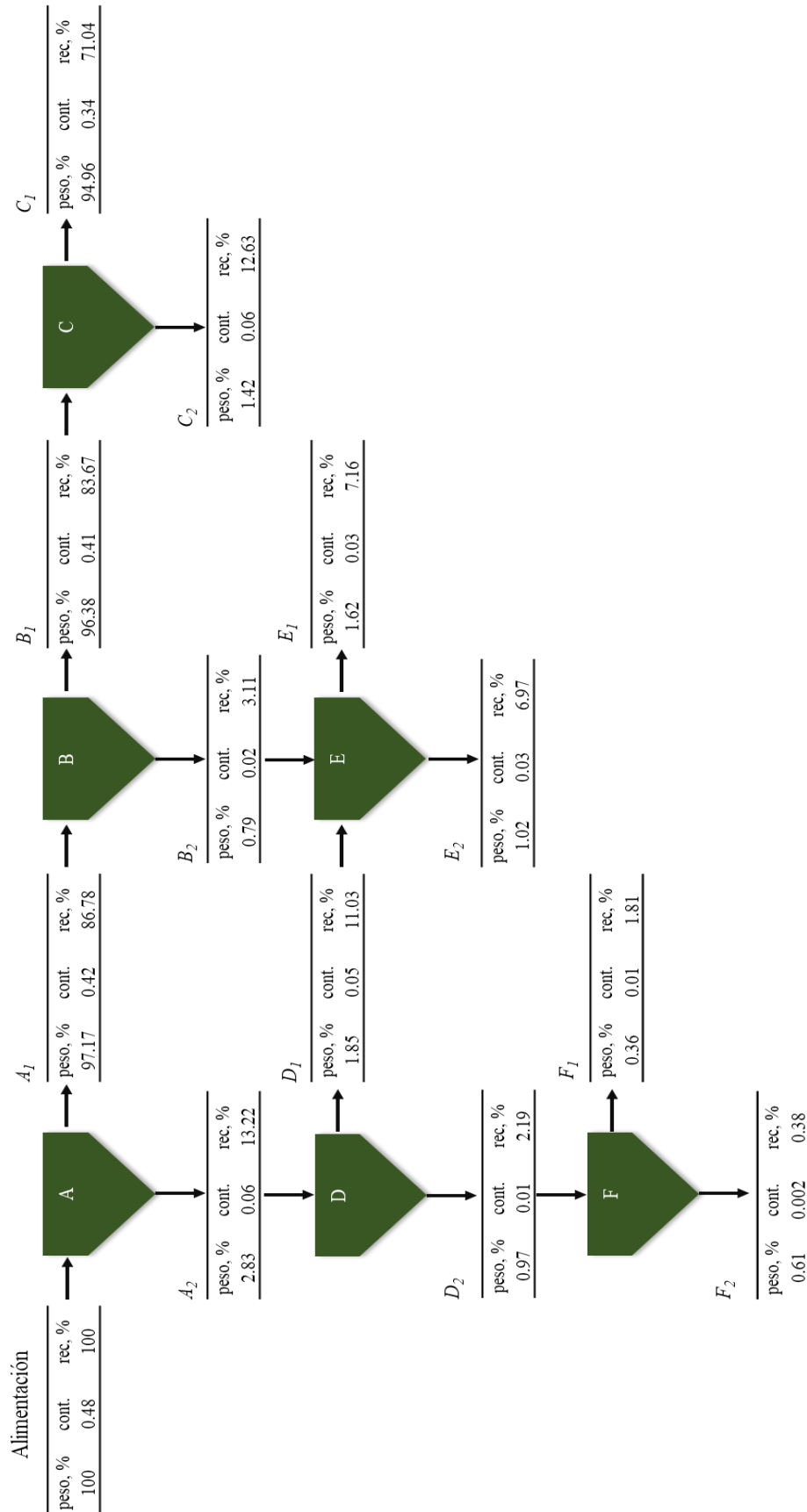


Figura VIII.13.- Flotación de calcopirita en asociación compleja con ganga en diagrama del árbol.

