



Universidad Autónoma de San Luis Potosí
Facultad de Ingeniería
Instituto de Metalurgia
Posgrado en Ingeniería de Minerales



**Evaluación de flotación secuencial Cu-Pb-Zn vs separación Pb-Cu
en menas con diferente contenido de cobre secundario**

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

Presenta:
I.Q. Daniel Aguilar Ortiz

Asesor:
MC. María del Carmen Ojeda Escamilla

Co-asesor:
Dr. Pablo González Jiménez

San Luis Potosí, S.L.P. Agosto de 2019



Universidad Autónoma de San Luis Potosí
Facultad de Ingeniería
Instituto de Metalurgia
Posgrado en Ingeniería de Minerales



**Evaluación de flotación secuencial Cu-Pb-Zn vs separación Pb-Cu
en menas con diferente contenido de cobre secundario**

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

Presenta:
I.Q. Daniel Aguilar Ortiz

Asesor:
MC. María del Carmen Ojeda Escamilla

Co-asesor:
Dr. Pablo González Jiménez

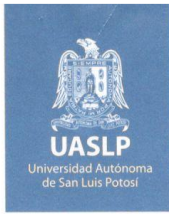
Sinodales

Dr. Roel Cruz Gaona _____

Dr. Iván Alejandro Reyes Domínguez _____

Dra. María Guadalupe Sánchez Loredo _____

San Luis Potosí, S.L.P. Agosto de 2019



16 de mayo de 2019

**ING. DANIEL AGUILAR ORTIZ
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. Pablo González Jiménez**, Asesor 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 16 de mayo del presente año, fue aprobado el Temario propuesto:

TEMARIO:

"Evaluación de flotación secuencial Cu-Pb-Zn vs separación Pb-Cu en menas con diferente contenido de cobre secundario"

Introducción

1. Antecedentes sobre la separación de sulfuros Cu-Pb-Zn por flotación
2. Preparación y caracterización de muestras con diferente contenido de cobre secundario
3. Metodología experimental de flotación selectiva Cu-Pb-Zn y flotación masiva con separación Pb-Cu
4. Resultados y discusión

Conclusiones

Bibliografía

Anexos

"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 DE SAN LUIS POTOSÍ
FACULTAD DE INGENIERÍA
DIRECCIÓN

www.uaslp.mx

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

Copia. Archivo.
*etn

"2019, aniversario 160 de la fundación del Instituto Científico y Literario de San Luis Potosí"



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE SAN LUIS POTOSÍ

FACULTAD DE INGENIERÍA

Área de Investigación y Estudios de Posgrado

Aclaración

El presente trabajo que lleva por título: "Evaluación de flotación secuencial Cu-Pb-Zn vs separación Pb-Cu en menas con diferente contenido de cobre secundario", se realizó en el periodo Enero de 2018 a Julio de 2019 bajo la dirección del M.C. María del Carmen Ojeda Escamilla.

Originalidad

Por este medio aseguro que he realizado este documento de tesis para fines académicos sin ayuda indebida de terceros y sin utilizar otros medios más que los indicados.

Las referencias e información tomadas directa o indirectamente de otras fuentes se han definido en el texto como tales y se ha dado el debido crédito a las mismas.

El autor exime a la UASLP de las opiniones vertidas en este documento y asume la responsabilidad total del mismo.

Este documento no ha sido sometido como tesis a ninguna otra institución nacional o internacional en forma parcial o total.

Se autoriza a la UASLP para que divulgue este documento de Tesis para fines académicos.

Nombre y Firma del autor

Ing. Daniel Aguilar Ortiz

AGRADECIMIENTOS

A Dios, por darme una hermosa familia la cual es el motor de mí existir y me dan la fortaleza para continuar preparándome.

A mi esposa Tita Grimaldo Vega e hijos Giovanna Aguilar Grimaldo, Daniel Aguilar Grimaldo y Jesús Iván Aguilar por ser mi razón de vida y su apoyo incondicional durante esta fase de mi preparación.

En la memoria de mis padres: Efigenia Ortiz Anaya † y Daniel Aguilar † quienes siempre están impulsándome y motivándome a crecer personal y profesionalmente. A mis hermanos: Graciela, Francisco Javier †, Vicente † y Luz del Carmen. Por sus consejos y motivaciones para seguir adelante.

A mi empresa Peñoles por otorgarme la beca que me permitió continuar preparándome y muy especialmente al Dr. Pablo González Jiménez mi mentor en todo este proceso de preparación y superación personal. Un reconocimiento al personal del laboratorio analítico y caracterización por sus resultados precisos y oportunos.

A mi asesor y sinodales MC. María del Carmen Ojeda Escamilla, Dr. Roel Cruz Gaona, Dr. Iván Alejandro Reyes Domínguez, Dra. Guadalupe Sánchez Loreda, Por su tiempo, recomendaciones y apoyo para poder realizar este trabajo.

A mis maestros del Instituto de Metalurgia Dr. Israel Rodríguez, Dra. María Isabel Lázaro, Dr. José A. Delgadillo, Dr. Antonio Aragón, Dr. Cristóbal A. Pérez, Dr. Gilberto Rosales. Dr. Javier Aguilar Carrillo. Por compartir generosamente sus conocimientos con profesionalismo y paciencia.

A los compañeros Investigadores del CIDT Ing. Ubaldo Velasco, Gabriela Gómez, Ángel Sánchez, Roberto Zarate, Daniel Pacheco y Carlos Gerónimo por su apoyo durante la experimentación y desarrollo de este proyecto de tesis. A todos los compañeros, amigos y personas que estuvieron cerca de mí para apoyarme.

¡A todos Muchas Gracias!

Índice	Página
<i>Lista de tablas</i>	<i>iii</i>
<i>Lista de figuras</i>	<i>iv</i>
<i>Resumen</i>	<i>1</i>
<i>Introducción</i>	<i>2</i>
1 Antecedentes sobre la separación de sulfuros Cu-Pb-Zn por flotación	3
1.1 Termodinámica de la flotación de sulfuros	5
1.2 Oxidación de superficies en sulfuros metálicos y su efecto en flotación	5
1.3 Flotación secuencial	6
1.4 Efecto del pH en flotación de sulfuros Cu, Pb, Zn y Fe	7
1.5 El ion sulfito como modificador de pH en la depresión de esfalerita y galena	9
1.6 Uso de polisacáridos como depresores en la separación Pb-Cu	14
1.7 Separación Pb-Cu	18
1.8 Hipótesis	18
1.9 Objetivo	19
1.10 Objetivos específicos	19
1.11 Justificación	19
2 Preparación y caracterización de muestras con diferente contenido de cobre secundario	20
2.1 Procedencia de las muestras minerales	20
2.2 Preparación de compósitos	20
2.3 Análisis químicos de cabezas y productos de flotación	24
2.4 Caracterización mineralógica, muestras de cabeza	26
2.5 Calibración de molienda y determinación de índice de trabajo	29
2.6 Pruebas de molienda	31
3 Metodología experimental de flotación selectiva Cu-Pb-Zn, flotación masiva con separación Pb-Cu	32
3.1 Cinéticas de flotación Pb-Cu	32
3.2 Pruebas de flotación masiva Pb-Cu con control de Zn en circuito abierto	33
3.3 Pruebas de separación Pb-Cu	36
3.4 Pruebas abiertas de flotación secuencial Cu-Pb-Zn	38
3.5 Pruebas de flotación secuencial Cu-Pb-Zn circuito cerrado	41
4 Resultados y discusión	46

4.1 Análisis modales.....	46
4.2 Parámetros básicos para la flotabilidad de sulfuros Cu-Pb-Zn.....	55
4.2.1 Selectividad de reactivos colectores para sulfuros	55
4.2.2 Efecto del pH y ORP en la flotación de galena y especies de cobre	56
4.2.3 Efecto del tiempo en la flotación Pb-Cu	58
4.2.4 Evaluación de polisacáridos en la depresión de galena y esfalerita	59
4.2.5 Flotación de Zn	59
4.3 Pruebas de flotación masiva Pb-Cu y depresión de Zn.....	60
4.3.1 Mineral compósito relación 1:1 Cu/Pb.....	60
4.3.2 Mineral compósito relación 2:1 Cu/Pb.....	60
4.3.3 Mineral compósito relación 2:1 Pb/Cu.....	61
4.4 Separación Pb-Cu	62
4.5 Flotación secuencial, pruebas abiertas	63
4.6 Flotación secuencial, pruebas circuito cerrado	66
<i>Conclusiones</i>	69
<i>Bibliografía</i>	71

Tablas	Página
1. Aplicación de polisacáridos en la flotación de minerales.....	17
2 Formación de compósitos con diferentes proporciones de minerales.....	20
3. Ensayes de cabezas para compósitos en evaluación.....	26
4. Cálculo de distribución de bola para molino de laboratorio.....	29
5. Distribución granulométrica sobre tres compósitos.....	31
6. Índice de trabajo registrado para los tres compósitos.....	31
7. Esquema de reactivos de la flotación masiva Pb-Cu, compósito1.....	34
8. Esquema de flotación masiva Pb-Cu, compósito 2.....	35
9. Esquema de flotación masiva Pb-Cu, compósito 3.....	35
10. Esquema de reactivos, separación con dicromato de sodio y CMC.....	37
11. Esquema de reactivos flotación secuencial, compósito 1.....	39
12. Esquema de reactivos flotación secuencial, compósito 2.....	40
13. Esquema de reactivos flotación secuencial, compósito 3.....	40
14. Esquema químico ajustado en la prueba de circuito cerrado.....	45
15. Especies minerales identificadas sobre tres compósitos.....	47
16. Distribución elemental por especies.....	48
17. Liberación y asociaciones de especies importantes.....	49
18. Balance metalúrgico para la flotación masiva Pb-Cu del compósito 1.....	60
19. Balance metalúrgico, flotación masiva Pb-Cu sobre compósito 2.....	61
20. Balance metalúrgico, flotación masiva Pb-Cu sobre compósito 3.....	61
21. Esquema de reactivos de la separación con dicromato de sodio.....	62
22. Balances calculados a circuito cerrado con separación.....	62
23. Balance metalúrgico, flotación secuencial sobre compósito 1.....	63
24. Balance metalúrgico, flotación secuencial del compósito 2.....	64
25. Balance metalúrgico flotación secuencial, compósito 3.....	64
26. Balance metalúrgico final en circuito cerrado sobre compósito 1.....	67
27. Balance metalúrgico final en circuito cerrado sobre compósito 2.....	67
28. Balance metalúrgico final en circuito cerrado sobre compósito 3.....	67
29. Balances flotación secuencial vs separación Pb-Cu para los 3 compósitos.....	68

Figuras	Página
1. Efecto del pH en la flotación de Cu - Pb - Zn y Fe.	7
2. Efecto del pH en la flotación diferencial mezcla 1:1 galena y calcopirita.	8
3. Flotabilidad natural de calcopirita en función del potencial de oxidación a pH 6, 10 y 12.....	9
4. Efecto de la concentración de sulfito y MBS como depresores de la esfalerita	11
5. Efecto del nivel de Na ₂ S ₂ O ₅ en ley de plomo en concentrado de cobre	12
6. Diagrama de distribución para una solución de H ₂ S en función del pH	12
7. Efecto del pH en la flotación diferencial de una mezcla 1:1 de galena – calcopirita.	13
8. Densidades de adsorción máxima de dextrina en minerales en función del punto isoeléctrico	15
9. Efecto depresor del almidón cáustico y CMC a pH alcalino	16
10. Quebradora de quijada marca ROCLAB con cuarteador rotatorio	21
11. Molino de rodillos marca FLSmidt	21
12. Cuarteador rotatorio fabricación nacional	22
13. Pulverizador de muestras HERZOG	22
14. Protocolo de preparación de muestras para los diferentes estudios	23
15. Equipo ICP 5300 DV Perkin Elmer	25
16. Muflas eléctricas DFC Ceramics y quipo robotizado Hot Block.....	25
17. Equipo Cyclosizer M6 para fraccionar muestras.....	26
18. Equipo de difracción de rayos X Marca PANanalytical, modelo EMPYREAM	27
19. Microscopio electrónico de barrido (MEB) Philips FEI modelo QUANTA 600	28
20. Molino de laboratorio de 1 kg y Ro-Tap TYLER para análisis granulométricos	29
21. Molino Bond para determinar el índice de trabajo	30
22. Representación gráfica de curva grado/recuperación en la cinética de flotación.....	32
23. a) Celda de flotación Outotec y b) equipo para medición de pH y ORP Fisher.....	33
24. Diagrama de flujo de la flotación masiva Pb-Cu y Zn	34
25. Celda de flotación Denver de laboratorio y microscopio estereoscópico LABOMED.....	36
26. Diagrama de separación con dicromato de sodio y CMC.....	37
27. Diagrama de flujo flotación secuencial.....	39
28. Unidades de variación por elemento en cada ciclo, circuito cerrado.....	41
29. Esquema de flotación secuencial de cobre en prueba de circuito cerrado	42
30. Esquema de flotación secuencial de plomo en prueba de circuito cerrado.....	43
31. Esquema de flotación secuencial de zinc en prueba de circuito cerrado	44
32. Diagrama de flujo para la prueba de flotación secuencial en circuito cerrado	45
33. Liberación absoluta del compósito 1	50
34. Liberación absoluta del compósito 2.....	50
35. Liberación absoluta del compósito 3.....	51
36. Micrografías por MEB de partículas en los compósitos 1,2 y 3.	54
37. Evaluación de colectores selectivos para cobre en curvas de selectividad	55

38. Evaluación de colectores selectivos para zinc en curvas de selectividad	56
39. Evaluar efecto del pH en la activación de especies de cobre con MBS	57
40. Efecto del pH en la depresión de galena con MBS	57
41. Efecto del pH y ORP en la recuperación de cobre y plomo.....	58
42. Efecto del tiempo en la flotación de Cu-Ag-Pb-Zn-Fe a pH 6.7 con MBS y CMC	58
43. Evaluación de los polisacáridos almidón y CMC en la depresión de galena y esfalerita	59
44. Ley de concentrados entre compósitos y por proceso	65
45. Recuperaciones de plomo, cobre y zinc entre compósitos y por proceso.....	66

Resumen

Los yacimientos polimetálicos con alto contenido de plomo-cobre y zinc requieren procesos de flotación selectiva para obtener productos atractivos que permitan su comercialización. El proceso utilizado tradicionalmente consiste en la separación bulk plomo-cobre, caracterizado por ser dependiente de la oxidación superficial de los sulfuros minerales utilizando reactivos que son tóxicos para la salud y el medio ambiente, como el cianuro de sodio (NaCN) usado para deprimir cobre; dicromato de sodio ($\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$) o dióxido de azufre (SO_2) necesarios para deprimir galena. Estos procesos tienen baja selectividad y son inoperables cuando se presentan especies de cobre como bornita y minerales secundarios como calcocita y covelita que forman especies solubles con estos compuestos.

Para mejorar el índice de selectividad en la separación de sulfuros minerales bajo estas condiciones, se efectuó evaluación de flotación secuencial utilizando tres minerales con diferente relación plomo-cobre en cabeza y se comparó con un proceso de separación utilizando dicromato de sodio ($\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$) y carboximetilcelulosa (CMC) donde se definieron parámetros que favorecen la depresión y activación de especies minerales para una adecuada flotación diferencial.

La flotación secuencial se caracteriza por flotar selectivamente cobre, plomo y zinc en su respectivo circuito, siendo el control de pH y el potencial oxido-reducción la clave para llevar a cabo el proceso. El uso de metabisulfito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$), en rango de pH de 6.7 a 7, activó las especies de cobre apoyado con una baja dosificación de polisacárido (CMC), como depresor de galena, para posteriormente flotar la galena a pH natural y esfalerita a pH alcalino.

Para optimizar los resultados, se evaluó la selectividad de colectores específicos para cobre y plomo, en combinación con la acción depresora de metabisulfito (MBS), así como la efectividad de diferentes tipos de polisacáridos como almidón cáustico y CMC. La mejor respuesta se obtuvo utilizando el colector de cobre AP-8222 (tionocarbamato, ditiolfosfato y alcohol pentílico) y en la flotación de plata y galena AP-7310 (aril ditiolfosfato e hidróxido de sodio) y aerophine AF-3418 (ditiolfosfinato modificado) y como depresor de plomo se utilizó CMC.

Comparando entre los dos procesos de separación evaluados, la mejor respuesta se obtuvo mediante flotación la secuencial, con mayores recuperaciones de plata, cobre y plomo en 5.1, 6.9 y 21.5% respectivamente, con calidad de concentrados similares en los tres productos y 7% de menos recuperación de zinc, siendo esta variante una área de oportunidad. Los resultados se validaron mediante pruebas de circuito cerrado.

Introducción

Los procesos de separación plomo-cobre en unidades mineras donde se tiene bornita y especies secundarias de cobre, presentan problemas de selectividad para obtener concentrados con especificaciones adecuadas para su comercialización. Al identificar las mejores condiciones para realizar una flotación secuencial se pretende maximizar la eficiencia de la separación plomo-cobre-zinc.

El cianuro de sodio y el ion sulfito lixivian fácilmente las especies de cobre secundario desde el proceso de molienda ocasionando activación de esfalerita, dificultando la separación plomo-cobre. El dicromato de sodio no presenta esta problemática sin embargo es un reactivo altamente tóxico de baja estabilidad, muy regulado y el usarlo requiere un posterior tratamiento para estabilizar el cromo. (Rao S, et al., 2011) Aunado a lo anterior, el proceso de separación convencional tiene baja eficiencia perdiéndose el cobre que se obtiene en el concentrado de plomo y el plomo reportado en concentrado de cobre lo que hace doblemente atractiva la investigación propuesta.

El empleo de reactivos orgánicos tipo polisacáridos posterior a un proceso de oxidación del plomo con ion sulfito a valores de pH que no alteren las especies secundarias de cobre y evitar activación de esfalerita en la flotación plomo-cobre asegurando condiciones para que cada especie mineral de cobre, plomo y zinc puedan ser concentradas eficientemente.

El proyecto incluye preparación de compósitos con diferentes leyes de cabeza y contenido de especies de cobre, caracterización mineralógica y liberación de especies, experimentación sobre oxidación de sulfuros y su efecto en la flotación diferencial, uso de depresores orgánicos, selección de colectores específicos para cobre y plomo.

Fueron comparados los resultados obtenidos mediante el proceso de separación convencional con dicromato de sodio vs flotación secuencial. Los mejores resultados obtenidos se confirmaron mediante pruebas en circuito cerrado para verificar la consistencia y robustez del proceso.

1 Antecedentes sobre la separación de sulfuros Cu-Pb-Zn por flotación

La flotación es un proceso de concentración de minerales finamente molidos en un medio acuoso, en el cual se procura separar las partículas de especies útiles de las estériles o gangas mediante un tratamiento físico-químico que aprovecha las propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas de los minerales y que a partir de modificar la tensión superficial permite producir burbujas de aire finamente divididas en donde se adhieren las primeras y se enriquecen en una espuma. Partiendo de esta característica, el proceso recibe también el nombre de flotación por espuma y tiene la ventaja sobre otros procedimientos de concentración, al tener la flexibilidad suficiente para concentrar selectivamente produciendo concentrados con grado comercial. La flotación, se adapta fácilmente a tratamientos en gran escala y facilita la integración de técnicas modernas de molienda y clasificación. Este método ha sido utilizado para la recuperación de los sulfuros metálicos ([Azareño, et al., 2008](#)).

Se han definido tres tipos de flotación: 1) Flotación bulk en donde se obtienen, en un solo concentrado todos los minerales de valor y una cola sin valor denominada ganga. 2) Flotación selectiva o diferencial, donde la acción de reactivos químicos permite obtener uno o más productos de un mineral específico y 3) Flotación secuencial la cual involucra condiciones específicas que favorecen la activación y/o depresión de especies para flotar de manera ordenada los minerales que se desean concentrar ([Azareño, et al., 2008](#)).

El proceso de flotación está controlado por la termodinámica, la cinética y la hidrodinámica del sistema, en consecuencia, incluye aspectos fundamentales como: la creación de una superficie hidrofóbica en una especie mineral en particular (condición termodinámica); previsión de suficiente tiempo para la adhesión de la partícula hidrofóbica con la burbuja de aire (condición cinética) y la condición de los agregados partícula-burbuja bajo el flujo de pulpa prevaleciente (condición hidrodinámica). La acción conjunta de estos principios hace a la flotación con espuma, un proceso selectivo que se usa para llevar a cabo separaciones específicas para menas complejas como: Cu-Pb-Zn, Pb-Zn, Cu-Zn, etc. cuyos minerales pueden tener contenidos de Au, Ag, Mo. Mediante este proceso también son procesadas menas de minerales oxidados y no metálicos, incluyendo el carbón, azufre y talco.

En la naturaleza se encuentran mezclas de sulfuros minerales con cantidades variables de Au, Ag, Pb, Cu, Zn y Fe conocidos como depósitos polimetálicos. En este tipo de yacimientos, el cobre se encuentra en una variedad de especies minerales siendo más

representativas los sulfuros primarios como calcopirita (CuFeS_2), bornita, (Cu_5FeS_4), y en menor proporción especies secundarias como calcocita (Cu_2S) y covelita (CuS). La calcopirita es la especie principal para la extracción de cobre y la galena (PbS) es la especie de plomo más común (Bulatovic, et al., 2001).

La concentración de menas polimetálicas requiere diferentes técnicas las cuales son definidas en función de su mineralogía y grado de liberación (Bulatovic, et al., 2001). Los procesos actuales de flotación selectiva trabajan relativamente bien con los sulfuros primarios como galena, calcopirita y esfalerita, realizando primero una flotación masiva plomo-cobre, controlando la activación de zinc y posteriormente reactivar la esfalerita con sulfato de cobre para flotarla en etapa posterior.

La forma para realizar separaciones plomo-cobre en concentrados individuales depende de su relación en el concentrado bulk. Para realizar la separación con mayor probabilidad de éxito se recomienda flotar la especie que está en menor proporción utilizando condiciones depresoras para el elemento que se encuentra en mayor cantidad. Este proceso se realiza modificando las condiciones de pulpa como el potencial oxido-reducción, el pH y la presencia de reactivos que inhiben la flotabilidad de minerales, como el cianuro de sodio para deprimir el cobre, ion sulfito o dicromato de sodio junto con agentes orgánicos derivados del almidón como la carboximetil celulosa (CMC) o dextrina cuando se desea deprimir la galena (Shimoiizaka, et al., 1976; López, et al., 2007).

El proceso de separación por flotación selectiva de sulfuros minerales de plomo y cobre a partir de concentrado bulk plomo-cobre es dependiente de la oxidación superficial de sulfuros minerales (Uribe, et al., 2000; Buckley, et al., 2003), del tipo y adsorción de depresores (Liu, et al., 1989; Cabrera, 2007; Sanchez, 2007) y de la adición de colectores para propiciar superficies hidrofóbicas que puedan ser recuperadas en el sistema burbuja-partícula (Venter, 1974; Liu, et al., 2016).

Otro factor de importancia en la separación plomo-cobre se presenta en la explotación de menas con contenidos de especies secundarias de cobre como calcosita y covelita, las cuales son fácilmente solubles en medios ácidos o en presencia de NaCN , condición que no permite realizar la separación por los métodos convencionales, debido a que el cobre soluble en el circuito Pb-Cu activa la esfalerita generando concentrados bulk plomo-cobre-zinc que no se pueden separar por métodos fisicoquímicos (Glembotsky, et al., 1995).

1.1 Termodinámica de la flotación de sulfuros

Para tener un conocimiento más amplio que permita interpretar y evaluar los procesos de flotación, es necesario estudiar las principales propiedades físicas y químicas de las superficies de los minerales (sulfuros, óxidos, carbonatos, silicatos, sales solubles etc.), es decir la química de superficies. En este estudio se tratarán dos procesos que se consideran de gran importancia:

- Flotación bulk con separación plomo-cobre partiendo de un proceso que no genere solubilidad de bornita y de otras especies secundarias de cobre.
- Flotación secuencial procurando operar a valores de pH que no afecten la solubilidad de las especies de cobre.

1.2 Oxidación de superficies en sulfuros metálicos y su efecto en flotación

Las superficies de sulfuros metálicos son susceptibles a la oxidación cuando se exponen al medio ambiente o soluciones acuosas. La capa de productos de oxidación tiene gran importancia en la adsorción de colectores sulfhídricos en la superficie de minerales. Los mecanismos de oxidación indican que los iones metálicos disueltos se hidrolizan y los iones sulfuro se oxidan, y los dos se pueden re-adsorber sobre la superficie de los minerales o reaccionar con otras especies disueltas antes de ser precipitadas (Buckley, et al., 2003).

La oxidación moderada en la superficie de sulfuros favorece su flotación, llevando a la pérdida de átomos metálicos formándose una capa de sulfuro deficiente en metal, un polisulfuro o una capa de azufre elemental las cuales son hidrofóbicas. También pueden llegar a formarse óxidos o hidróxidos del metal, o especies de sulfo-óxidos sobre la superficie, en forma moderada sobre la cual puede adherirse el colector. Una fuerte oxidación que cubra la superficie del mineral con una capa de productos hidrofílicos consistentes en óxidos e hidróxidos metálicos, pueden hacer menos efectiva la adsorción de los colectores, disminuyendo la recuperación del mineral en flotación (Buckley, et al., 2003).

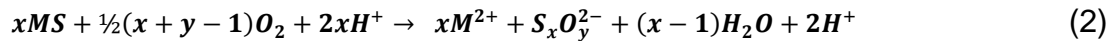
La remoción de productos de oxidación hidrofílicos de la superficie de los sulfuros metálicos puede favorecer su flotabilidad natural. Wang y Fossberg en 1990 reportaron que cuando se remueve la capa de hidróxidos metálicos con un agente complejante, dejando expuesta las superficies enriquecidas en azufre con un carácter hidrofóbico, los minerales como galena, arsenopirita y pirita presentan flotabilidad natural sin colector en rangos de pH de 5 a 10.

(Lu, et al., (2005), reportaron que la oxidación sobre la superficie de un sulfuro metálico puede llevarse a cabo en cuatro etapas:

1. Adsorción de oxígeno en la superficie del sulfuro, las cuales, al hacer contacto captura electrones generando radicales libres de O^{2-} , que al combinarse con H_2O producen $OH\cdot$.
2. En la etapa inicial de oxidación del sulfuro en medio ácido presenta una deficiencia de metal en la superficie por la disolución de éste.



3. Una etapa posterior de oxidación en medio ácido, durante la cual se pueden formar complejos azufre-oxígeno.



4. Oxidación final, caracterizada por la formación de una mono o multicapa de $MeSO_4$ o una capa sobre la superficie del sulfuro formada por una mezcla de $MeSO_4$, MeO y $Me(OH)_2$.

1.3 Flotación secuencial

Se caracteriza por flotar selectivamente cobre, plomo y zinc en circuitos independientes, siendo el control de pH y el potencial oxido-reducción en la pulpa la clave para llevar a cabo el proceso. La ventaja es que cada producto tiene su propio circuito de limpia permitiendo la purga eficiente de impurezas, mientras que con la separación Pb-Cu se quedan en uno de los concentrados finales (Qin, et al., 2013).