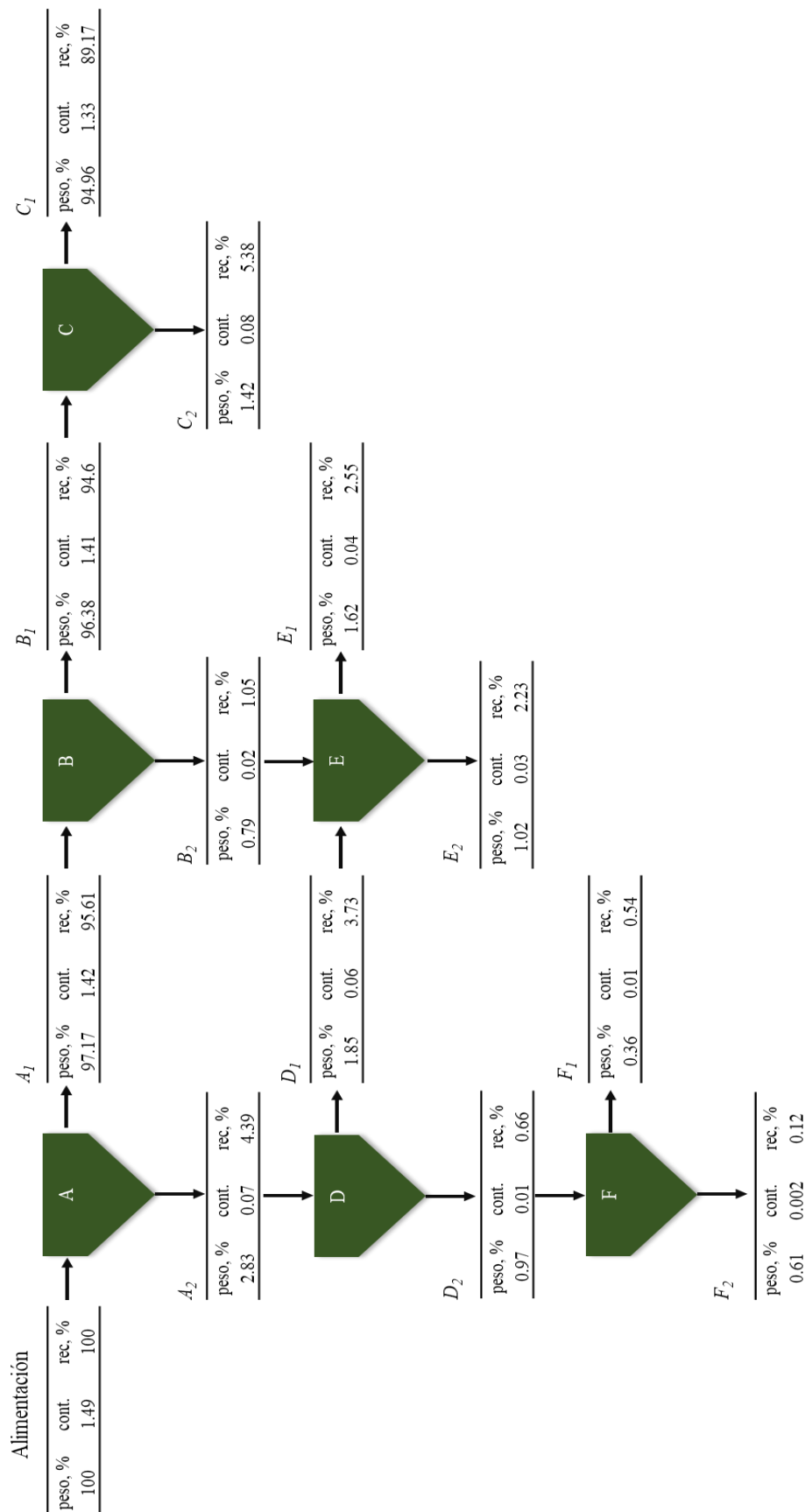


Figura VIII.14.- Flotación de calcopirita en asociación en inclusión con ganga en diagrama del árbol.