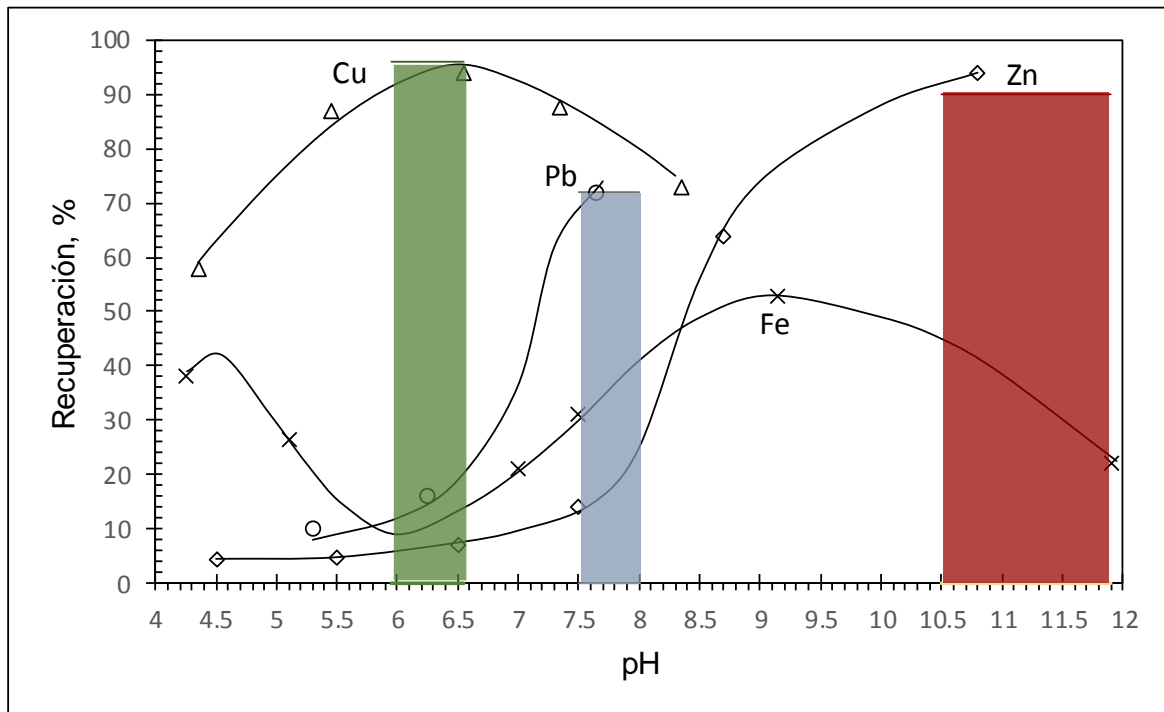
El mecanismo de la flotación secuencial se fundamenta en la remoción de productos de oxidación de carácter hidrofílico de la superficie de sulfuros metálicos con agentes complejantes, dejando superficies expuestas enriquecidas de azufre y favoreciendo la flotabilidad natural. Este mecanismo, en combinación con el uso de reactivos orgánicos y la manipulación del pH con el ion sulfito pueden establecer condiciones diferenciales de flotabilidad. En el rango de pH 8.5 a 10, las especies compiten con el colector, (xantato en sulfuros metálicos) inhibiendo su adsorción en calcopirita y galena (Qin, et al., 2013).

1.4 Efecto del pH en flotación de sulfuros Cu, Pb, Zn y Fe

Identificar el pH adecuado para flotar o deprimir cada especie es importante particularmente cuando se intenta concentrar de manera secuencial los minerales. La selectividad de la flotación de los sulfuros de cobre, plomo, zinc y hierro en función del pH para una flotación secuencial se ubica en los siguientes rangos:

- En el rango de pH de 6 a 6.5 los sulfuros de plomo, zinc e hierro, presentan menor hidrofobicidad siendo este el mejor rango para flotar el cobre.
- A pH entre 7.5 y 8 el zinc e hierro presenta menor hidrofobicidad que el plomo y cobre, ubicándose como el rango adecuado para flotar plomo.
- A pH de 10.5 a 12 el hierro tiene menos hidrofobicidad que el zinc siendo el rango ideal para flotar la esfalerita cuando ésta es activada con iones cobre.

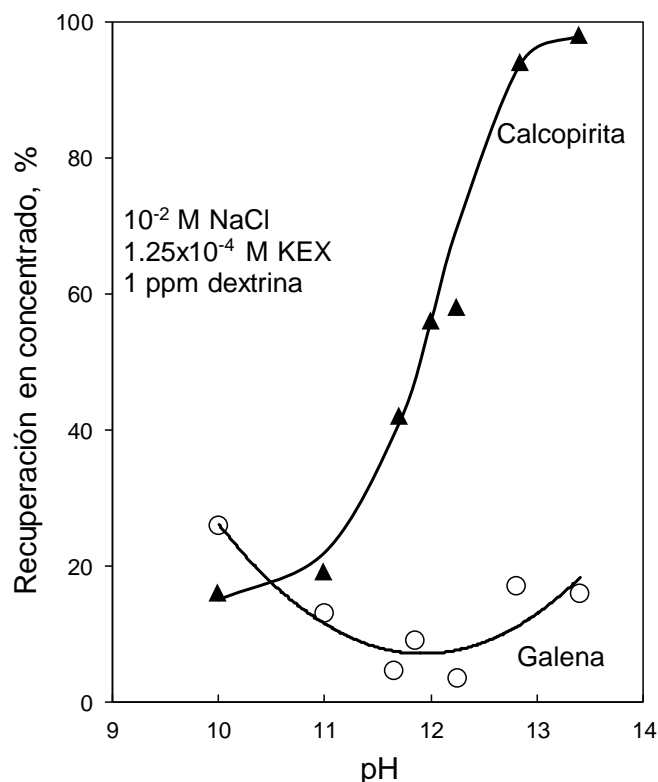
La [Figura 1](#) muestra los rangos de pH para la flotación secuencial de Cu, Pb y Zn



[Figura 1](#). Efecto del pH en la flotación de Cu - Pb - Zn y Fe. Adaptado de [Bulatovic 1999, 2007; Rath 1999; Mu et al., 2016](#)

Dependiendo del pH, las superficies de minerales de sulfuro están cubiertas por hidróxidos metálicos y azufre elemental. La presencia del hidróxido del metal debe facilitar la adsorción del depresor. La [Figura 2](#) muestra el efecto de la dextrina y el pH en una flotación diferencial de galena y calcopirita ([Liu, et al., 1989](#)).

La calcopirita presenta flotabilidad natural cuando su superficie no está oxidada ([Fuerstenau, et al., 2007](#)). Esta flotabilidad natural depende del potencial de oxidación y el pH en la pulpa ([Cabrera, 2007](#)). A valores de pH bajos la calcopirita es flotable sin colector en un amplio rango de potencial, el cual disminuye a valores de pH alcalinos por la formación de hidróxido de cobre y hierro sobre la superficie del mineral ([López, et al., 2005](#)).



[Figura 2](#). Efecto del pH en la flotación diferencial mezcla 1:1 galena y calcopirita. La dextrina se añadió después de xantato. Condiciones: 2 g de mineral a - 150 + 400 mallas, mezcla de sulfuro en solución de 200 mL. ([Liu, et al., 1989](#))

La mayoría de los sulfuros minerales tienen rangos óptimos de pH donde se lleva a cabo su flotación con y sin la presencia de colector, este parámetro debe ajustarse para la obtención de grados y recuperaciones aceptables. Pruebas de flotabilidad natural de calcopirita

realizadas por (Ackerman, et al., 1987) mostraron que la recuperación de calcopirita disminuye a medida que el pH aumenta de 5 a 10.5.

Cabrera (2007) analizó la flotabilidad de calcopirita sin colector y determinó que su eficiencia depende del pH en la pulpa y del potencial de oxidación; este comportamiento se presenta en la Figura 3 donde se observa que a valores de pH de 6 la calcopirita flota en un amplio rango de potencial, y disminuye a valores altos de pH. Tejeda atribuyó la depresión de calcopirita a la formación de hidróxidos de cobre - hierro sobre la superficie del mineral.

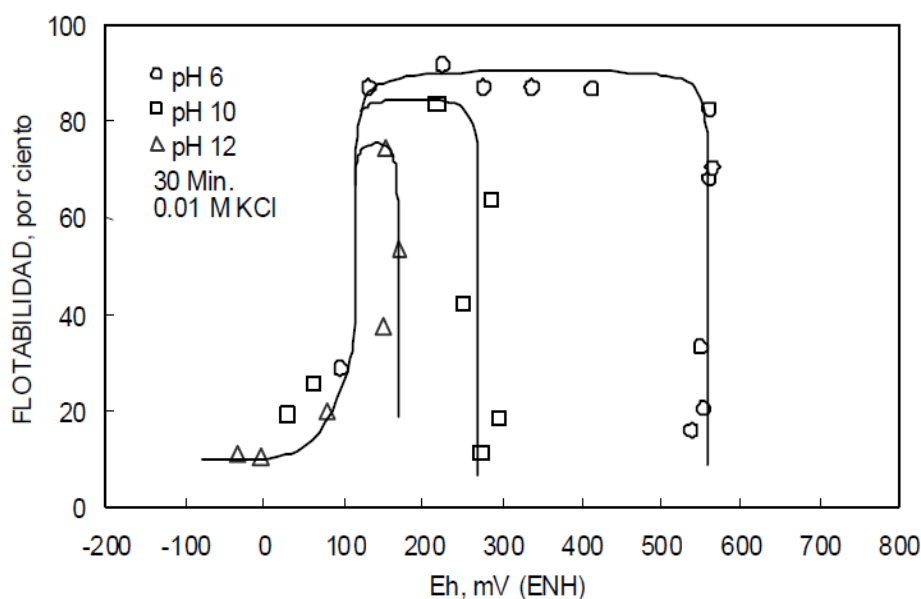


Figura 3. Flotabilidad natural de calcopirita en función del potencial de oxidación a valores de pH 6, 10 y 12 (Buckley, et al., 2003)

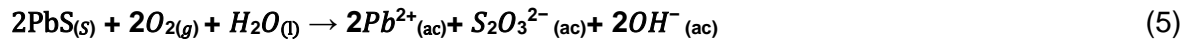
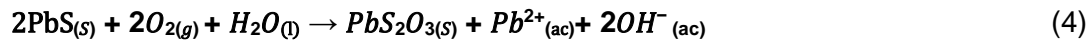
1.5 El ion sulfito como modificador de pH en la depresión de esfalerita y galena

La acción depresora de los iones sulfito y metabisulfito (MBS) en la esfalerita activada por cobre se ha estudiado en ausencia y presencia de xantato isopropílico de sodio (SIPX), bajo una atmósfera de nitrógeno y aire mediante la técnica de ángulo de contacto. Los resultados obtenidos indicaron que el MBS es un mejor depresor de esfalerita bajo estas condiciones. (Chimonyo, et al., 2017).

La presencia simultánea de oxígeno disuelto y bisulfito promueve la depresión de esfalerita. Los resultados confirmaron el efecto favorable del uso de aireación antes de la adición del colector con el fin de maximizar la acción depresora sobre las especies hidrofóbicas

presentes en la superficie de esfalerita y para evitar la oxidación de xantato (Dávila, et al., 2011; Khmeleva, et al., 2006).

Ilyuvieva (1984) reportó que la galena en ausencia de oxígeno es prácticamente insoluble, pero, en presencia de oxígeno es oxidada rápidamente, formando especies de azufre en la superficie y en la solución con base en las siguientes reacciones: (Ilyuvieva, et al., 1984).



Cuando la galena se encuentra en un sistema abierto a la atmósfera o en una pulpa donde hay iones carbonato, la superficie será carbonatada como se muestra en la reacción (6), debido a la presencia de CO₂ en las pulpas es posible formar las especies HCO₃³⁻ y CO₃²⁻, para la posterior formación de PbCO₃ en la superficie de la galena (Fuerstenau, et al., 2007).



Shimoiizaka, et al. (1976) encontraron que la depresión de galena fue efectiva cuanto más oxidada se encontraba la superficie del mineral. Estudios realizados para desactivar la galena con el uso de SO₂, reportaron la formación de especies H₂SO_{3(ac)}, HSO₃⁻ y SO₃²⁻ en la pulpa de flotación, lo cual provoca la descomposición del xantato ya que tienen la característica de acidificar la pulpa de acuerdo con las reacciones (7) y (8). (Shimoiizaka, et al., 1976).



En Figura 4 se aprecia el efecto de la concentración del ion sulfito como depresor de cobre (II) en esfalerita activada para así lograr una flotación selectiva reduciendo la activación anticipada.

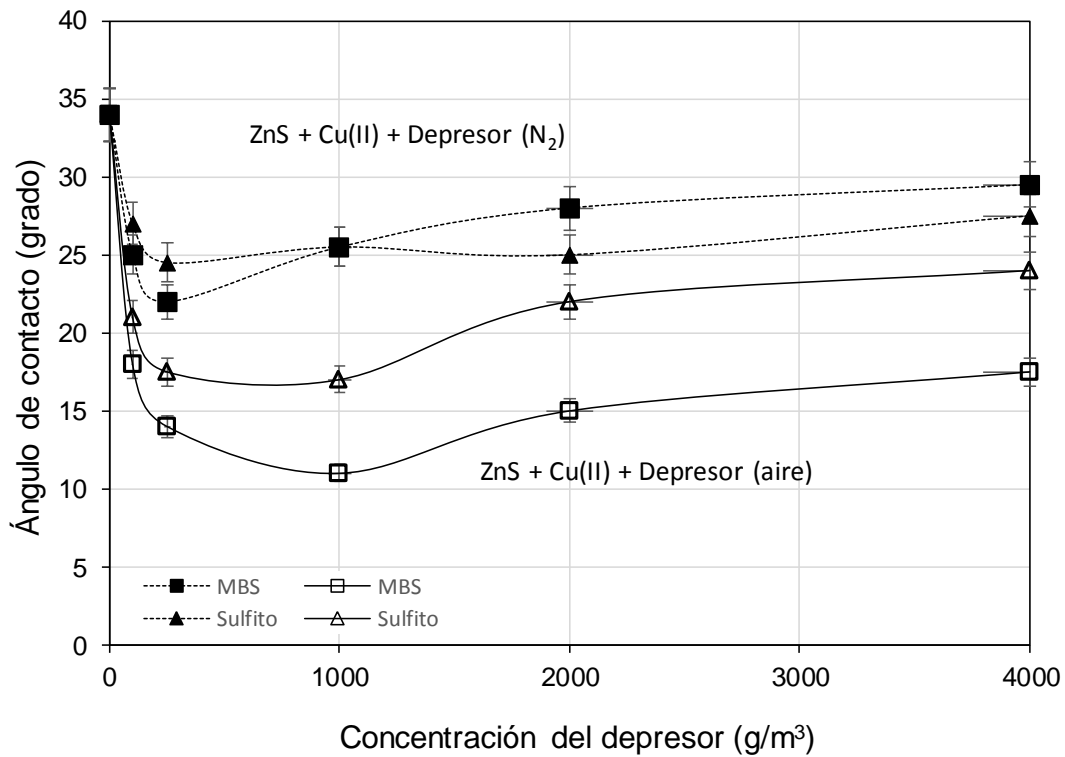


Figura 4. Efecto de la concentración de sulfito y MBS como depresores de la esfalerita activada con iones Cu(II) en atmósferas de aire y nitrógeno a pH 9 y 30 °C.

(Dávila, et al., 2011)

El efecto del sulfito en la depresión de galena durante la flotación de cobre se presenta en la Figura 5. En estudios de flotación de cobre con depresión de galena, utilizando bisulfito de sodio para controlar el pH se observó que existe una relación entre la adición de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$ y el contenido de plomo en el concentrado, concluyendo que a mayor dosificación de sulfito, baja el contenido de plomo (Liu, et al., 1989; Liu, et al., 2016).

La Figura 6 presenta el diagrama de distribución del H_2S en función del pH donde se visualiza que de 0 hasta un pH máximo de 6.5, el H_2S es la especie predominante en solución (Qin, et al., 2013).

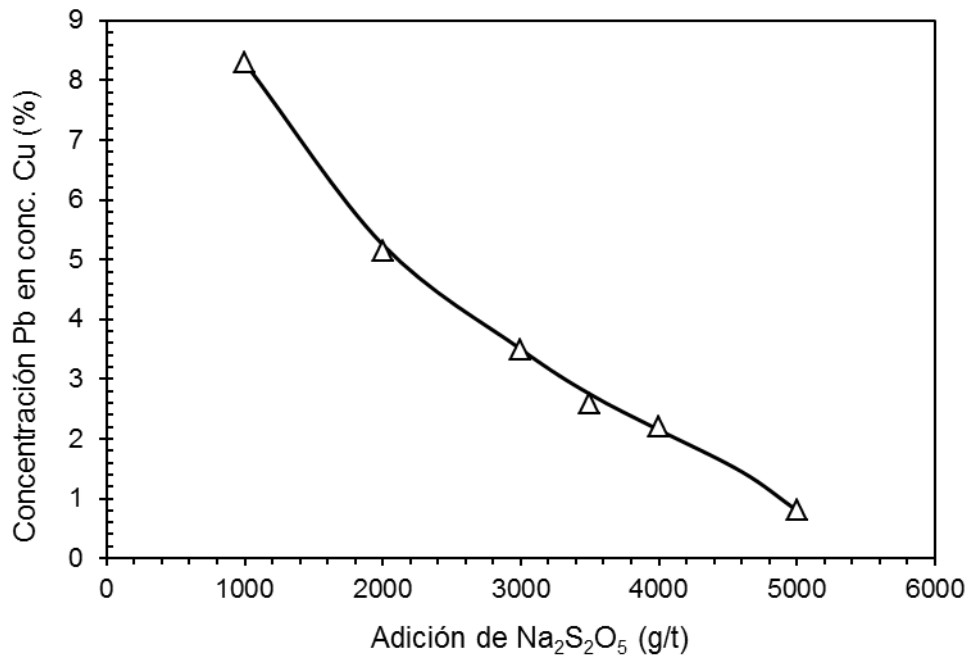


Figura 5. Efecto del nivel de Na₂S₂O₅ en ley de plomo en concentrado de cobre (Liu, et al., 1989)

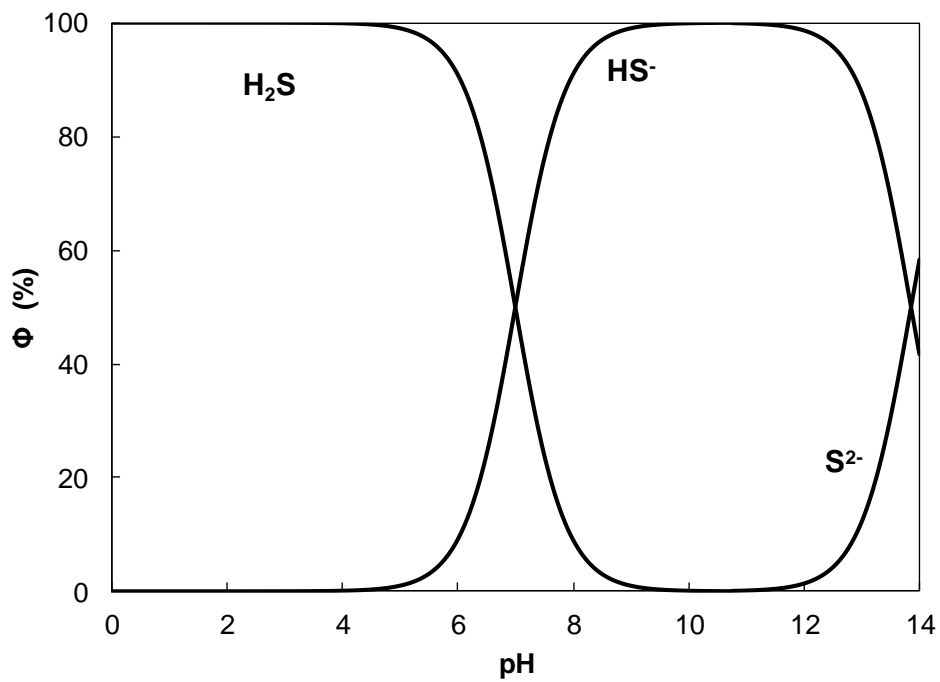
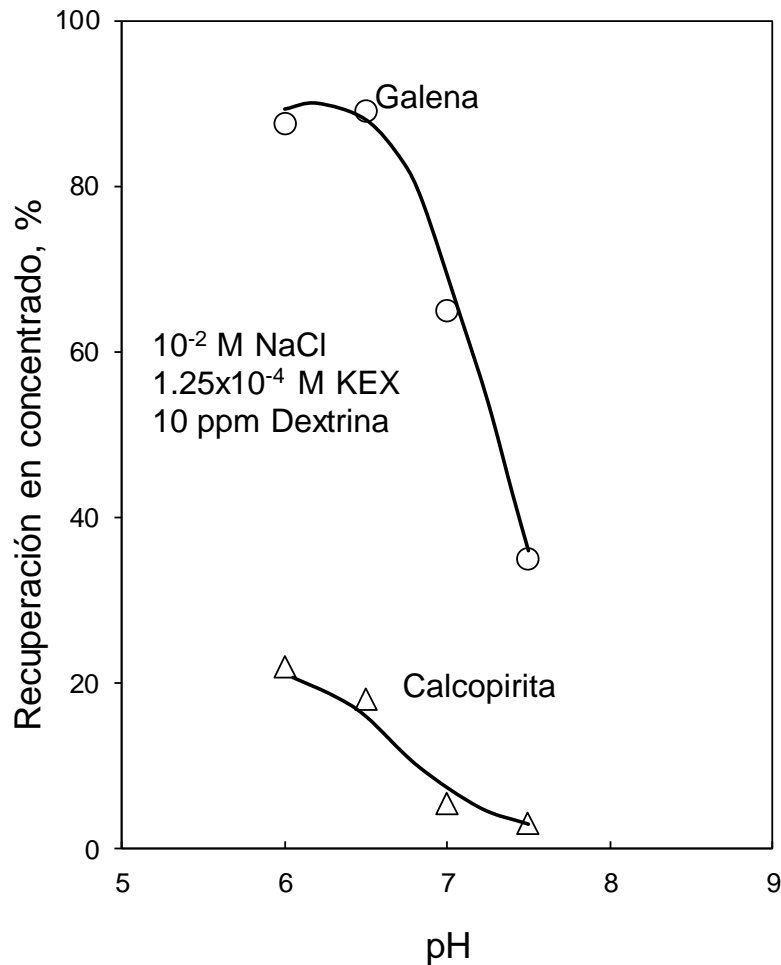


Figura 6. Diagrama de distribución para una solución de H₂S en función del pH (Qin, et al., 2013)

Liu y Laskowaki (1989) realizó pruebas de microflotación utilizando mezclas sintéticas en una relación 1:1 de calcopirita y galena que se sometieron a separación en tubo Hallimond. La mezcla fue acondicionada con 10 ppm de dextrina durante 10 minutos a diferentes valores de pH y posteriormente con 1.25×10^{-4} M KEX, seguido por una flotación durante 5 min a un flujo de nitrógeno = 30 mL/min. La [Figura 7](#) muestra que la galena se separó de manera eficiente de la calcopirita entre pH 6 y 7. El peso del mineral fue de 2 g en una fracción de tamaños de -150 +400 mallas, en 200 mL ([Liu, et al., 1989](#)).



[Figura 7](#). Efecto del pH en la flotación diferencial de una mezcla 1:1 de galena – calcopirita, 10 ppm de dextrina y 1.25×10^{-4} M KEX ([Liu, et al., 1989](#)).

1.6 Uso de polisacáridos como depresores en la separación Pb-Cu

Los depresores orgánicos tipo polisacáridos son productos naturales o modificados de alto peso molecular, contienen gran número de grupos polares hidrofílicos que son la base de la acción depresora. Estos depresores son polímeros que prácticamente no tienen cadenas de hidrocarburos hidrofóbicos y los grupos polares que contienen, son capaces de interactuar fuertemente con las moléculas de agua. Los polisacáridos naturales como almidón, dextrina, goma guar, celulosa y sus derivados no son tóxicos ([González, 2018](#)).

Los polisacáridos más utilizados para depresión de galena son almidón, dextrina y carboximetilcelulosa (CMC). El almidón y la celulosa son polímeros con estructura cíclica de cinco átomos de carbono (C) y un átomo de oxígeno (O). Los grupos -OH están unidos a los átomos de carbono en posición 1 y pueden tener dos orientaciones, α y β , representando las posiciones axial y ecuatorial respectivamente. La dextrina es producto de la hidrólisis térmica del almidón bajo condiciones ácidas y tiene la misma composición química que los almidones ([Liu, et al., 2000](#)).

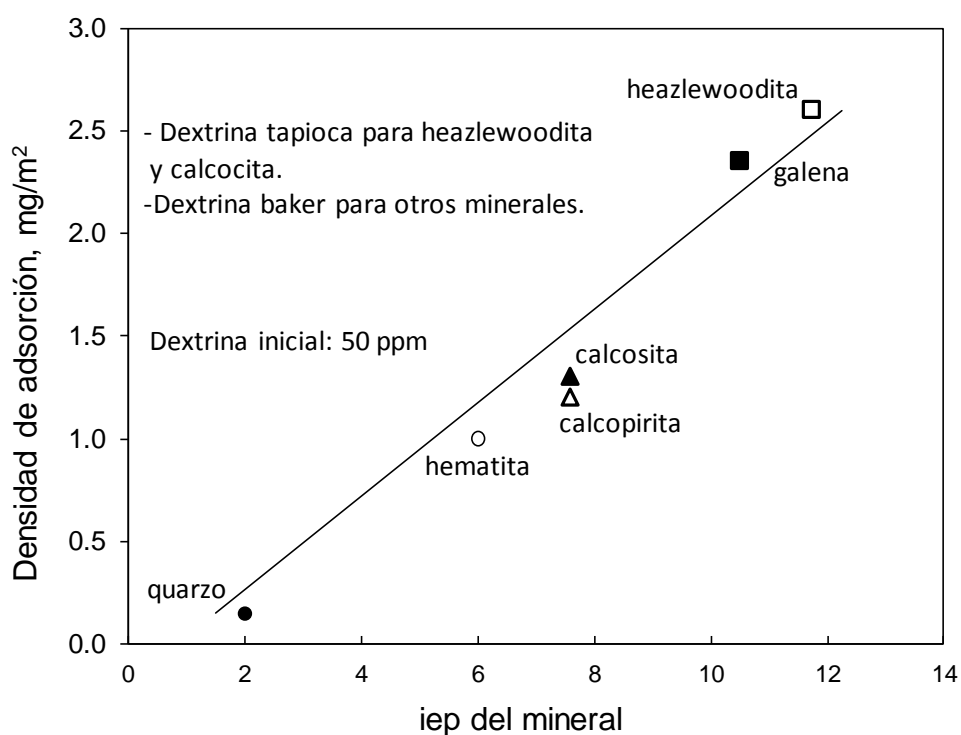
Los grupos polares pueden ser aniónicos, tales como -OH, -COOH, -OSO₃H, -SO₃H, etc.; y catiónicos como -NH₂, -NH, etc. Los reactivos son extraídos de diferentes fuentes como el maíz y la papa, puede variar considerablemente de acuerdo a la longitud de cadena, su configuración, su peso molecular y el contenido de impurezas tales como grupos carboxilatos, fosfatos y amino ácidos.

Para hacer uso adecuado de depresores orgánicos poliméricos en sulfuros polimetálicos es esencial comprender el mecanismo de interacción entre estos polímeros con las superficies minerales de sulfuros. Como fue demostrado por [Lui \(1989\)](#), la adsorción de dextrina en superficies de óxido (e hidróxido) se produce a través de una química compleja con los grupos de hidróxido asociado al metal superficial en los minerales de sulfuro, cuando la mena en medio acuoso sufre oxidación superficial.

La dextrina, es un agente dispersor/depresor común en sistemas de flotación y se ha encontrado que co-precipita con hidróxidos metálicos pero no con los cationes del metal en soluciones acuosas y tales interacciones causan una disminución en el pH de la solución. El pH óptimo para la co-precipitación de dextrina-hidróxido de metal fue 9 para cobre y/o para el plomo. El mecanismo de interacción entre dextrina y sulfuros minerales ha sido investigado a

través de pruebas de micro-flotación, adsorción, espectroscopia de infrarrojo (FTIR) por transformada de Fourier y en pruebas de disolución (Liu, et al., 1989).

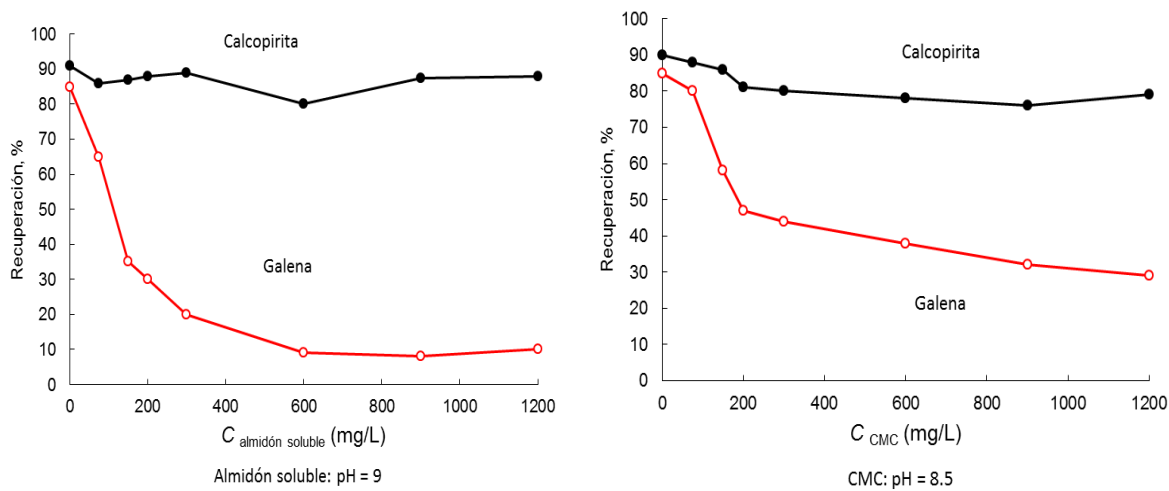
Es generalmente aceptado que los polisacáridos naturales interactúan con los minerales vía especies superficiales metal-hidroxilados (Liu, et al., 1989; López., 2007) y se ha propuesto gráfico ácido-base de la interacción entre las superficies minerales y polisacáridos naturales para poder observar y explicar los efectos vistos de adsorción y flotación, el diferencial de adsorción entre calcopirita y galena puede ser aprovechado en la flotación y/o de presión de estas especies, [Figura 8](#).



[Figura 8](#). Densidades de adsorción máxima de dextrina en minerales en función del punto isoeléctrico (iep) de los minerales (Liu, et al., 2000)

El uso de dextrina como regulador en flotación de minerales sulfurosos ha atraído la atención después de varios trabajos de investigación se demostró que la dextrina se adsorbe en sitios de metal hidroxilado en la superficies minerales de sulfuro y que específicamente en galena, la adsorción de dextrina puede ser mejorada mediante la oxidación de la superficie para promover la formación de especies de hidróxido de plomo y sulfatos (Laskowski, et al., 1991; Laskowski, et al., 1993; Laskowski, et al., 2007).

La dextrina ha presentado buena acción depresora hacia la galena pero no a la calcopirita, [Figura 9](#). Estudios espectroscópicos de FTIR indicaron que la dextrina se adsorbió químicamente sobre la superficie de la galena a valores de pH alcalinos. ([Liu, et al., 2000](#)) Ambos, la dextrina y el almidón pueden deprimir la galena fuertemente, donde la recuperación en la flotación de galena fue próxima a 20%, y la de calcopirita fue cercana a 90% ([Qin, et al., 2013](#); [Rath, et al., 1999](#)).



[Figura 9](#). Efecto depresor del almidón cáustico y CMC a pH alcalino ([Qin, et al., 2013](#))

La postulación de que los polisacáridos interactúan con metales hidroxilados superficiales, y el hecho de que la hidroxilación es dependiente del pH, explican muchas de las separaciones de flotación listadas en la [Tabla 1](#). Por ejemplo, la separación de cuarzo de hematita, la separación de sílice del fosfato y la separación de calcopirita, galena, etc. ([Liu, et al., 2000](#)).

[Lozano \(2009\)](#) reportó que la adsorción de CMC en la interfase CuFeS_2 /solución acuosa en el intervalo de pH de 2 a 12 fue baja, y no es afectada por adición de H_2O_2 . A pH 5, se tuvo selectividad en la adsorción de CMC, dado que el valor de densidad de adsorción en galena es cinco veces mayor que en CuFeS_2 . La adsorción de CMC en la interfase PbS /solución acuosa es influenciada por el pH, teniendo la máxima adsorción en el intervalo de pH 4 a 6 cuando no se oxida con H_2O_2 , y en el intervalo de pH 3 a 7 cuando se oxida con H_2O_2 .

En [Tabla 1](#) se muestra la relación de aplicaciones de polisacáridos en la flotación de minerales bajo diferentes condiciones para separar diferentes tipos de minerales ([Liu, et al., 2000](#)).

Tabla 1. Aplicación de polisacáridos en la flotación de minerales. (Liu, et al., 2000)

Mineral deprimido	Mineral flotado	Descripción
Calcopirita, esfalerita	Galena	Las pruebas de laboratorio muestran que en pH neutro, el almidón deprime la calcopirita y la esfalerita mientras que la galena se flota
Galena	Calcopirita	Dextrina con dióxido de azufre para deprimir galena en Brunswick Mines en Canadá
		Goma guar con SO a pH 4 para deprimir galena en Mattabi Mines
		Las pruebas de laboratorio muestran que la CMC deprime la galena cuando se usa junto con pirofosfato
		Almidón de maíz de guar modificado junto con ácido sulfuroso para deprimir selectivamente la galena
		Las pruebas de laboratorio muestran que en el pH alcalino, la dextrina deprime la galena mientras que la calcopirita se flota. El banco y las pruebas piloto muestran que la dextrina y el NaOH deprimen la galena.
Galena	Esfalerita	Las pruebas de laboratorio muestran que la galena está deprimida por CMC o dextrina, mientras que la esfalerita activada por cobre se flota en medios alcalinos.
Pentlandita	Calcosita	La dextrina se usó en la separación de Cu-Ni en la Mina Kotalahti en Finlandia
Heazlewoodite	Calcosita	Las pruebas de laboratorio muestran que la dextrina es un depresor selectivo del sulfuro de níquel, mientras que la calcocita flota.
Molibdenita	Sulfuro de cobre	El almidón y la dextrina se usan como depresores de molibdenita
Sulfuros de hierro	Sulfuros minerales Cu,Pb,Zn	Las mezclas orgánicas de DS que contienen polisacáridos son depresores selectivos para los minerales de sulfuro de hierro.
Pirita	Esfalerita	Las pruebas de laboratorio muestran que la dextrina deprime la pirita a pH 4 mientras que la esfalerita activada con cobre flota.
	Carbón	La dextrina, el almidón y la CMC son depresores selectivos de la pirita a pH neutro, mientras que el carbón flota
Carbonatos	Sulfuros minerales Cu-Ni	La goma guar y CMC se utilizan en muchas plantas para deprimir gangas carcacasos y carcacasos durante la flotación de sulfuro a granel Cu-Ni
Silicatos y carbonatos	Fluorita	El almidón se usa en la escala de la planta para deprimir la ganga de silicato y carbonato
Carbón	Pirita	El almidón y otros polisacáridos deprimen la flotación del carbón mientras que la pirita o la ceniza flotan
Grafito	Sulfuros minerales Cu,Pb,Zn	CMC y dextrina se adsorben sobre grafito, probablemente a través de inclusiones inorgánicas impuras

1.7 Separación Pb-Cu

Los reactivos comúnmente usados para la separación plomo-cobre son: dióxido de azufre, bisulfitos, sulfitos; junto con sulfatos ferrosos, tiosulfatos, hiposulfitos y óxido de calcio. Estos poseen algunas ventajas en comparación con el sistema NaCN/ZnO, sobre todo en lo referente a la disolución de metales preciosos y/o cobre secundario.

El bisulfito y sulfito permiten la depresión de minerales de plomo pero también tienen efecto depresor sobre los minerales de zinc. Con presencia de cobre secundario la precisión de la separación es afectada por la disolución de cobre siendo estos iones absorbidos por la galena impidiendo su depresión, este efecto negativo puede ser contrarrestado por adición de S^{2-} para precipitar iones cobre (Sánchez, 2007).

Las propiedades oxidantes del ion dicromato de sodio son similares a las obtenidas con los reactivos anteriores, excepto que presenta menor poder depresor para los minerales de zinc, comparado con el bisulfito. La depresión con dicromato de sodio se debe a la formación de cromato de plomo sobre la superficie de galena, compuesto poco soluble. La depresión es atribuida a la fuerte hidratación del cromato adsorbido en la superficie haciéndola menos hidrófoba. La eficiencia de separación es afectada por la calidad del concentrado plomo-cobre tratado, cuando el contenido de hierro y zinc incrementan se reduce la eficiencia de separación hierro-zinc en el concentrado (Dudenhov, 1980).

1.8 Hipótesis

Los minerales polimetálicos con alto contenido de cobre secundario se pueden someter a un proceso de separación por flotación secuencial donde las condiciones no afecten al nivel de selectividad de las especies. Esto se puede lograr mediante la remoción de fases hidrofílicas (como óxidos) en la superficie de sulfuros metálicos por medio de agentes complejantes dejando superficies hidrófobas expuestas enriquecidas de azufre para favorecer la flotabilidad; o fomentando la presencia de especies hidrofílicas en la superficie del mineral por la acción de reactivos orgánicos utilizados como depresores. El manejo adecuado de estas variables permite establecer condiciones preferenciales para una flotación secuencial de especies de cobre, plomo y zinc en minerales polimetálicos.

1.9 Objetivo

Investigar las condiciones de flotabilidad y depresión de cobre, plomo y zinc para definir la viabilidad de una flotación secuencial plomo-cobre-zinc sobre minerales con diferente relación Pb/Cu y Cu primario/secundario donde la esfalerita se activa fácilmente en la flotación plomo-cobre.

1.10 Objetivos específicos

- Determinar la mineralogía, grados de liberación y asociación de especies de muestras de cabeza en el estudio.
- Definir la cinética de la flotación bulk plomo-cobre
- A partir de una flotación selectiva plomo-cobre y zinc desarrollar pruebas de separación plomo-cobre, utilizando dicromato de sodio para deprimir el plomo.
- Evaluar el esquema de reactivos para flotación secuencial cobre-plomo-zinc, midiendo el grado de oxidación de pulpa con el uso de depresores y colectores específicos para cada especie.
- Validación del proceso mediante prueba de circuito cerrado.

1.11 Justificación

En los últimos años las menas polimetálicas han sido cada vez más complejas, presentándose en partículas de grano fino y con mineralogía mixta que combina especies primarias y secundarias producto de alteraciones naturales de sulfuros masivos. Esta combinación de factores dificulta el proceso de flotación selectiva teniendo como consecuencia la generación de productos con alto contenido de impurezas ocasionando gastos para su tratamiento y en casos extremos limitan su comercialización.

El presente trabajo está enfocado en identificar condiciones óptimas de flotación que permitan realizar la flotación secuencial de especies a partir de minerales polimetálicos con diferentes relaciones plomo-cobre, proporciones de bornita y cobre secundario, buscando interferir lo menos posible en las variables subsecuentes de cada etapa de flotación y asegurando las mejores condiciones para que cada mineral pueda ser concentrado de forma eficiente.

2 Preparación y caracterización de muestras con diferente contenido de cobre secundario

2.1 Procedencia de las muestras minerales

Se utilizaron minerales polimetálicos de una operación minera que flota sulfuros en dos plantas concentradoras ubicadas en el estado de Zacatecas. Las muestras fueron tomadas de diferentes zonas de mina con información geológica previa, los lugares se identificaron de la siguiente forma:

- a) Zona de vetas, mineral que se alimenta a la Planta 1 compuesta principalmente por galena, esfalerita y pirita, en muy baja proporción calcopirita. La impureza principal fue pirita con contenidos variables de carbón. De esta zona se tomó una muestra adicional con alto contenido de plomo para formar las relaciones necesarias para la experimentación.
- b) Zona de skarn, mineral que se procesa en la Planta 2 con bajo contenido de galena, alta ley de cobre con especies variadas de calcopirita, bornita, calcosita/covelita y el zinc como esfalerita. Las impurezas son pirita, pirrotita, arsenopirita y lollingita.

2.2 Preparación de compósitos

Las muestras fueron preparadas ajustando a las leyes de reservas de los próximos 10 años de la mina. Debido a que la separación plomo-cobre es sensible a la relación entre ellos y el agotativo de reserva de mina considera cambios de ley durante los años, se trató de formar tres relaciones diferentes de cabeza y proporciones de bornita para evaluar la robustez del proceso bajo diferentes condiciones.

Las muestras se agruparon en tres compósitos: 142 kg para compósito 1, 81 kg el compósito 2 y 85 kg el compósito 3. La integración de cada uno se muestra en la [Tabla 2](#).

Tabla 2 Formación de compósitos con diferentes proporciones de minerales

Muestras	Compósito 1	Compósito 2	Compósito 3
%, Planta 1 (Vetas)	50.7	6.2	61.2
%, Planta 2 (Skarn)	49.3	79.0	22.4
%, Planta 1 alto Pb (Vetas)	-	14.8	16.5
Total (Kg)	142	81	85

La preparación de la muestras se realizó mediante reducción de tamaños con una quebradora de quijada y molino de rodillos. Posteriormente se sometió a homogeneización y cuarteo utilizando cuarteadores rotatorios para asegurar la representatividad de la muestra. El equipo utilizado se presenta en las [Figuras 10, 11 12 y 13](#).



[Figura 10](#). Quebradora de quijada marca ROCLAB con cuarteador rotatorio



[Figura 11](#). Molino de rodillos marca FLSmidth



Figura 12. Cuarteador rotatorio fabricación nacional



Figura 13. Pulverizador de muestras HERZOG

Cada compuesto se separó en lotes de 1 kg en el cuarteador rotatorio para los estudios de caracterización mineralógica e investigación metalúrgica. La muestra para ensaye se sometió a pulverización. La Figura 14 presenta el diagrama de flujo de preparación para los diferentes estudios y experimentación metalúrgica.

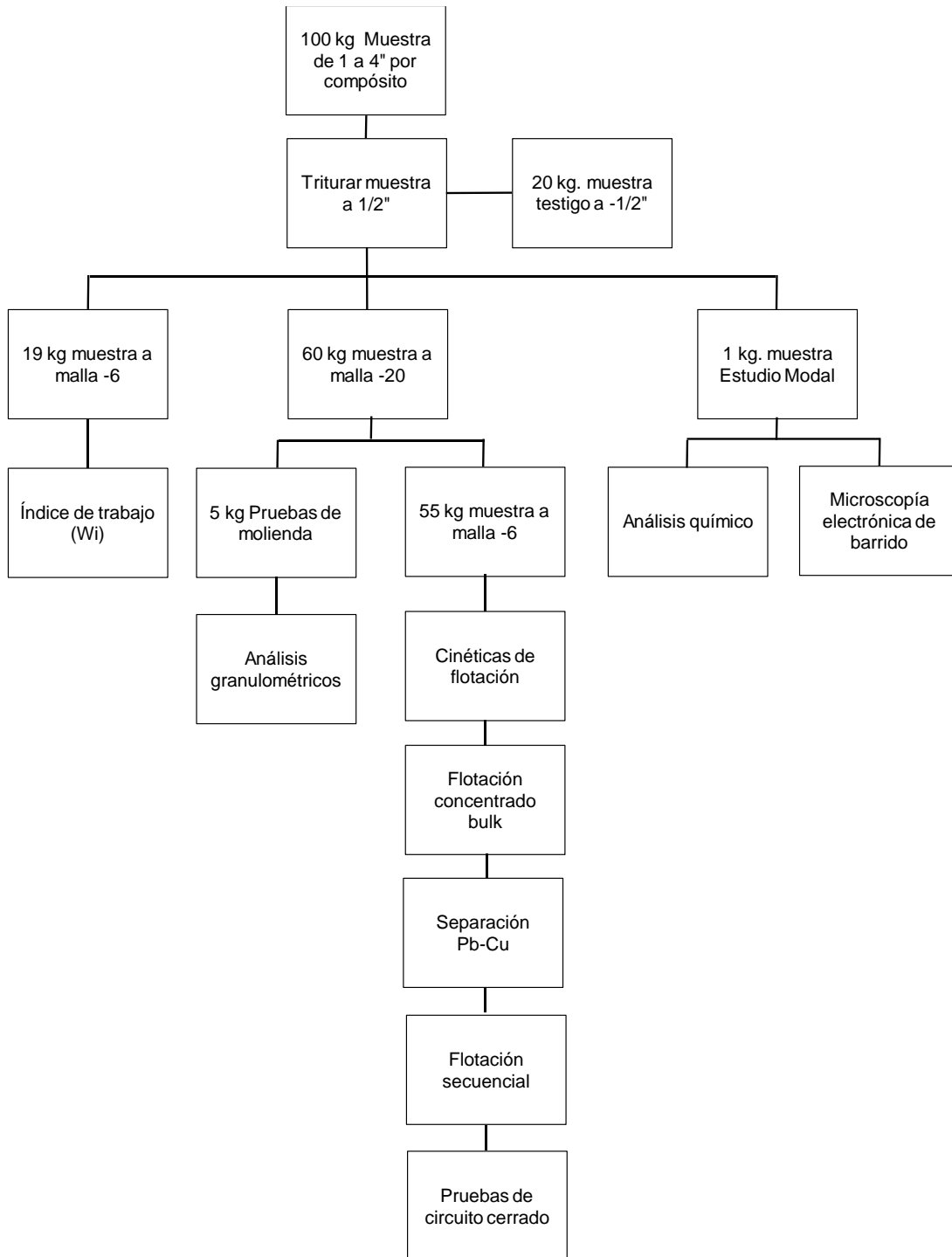


Figura 14. Protocolo de preparación de muestras para los diferentes estudios

2.3 Análisis químicos de cabezas y productos de flotación

Los análisis químicos para cuantificar el contenido de elementos de interés en muestra de cabeza y productos de pruebas metalúrgicas se realizaron en laboratorio central de Peñoles por la técnica de ICP 5300 DV Perkin Elmer (plasma de acoplamiento inductivo) para plomo, cobre, zinc, hierro y arsénico. Ensaye al fuego para determinación de oro y plata y volumetría para muestras concentradas de plomo, cobre y zinc. La determinación de carbón total y orgánico con hornos de inducción marca LECO.

Para la determinación por ICP, la muestra se sometió a digestión en HClO_4 a sequedad, posteriormente se disolvió con HCl y agua desionizada. La muestra filtrada se aforó en un matraz aforado para realizar la determinación de los elementos por espectrometría de emisión de plasma.

Para el análisis de oro y plata se realizó por ensaye al fuego, técnica gravimétrica para la determinación de contenidos de estos elementos en muestras sólidas. La muestra se mezcla con fundentes principalmente PbO que ayuda a la formación de la ligadura plomo-plata y colecta el metal de interés contenido en la muestra. Se funde a 1050°C , el líquido fundido se separa gravimétricamente en una payonera en dos fases, escoria y metal, este último se somete a proceso de copelación en un crisol de ceniza de hueso a temperatura de 805°C para obtener el botón de oro y plata se disuelve en ácidos para finalmente obtener el botón de oro, el análisis de oro y plata se obtiene por diferencia de peso.

Para la determinación de plomo, cobre y zinc en muestras concentradas se utilizó la volumetría. La muestra sólida se llevó a solución por reacción con ácidos y posteriormente se disuelve con agua en un vaso de precipitado. Se regula la acidez y se prepara para determinar los elementos por titulación. La titulación de cobre se realizó con tiosulfato de sodio, la de zinc y plomo con E.D.T.A usando reactivos indicadores para determinar el punto final de la reacción.

La determinación de carbón se realizó en un equipo LECO donde su funcionamiento se fundamenta en la oxidación de los materiales carbonáceos como grafito y materia orgánica y descomposición de los carbonatos inorgánicos a monóxido y dióxido de carbono; así como los compuestos de azufre a dióxido de azufre por la combustión de la muestra en una atmósfera de oxígeno libre de dióxidos de carbono y azufre. Los dióxidos de carbón y azufre

absorben una cantidad de energía infrarroja directamente proporcional a la concentración de carbono y azufre en la muestra, las señales electrónicas son linealizadas e integradas por un microprocesador y comparadas con una curva de calibración y finalmente son reportadas como porcentajes de carbón y azufre totales. Los equipos utilizados se presentan en las Figuras 15 y 16. Los insolubles fueron determinados por un método gravimétrico y la determinación de carbón total y orgánico con hornos de inducción.

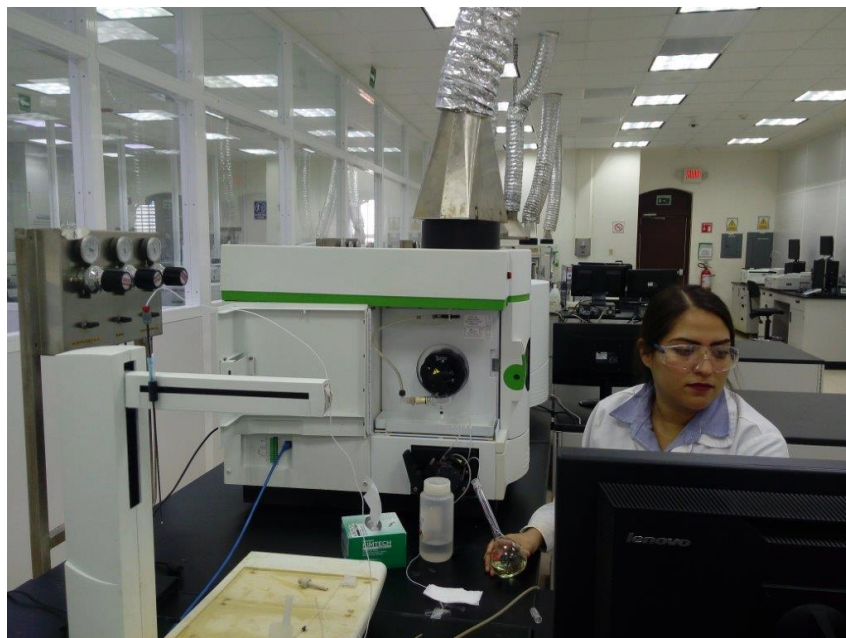


Figura 15. Equipo ICP 5300 DV Perkin Elmer



Figura 16. Muflas eléctricas DFC Ceramics y equipo robotizado Hot Block

Considerando los ensayos y la mineralogía se formaron compósitos con las siguientes relaciones de Cu/Pb: Para el compósito 1 una relación 1:1, para el compósito 2, 2:1 y para el 3, 1:2. Los ensayos para cada compósito se presentan en [Tabla 3](#).

Tabla 3. Ensayes de cabezas para compósitos en evaluación

Muestra	Ag, g/t	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	As, %	C, %	COT, %	Ins, %	Rel Pb/Cu
Compósito 1	84	0.46	0.46	1.53	4.64	0.18	3.35	0.37	45.03	1:1
Compósito 2	99	0.91	0.51	1.81	6.23	0.84	2.53	0.33	47.04	1:2
Compósito 3	83	0.50	1.20	1.93	4.00	0.39	4.44	0.56	46.66	2:1

COT: carbón orgánico total

2.4 Caracterización mineralógica, muestras de cabeza

Los estudios de caracterización mineralógica fueron realizados mediante la técnica de análisis modal donde se determinaron las proporciones relativas de partículas libres y asociadas en minerales mayoritarios o de interés que se encuentran en la muestra y cuya procedencia puede ser de mina o producto del proceso de concentración.

La información generada a través del estudio permite explicar el comportamiento de partículas minerales en operaciones reales o simuladas. Cada compósito se separó en seis fracciones para su evaluación, se utilizó un equipo Ro-tap Marca Tyler y un Cyclosizer M6 para la obtención de las fracciones. [Figura 17](#).



Figura 17. Equipo Cyclosizer M6 para fraccionar muestras

Para los estudios de caracterización se utilizaron las siguientes técnicas: Difracción de rayos X (XRD), equipo PANalytical, modelo EMPYREAM [Figura 18](#), técnica analítica que permite determinar estructura de los elementos sobre muestras sólidos.

Se utilizó también la técnica de microscopía electrónica de barrido (MEB) [Figura 19](#), acoplado al sistema MLA Philips FEI modelo QUANTA 600, la cual consiste en la adquisición de imágenes con electrones retrodispersados para delinear las partículas minerales y su posterior identificación a través de microanálisis con rayos X. De esta manera, la técnica permite automatizar la extracción de la información acerca de la asociación y composición química de partículas minerales generando datos estadísticos. Además, se identificaron especies como minerales de oro y plata que se encuentran en baja concentración ([Jiménez, 2018](#)).



[Figura 18](#). Equipo de difracción de rayos X Marca PANalytical, modelo EMPYREAM



Figura 19. Microscopio electrónico de barrido (MEB) Philips FEI modelo QUANTA 600

Los estudios de caracterización mineralógica realizados mediante la técnica de análisis modal permitieron determinar las proporciones relativas de partículas libres y asociadas de minerales mayoritarios o de interés que se encuentran en una muestra mineral. Los resultados obtenidos con estas técnicas fueron imágenes, espectros y composiciones de los componentes minerales logrando una información cualitativa y cuantitativa de especies de importancia económicas como galena, calcopirita, esfalerita, plata y de ganga como cuarzo, clorita, etc. El objetivo general del estudio de caracterización fue:

- Determinar la composición mineralógica global
- Distribución elemental por especie mineral
- Liberación y asociación de especies
- Identificación de especies de plata
- Análisis de hierro en esfalerita

La liberación relativa es un porcentaje de partículas, de una especie mineral que se encuentra libre de cualquier asociación en un determinado tamaño. La liberación absoluta se define como el porcentaje de partículas para una especie mineral que se encuentran libres de cualquier otra especie, en función de su contenido en peso en la muestra y se obtiene al multiplicar la liberación relativa de la especie por su porcentaje de distribución en la fracción granulométrica, a una molienda determinada (Jiménez, 2018).

2.5 Calibración de molienda y determinación de índice de trabajo

Sobre el compuesto con mayor cantidad de muestra se realizaron pruebas a diferentes tiempos de molienda para calibrar el P_{80} estándar de operación (P_{80} = el 80% que pasa la malla sobre un tamaño definido) entre 145 y 155 μm , valor previamente determinado por estudios de liberación. El molino de bolas de laboratorio está provisto de un gradiente de bola el cual fue calculado tomando como base los datos de la [Tabla 4](#), (Magallanes, 1995).