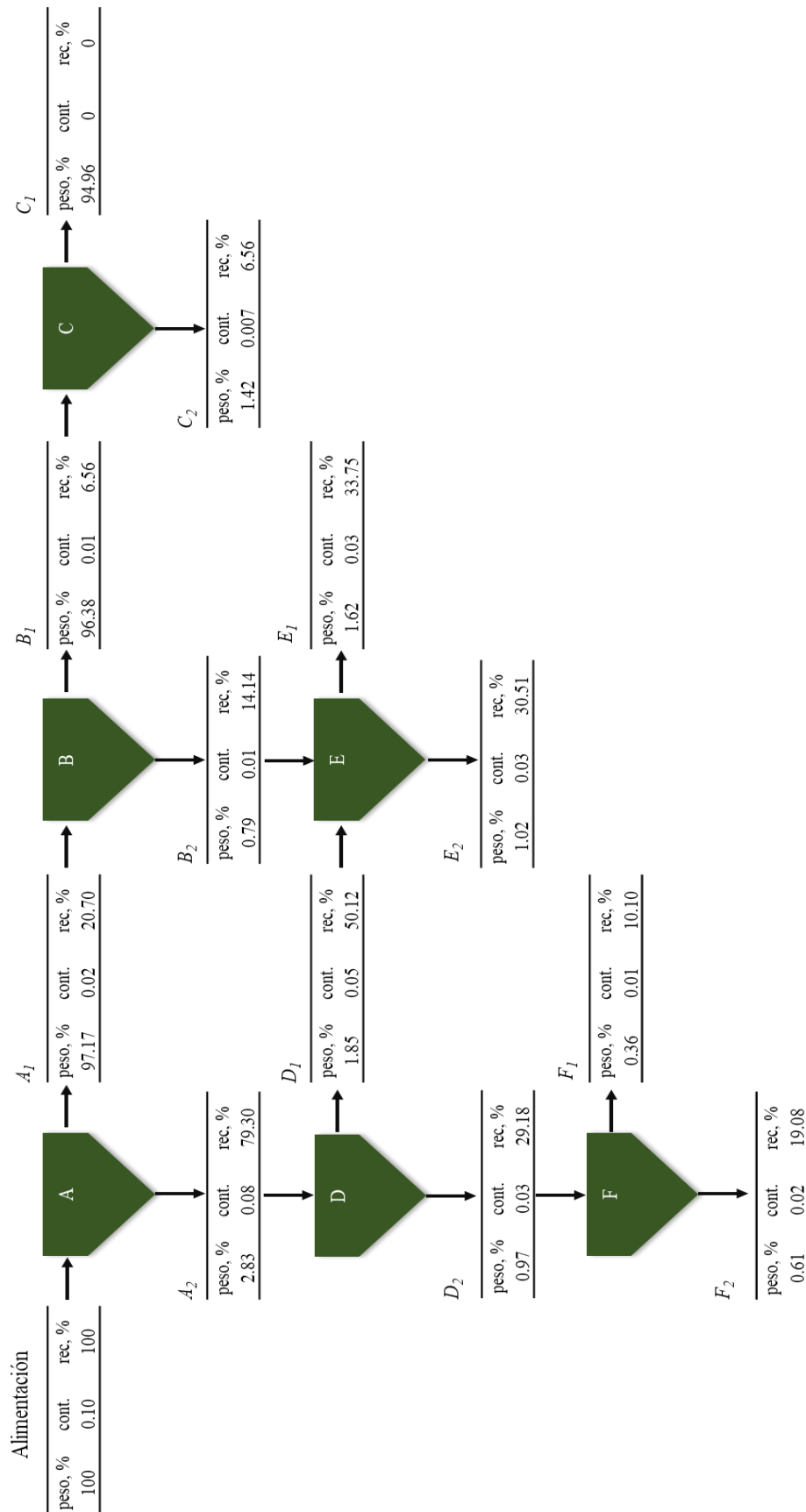


Figura VIII.15.- Flotación de bornita en asociación simple con ganga en diagrama del árbol.