Tabla 4. Cálculo de distribución de bola para molino de laboratorio

Tamaño	(X) Peso c/u	(Y) Área c/u	X/Y	% Peso	Peso	No. de
Pulg.	Lbs	pulg ²		(% de X/Y)	Kg	bolas
1.250	0.290	4.91	0.059	29	2.85	22
1.000	0.148	3.14	0.047	23	2.28	34
0.875	0.099	2.41	0.041	20	1.99	44
0.750	0.063	1.77	0.036	17	1.72	60
0.500	0.019	0.79	0.024	12	1.16	135
			0.207	100.0	10.00	

Las pruebas de molienda fueron realizadas en un molino de bolas de laboratorio de 1 kg y se utilizó un horno secador y agitador Ro-Tap marca TYLER con 7 mallas: de 65,100, 120, 140, 200, 270 y 325 para análisis granulométricos. Los equipos utilizados se presentan en la [Figura 20](#).



Figura 20. Molino de laboratorio de 1 kg y Ro-Tap TYLER para análisis granulométricos

Se determinó el índice de trabajo del mineral considerando la teoría propuesta por Bond, 1961, la cual expresa que: “La energía útil suministrada por tonelada de mineral es inversamente proporcional a la raíz cuadrada de la nueva superficie producida”. El índice de trabajo es el parámetro de conminución el cual expresa la resistencia del material a ser quebrado y molido. Numéricamente el índice de trabajo se representa como los kWh/t requeridos para reducir un material de un tamaño teórico infinito, a 80% pasando 100 μm que equivale a 67% pasando 200 mallas. El equipo utilizado se muestra en Figura 21.

Para operaciones de molienda el índice de trabajo es determinado mediante la ecuación 10.

$$W_i = \frac{48.95}{(P_i)^{0.23} \times (g/r)^{0.82} \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} \quad (10)$$

Dónde:

- Wi = Índice de trabajo de kWh/t
- Pi = Apertura de la malla de trabajo en micrones
- g/r = Gramos por revolución producidos a Pi
- P = Tamaño en micrones por el que pasa el 80% de la carga molida
- F = Tamaño en micrones por el que pasa el 80% de la carga alimentada



Figura 21. Molino Bond para determinar el índice de trabajo

2.6 Pruebas de molienda

Se calibraron los tiempos de molienda para llevar el producto de cada compuesto a P_{80} cercano a 150 μm , parámetro de diseño de la planta concentradora existente. El compuesto 1 presentó, P_{80} de 156 μm , el compuesto 2 un P_{80} de 149 μm y el compuesto 3 P_{80} de 144 μm , la distribución granulométrica se presenta en la [Tabla 5](#). Los resultados de los índices de trabajo obtenidos por el método Bond se reportan en la [Tabla 6](#), registrando valores entre 14.2 y 15.2 kWh/t, clasificando como minerales “duros”.

Tabla 5. Distribución granulométrica sobre tres compósitos

Tamaños		Compósito 1		Compósito 2		Compósito 3	
Malla	μm	% Peso	% Pasando	% Peso	% Pasando	% Peso	% Pasando
70 mallas	212	8.0	92.0	8.2	91.8	7.6	92.4
100 mallas	150	13.3	78.7	11.4	80.4	10.5	81.9
150 mallas	106	16.2	62.5	15.7	64.7	13.2	68.7
200 mallas	75	12.3	50.2	14.2	50.5	12.6	56.1
270 mallas	53	11.0	39.2	10.6	39.9	9.7	46.4
325 mallas	44	4.0	35.3	4.4	35.5	4.0	42.4
400 mallas	38	3.7	31.6	4.6	30.9	4.2	38.2
Ciclón 1	28	1.9	29.7	1.6	29.3	1.1	37.2
Ciclón 2	21	3.3	26.4	3.2	26.1	2.3	34.9
Ciclón 3	15	7.6	18.9	7.2	18.9	7.3	27.5
Ciclón 4	9	6.0	12.9	5.3	13.5	5.8	21.7
Ciclón 5	7	4.2	8.7	3.3	10.2	3.8	17.9
-Ciclón 5	-7	8.7	0.0	10.2	0.0	17.9	0.0
Total		100.0		100.0		100.0	
P_{80} Tamaño μm			156		149		144

Tabla 6. Índice de trabajo registrado para los tres compósitos

Muestra	Índice de trabajo kWh/t	Dureza (Bond)
Composito 1	14.2	Duro
Composito 2	15.0	Duro
Composito 3	15.2	Duro

3 Metodología experimental de flotación selectiva Cu-Pb-Zn, flotación masiva con separación Pb-Cu

Para evaluar la flotación de los minerales se utilizan típicamente cuatro tipos de pruebas: 1) cinéticas de flotación, 2) pruebas en circuito abierto, 3) pruebas de separación plomo-cobre y 4) pruebas en circuito cerrado. Cada una es utilizada con fines específicos, de la misma forma para tener un marco de referencia, se realizaron pruebas de flotación bulk plomo-cobre con posterior separación y flotación secuencial.

3.1 Cinéticas de flotación Pb-Cu

La cinética de flotación se utilizó para determinar la rapidez con que flotan las especies minerales a través del tiempo, bajo condiciones constantes de flujo de aire, concentración de reactivos y recuperación de espuma. Estas pruebas permiten definir el tiempo de flotación adecuado para asegurar máximas recuperaciones de los metales de interés, así como evaluar la flotabilidad de minerales mediante curvas grado/recuperación. Bajo estas condiciones las partículas liberadas flotan en los primeros minutos, seguida por partículas mixtas para flotar al final las especies asociadas; este comportamiento se muestra en [Figura 22](#), en donde pueden definirse: velocidad con la que flotan las especies y distribución de partículas liberadas. Las pruebas son fácilmente estandarizables, y proveen información útil para la toma de decisiones. Bajo este esquema de pruebas se evaluaron colectores específicos para maximizar las recuperaciones, los espumantes, así como el uso de depresores en la flotación primaria ([Magallanes, 1995](#)).

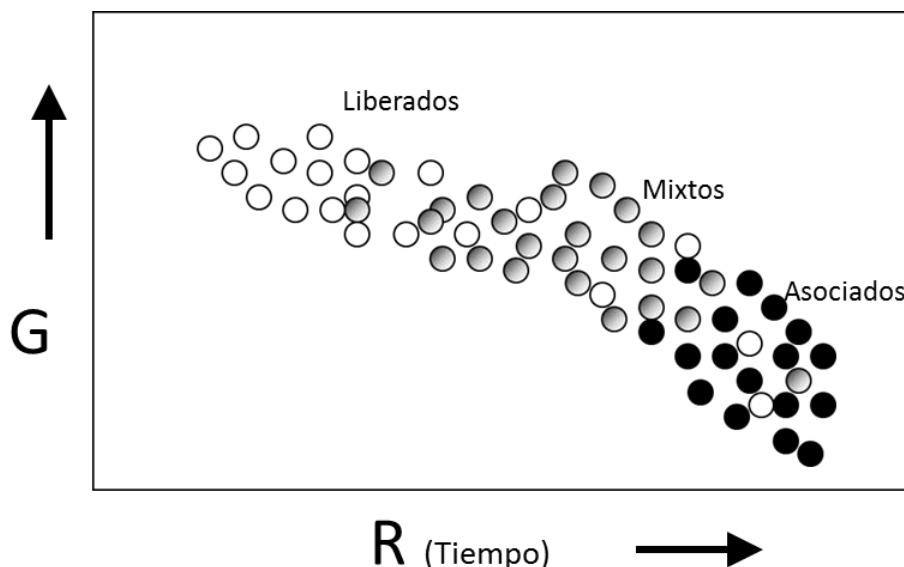


Figura 22. Representación gráfica de curva grado/recuperación en la cinética de flotación

Los equipos utilizados para las pruebas de flotación se muestran en [Figura 23](#): (a) Celda tipo Outotec, con un recipiente de 4 litros para flotación primaria – agotativa. Cuenta con un sistema de escrepas automático para recuperar el concentrado descartando el factor humano en el desarrollo de las pruebas y (b) medidor de pH y ORP con sistemas de referencia Ag/AgCl marca Termo Fisher. Los equipos de medición de pH – ORP se calibran con soluciones buffers antes de iniciar la experimentación, con estándares certificados. Se mantuvo un monitoreo continuo de rpm y flujos de aire.



Figura 23. a) Celda de flotación Outotec y b) equipo para medición de pH y ORP Fisher

3.2 Pruebas de flotación masiva Pb-Cu con control de Zn en circuito abierto

Se realizaron pruebas de flotación plomo-cobre con un esquema químico estándar y optimizado sobre los tres compósitos a evaluar para definir la máxima recuperación y selectividad de flotación primaria – agotativa. El circuito para esta fase de pruebas se presenta en la [Figura 24](#), en donde se flotó en una primera etapa el concentrado plomo-cobre, controlando la activación del zinc para posteriormente reactivarlo y flotar en una segunda etapa, cada una con su circuito de limpieza.

El esquema de reactivos se basó principalmente en el uso de depresores desde la molienda para controlar la activación de la esfalerita utilizando una mezcla de sulfato de zinc

acomplejado con cianuro de sodio. En el acondicionamiento se adiciona metabisulfito de sodio para controlar el pH a 7; como colector en la primera etapa se utilizaron reactivos específicos para plata – cobre y plomo. El esquema de reactivos para el circuito plomo-cobre y zinc y de limpias se presenta en las Tablas 7, 8 y 9, cada compósito presenta un esquema diferente en la proporción de reactivos debido a diferencias en las leyes de cabeza.

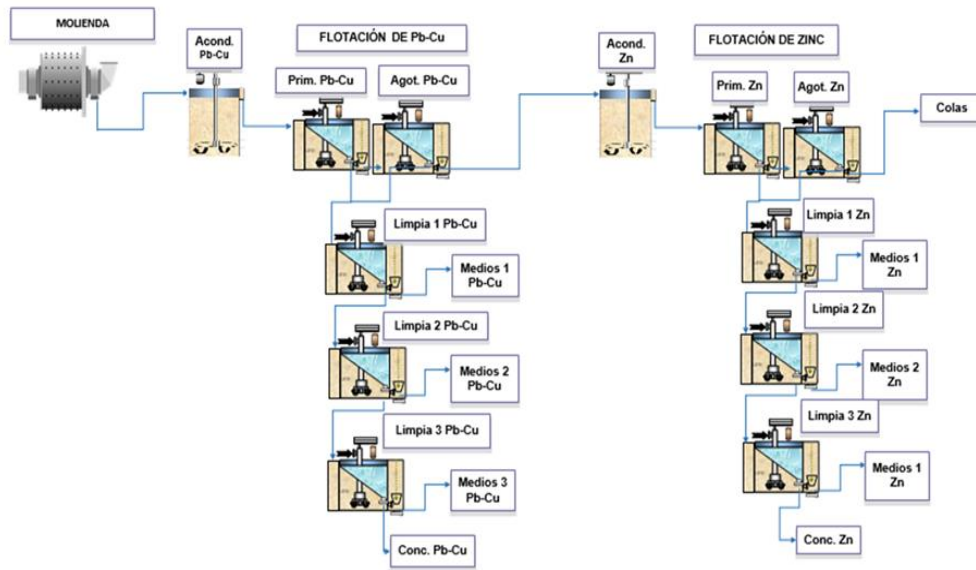


Figura 24. Diagrama de flujo de la flotación masiva Pb-Cu y Zn

Tabla 7. Esquema de reactivos de la flotación masiva Pb-Cu, compósito1

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/t)												
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	pH	RPM	Tiempo
Molienda	30	800	10			500					8.23		17
Acond Pb-Cu							10			160	7	1800	10
Prim. Pb-Cu				3				3			7.5	1800	6
Agot Pb-Cu				3			6				7.7	1800	3
Acond Zn					250				XX		10.0	1800	10
Primario de Zn							10	10	XX		10.0	1800	5
Agotativo de Zn							3		XX		10.0	1800	2
Limpia 1 Pb-Cu	10	150									7.5	1500	6
Limpia 2 Pb-Cu	10	100						3			7.5	1500	5
Limpia 3 Pb-Cu	10	50						3			7.7	1500	4
Limpia 1 Zn							10		XX		10.5	1500	5
Limpia 2 Zn								3	XX		10.5	1500	4
Limpia 3 Zn								3	XX		10.5	1500	3

Tabla 8. Esquema de flotación masiva Pb-Cu, compuesto 2

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/t)												
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	pH	RPM	Tiempo
Molienda	30	800	10			500					8.23		9
Acond Pb-Cu							10			2000	7	1800	10
Prim. Pb-Cu				3				20			7.5	1800	6
Agot Pb-Cu				3			6				7.7	1800	3
Acond Zn					250				XX		10.0	1800	10
Primario de Zn							10	10	XX		10.0	1800	5
Agotativo de Zn							3		XX		10.0	1800	2
Limpia 1 Pb-Cu	10	150									7.5	1500	6
Limpia 2 Pb-Cu	6	100						3			7.5	1500	5
Limpia 3 Pb-Cu	4	50						3			7.7	1500	4
Limpia 1 Zn							10		XX		10.5	1500	5
Limpia 2 Zn								10	XX		10.5	1500	4
Limpia 3 Zn								3	XX		10.5	1500	3

Tabla 9. Esquema de flotación masiva Pb-Cu, compuesto 3

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/t)												
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	pH	RPM	Tiempo
Molienda	30	800	10			500							8
Acond Pb-Cu							10			3000	7	1800	5
Prim. Pb-Cu				3				20			7.5	1800	4
Agot Pb-Cu				3			6	20			7.7	1800	4
Acond Zn					250				XX		10.0	1800	5
Primario de Zn							10	5	XX		10.0	1800	4
Agotativo de Zn							5		XX		10.0	1800	3
Limpia 1 Pb-Cu	5	150						10			7.5	1500	6
Limpia 2 Pb-Cu	3	100						10			7.5	1500	5
Limpia 3 Pb-Cu	2	50						10			7.7	1500	4
Limpia 1 Zn							10		XX		10.5	1500	3
Limpia 2 Zn								5	XX		10.5	1500	2
Limpia 3 Zn								3	XX		10.5	1500	2

Las pruebas se realizaron en una celda de flotación de laboratorio tipo Denver con un recipiente de 4 litros para la flotación primaria – agotativa y de 1 y 2 litros para las limpias. Se utilizó un microscopio estereoscópico marca LABOMED para guiar el proceso de flotación.

Figura 25.



Figura 25. Celda de flotación Denver de laboratorio y microscopio estereoscópico LABOMED

3.3 Pruebas de separación Pb-Cu

Como se mencionó con anterioridad, la separación plomo-cobre es compleja cuando se tienen minerales secundarios de cobre presentes, debido a que son solubles en medio ácido, por lo que el uso de SO_2 no es recomendable para deprimir galena, de igual forma el cianuro de sodio no es utilizado en la depresión de calcopirita debido a que el ion CN^- , disuelve fácilmente las especies secundarias de cobre.

La alternativa viable para realizar la separación fue utilizar dicromato de sodio y carboximetil celulosa para la depresión de galena. El esquema definido fue seleccionado partiendo de que las muestras presentaron alto contenido de bornita y cobre secundario, por lo que a valores de pH bajos y/o niveles altos de NaCN solubilizan el cobre afectando la selectividad de la flotación.

Las pruebas de separación plomo-cobre se realizaron con una etapa de acondicionamiento de 45 minutos con el dicromato, una etapa de separación y una limpia para cada producto. El diagrama usado se muestra en [Figura 26](#) y el consumo de reactivos en la [Tabla 10](#).

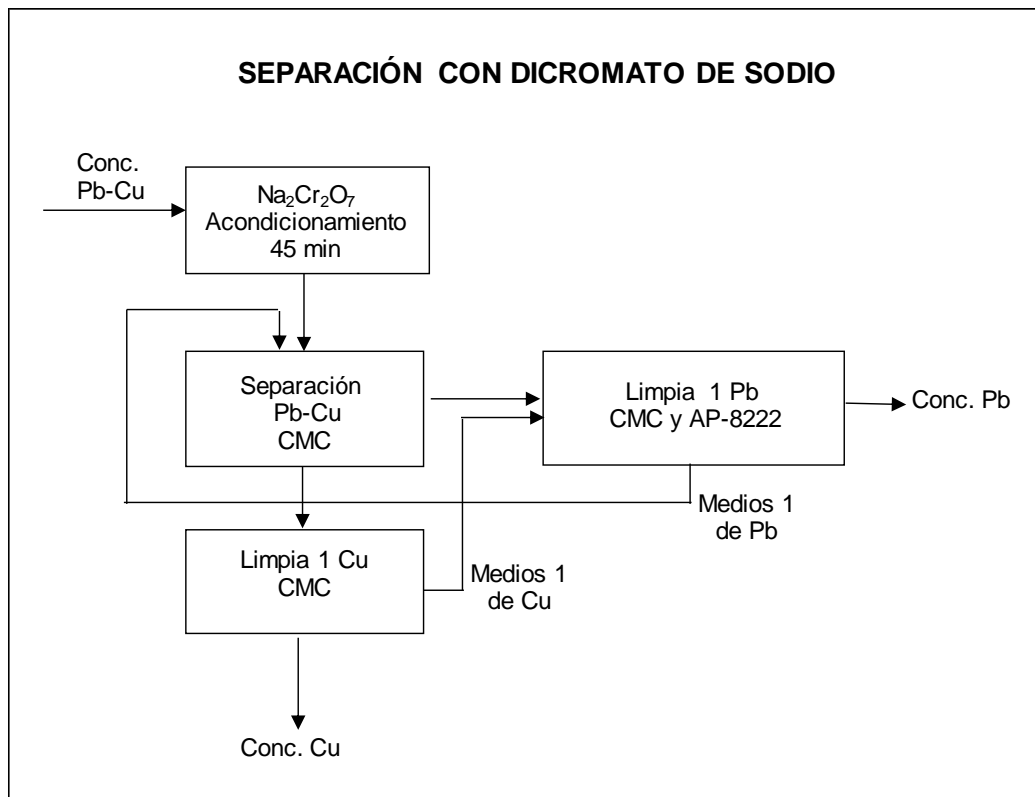


Figura 26. Diagrama de separación con dicromato de sodio y CMC

Tabla 10. Esquema de reactivos, separación con dicromato de sodio y CMC

SECCIÓN	REACTIVOS (g/ton)					
	AP-8222	CC-574	Na ₂ Cr ₂ O ₇	CMC	RPM	Tiempo (min)
Acond Cu			200		1200	45
Separacion	10			35	1200	5
Limpia 1 Cu		7		8	1200	6
Limpia 1 Pb	3	3	25	5	1200	2

La flotación de zinc se realizó partiendo de las colas plomo-cobre utilizando como activador sulfato de cobre y un colector selectivo para zinc. Se flotaron los primarios y agotativos, realizando tres limpiezas al concentrado, se ajustó el pH del circuito entre 10 y 10.5 para control de flotación de hierro. Ésta etapa se realizó durante toda la experimentación para validar que los procesos de flotación masiva plomo-cobre y secuencial no afecten la flotabilidad de la esfalerita.

3.4 Pruebas abiertas de flotación secuencial Cu-Pb-Zn

La flotación secuencial se caracteriza por flotar cada mineral de manera independiente, generando concentrados primarios de cobre, plomo y zinc para posteriormente limpiarse en circuitos individuales. Durante la molienda se adicionó sulfato de zinc y carbonato de sodio para controlar dureza del agua y evitar la activación de esfalerita, la molienda se realizó a P_{80} de 150 μm (Taggart, et al., 1934).

Para la flotación primaria se acondicionó la pulpa a 30% de sólidos previamente molida, se adicionó MBS a pH 6.7 y CMC para controlar la activación de galena, se acondicionó 2 minutos y se flotó el cobre con AP-8222 (tionocarbamato, ditiofosfato y alcohol pentílico) de Solvay y espumante CC-574 de PQM. La recuperación de cobre se realizó en los primeros cuatro minutos de la flotación siendo superior al 90% para el cobre y 25 a 30% para plomo.

En una segunda etapa fue acondicionada la cola de cobre por 5 minutos con sulfato de zinc y colector para plata-plomo AP-7310, a base de aril ditiofosfato e hidróxido de sodio de Solvay, se flotó la galena con aerophine AF-3418 (ditiofosfinato modificado) de Solvay por un tiempo de 6.5 minutos reforzando la flotación con espumante CC-574, la recuperación primaria de galena se mantuvo en el orden de 95%. En una tercera etapa se acondicionó el zinc por un periodo de 10 minutos adicionando como activador sulfato de cobre y controlando el pH a 10.5 con cal hidratada $\text{Ca}(\text{OH})_2$, para posteriormente flotar la esfalerita con el colector AP-8222 y espumante CC-574.

La limpieza del cobre se realizó en tres etapas de flotación usando como depresor de plomo CMC, las colas de la primera limpia de cobre altas de plomo y bajas de cobre se incorporaron al primario de plomo. Las limpias de plomo se realizaron en tres etapas usando como depresor de hierro y zinc una mezcla de sulfato de zinc con cianuro de sodio 10:1. Las limpias de zinc se realizaron en tres etapas usando como depresor de hierro cianuro de sodio y control de pH con $\text{Ca}(\text{OH})_2$.

Con base en información mineralógica y las pruebas de cinética de flotación, se definió el esquema químico y el circuito de flotación. La [Figura 27](#) presenta el diagrama de flujo propuesto para flotar cada especie mineral.

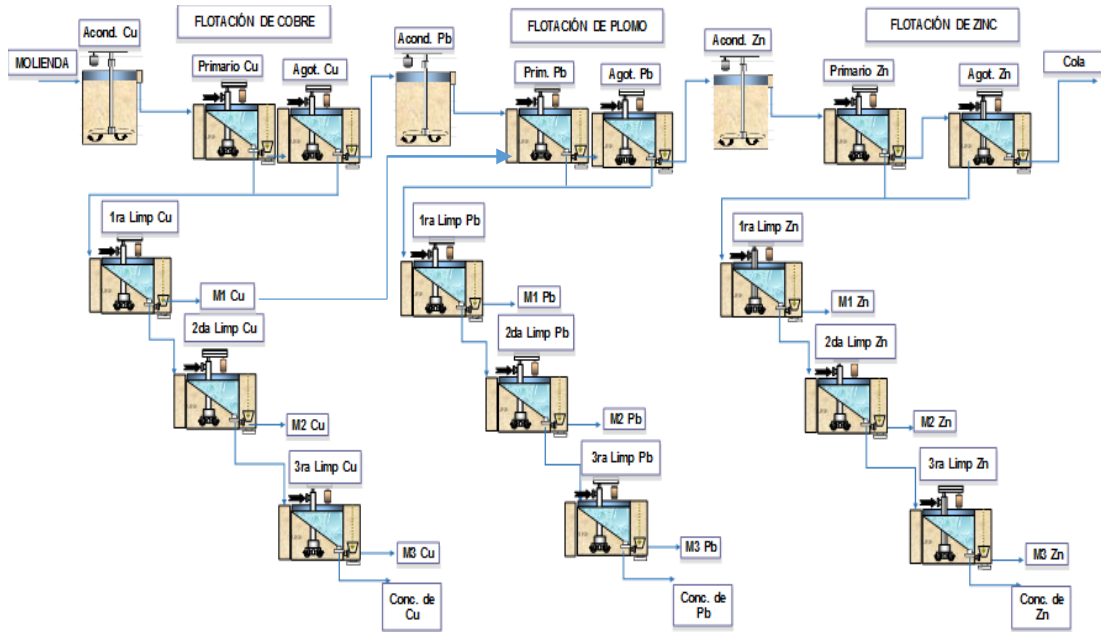


Figura 27. Diagrama de flujo flotación secuencial

El esquema de reactivos utilizados se presenta en las Tablas 11, 12 y 13.

Tabla 11. Esquema de reactivos flotación secuencial, compuesto 1

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/t)													
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	RPM	Tiempo
Molienda		800				500						8		17
Acond Cu							10			1250	25	6.7	1800	2
Prim. Cu							20					6.8	1800	3
Agot Cu							5					6.8	1800	1
Acond Pb		150	10									7	1800	5
Prim Pb				5			10					7	1800	4
Agot Pb				3								7	1800	2.5
Acond Zn					250				XX			10.5	1800	10
Prim Zn							10	10	XX			10.5	1800	3
Agot Zn									XX			10.5	1800	2
Limpia 1 Cu							5	15			5	7.5	1500	4
Limpia 2 Cu								10			3	7.5	1500	3
Limpia 3 Cu								5				7.5	1500	3
Limpia 1 Pb	10	100										7.4	1500	4
Limpia 2 Pb	5	100										7.6	1500	3
Limpia 3 Pb	5	100						3				7.8	1500	3
Limpia 1 Zn								5	XX			10.5	1500	5
Limpia 2 Zn								5	XX			10.5	1500	4
Limpia 3 Zn								10	XX			10.5	1500	3

Tabla 12. Esquema de reactivos flotación secuencial, compósito 2

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/t)													
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	RPM	Tiempo
Molienda		800				500						8.0		9
Acond Cu							10			3200	25	6.7	1500	2
Prim.Cu								30				7.2	1500	3
Agot Cu							5	10				7.5	1500	2
Acond Pb		150	10									7.7	1500	3
Prim Pb				5								7.9	1500	3
Agot Pb				3								8.0	1500	2
Acond Zn					250				XX			10.5	1500	5
Prim Zn							10	10	XX			10.5	1500	3
Agot Zn									XX			10.5	1500	2
Limpia 1 Cu		50					5	15			5	7.5	1400	4
Limpia 2 Cu		50						10			3	7.5	1400	4
Limpia 3 Cu		50						5				7.5	1400	3
Limpia 1 Pb	20	100		2				15				7.4	1400	4
Limpia 2 Pb	10	100										7.6	1400	3
Limpia 3 Pb	5	100										7.8	900	2
Limpia 1 Zn								5	XX			10.5	1400	3
Limpia 2 Zn									XX			10.5	1400	2
Limpia 3 Zn								10	XX			10.5	1400	1.5

Tabla 13. Esquema de reactivos flotación secuencial, compósito 3

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/t)													
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	RPM	Tiempo
Molienda		800				500						7.6		8
Acond Cu							10			3800	25	6.7	1500	2
Prim.Cu								30				7.4	1500	4
Agot Cu							5					7.4	1500	3
Acond Pb		150	10									7.3	1500	3
Prim Pb				10				5				7.43	1500	5
Agot Pb				5								7.5	1500	4
Acond Zn					250				XX			10.5	1500	5
Prim Zn							10		XX			10.5	1500	4
Agot Zn							5		XX			10.5	1500	1
Limpia 1 Cu							5				5	7.6	1400	5
Limpia 2 Cu											3	7.7	1400	4
Limpia 3 Cu												7.7	1400	4
Limpia 1 Pb	20	100						5				7.6	1400	5
Limpia 2 Pb	5	100						5				7.6	1400	4
Limpia 3 Pb	5	100										7.6	900	3
Limpia 1 Zn									XX			10.5	1400	4
Limpia 2 Zn								5	XX			10.5	1400	3
Limpia 3 Zn								5	XX			10.5	1400	2.5

Para cada una de las etapas se llevó a cabo el registro de pH de la pulpa, los consumos de reactivos y tiempos de flotación. Al terminar cada prueba los productos se filtraron, secaron y se prepararon para análisis químico. A partir de los pesos y leyes de productos, se realizaron los correspondientes balances metalúrgicos para determinar las recuperaciones de cada uno de los elementos de interés.

3.5 Pruebas de flotación secuencial Cu-Pb-Zn circuito cerrado

Las pruebas en circuito cerrado permiten simular el proceso de flotación secuencial de una planta y a su vez confirman y validan los resultados obtenidos en pruebas de circuito abierto. Las pruebas se realizaron con recirculaciones de medios para las etapas de cobre, plomo y zinc, en cinco ciclos. Su objetivo principal fue determinar grados y recuperaciones que se esperan en un circuito continuo, evaluando la estabilidad y definiendo ajustes de reactivos por la recirculación de productos intermedios.

La prueba de circuito cerrado involucró la recirculación de agua de proceso, esta variable ocasiona que el reactivo usado se concentre en el agua y genere algún efecto en la flotación, el cual se debe de compensar con la reducción de la cantidad de colectores y/o el incremento de depresores dependiendo el caso. Debido a que en la prueba de circuito cerrado se tuvo la recirculación de medios, en la medida que se avanzó con el número de ciclos se busca estabilizar pesos y ensayos de productos intermedios. La estabilización se alcanzó cuando la variación relativa promedio es menor al 5%. Un ejemplo de validación de la efectividad de la prueba sobre el compuesto 1 se observa en [Figura 28](#).

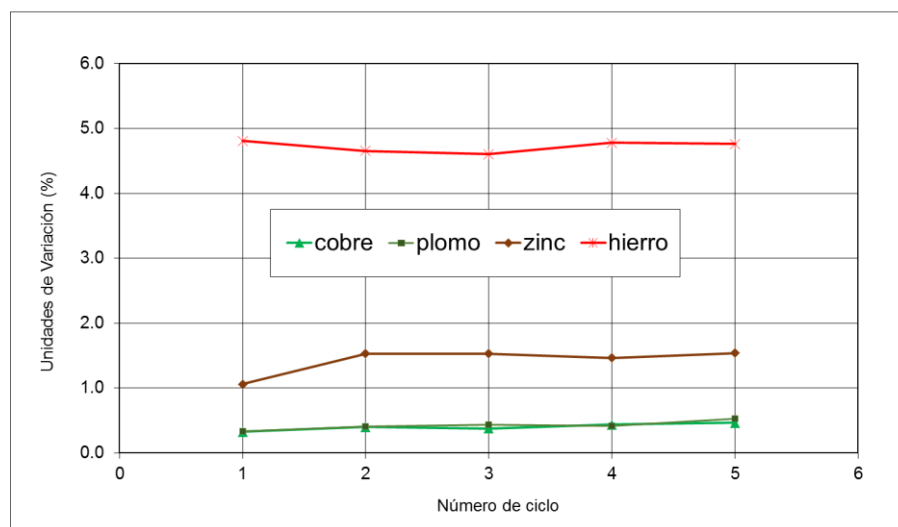


Figura 28. Unidades de variación por elemento en cada ciclo, circuito cerrado

En Figuras 29, 30 y 31 se presentan esquemáticamente las pruebas de circuito cerrado para flotación de cobre, plomo y zinc. En Figura 32, el diagrama de flujo utilizado.

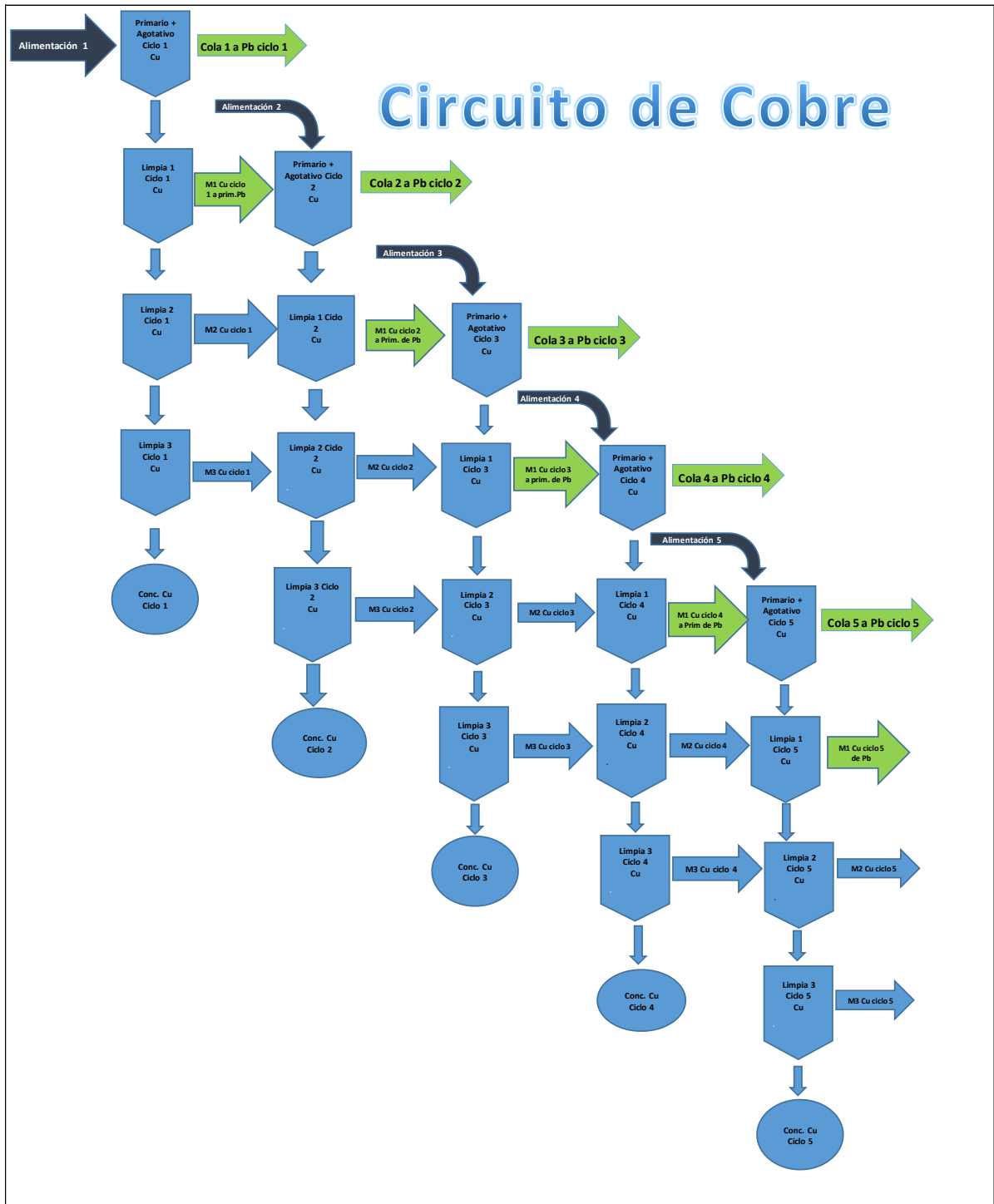


Figura 29. Esquema de flotación secuencial de cobre en prueba de circuito cerrado

El aspecto más importante en esta etapa fue mandar las colas de la primera limpia de cada ciclo al circuito de plomo, esto permitió purgar el plomo que flotó con el cobre asegurando una mayor calidad en el concentrado de cobre y una aceptable recuperación de plomo.

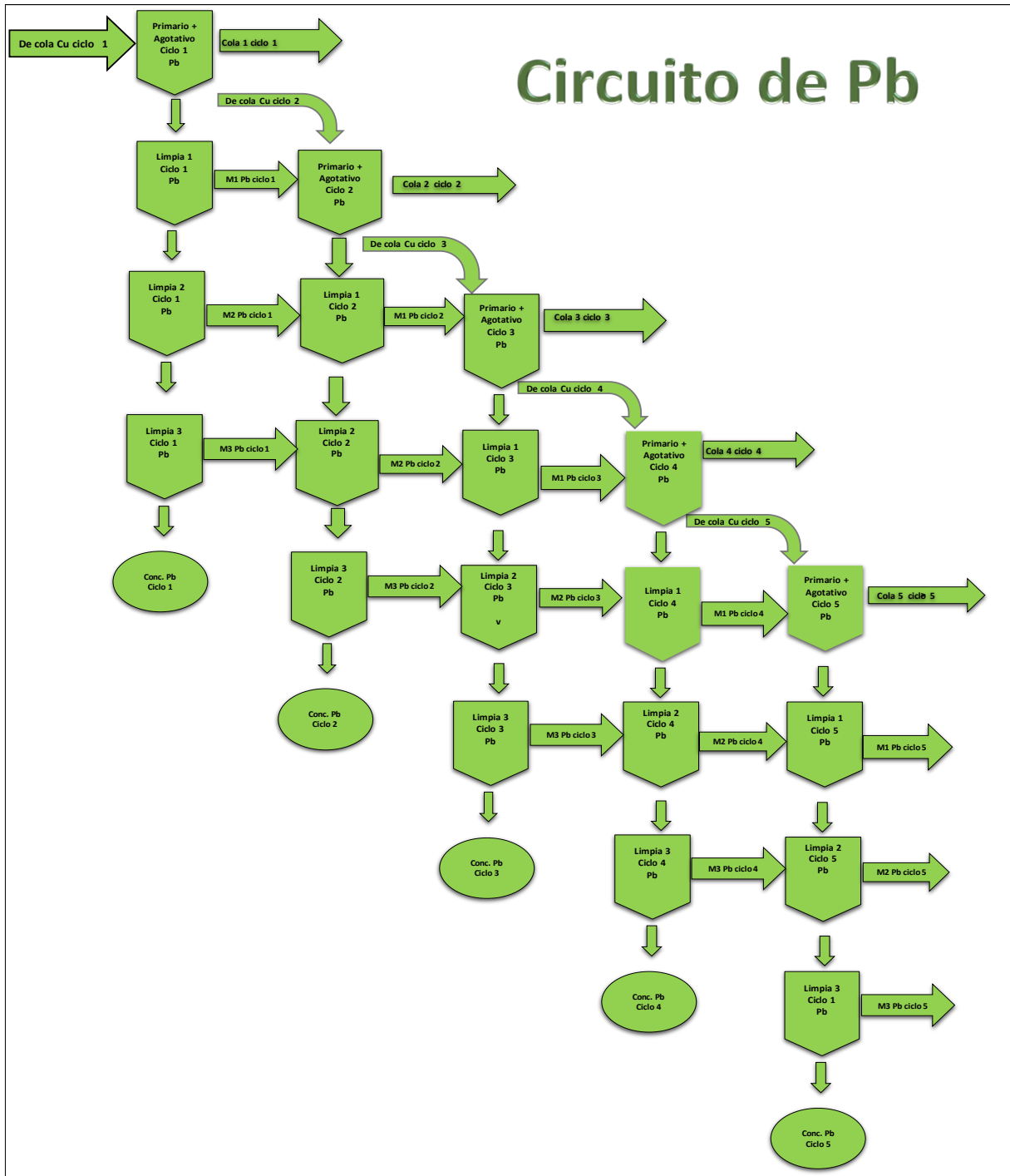


Figura 30. Esquema de flotación secuencial de plomo en prueba de circuito cerrado

El circuito de plomo es convencional y la recirculación de los primeros medios se realizó a la cabeza y los medios entre limpias se alimentaron en cascada a la limpia inferior correspondiente. El plomo que se recibió de las colas de la primera limpia de cobre permitió incrementar la recuperación de esta especie en forma significativa.

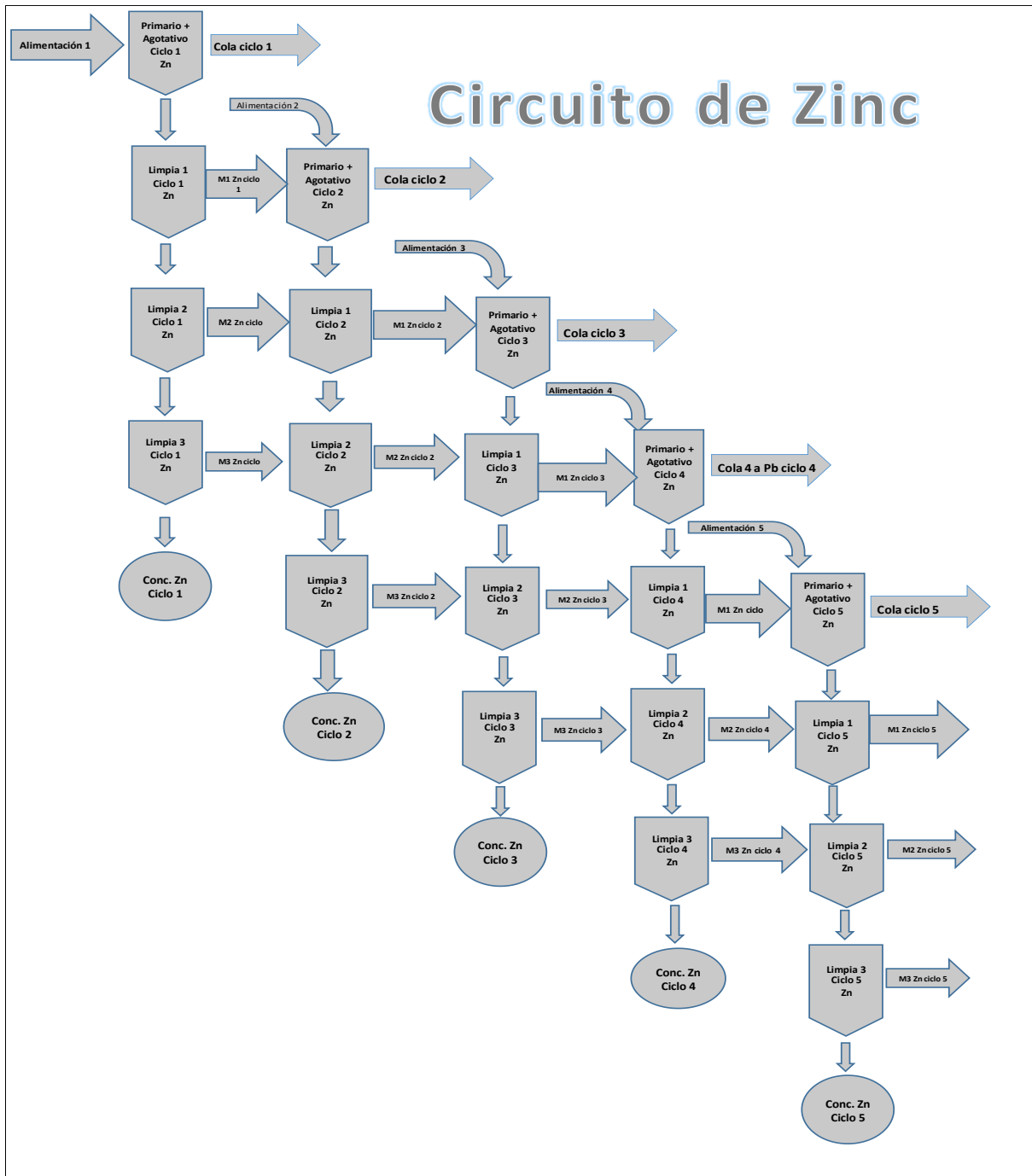


Figura 31. Esquema de flotación secuencial de zinc en prueba de circuito cerrado

El esquema del circuito de zinc solo recircula los medios en cascada a la limpia anterior correspondiente y la cola de la primera limpia fue retornada a la etapa de molienda. El esquema de reactivos final para la prueba de circuito cerrado del compuesto 1 se presenta en [Tabla 14](#) y el diagrama del circuito se muestra en [Figura 32](#).

Tabla 14. Esquema químico ajustado en la prueba de circuito cerrado

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/t)													
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	AP-8222	CC-574	CaI	MBS	CMC	pH	RPM	Tiempo
Molienda		800				500						8		8
Acond Cu							15			1250	25	6.7	1500	2
Prim.Cu								30				7.2	1500	3
Agot Cu							10					7.7	1500	2
Limpia 1 Cu							5				5	7.8	1400	4
Limpia 2 Cu								5			3	7.8	1400	3
Limpia 3 Cu								5				7.8	1400	3
Acond Pb		150	10									7.7	1500	5
Prim Pb				5				5				8.0	1500	4
Agot Pb				3				3				8.0	1500	2.5
Limpia 1 Pb	10	100						5				7.4	1400	4
Limpia 2 Pb	5	100						5				7.6	1400	3
Limpia 3 Pb	5	100						5				7.8	1400	3
Acond Zn					250				XX			10.5	1500	10
Prim Zn							10	20	XX			10.5	1500	3
Agot Zn									XX			10.5	1500	2
Limpia 1 Zn								5	XX			10.5	1400	4
Limpia 2 Zn								5	XX			10.5	1400	3
Limpia 3 Zn								10	XX			10.5	1400	3

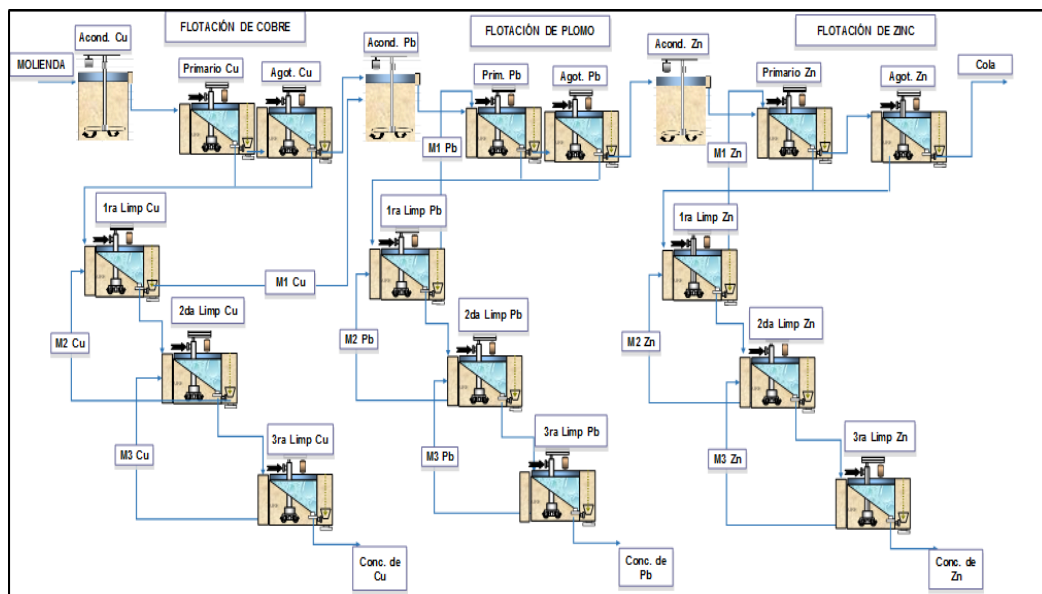


Figura 32. Diagrama de flujo para la prueba de flotación secuencial en circuito cerrado

4 Resultados y discusión

4.1 Análisis modales

La [Tabla 15](#) presenta las especies minerales identificadas para los tres compósitos en estudio. Los resultados mostraron que los minerales de plata fueron freibergita y estromeyerita con trazas de plata nativa, argentita, pirargirita y aguilarita. Las principales especies de sulfuros fueron: galena, esfalerita, bornita y calcopirita reportando minerales de cobre secundario como calcosita, tetraedrita, enargita, tennantita y estannita. Las impurezas principales fueron: pirita, pirrotita, arsenopirita y lollingita, como especies de ganga se reportaron andradita, calcita, wollastonita, grosularita y cuarzo.

Puntos importantes :

- El principal sulfuro de valor identificado fue esfalerita (2.11, 2.70 y 3.46% para compósitos 1, 2 y 3) respectivamente.
- La galena se encontró en porcentajes de 0.51, 0.64 y 1.48 para los compósitos 1, 2 y 3.
- Calcopirita en 0.76, 1.77 y 1.26%. Bornita 0.25, 0.39 y 0.12% para compósitos 1, 2 y 3.
- Calcocita, tetrahedrita y enargita se presentaron en concentraciones menores a 0.07% en los tres compósitos.
- Se detectaron especies de plata, freibergita, estromeyerita, plata nativa, argentita, pirargirita y aguilarita con contenidos de 0.01%.
- Las especies de arsénico presentes fueron arsenopirita y lollingita
- Y hierro ocluido como solución sólida en esfalerita fue de 4.7, 3.7 y 6.4 % para los tres compósitos.
- Especies de ganga como andradita con 23, 33 y 12% para cada compósito seguida por calcita con 18,12 y 22%, respectivamente.

Tabla 15. Especies minerales identificadas sobre tres compósitos

Grupo	Mineral	Densidad	Fórmula	Composición mineralógica, %		
				Comp.1	Comp.2	Comp. 3
Sulfuros	Galena	7.4	PbS	0.51	0.64	1.48
	Esfalerita	4.0	(Zn,Fe)S	2.11	2.70	3.46
	Calcopirita	4.2	CuFeS ₂	0.76	1.77	1.26
	Bornita	5.1	Cu ₅ FeS ₄	0.25	0.39	0.12
	Pirita	5.0	FeS ₂	1.75	0.82	2.14
	Pirrotita	4.6	FeS	0.35	0.52	0.32
Especies de plata	Freibergita	4.8	(Ag,Cu,Fe,Zn) ₁₂ (Sb,As) ₄ S ₁₃	0.01	0.02	
	Estromeyerita	6.2	AgCuS	0.01	0.01	
	Ag Nativa	10.6	Ag	-	-	<0.01
	Argentita	6.0	Ag ₂ S	-	-	<0.01
	Pirargirita	5.9	Ag ₃ SbS ₃	-	-	<0.01
	Aguilarita	7.5	Ag ₄ SeS	-	-	<0.01
Otros Cu	Calcocita	5.6	Cu ₂ S	0.00	0.01	<0.01
	Tetraedrita	4.9	(Cu,Fe) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	0.03	0.05	
	Enargita	4.4	Cu ₃ AsS ₄	0.04	0.07	0.01
	Tenantita	4.6	(Cu _{0.73} Fe _{0.2} Zn _{0.07}) ₁₂ (Sb _{0.6} As _{0.4}) ₄ S ₁₃	-	-	0.02
	Estanita	4.4	Cu ₂ FeSnS ₄	-	-	0.00
Especies de As	Arsenopirita	6.1	FeAsS	0.21	0.96	0.75
	Lollingita	7.4	FeAs ₂	0.10	0.60	0.30
Gangas	Andradita	3.9	Ca ₃ Fe ₂ Al(SiO ₄) ₃	23.05	33.05	12.26
	Calcita	2.7	Ca(CO ₃)	18.32	12.06	21.82
	Grosularita	3.6	Ca ₃ Al ₂ Si ₃ O ₁₂	16.65	17.65	8.90
	Wollastonita	2.8	CaSiO ₃	8.83	6.85	4.26
	Ortoclasa	2.6	KAlSi ₃ O ₈	6.07	3.52	6.36
	Diopsido	3.4	CaMgSi ₂ O ₆	5.69	4.82	3.08
	Cuarzo	2.7	SiO ₂	5.33	5.44	14.84
	Albita	2.6	NaAlSi ₃ O ₈	4.40	1.69	2.51
	Epidota	3.4	Ca ₂ Fe ³⁺ Al ₂ (Si ₂ O ₇)(SiO ₄)O(OH)	2.29	1.41	2.75
	Actinolita	3.0	Ca ₂ (Mg,Fe ²⁺) ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	1.21	1.68	0.11
	Muscovita	2.8	KAl ₂ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₂	0.66	0.55	1.57
	Fluorita	3.1	CaF ₂	0.66	0.75	0.45
	Clorita	2.4	(Mg ₃ ,Fe ₂)Al(AlSi ₃)O ₁₀ (OH) ₈	0.25	0.31	0.79
	Titanita	3.5	CaTiSiO ₅	0.25	0.15	0.33
	Apatito	3.1	Ca ₅ (PO ₄) ₃ (F,Cl,OH)	0.17	0.18	0.19
	Molibdenita	5.5	MoS ₂	0.03	0.08	0.03
	Ox. Fe	5.3	FexOy	-	0.11	0.13
	Otros			-	1.15	9.76

En la [Tabla 16](#) se resume la composición mineralógica y distribución elemental por especies para los tres compósitos donde se puede ver que la única especie de plomo para los tres compósitos fue la galena; el zinc se reportó principalmente como esfalerita y el cobre se presentó en una variedad de especies siendo las más abundantes calcopirita y bornita. En cantidades menores calcocita, tetraedrita, enargita bournonita freibergita estanita y

estromeyerita, siendo el compósito 3 el que presentó la mayor variedad de especies. El hierro se reportó principalmente como pirita, pirrotita y arsenopirita, registrando cantidades importante de arsénico en las especies de arsenopirita y lollingita.

Tabla 16. Distribución elemental por especies

Muestra	Ag						Pb		Cu									
	Arg	Fre	Est	Nativa	Pirar	Agu	Gln	Bour	Ccp	Bor	Clc	Tet	En	Estn	Bour	Fre	Est	
Compósito 1	-	19.6	80.38	-	-	-	100	-	56.30	35.90	0.31	2.14	4.23	-	-	0.83	0.33	
Compósito 2	-	28.17	71.83	-	-	-	100	-	65.60	27.08	1.15	2.05	3.40	-	-	0.65	0.11	
Compósito 3	7.27	60.70	9.97	3.13	18.10	0.83	99.92	0.08	80.40	14.50	0.60	1.21	0.53	0.25	0.06	2.41	0.10	
Muestra	Zn				Fe								As					
	Esf	Tet	Fre	Pi	Esf	Ccp	Bor	Tet	Po	Arsp	Lol	Estn	Gn	Arsp	Lol	En	Tet	Frei
Compósito 1	99.89	0.06	0.05	0.01	3.26	4.86	-	0.06	4.68	1.98	0.82	-	83.61	53.88	42.17	2.99	0.78	0.18
Compósito 2	99.85	0.09	0.06	5.51	1.72	6.88	0.67	0.03	4.75	5.07	2.78	-	72.58	48.47	50.14	1.00	0.32	0.07
Compósito 3	100	0.03	0.06	24.54	5.43	9.43	0.34	0.04	4.93	6.31	2.00	0.01	46.91	60.74	38.46	0.20	0.25	0.35

Donde: Arg. (Argentita), Fre. (Freibergita), Est.(Estromeyerita), Pirar. (Pirargirita), Agu (Aguilarita), Gln (Galena), Bour (Bournonita), Ccp (Calcopirita), Bor (Bornita), Clc (Calcocita), Tet (Tetrahedrita), En (Enargita), Estn (Estanita), Esf. (Esfalerita), Pi (Pirita), Po. (Pirrotita), Arsp. (Arsenopirita), Lol. (Lollingita), Gn (Ganga)

Puntos importantes:

- La plata se reportó como estromeyerita en 80.4, 71.0 y 9.9% en compósitos 1, 2 y 3. La presencia de freibergita fue de 19.6, 28.2 y 60.7% respectivamente. Para el compósito 3 se encontró plata nativa, pirargirita, aguilarita y argentita en menor cantidad.
- El plomo se encontró como galena en compósitos 1 y 2, el compósito 3 reportó galena con 0.08% de bournonita.
- El cobre se encuentra principalmente como calcopirita, 56.3, 65.6 y 80.4% para compósitos 1, 2 y 3. La bornita en 35.9, 27.1 y 14.5% para compósitos 1, 2 y 3 respectivamente. En menor proporción se encuentra la enargita, tetraedrita, freibergita, estromeyerita y calcocita. Es importante enfatizar que el compósito con mayor contenido de bornita fue el No.1; sin embargo, el cobre secundario se reportó en mayor proporción en el compósito 2.
- El zinc en los tres compósitos se reportó como esfalerita y en trazas con tenantita y freibergita.
- El hierro presente se reportó principalmente como ganga y en menor proporción como pirrotita y calcopirita. El arsénico se reportó como arsenopirita y lollingita en las mismas proporciones.