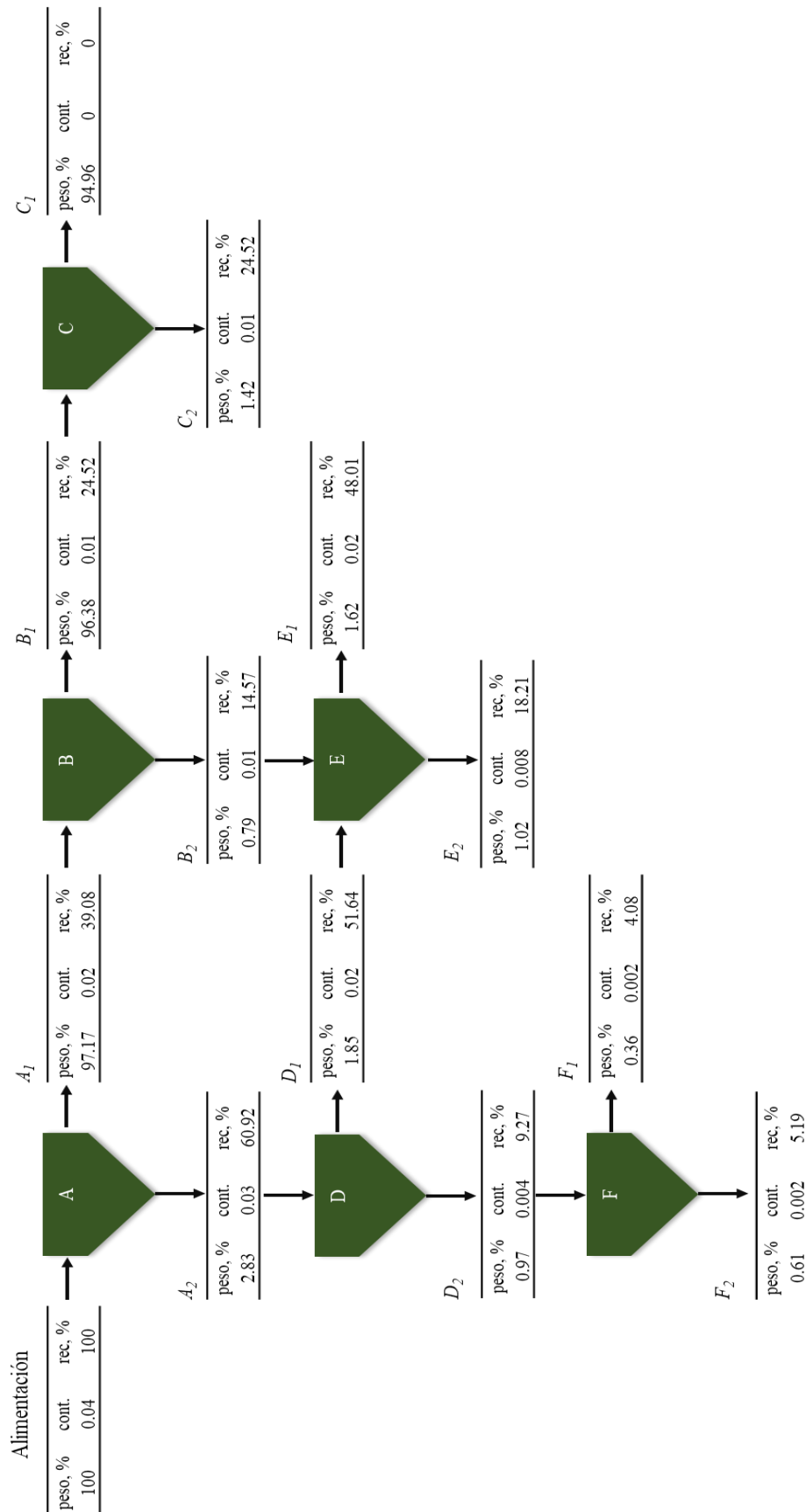


Figura VIII.16.- Flotación de bornita en asociación semi-envolvente con ganga en diagrama del árbol.