La liberación absoluta se obtiene de multiplicar la liberación relativa de la especie por su porcentaje de distribución de composición en peso en la misma fracción granulométrica conforme a la ecuación 9.

$$\% \text{ Liberación absoluta total} = [\% \text{ distribución mineralógica} * (\% \text{ liberación relativa}/100)] \quad (9)$$

En [Tabla 17](#) se muestran resultados de liberación y asociación absoluta para los principales minerales.

Tabla 17. Liberación y asociaciones de especies importantes

Muestra	K ₈₀ (μm)	Liberación (%)											Principales asociaciones			
		Gln	Esf	Ccp	Bor	Otros Cu	Pi	Po	Ars	Loll	Esp Ag	Gn	Gln	Esf	Ccp	Bor
Compósito 1	156	82.7	81.7	80.8	81.8	62.2	78.6	62.7	74.1	75.7	46.9	97.4	6.0% Gln/Gn	7.2% Esf/Gn	7.2% Ccp/Gn	4.7% Bor/Gn
Compósito 2	149	86.4	88.0	81.4	79.6	61.5	76.2	79.6	79.5	82.0	47.8	98.2	4.1% Gln/Gn	6.4% Esf/Gn	9.7% Ccp/Gn	5.6% Bor/Gn
Compósito 3	144	89.3	87.6	82.2	59.8	72.3	67.2	52.0	77.8	85.9	66.4	97.0	5.4% Gln/Gn	6.0% Esf/Gn	7.9% Ccp/Gn	10.6% Bor/Gn

Donde: Gln (Galena), Esf (Esfalerita), Ccp (Calcopirita), Bor (Bornita), Pi (Pirita), Po (Pirrotita), Ars (Arsenopirita), Loll (Lollingita) y Gn (Ganga no sulfurosa).

Puntos importantes:

- La liberación de galena, calcopirita, y esfalerita fue superior al 80%. Para bornita se encontraron liberaciones variables 81.8, 79.6 y 59.8% para compósitos 1, 2 y 3, para otras especies de cobre (calcocita, tetrahedrita y enargita) 62.2, 61.5 y 72.3% compósitos 1, 2 y 3 respectivamente.
- La ganga no sulfurosa y pirita mostraron liberación de 97.4 y 78.6% en compósito 1, 98.2 y 76.2% para el compósito 2 y 97.0 y 67.2% para el 3.
- Los elementos de interés presentaron alta liberación, que favorece la flotación selectiva y separación plomo-cobre.

Los porcentajes de liberación absoluta para cada especie se pueden observar en [Figuras 33, 34 y 35](#). En general las liberaciones fueron aceptables para galena, esfalerita calcopirita y bornita reportándose valores superiores al 80%, dejando buen margen para que los procesos de flotación sean eficientes.

Comparando las tres figuras, se puede apreciar que en el compósito 3, la bornita presentó una asociación importante con pirita; sin embargo, al ser la bornita una especie con alta concentración de cobre, no se considera que esto pueda afectar a la calidad del concentrado final.

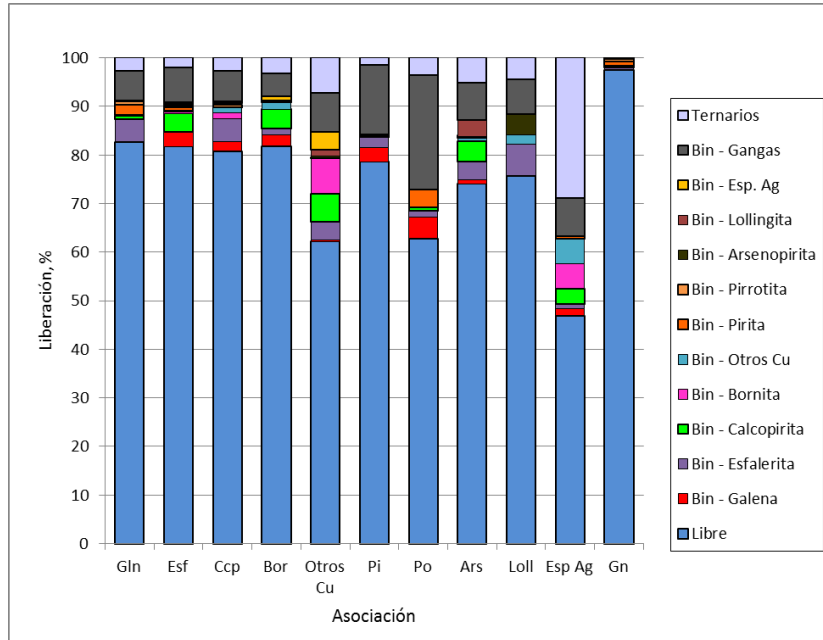


Figura 33. Liberación absoluta del compósito 1

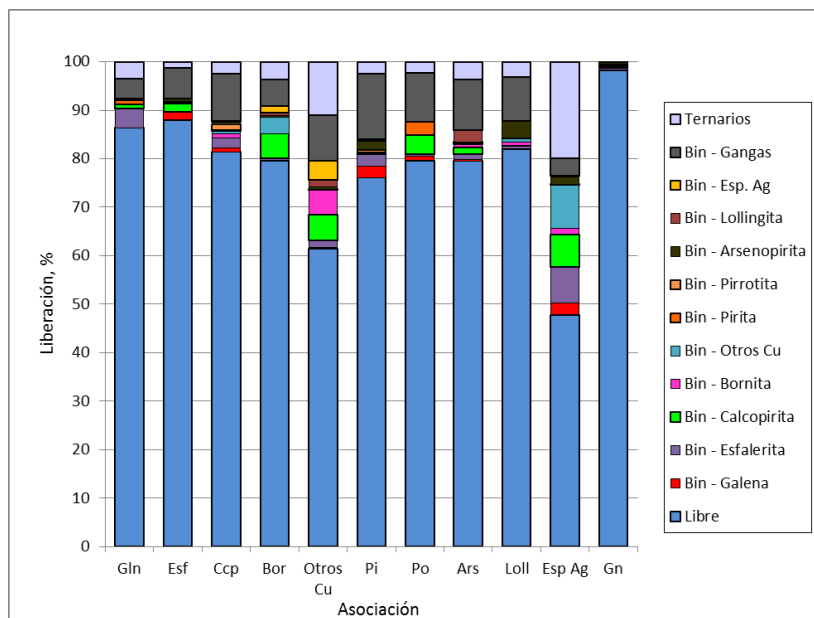


Figura 34. Liberación absoluta del compósito 2

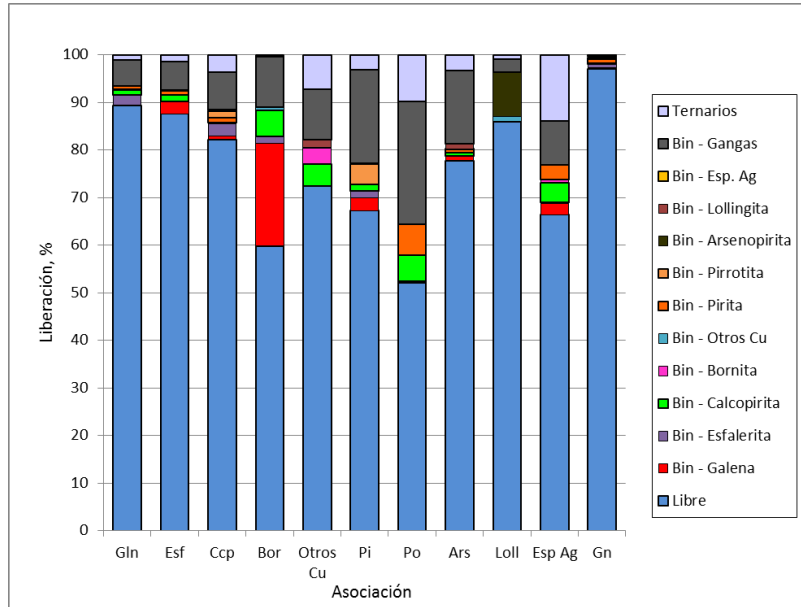
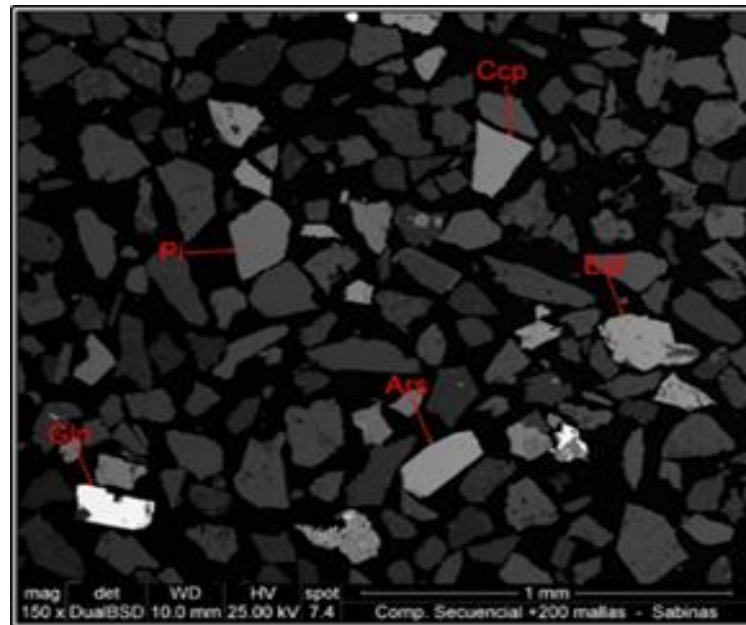
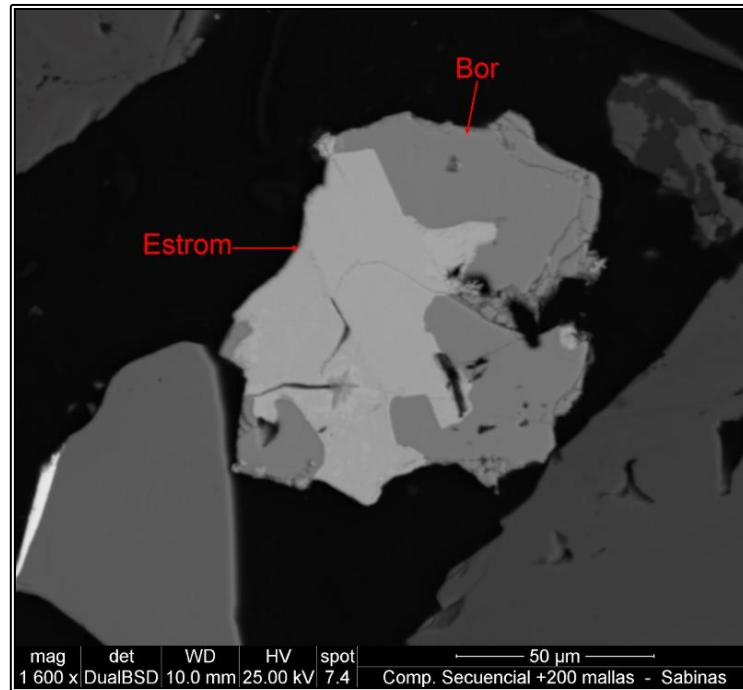


Figura 35. Liberación absoluta del compuesto 3

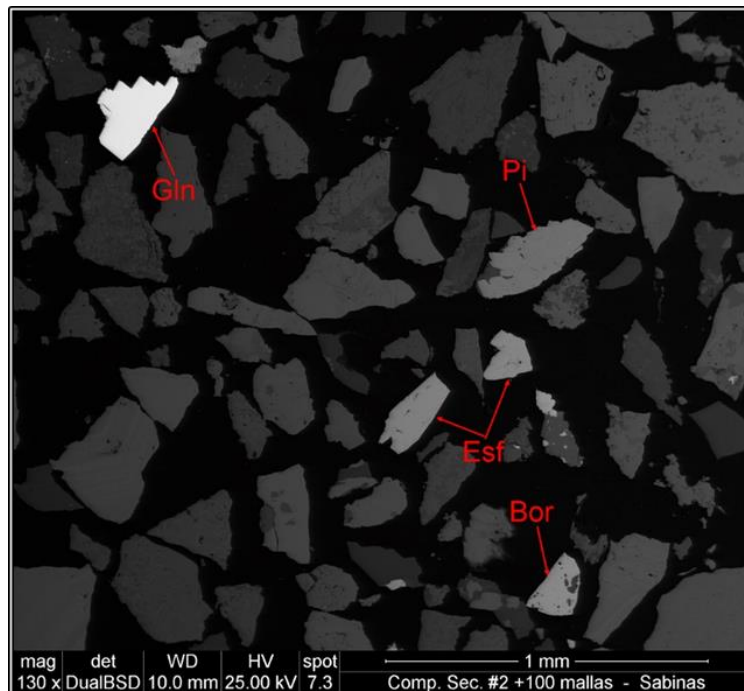
La Figura 36 presenta micrografías con partículas y asociaciones presentes en los compósitos 1, 2 y 3, donde se observan especies libres de galena, esfalerita y bornita, asociada con galena, estromeyerita, esfalerita, calcopirita, tetrahedrita y pirita.



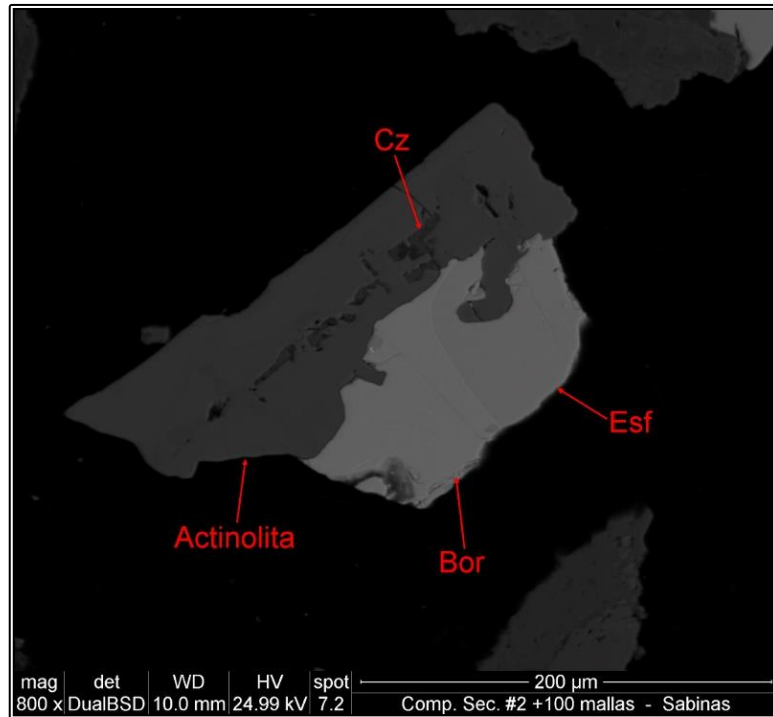
a) Vista general del compuesto 1, fracción +200 mallas
 Pi = pirita, Gln = galena, Ccp = calcopirita, Ars = arsenopirita, Esp = esfalerita



b) Intercrecimiento de estromeyerita con bornita. Compósito 2, fracción +200 mallas
Bor = bornit, Estrom = estromeyerita

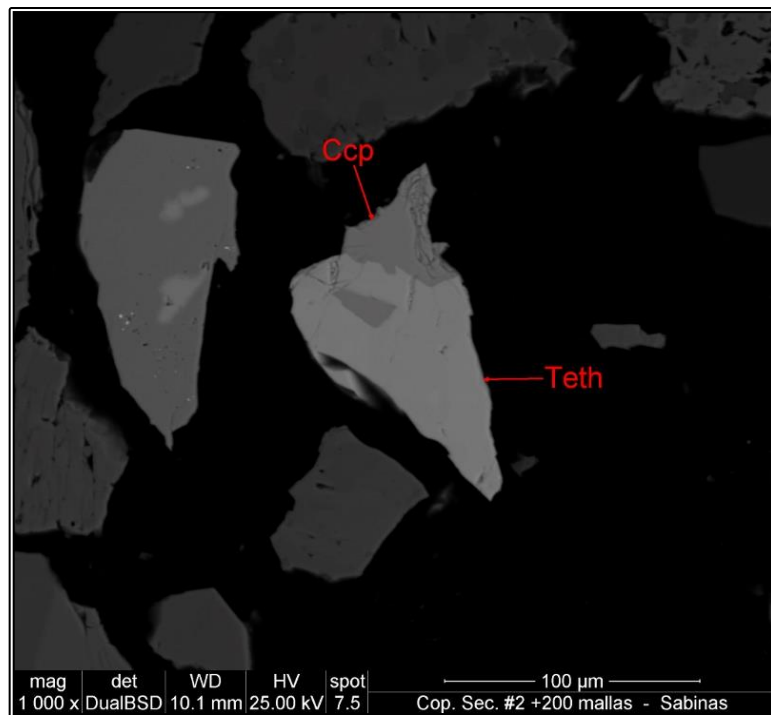


c) Vista general del compuesto 2, fracción +100 mallas
Gln = galena, Pi = pirita, Esf = esfalerita, Bor = bornita



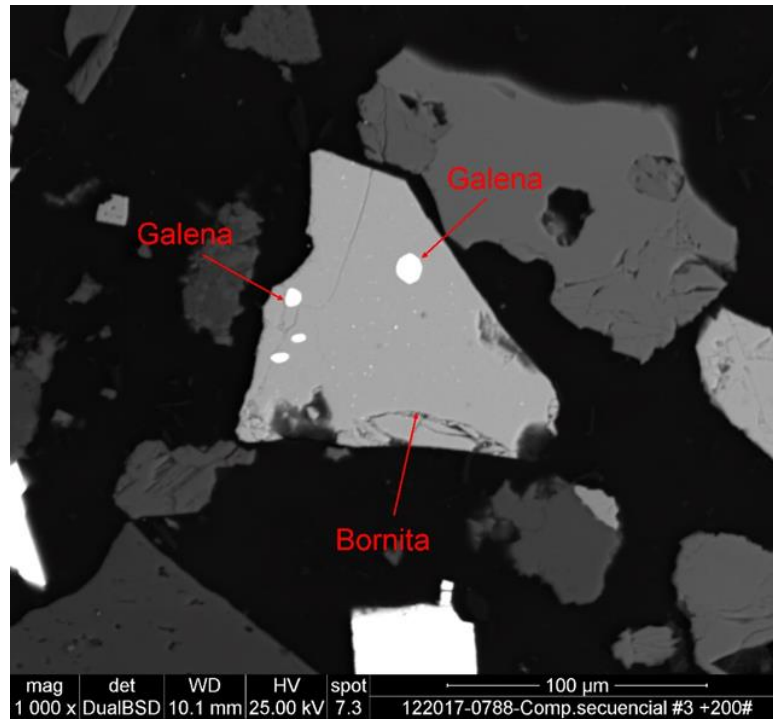
d) Asociación ternaria esfalerita, bornita y ganga en compuesto 2, fracción +100 mallas

Bor = bornita, Esf = esfalerita, Cz = cuarzo

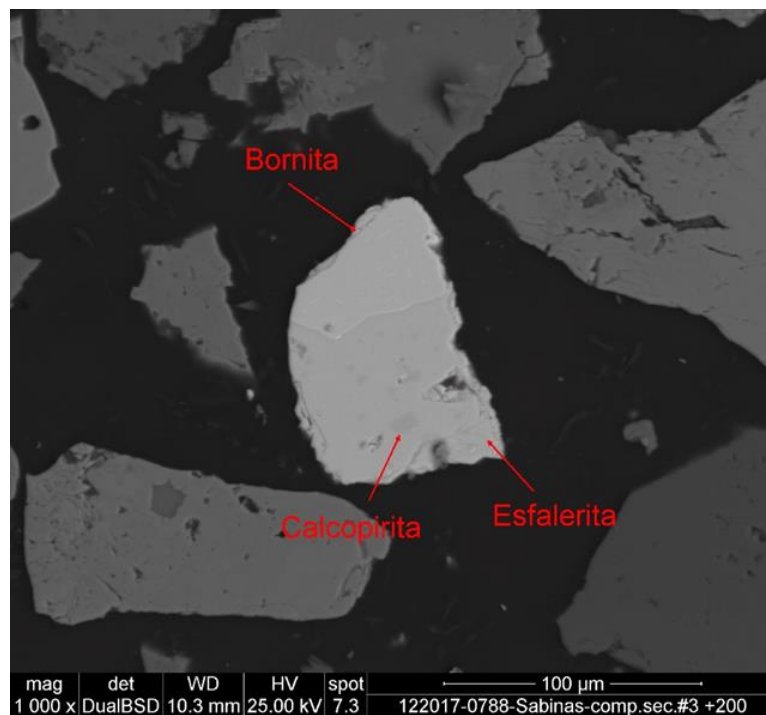


e) Asociación binaria de calcopirita con tetraedrita en compuesto 2, fracción +200 mallas

Ccp = calcopirita, Teth = tetrahedrita



f) Partícula de bornita con inclusiones de galena en compuesto 3, +200 mallas



g) Partícula ternaria calcopirita-esfalerita-bornita en compuesto 3, fracción +200 mallas

Figura 36. Micrografías por MEB de partículas en los compósitos 1,2 y 3.

4.2 Parámetros básicos para la flotabilidad de sulfuros Cu-Pb-Zn

Con el compósito 1 se realizaron pruebas para confirmar parámetros operativos de flotación masiva plomo-cobre y secuencial, definiendo en una primera etapa los colectores específicos para plomo, cobre y zinc; e identificación del rango de pH adecuado para acelerar la flotabilidad de las especies de cobre controlando la flotabilidad de galena y esfalerita. De la misma forma se evaluaron diferentes tipos de polisacáridos y el efecto de los tiempos de flotación en la flotabilidad de las especies.

4.2.1 Selectividad de reactivos colectores para sulfuros

A partir de pruebas cinéticas de flotación se evaluaron los colectores para minerales de cobre y plomo. Los reactivos utilizados fueron el AP-8222 (tionocarbamato y ditiofosfato y alcohol pentílico), A-31 (ácido dicresilditiofosfórico y ácido cresílico), AF-724M (alquil ditiofosfato y mercaptano de sodio), D-527E (0,0-disobutil fosforditioato de sodio, e hidróxido de sodio) y AF 1234, (isopropiletil tionocarbamato y alcohol isopropílico). (Bulatovic, 2007) Con la finalidad de recuperar la plata se utilizó el colector AF 7310 (sal di-sódica mezclada con aril ditiofosfato) manteniéndose este reactivo constante y finalmente se utilizó el colector para plomo aerophine 3418 (disobutil-ditiofosfinato de sodio). Las curvas de selectividad para plomo y cobre se presentan en Figuras 37 y 38.

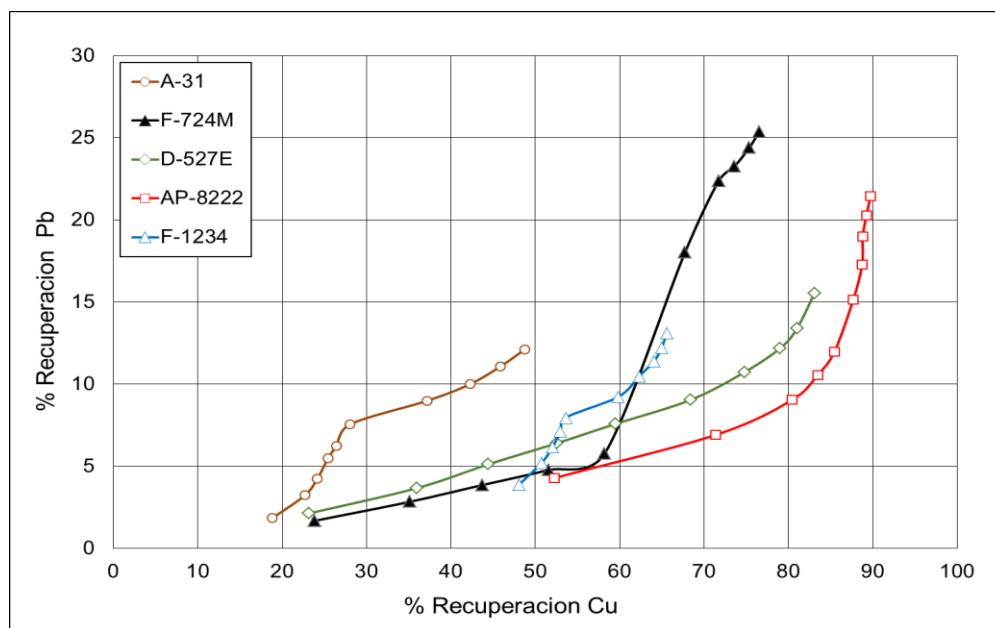


Figura 37. Evaluación de colectores selectivos para cobre en curvas de selectividad

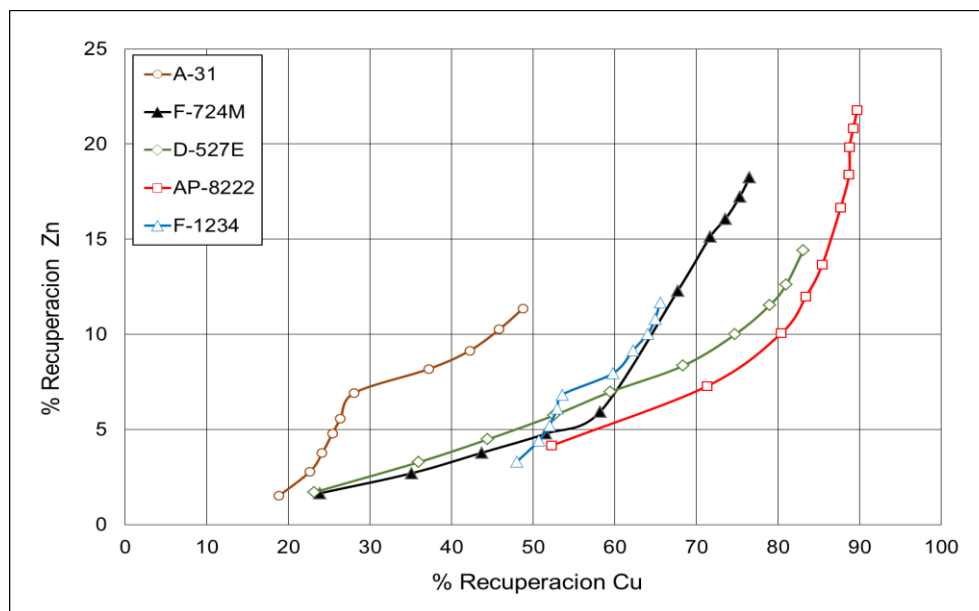


Figura 38. Evaluación de colectores selectivos para zinc en curvas de selectividad

El reactivo que mostró mejor resultado y con el que se obtuvieron las mayores recuperaciones para los minerales de interés fue el AP-8222, en combinación con AP-7310 y AF-3418. El primero para una buena flotación selectiva de cobre y la AF-3418 y AP-7310 para flotación selectiva de plomo-plata.

4.2.2 Efecto del pH y ORP en la flotación de galena y especies de cobre

Se realizaron las cinéticas de flotación para evaluar el efecto del pH en la flotación de la galena y las especies de cobre. En las Figuras 39 y 40 se presenta el comportamiento de ley vs recuperación plomo y cobre, evaluando el efecto del pH desde 5.8 hasta 7.8, con dosificación de metabisulfito de sodio y niveles de ORP de -180 y a -230 mV.

La mejor flotación de cobre se reportó a valores de pH bajos; sin embargo, el mejor resultado se obtuvo a pH de 6.7, en donde se logró mantener un buen control de la flotación de galena y se maximizó la cinética de flotación de especies de cobre. Con esta base se definió que el pH adecuado para realizar la flotación bulk plomo-cobre será de 7 y para la flotación secuencial el valor adecuado es 6.7 con ORP de -216 mV, variando solo el orden de dosificación de colectores, específico para cada especie mineral. Los rangos de pH se seleccionaron en función del análisis de antecedentes sobre separación de sulfuros.

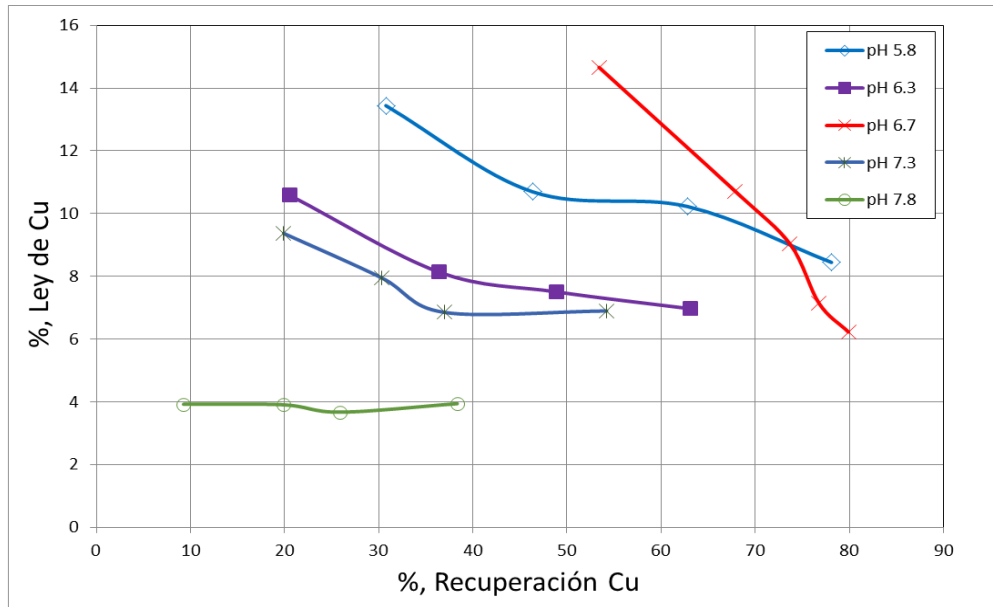


Figura 39. Evaluar efecto del pH en la activación de especies de cobre con MBS

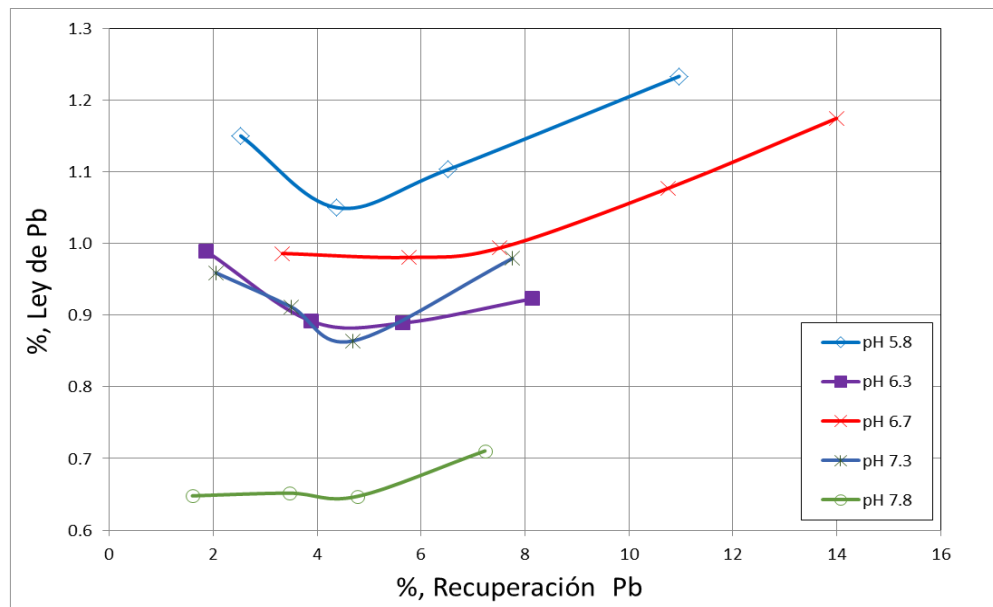


Figura 40. Efecto del pH en la depresión de galena con MBS

En Figura 41 se presenta el efecto del MBS para inhibir la flotabilidad de galena y favorecer la flotabilidad de especies de cobre, comparando el comportamiento del ORP de la pulpa vs pH y la recuperación de plomo y cobre. El pH de 6.7 y ORP de -215 mV aseguraron buena recuperación de cobre con aceptable depresión de plomo. Este efecto se puede ver en detalle en pruebas 8B, 7B, 14B, 5B, 4B de Anexos, en la sección del efecto de pH y ORP en la flotabilidad de especies de plomo y cobre (Takeno, 2005).

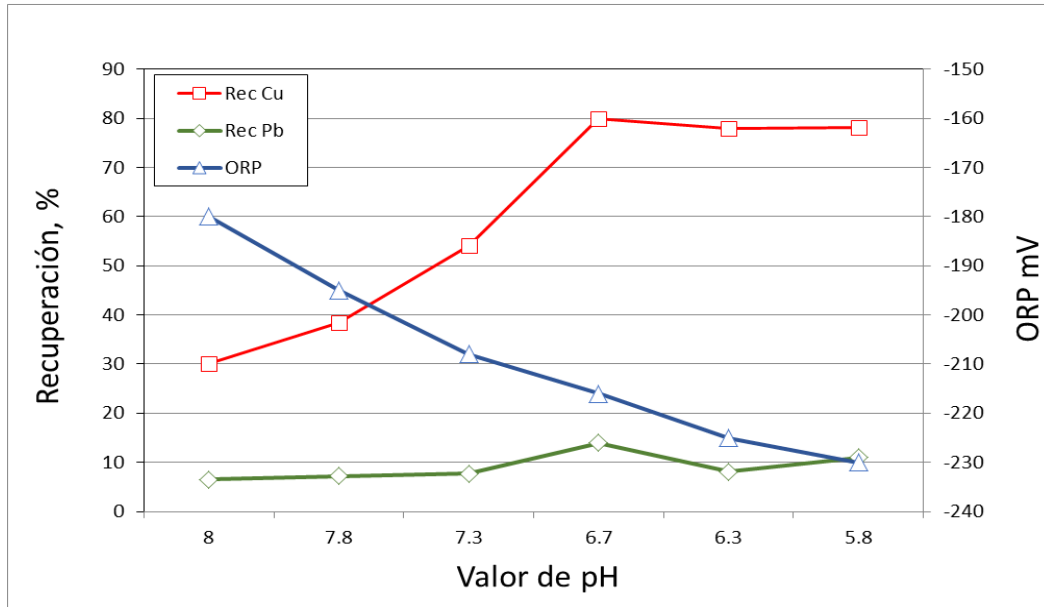


Figura 41. Efecto del pH y ORP en la recuperación de cobre y plomo

4.2.3 Efecto del tiempo en la flotación Pb-Cu

La cinética de flotación indica la velocidad con la que flotan las especies minerales a través del tiempo y permiten acotar los tiempos de flotación para evitar flotar impurezas. En la Figura 42 se presenta el efecto del tiempo en la flotación de Ag, Pb, Cu vs, Zn y Fe.

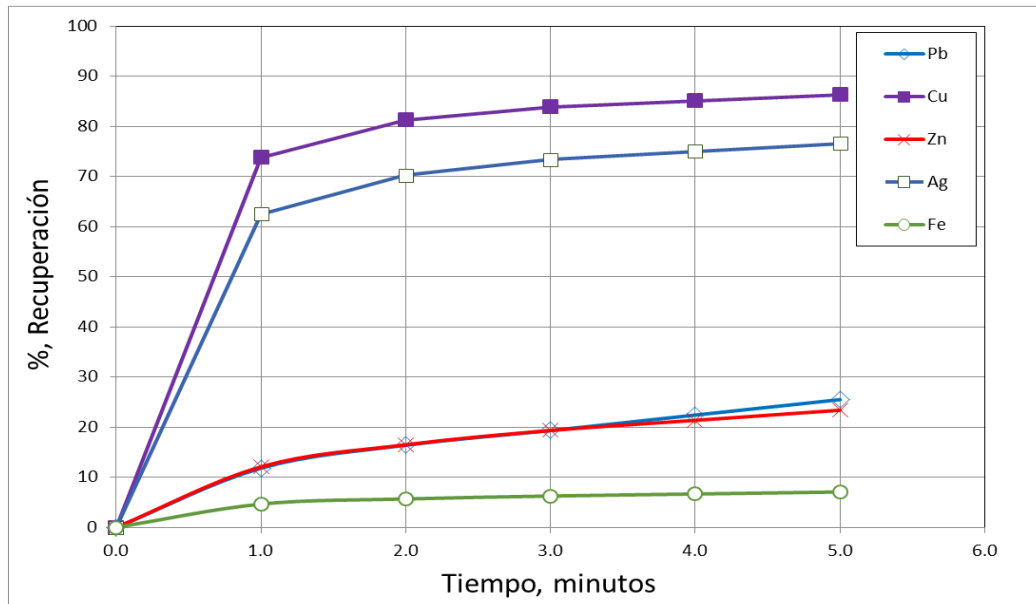


Figura 42. Efecto del tiempo en la flotación de Cu-Ag-Pb-Zn-Fe a pH 6.7 con MBS y CMC

4.2.4 Evaluación de polisacáridos en la depresión de galena y esfalerita

Se evaluó el uso de almidón cáustico y CMC en la depresión de galena y esfalerita a pH 6.7, con MBS. Ambos reactivos fueron efectivos; sin embargo, la mejor curva ley – recuperación se obtuvo con el almidón, como se presenta en la [Figura 43](#). Las posibles causas del comportamiento se atribuyeron a que son reactivos extraídos de diferentes fuentes como el maíz y la papa, puede variar considerablemente de acuerdo a la longitud de cadena, su configuración, su peso molecular y el contenido de impurezas tales como grupos carboxilatos, fosfatos y aminoácidos (Liu, et al., 2000).

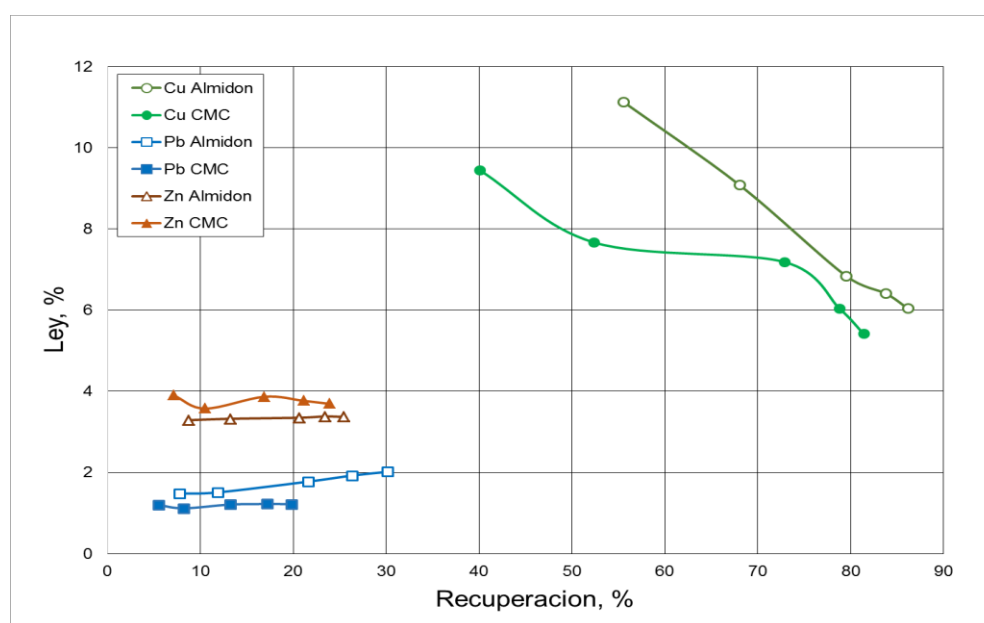


Figura 43. Evaluación de los polisacáridos almidón y CMC en la depresión de galena y esfalerita a pH 6.7 con MBS

4.2.5 Flotación de Zn

La flotación de zinc se realizó con las colas de flotación plomo-cobre, el esquema químico utilizado fue: sulfato de cobre para activar el zinc, cal como modificador de pH para el control de hierro y un colector selectivo de zinc AP-8222. La esfalerita presentó una rápida cinética de flotación, con ley de 50 a 59% de zinc y recuperación entre 77 y 83%, considerándose aceptables vs resultados que se obtienen en operación (48% de ley y recuperaciones de 70%).

4.3 Pruebas de flotación masiva Pb-Cu y depresión de Zn

Para contar con un punto de comparación para los resultados que se obtengan en la flotación secuencial, se realizó una flotación convencional masiva plomo-cobre deprimiendo el zinc y separando el plomo-cobre con dicromato de sodio para deprimir galena y flotar las especies de cobre, en una segunda etapa flotar el zinc en su circuito correspondiente.

4.3.1 Mineral compuesto relación 1:1 Cu/Pb

Con el objetivo de evaluar el comportamiento del mineral de cabeza con relación 1:1 Cu/Pb se realizó una serie de pruebas hasta llegar a la optimización, el criterio para ajustar el esquema de reactivos utilizado fue modificar las variables críticas a tres niveles alto, medio y bajo, las condiciones optimizadas se pueden observar en la [Tabla 7](#). En [Tabla 18](#) se presenta el balance metalúrgico calculado en circuito cerrado.

Tabla 18. Balance metalúrgico para la flotación masiva Pb-Cu del compuesto 1

Productos	Peso (%)	Ensayes (g/t*, %)							Distribución, %					
		Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc. Pb-Cu	1.8	3362	20.62	14.81	4.38	10.44	0.44	6.20	76.7	84.8	82.2	5.1	4.5	5.0
Conc. Zn	2.9	147	0.48	0.96	48.42	5.43	1.15	6.89	5.2	3.1	6.9	86.1	4.4	33.2
Colas	95.3	15	0.06	0.05	0.14	4.07	0.10		18.1	12.1	10.9	8.8	91.1	61.8
Cabeza	100.0	80	0.44	0.40	1.56	4.25	0.16		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Puntos importantes:

- Concentrado plomo-Cobre: Se tuvieron recuperaciones en el concentrado bulk de 84.8 y 82.2% respectivamente. El zinc recuperó 5% en el concentrado, favoreciendo la separación plomo-cobre. La presencia de bornita en la cabeza permitió tener una buena ley de cobre en el concentrado.
- Concentrado de zinc: La recuperación fue de 86.1% con grado de 48.4%, observándose área de oportunidad para el control de insolubles.

4.3.2 Mineral compuesto relación 2:1 Cu/Pb

Para evaluar el comportamiento de la cabeza con relación 2:1 Cu/Pb se realizó una prueba con las condiciones que se pueden observar en la [Tabla 8](#) y balance metalúrgico calculado a circuito cerrado se presenta en la [Tabla 19](#).

Tabla 19. Balance metalúrgico, flotación masiva Pb-Cu sobre compuesto 2

Productos	Peso (%)	Ensayes (g/t*, %)							Distribución, %					
		Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc. Pb-Cu	4.1	1940	13.15	19.44	4.83	18.03	1.33	5.94	86.8	90.3	90.4	10.2	10.7	7.2
Conc. Zn	2.6	60	0.23	0.59	59.96	3.99	0.44	2.68	1.7	1.0	1.7	83.5	4.4	19.6
Colas	93.3	11	0.06	0.08	0.13	6.31	0.59		11.5	8.7	8.0	6.3	84.9	73.2
Cabeza	100.0	92	0.60	0.91	1.95	6.93	0.76		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Puntos importantes:

- Concentrado plomo-cobre: Recuperación de 90.3% de plomo y 90.4% de cobre. Zinc en concentrado de 10.2% y ley de 4.8%. Este compuesto registró la mayor ley de cobre secundario y bornita, no se percibió efecto negativo en la flotabilidad, sin embargo, se detectó el doble de recuperación de zinc en este concentrado.
- Concentrado de zinc: Con recuperación de 83.5% y grado de 59.9%.
- Los resultados del compuesto 2 fueron superiores a los del No.1.

4.3.3 Mineral compuesto relación 2:1 Pb/Cu

Con el objetivo de evaluar el comportamiento de cabeza con la relación 2:1 Pb/Cu se realizó la prueba con las condiciones mostradas en la [Tabla 9](#) y el balance metalúrgico calculado en circuito cerrado en [Tabla 20](#).

Tabla 20. Balance metalúrgico, flotación masiva Pb-Cu sobre compuesto 3

Productos	Peso (%)	Ensayes (g/t*, %)							Distribución, %					
		Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc. Pb-Cu	3.7	1725	24.79	11.79	1.95	12.38	0.29	9.24	81.9	80.3	85.1	3.5	11.5	2.8
Conc. Zn	3.4	98	0.74	0.73	55.06	4.88	0.18	2.68	4.2	2.2	4.6	90.4	6.1	17.4
Colas	93.0	12	0.22	0.06	0.14	3.52	0.32		13.8	17.5	10.3	6.2	82.4	79.7
Cabeza	100.0	78	1.14	0.53	2.09	3.97	0.37		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Puntos importantes:

- Concentrado plomo-cobre: Recuperaciones de 80.3% para plomo y 85.1% de cobre. La flotabilidad del cobre fue aceptable con buen control de esfalerita, atribuido al bajo contenido de cobre secundario en cabeza según el estudio de caracterización.
- Concentrado de zinc: Se obtuvo buena recuperación registrando 90.4% y grado de 55.1%.

4.4 Separación Pb-Cu

Con la finalidad de obtener concentrados de plomo y cobre con valor comercial se realizó separación con dicromato de sodio para concentrados Pb-Cu sobre compósitos 1, 2 y 3. En [Tabla 21](#) se presenta el esquema de reactivos utilizados y en [Tabla 22](#) balances con separación Pb-Cu para cada compósito evaluado.

Tabla 21. Esquema de reactivos de la separación con dicromato de sodio

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)					
	AP-8222	CC-574	Na ₂ Cr ₂ O ₇	CMC	RPM	Tiempo
Acond Cu			200		1200	45
Separacion	10			35	1200	5
Limpia 1 Cu		7		8	1200	6
Limpia 1 Pb	3	3	25	5	1200	2

Tabla 22. Balances calculados a circuito cerrado con separación

Compósito 1		Ensayes (g/t*, %)							Distribución, %					
Producto	Peso (%)	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc Cu	1.02	3697	8.65	27.79	5.33	15.70	0.58	2.72	47.0	19.8	70.5	3.5	3.7	3.7
Conc Pb	0.81	2940	35.69	5.82	3.19	3.82	0.25	10.57	29.7	65.0	11.7	1.7	0.7	1.3
Conc Zn	2.85	147	0.48	0.96	48.42	5.43	1.15	6.89	5.2	3.1	6.9	86.1	4.4	33.2
Colas	95.33	15	0.06	0.05	0.14	4.07	0.10		18.1	12.1	10.9	8.8	91.1	61.8
Cabeza	100.00	80	0.44	0.40	1.56	4.25	0.16		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Compósito 2		Ensayes (g/t*, %)							Distribución, %					
Producto	Peso (%)	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc Cu	2.29	2133	5.52	30.65	5.87	27.11	1.78	2.61	53.2	21.1	77.5	6.9	9.0	5.4
Conc Pb	1.82	1697	22.76	6.42	3.52	6.60	0.77	10.14	33.6	69.2	12.9	3.3	1.7	1.8
Conc Zn	2.56	60	0.23	0.59	59.96	3.99	0.44	2.68	1.7	1.0	1.7	83.5	4.4	19.6
Colas	93.33	11	0.06	0.08	0.13	6.31	0.59		11.5	8.7	8.0	6.3	84.9	73.2
Cabeza	100.00	92	0.60	0.91	1.95	6.93	0.76		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Compósito 3		Ensayes (g/t*, %)							Distribución, %					
Producto	Peso (%)	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc Cu	2.06	1897	10.40	18.82	2.37	18.61	0.38	4.06	50.2	18.8	73.0	2.3	9.6	2.1
Conc Pb	1.64	1509	42.91	3.94	1.42	4.53	0.16	15.77	31.7	61.5	12.1	1.1	1.9	0.7
Conc Zn	3.35	98	0.74	0.73	55.06	4.88	0.18	2.68	4.2	2.2	4.6	90.4	6.1	17.4
Colas	92.95	12	0.22	0.06	0.14	3.52	0.32		13.8	17.5	10.3	6.2	82.4	79.7
Cabeza	100.00	78	1.14	0.53	2.09	3.97	0.37		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Puntos importantes:

- Concentrados de Pb: Recuperaciones en 65.0, 69.2 y 61.5% para los compósitos 1, 2 y 3 respectivamente. La ley de plomo fue 35.7, 22.8 y 42.9% para los compósitos 1, 2 y 3. Altos contenidos de cobre afectaron la calidad de la ley.
- Para concentrados de plomo y cobre se reportan recuperaciones por debajo del 80%, debido a baja selectividad en el proceso de separación.
- Concentrados Cu: Recuperaciones de 70.5, 77.5 y 73.0% para los compósitos 1,2 y 3 respectivamente. Grados de cobre 27.8, 30.7 y 18.8% para los compósitos 1,2 y 3. La mayor activación de esfalerita en el concentrado de cobre se obtuvo en el compósito 2 atribuido a una mayor presencia de cobre secundario en el mineral de cabeza.
- Concentrado de zinc: Registró ley desde 48 a 60% con recuperaciones de 83 a 90%, resultados superiores a los obtenidos en la operación.

4.5 Flotación secuencial, pruebas abiertas

El resultado de las pruebas de flotación secuencial sobre los compósitos 1, 2 y 3 se presenta en [Tablas 23, 24 y 25](#).

Tabla 23. Balance metalúrgico, flotación secuencial sobre compósito 1

Compósito 1	Peso	Ensayes (g/t*, %)							Distribución, %					
		Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Producto	%													
Conc. Cu	1.49	3469	1.37	24.52	13.14	18.05	1.04	5.45	73.9	4.3	82.2	12.2	5.7	8.8
Conc. Pb	0.82	408	48.78	1.59	5.82	5.31	0.29	7.49	4.8	84.2	2.9	3.0	0.9	1.3
Conc. Zn	2.13	72	0.34	0.53	53.11	5.26	0.33	2.71	2.2	1.5	2.5	70.2	0.9	1.5
Colas	95.56	14	0.05	0.06	0.25	4.60	0.16		19.1	10.0	12.4	14.6	92.5	88.3
Cabeza	100.00	70	0.48	0.45	1.61	4.75	0.18		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Puntos importantes:

El concentrado de cobre presentó una recuperación de cobre de 82.2% con grado de 24.5% y recuperación de plata de 73.9% con grado de 3,469 g/t. El plomo y zinc presentaron leyes de 1.4 y 13.1%. Se recuperó 12.2% de zinc en el concentrado de cobre, este resultado se atribuyó a que el mineral tiene alto contenido de bornita y cobre secundario.

- Concentrado de Pb: Presentó recuperación de 84.2% con grado de 48.8% y recuperación de plata de 4.8% con grado de 408 g/t.
- En el circuito de zinc: La recuperación fue 70.2% y grado de 53.1%.

Tabla 24. Balance metalúrgico, flotación secuencial del compósito 2

Compósito 2	Peso	Ensayes (g/t*, %)							Distribución, %					
Producto	%	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc. Cu	2.84	2343	1.83	26.09	6.63	20.24	1.59	4.86	70.0	9.6	87.3	10.2	11.1	5.9
Conc. Pb	0.63	1600	67.38	1.07	2.88	1.98	0.35	7.40	10.6	78.3	0.8	1.0	0.2	0.3
Conc. Zn	2.25	41	0.18	0.36	56.61	4.82	2.00	1.98	1.0	0.8	1.0	69.3	2.1	5.9
Colas	94.28	19	0.06	0.10	0.38	4.76	0.72		18.4	11.3	10.9	19.5	86.6	88.0
Cabeza	100.00	95	0.54	0.85	1.84	5.18	0.77		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Puntos importantes son:

El concentrado de cobre recuperó 87.3% del cobre con una ley de 26.1% y recuperación de plata en 70.0% con ley de 2,343 g/t. Plomo y zinc reportaron 1.8 y 6.6% respectivamente. La recuperación de zinc fue alta atribuido al alto contenido de cobres secundario en la cabeza.

- El concentrado de plomo: Registró una recuperación de 78.3% con ley de 67.4%, la recuperación de plata fue de 10.6% con ley de 1,600 g/t.
- Concentrado de zinc: La recuperación resultó en 69.3% con una ley de 56.6%, con posibilidad de mejorar recuperación flotando más enérgicamente los circuitos.