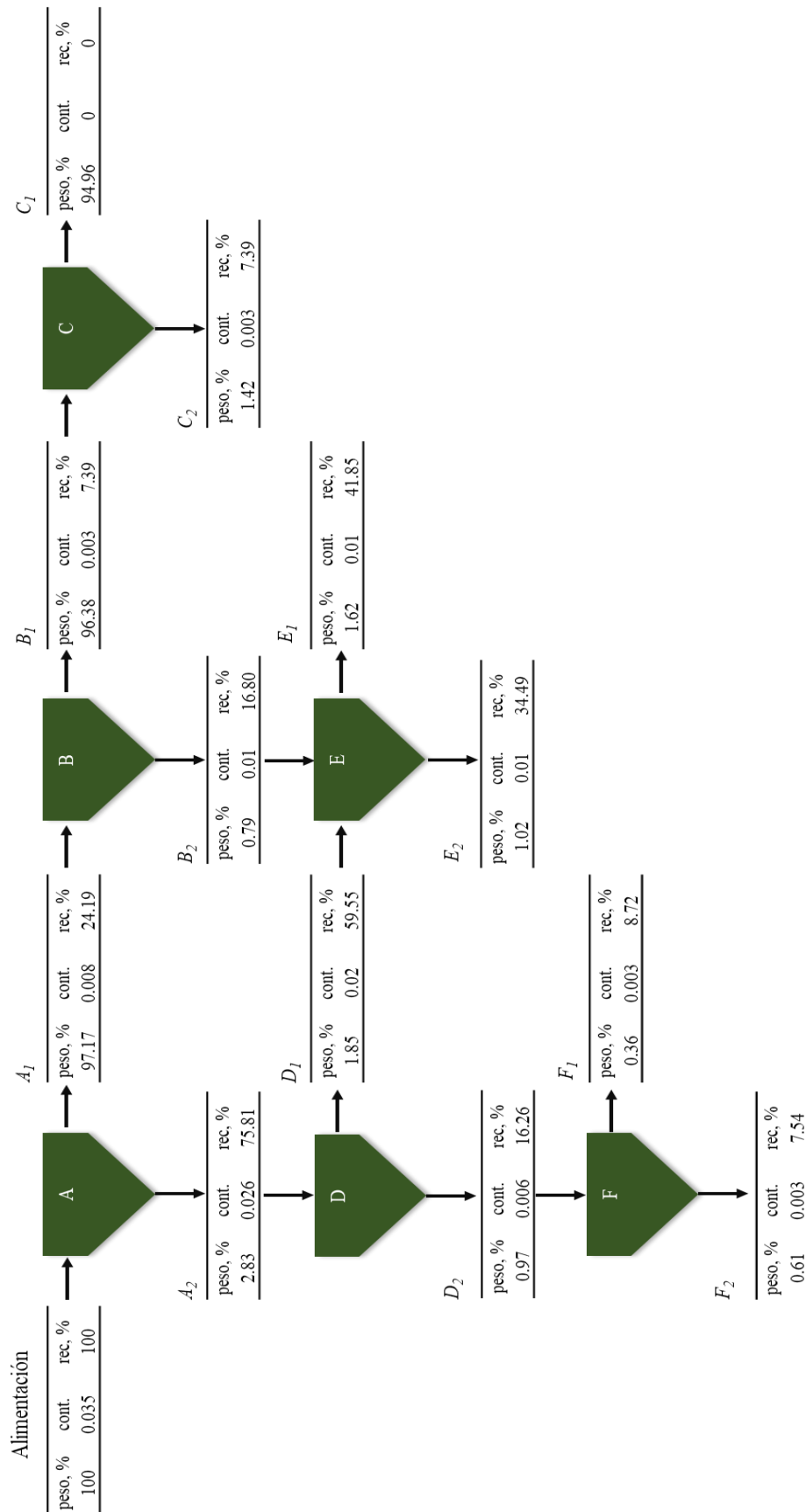


Figura VIII.17.- Flotación de bornita en asociación compleja con ganga en diagrama del árbol.

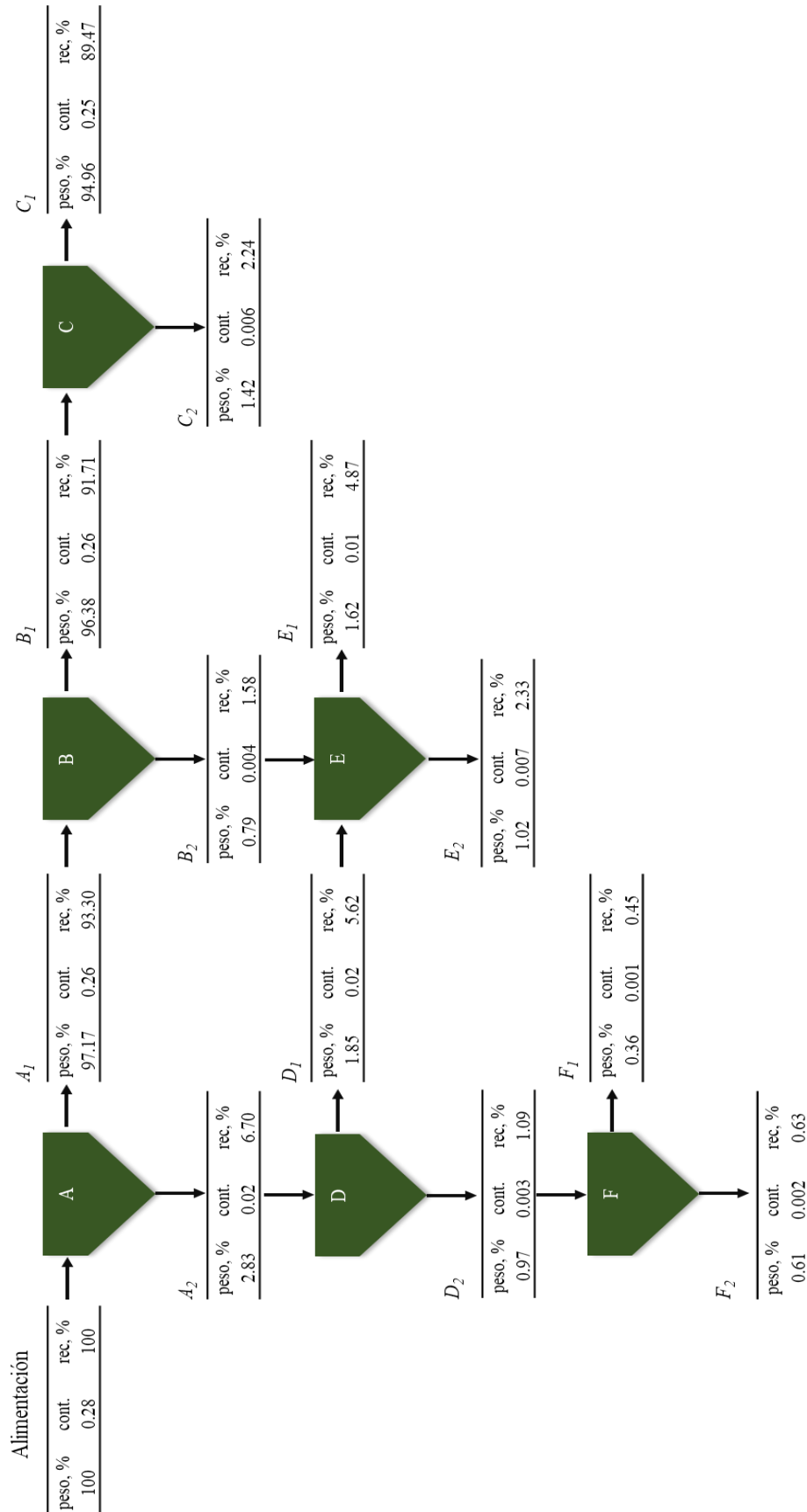


Figura VIII.18.- Flotación de bornita en asociación en inclusión con ganga en diagrama del árbol.

Apéndice IX. Resultados del modelo de flotación de partículas de cobre

Tabla IX.1.- Modelo de partículas libres de calcopirita.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	77.50	77.22
6	89.41	92.62
12	96.03	93.07

Tabla IX.2.- Modelo de partículas libres de bornita.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	87.01	86.98
6	98.42	99.13
12	100.0	99.32

Tabla IX.3.- Modelo de partículas de calcopirita en asociación simple con bornita.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	92.30	92.30
6	100.0	99.98
12	100.0	100.0

Tabla IX.4.- Modelo de partículas de calcopirita en asociación semi-envolvente con bornita.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	92.30	92.30
6	100.0	99.98
12	100.0	100.0

Tabla IX.5.- Modelo de partículas de calcopirita en asociación compleja con bornita.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	92.30	92.30
6	100.0	99.98
12	100.0	100.0

Tabla IX.6.- Modelo de partículas de calcopirita en asociación en inclusión con bornita.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	92.30	92.30
6	100.0	99.98
12	100.0	100.0

Tabla IX.7.- Modelo de partículas de bornita en asociación simple con calcopirita.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	93.68	93.68
6	100.0	99.99
12	100.0	100.0

Tabla IX.8.- Modelo de partículas de bornita en asociación semi-envolvente con calcopirita.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	93.68	93.68
6	100.0	99.99
12	100.0	100.0

Tabla IX.9.- Modelo de partículas de bornita en asociación compleja con calcopirita.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	93.68	93.68
6	100.0	99.99
12	100.0	100.0

Tabla IX.10.- Modelo de partículas de bornita en asociación en inclusión con calcopirita.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	93.68	93.68
6	100.0	99.99
12	100.0	100.0

Tabla IX.11.- Modelo de partículas de calcopirita en asociación simple con ganga.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	47.52	47.91
6	55.63	72.85
12	76.85	76.78

Tabla IX.12.- Modelo de partículas de calcopirita en asociación semi-envolvente con ganga.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	58.49	57.48
6	68.04	74.25
12	80.58	75.23

Tabla IX.13.- Modelo de partículas de calcopirita en asociación compleja con ganga.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	13.22	8.93
6	16.33	20.06
12	28.96	27.63

Tabla IX.14.- Modelo de partículas de calcopirita en asociación en inclusión con ganga.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	4.39	2.66
6	5.45	6.69
12	10.83	10.47

Tabla IX.15.- Modelo de partículas de bornita en asociación simple con ganga.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	79.30	78.98
6	93.44	96.54
12	100.00	97.18

Tabla IX.16.- Modelo de partículas de bornita en asociación semi-envolvente con ganga.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	60.92	56.04
6	75.48	86.88
12	100.0	92.23

Tabla IX.17.- Modelo de partículas de bornita en asociación compleja con ganga.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	75.81	75.32
6	92.61	95.98
12	100.0	97.06

Tabla IX.18.- Modelo de partículas de bornita en asociación en inclusión con ganga.

Tiempo, min	Recuperación experimental, %	Recuperación modelo, %
2	6.70	6.34
6	8.29	9.35
12	10.53	9.75