Tabla 25. Balance metalúrgico flotación secuencial, compósito 3

Compósito 3	Peso	Ensayes (g/t*, %)							Distribución, %					
Producto	%	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc. Cu	1.65	2837	4.60	26.94	3.84	20.60	0.75	6.05	50.4	5.7	75.5	3.0	8.1	3.2
Conc. Pb	2.38	1060	49.61	2.21	5.93	4.89	0.48	7.40	27.2	87.8	8.9	6.6	2.8	2.9
Conc. Zn	3.69	121	0.22	0.63	47.86	6.56	2.35	7.44	4.8	0.6	3.9	82.3	5.8	22.4
Colas	92.27	18	0.09	0.07	0.19	3.78	0.30		17.6	5.9	11.7	8.1	83.3	71.5
Cabeza	100.00	93	1.35	0.59	2.15	4.19	0.39		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

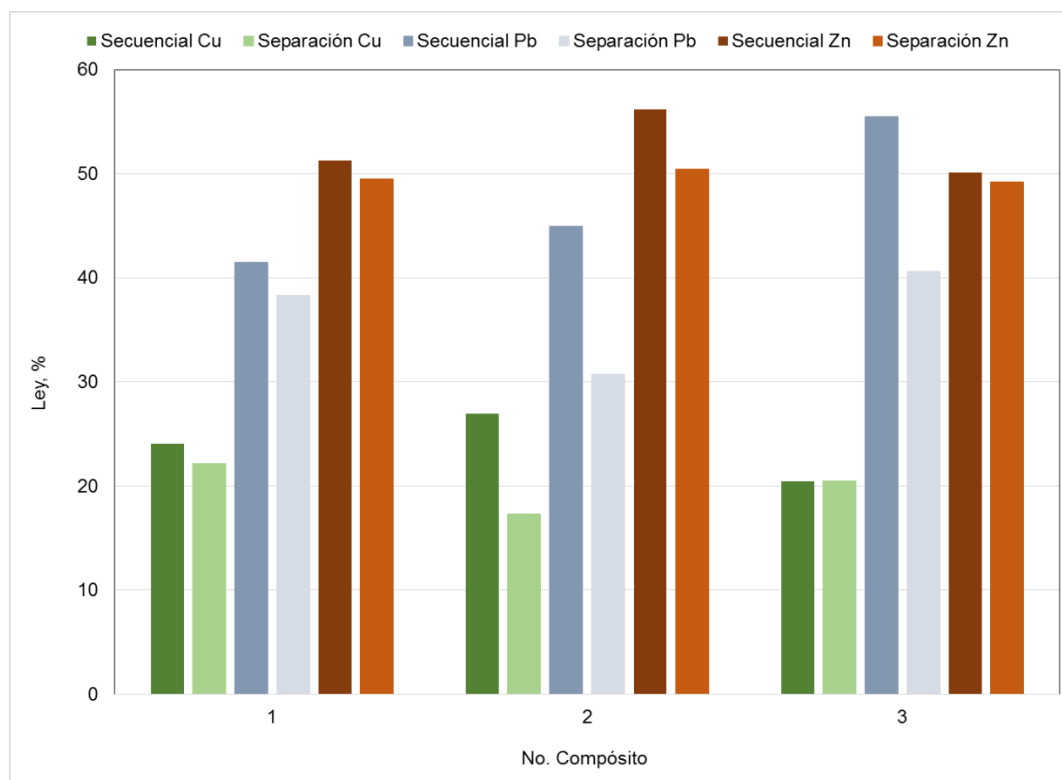
Puntos importantes:

- El Concentrado de cobre reportó recuperación de 75.5% con grado de 26.9%, la recuperación de plata fue 50.4% con ley de 2837 g/t. La ley de plomo y zinc fueron de 4.6 y 3.8% respectivamente. Flotó 3% de zinc en el concentrado de cobre.
- El Concentrado de Pb presentó recuperación de 87.8% con grado de 49.6% recuperación de plata fue de 27.2% con ley de 1060 g/t.
- En el circuito de zinc, la recuperación resultó en 82.3% con un grado de 47.9%.

Una vez definidas las condiciones óptimas para cada compósito mediante pruebas a diferentes condiciones y niveles de reactivos sobre cada ley de cabeza, para el esquema de flotación bulk con separación plomo-cobre utilizando dicromato de sodio, se compararon con los obtenidos usando flotación secuencial partiendo de balances metalúrgicos calculados a circuito cerrado.

El proceso que presentó el mejor resultado en ley y recuperaciones de los productos se propuso para realizarse en circuito cerrado.

En [Figura 44](#) se presentan comparativo de ley de concentrado para el proceso de flotación secuencial y separación con dicromato, la ley de concentrado de cobre, plomo y zinc fue más alta con flotación secuencial para los tres compósitos en evaluación.



[Figura 44.](#) Ley de concentrados entre compósitos y por proceso

En la [Figura 45](#) se presenta el comparativo de recuperaciones obtenidas en cada proceso, las mejores recuperaciones de plomo y cobre se obtuvieron con flotación secuencial, la recuperación de zinc fue mayor en el proceso donde se usó dicromato de sodio.

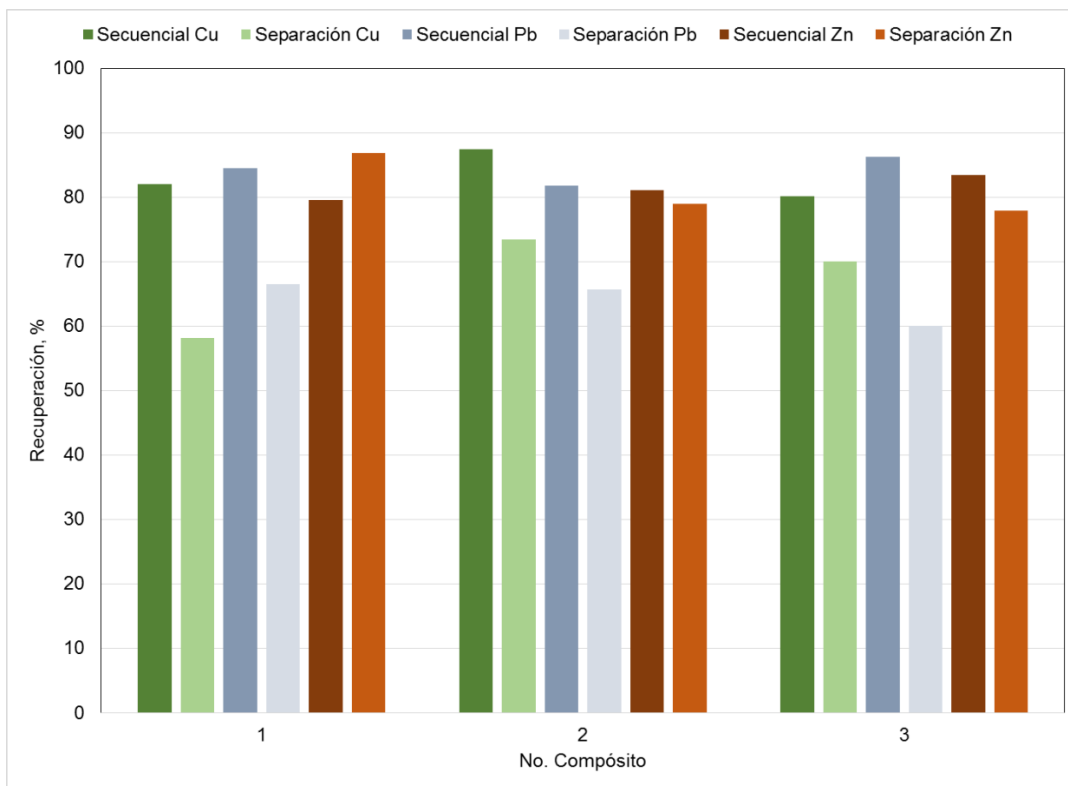


Figura 45. Recuperaciones de plomo, cobre y zinc entre compósitos y por proceso

Puntos importantes:

- Las mayores leyes de concentrado para plomo, cobre y zinc se obtuvieron por medio de flotación secuencial.
- La flotación secuencial reportó las mayores recuperaciones de plomo, cobre y zinc en los compósitos 1 y 3, en el compósito 2 la mayor recuperación de zinc fue con separación Pb-Cu.

Para validar el esquema de flotación se realizó una prueba en circuito cerrado sobre cada uno de los compósitos. El circuito cerrado es una representación muy cercana al proceso continuo en planta. Se realizó por medio de etapas sucesivas de flotación llegando a estabilizar el circuito en el quinto ciclo y donde la variación relativa entre pesos de los últimos ciclos no rebasó el 5% permitido.

4.6 Flotación secuencial, pruebas circuito cerrado

Para el cálculo en la prueba de circuito cerrado se consideró que la estabilidad del circuito se alcanzó en los últimos ciclos, el balance que se presenta es el promedio de los ciclos 4 y 5 para cada mineral. Las Tablas 26, 27 y 28 presentan los resultados obtenidos.

Tabla 26. Balance metalúrgico final en circuito cerrado sobre compuesto 1

Producto	Peso %	Ensayes (g/t*, %)							Distribución, %					
		Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc. Cu	1.27	4179	1.55	26.75	9.95	17.31	1.04	5.53	65.8	4.2	76.4	8.4	4.6	9.4
Conc. Pb	1.23	1333	33.03	3.38	5.03	8.55	0.28	13.79	20.4	86.18	9.4	4.1	2.2	2.5
Conc. Zn	2.50	158	0.54	1.19	49.86	7.10	1.43	6.51	4.9	2.8	6.7	82.90	3.7	25.4
Cola	94.99	8	0.03	0.04	0.07	4.49	0.09		9.0	6.8	7.6	4.6	89.4	62.7
Cabeza	100.00	81	0.47	0.45	1.51	4.77	0.14		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Para relación Cu/Pb 1:1 las recuperaciones fueron aceptables, obteniendo una recuperación de plomo de 86%, y 70% para cobre con 86% de zinc; sin embargo, la ley del concentrado de plomo y zinc se vieron afectadas por el alto contenido de insolubles, el concentrado de cobre recuperó 8.4% de zinc.

Tabla 27. Balance metalúrgico final en circuito cerrado sobre compuesto 2

Producto	Peso %	Ensayes (g/t*, %)							Distribución, %					
		Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc. Cu	2.81	2300	0.80	25.72	10.01	21.05	1.91	3.68	71.8	4.0	84.8	14.4	8.6	7.4
Conc. Pb	1.21	1230	41.97	3.88	5.06	8.41	1.04	11.50	16.5	88.9	5.5	3.1	1.5	1.7
Conc. Zn	2.64	55	0.18	0.48	56.68	4.51	1.04	3.93	1.6	0.9	1.5	76.6	1.7	3.7
Cola	93.34	10	0.04	0.08	0.12	6.52	0.68		10.1	6.3	8.3	5.9	88.2	87.2
Cabeza	100.00	90	0.57	0.85	1.95	6.90	0.73		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

El compuesto con relación 2:1 Cu/Pb reportó resultados aceptables con leyes de 25.7% de cobre y 42% de plomo y recuperación de plata, plomo, cobre superiores al 85%. Este compuesto es el que reportó mayor contenido de especies secundarias de cobre activando un mayor contenido de zinc 14% en concentrado de cobre afectando la recuperación de esta especie.

Tabla 28. Balance metalúrgico final en circuito cerrado sobre compuesto 3

Producto	Peso %	Ensayes (g/t*, %)							Distribución, %					
		Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc. Cu	1.57	2467	1.44	24.59	7.24	22.73	0.44	4.28	53.5	2.0	79.2	5.9	6.6	1.3
Conc. Pb	2.48	950	42.17	1.59	4.45	4.14	0.35	14.02	32.5	92.1	8.1	5.7	1.9	1.7
Conc. Zn	2.74	76	0.25	0.41	59.07	3.75	0.09	2.41	2.9	0.6	2.3	83.3	1.9	0.5
Cola	93.22	9	0.06	0.05	0.11	5.17	0.55		11.1	5.3	10.4	5.1	89.5	96.6
Cabeza	100.00	73	1.14	0.49	1.94	5.38	0.53		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

En el compuesto con relación 2:1 Pb/Cu presentó una ley similar a los compósitos 1 y 2, con menor activación de zinc en el concentrado de cobre. Los resultados obtenidos en el circuito

cerrado para los tres compósitos validaron los obtenidos en circuito abierto, obteniendo grados y recuperaciones similares, confirmando la robustez del proceso de flotación secuencial y permitiendo definir consumos de reactivos. El análisis comparativo entre pruebas con separación Pb-Cu y flotación secuencial se presenta en [Tabla 29](#).

Tabla 29. Balances flotación secuencial vs separación Pb-Cu para los 3 compósitos

Compósito 1, Sep. Pb-Cu	Peso (%)	Ensayes							Distribución, %					
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc Cu	1.02	3697	8.65	27.79	5.33	15.70	0.58	2.72	47.0	19.8	70.5	3.5	3.7	3.7
Conc Pb	0.81	2940	35.69	5.82	3.19	3.82	0.25	10.57	29.7	65.0	11.7	1.7	0.7	1.3
Conc Zn	2.85	147	0.48	0.96	48.42	5.43	1.15	6.89	5.2	3.1	6.9	86.1	4.4	33.2
Colas	95.33	15	0.06	0.05	0.14	4.07	0.10		18.1	12.1	10.9	8.8	91.1	61.8
Cabeza Calc.	100.00	80	0.44	0.40	1.56	4.25	0.16		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Compósito 1, Secuencial	Peso (%)	Ensayes							Distribución, %					
Producto		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc. Cu	1.27	4179	1.55	26.75	9.95	17.31	1.04	5.53	65.8	4.2	76.4	8.4	4.6	9.4
Conc. Pb	1.23	1333	33.03	3.38	5.03	8.55	0.28	13.79	20.4	86.2	9.4	4.1	2.2	2.5
Conc. Zn	2.50	158	0.54	1.19	49.86	7.10	1.43	6.51	4.9	2.8	6.7	82.9	3.7	25.4
Colas	94.99	8	0.03	0.04	0.07	4.49	0.09		9.0	6.8	7.6	4.6	89.4	62.7
Cabeza	100.00	81	0.47	0.45	1.51	4.77	0.14		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Compósito 2, Sep. Pb-Cu	Peso (%)	Ensayes							Distribución, %					
Producto		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc Cu	2.29	2133	5.52	30.65	5.87	27.11	1.78	2.61	53.2	21.1	77.5	6.9	9.0	5.4
Conc Pb	1.82	1697	22.76	6.42	3.52	6.60	0.77	10.14	33.6	69.2	12.9	3.3	1.7	1.8
Conc Zn	2.56	60	0.23	0.59	59.96	3.99	0.44	2.68	1.7	1.0	1.7	83.5	4.4	19.6
Colas	93.33	11	0.06	0.08	0.13	6.31	0.59		11.5	8.7	8.0	6.3	84.9	73.2
Cabeza	100.00	92	0.60	0.91	1.95	6.93	0.76		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Compósito 2, Secuencial	Peso (%)	Ensayes							Distribución, %					
Producto		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc. Cu	2.81	2300	0.80	25.72	10.01	21.05	1.91	3.68	71.8	4.0	84.8	14.4	8.6	7.4
Conc. Pb	1.21	1230	41.97	3.88	5.06	8.41	1.04	11.50	16.5	88.9	5.5	3.1	1.5	1.7
Conc. Zn	2.64	55	0.18	0.48	56.68	4.51	1.04	3.93	1.6	0.9	1.5	76.6	1.7	3.7
Colas	93.34	10	0.04	0.08	0.12	6.52	0.68		10.1	6.3	8.3	5.9	88.2	87.2
Cabeza	100.00	90	0.57	0.85	1.95	6.90	0.73		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Compósito 3, Sep. Pb-Cu	Peso (%)	Ensayes							Distribución, %					
Producto		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc Cu	2.06	1897	10.40	18.82	2.37	18.61	0.38	4.06	50.2	18.8	73.0	2.3	9.6	2.1
Conc Pb	1.64	1509	42.91	3.94	1.42	4.53	0.16	15.77	31.7	61.5	12.1	1.1	1.9	0.7
Conc Zn	3.35	98	0.74	0.73	55.06	4.88	0.18	2.68	4.2	2.2	4.6	90.4	6.1	17.4
Colas	92.95	12	0.22	0.06	0.14	3.52	0.32		13.8	17.5	10.3	6.2	82.4	79.7
Cabeza	100.00	78	1.14	0.53	2.09	3.97	0.37		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Compósito 3, Secuencial	Peso (%)	Ensayes							Distribución, %					
Producto		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Conc. Cu	1.57	2467	1.44	24.59	7.24	22.73	0.44	4.28	53.5	2.0	79.2	5.9	6.6	1.3
Conc. Pb	2.48	950	42.17	1.59	4.45	4.14	0.35	14.02	32.5	92.1	8.1	5.7	1.9	1.7
Conc. Zn	2.74	76	0.25	0.41	59.07	3.75	0.09	2.41	2.9	0.6	2.3	83.3	1.9	0.5
Colas	93.20	9	0.06	0.05	0.11	5.17	0.55		11.1	5.3	10.4	5.1	89.5	96.6
Cabeza	100.00	73	1.14	0.49	1.94	5.38	0.53		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Conclusiones

Los minerales con contenido de cobre secundario no permitieron realizar la separación plomo-cobre con cianuro de sodio o dióxido de azufre, ambos compuestos producen una disolución de cobre activando la esfalerita en la flotación plomo-cobre. Las alternativas para separar eficientemente las especies de cobre y plomo se limitaron al uso del dicromato de sodio y/o a procesos donde el pH no sea excesivamente bajo para prevenir la disolución de cobre secundario.

Los tres minerales evaluados fueron diferentes entre sí con relación plomo-cobre y contenido de bornita y cobre secundario en niveles que permitieron la evaluación objetiva de las variables experimentadas. El compósito 2 reportó el mayor contenido de cobre secundario logrando obtener resultados favorables con los dos métodos de separación; sin embargo, recuperó mayor contenido de esfalerita en concentrado de cobre.

La flotación secuencial fue posible oxidando la galena con adición de metabisulfito de sodio para operar en el rango de pH 6.7 a 7 y ORP entre -170 a -160 mV favoreciendo la flotabilidad de las especies de cobre, y ayuda de pequeñas cantidades de carboximetilcelulosa como agente dispersor/depresor de galena.

La oxidación con dicromato de sodio para los tres compósitos fue eficaz, se obtuvo ley de concentrados para plomo, cobre y zinc aceptables, en cambio, presentó menor selectividad que la flotación secuencial, lo que afectó a las recuperaciones de plomo y cobre.

El uso de CMC y almidón cáustico como depresores de galena registraron buen efecto sobre los tres compósitos, se puede usar de manera indistinta cualquiera de los dos productos.

Los colectores que presentaron mayor rendimiento fueron: para plata-plomo AP-7310 (sal de amonio de ácido dicresilditio-fosfórico, hidróxido de amonio) para cobre y zinc AP-8222 (tionocarbamato, ditiofosfato y alcohol pentílico) y para galena aerophine 3418 (disobutil-ditiofosfinato de sodio).

Los mejores resultados en recuperación para plata, plomo y cobre se obtuvieron por flotación secuencial, con ley de concentrados similares. Con este proceso el concentrado de cobre registró mayor contenido de zinc.

Los resultados en calidad y recuperación de zinc fueron aceptables y superiores a los obtenidos en la operación industrial, se recupera mejor la esfalerita cuando no se utilizó metabisulfito en el sistema.

Las pruebas de circuito cerrado confirmaron adecuadamente los resultados obtenidos en las pruebas abiertas, confirmando la robustez de la flotación secuencial. Es importante considerar tratamiento de calidad del agua para mantenerla en niveles de dureza y contenido de iones metálicos disueltos que no interfieran en el desempeño del proceso.

El hierro en los concentrados se controló adecuadamente en la flotación plomo-cobre y zinc, manteniéndose en bajas recuperaciones, favoreciendo la calidad de los concentrados.

El insoluble en los concentrados de cobre y zinc fue bajo. Para el concentrado de plomo los valores fueron de 10.6 a 15.7% por flotación bulk y secuencial, situación que debe atenderse desde la flotación primaria o limpias con algún tipo de dispersante.

Recomendaciones

Debido a que el proceso de flotación secuencial presentó potencial, se recomienda realizar una prueba a nivel industrial. Se descarta posibilidad de una prueba en planta con dicromato de sodio por restricciones ambientales existentes y requerir tratamiento de aguas para cromo, situación para la cual no está preparada la Unidad Minera; sin embargo, es importante contar con alternativas de tratamiento para evaluar la viabilidad tanto operativa como económica.

Se debe de monitorear la calidad de agua del proceso para asegurar niveles de dureza y contenido de iones metálicos solubles que no afecten la selectividad de la flotación.

Bibliografía

- Ackerman, P. K.**, Harris, G. H., Klimpel, R. R., & Aplan, F. F. (1987). Evaluation of flotation collectors for copper sulfides and pyrite, II. Non-sulphydryl collectors. *International journal of mineral processing*, 21(1-2), 129-140.
- Azañero, A.**, Aramburu, V., Quiñones, J., Puente, L., Cabrera, M., Rengifo, W. & Quispe, J. (2008). Flotación de minerales polimetálicos sulfurados de Pb, Cu y Zn.
- Bond, F. C.** (1961). Crushing and grinding calculations, Part II. *Br. Chem. Eng.*, 6, 543-548.
- Bulatovic, S.**, Wysouzil, D. M., & Bermejo, F. C. (2001). Development and introduction of a new copper/lead separation method in the Raura plant (Peru). *Minerals engineering*, 14(11), 1483-1491.
- Bulatovic, S. M.** (1999). Use of organic polymers in the flotation of polymetallic ores: a review. *Minerals engineering*, 12(4), 341-354.
- Bulatovic, S. M.** (2007). *Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice: Volume 1: flotation of sulfide ores.* Elsevier 15, 388- 391.
- Buckley, A. N.**, Goh, S. W., Lamb, R. N., & Woods, R. (2003). Interaction of thiol collectors with pre-oxidised sulfide minerals. *International journal of mineral processing*, 72(1-4), 163-174.
- Cabrera T.M.** (2007) Adsorción de colectores xantato y tionocarbomato y del depresor orgánico dextrina en la interfase calcopirita/solución acuosa: su efecto en la mojabilidad y flotabilidad de la calcopirita. Tesis de Maestría. Universidad Autónoma de San Luis Potosí, México.
- Chimonyo, W.**, Wiese, J., Corin, K., & O'Connor, C. (2017). The use of oxidising agents for control of electrochemical potential in flotation. *Minerals Engineering*, 109, 135-143.
- Dávila P.G.**, Uribe S.A.,Espinosa G.R. (2011) Comparison of the depressant action of sulfite and metabisulfite for Cu-activated sphalerite. Volume 101, Issue 1-4 Pages 71-74. 2010.
- Dudenkov, S. V.**, Chubor, L. Y., & Glazunov, L. A. (1980). *Fundamentos de la teoría y la práctica de empleo de reactivos de flotación.* Mir.

- Furestenau, M.C.**, Jameson, G.J., Yoon R.H.(Eds). (2007) Flotation of cooper – lead – zinc ores Froth flotation: A century of innovation. SME.
- González J.** (2018) Evaluación de reactivos orgánicos para la depresión de plomo en la separación cobre-plomo a partir de un concentrado bulk. Tesis de Maestría. Universidad Autónoma de San Luis Potosí, México.
- Glembotsky, A.V.**, Glinkin, V.A., Seregin, V.P., Greshnova, N.A. (1995) The Replacement of cyanide by a new organic depressant in selective flotation of polymetallic lead-zinc-silver ores. XIX International Mineral Processing Conference, San Francisco (pp.205-207).
- Ilyuvieva, G. V.**, Gorshtein, A. E., & Toropova, M. N. (1984). Role of sulphite and thiosulphate ions in the copper-nickel sulphide ore flotation process. Chem. Abs, 101, 175164n.
- Jiménez I.** (2018) Estudio de caracterización mineralógica y liberación de especies compósitos minera Sabinas. Reporte 122017-0776. Febrero, CIDT Peñoles.
- Khmeleva, T. N.**, Chapelet, J. K., Skinner, W. M., & Beattie, D. A. (2006). Depression mechanisms of sodium bisulphite in the xanthate-induced flotation of copper activated sphalerite. International Journal of Mineral Processing, 79(1), 61-75.
- Laskowski, J. S.**, Liu, Q., & Bolin, N. J. (1991). Polysaccharides in flotation of sulphides. Part I. Adsorption of polysaccharides onto mineral surfaces. International journal of mineral processing, 33(1-4), 223-234.
- Laskowski, J. S.**, Subramanian, S., & Nyamekye, G. A. (1993). Polysaccharides-Emerging Non-Toxic Modifiers for Differential Flotation of Sulphides.“. In XVIII Int. Mineral Processing Congress”, Sydney (pp. 593-600).
- Laskowski, J. S.**, Liu, Q., & O'Connor, C. T. (2007). Current understanding of the mechanism of polysaccharide adsorption at the mineral/aqueous solution interface. International Journal of Mineral Processing, 84(1-4), 59-68.
- Liu, Q.**, & Laskowski, J. S. (1989). The role of metal hydroxides at mineral surfaces in dextrin adsorption, II. Chalcopyrite-galena separations in the presence of dextrin. International Journal of Mineral Processing, 27(1-2), 147-155.

- Liu, R. Z.**, Qin, W. Q., Fen, J. I. A. O., Wang, X. J., Bin, P. E. I., Yang, Y. J., & Lai, C. H. (2016). Flotation separation of chalcopyrite from galena by sodium humate and ammonium persulfate. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 26(1), 265-271.
- Liu, Q.**, & Laskowski, J. S. (1989). The role of metal hydroxides at mineral surfaces in dextrin adsorption, II. Chalcopyrite-galena separations in the presence of dextrin. *International Journal of Mineral Processing*, 27(1-2), 147-155.
- Liu, Q.**, & Laskowski, J. S. (1989). The interactions between dextrin and metal hydroxides in aqueous solutions. *Journal of Colloid and Interface Science*, 130(1), 101-111.
- Liu, Q.**, Zhang, Y., & Laskowski, J. S. (2000). The adsorption of polysaccharides onto mineral surfaces: an acid/base interaction. *International Journal of Mineral Processing*, 60(3-4), 229-245.
- López, V.A.**, Sánchez López, A. A., Song, S., García Martínez, H. A., & Licón Almada, S. (2007). Dextrin as a regulator for the selective flotation of chalcopyrite, galena and pyrite. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 46(3), 301-309.
- López, V.A.**, & Bahena, J. L. R. (2005). Flotación de calcopirita, piritita y molibdenita en minerales de cobre tipo pórfidos. Ponencia en X Simposio sobre procesamiento de minerales. Chillan, Chile: Recuperado de: [http://www.minerals.com.au/miningandconstruction/mct_service.nsf/Web_WID/WTB-120118-22576-62301/\\$File/145.pdf](http://www.minerals.com.au/miningandconstruction/mct_service.nsf/Web_WID/WTB-120118-22576-62301/$File/145.pdf). pdf. (abril, 2012).
- Lu, S.**, Pugh, R. J., & Forssberg, E. (2005). *Interfacial separation of particles* (Vol. 20). Elsevier.
- Lozano, L.** (2009) *Aplicación de carboximetilcelulosa como regulador en la flotación selectiva de calcopirita y galena*. San Luis Potosí, 2009.
- Magallanes, L.** (1995) *Notas de curso de análisis de circuitos de flotación y pruebas de laboratorio Torreón Coahuila CIDT Peñoles*.
- Mu, Y.**, Peng, Y., & Lauten, R. A. (2016). The depression of pyrite in selective flotation by different reagent systems—A Literature review. *Minerals Engineering*, 96, 143-156.

- Qin, W.**, Wei, Q., Jiao, F., Yang, C., Liu, R., Wang, P., & Ke, L. (2013). Utilization of polysaccharides as depressants for the flotation separation of copper/lead concentrate. *International Journal of Mining Science and Technology*, 23(2), 179-186.
- Rao, S. R.**, Nasset, J. E., & Finch, J. A. (2011). Activation of sphalerite by Cu ions produced by cyanide action on chalcopyrite. *Minerals Engineering*, 24(9), 1025-1027.
- Rath, R. K.**, & Subramanian, S. (1999). Adsorption, electrokinetic and differential flotation studies on sphalerite and galena using dextrin. *International journal of mineral processing*, 57(4), 265-283.
- Sánchez A.** (2007) Efecto de la oxidación de la superficie pirita en la adsorción de colector xantato y depresor dextrina en la interface pirita-solución acuosa: Tesis de Doctorado en ingeniería de minerales. Universidad Autónoma de San Luis Potosí, México.
- Shimoizaka, J.**, Usui, S., Matsuoka, I., & Sasaki, H. (1976). Depression of galena flotation by sulfite or chromate ion. *Flotation--A. M. Gaudin Memorial*.
- Taggart, A. F.**, del Guidice, G. R. M., & Ziehl, O. A. (1934). The case for the chemical theory of flotation. *Trans. AIME*, 112(348-381), 32.
- Takeno, N.** (2005). Atlas of Eh-pH diagram, Intercomparison of Thermodynamic Databases, Nat. Ins Adv. Ind. Sci. Techn. Geological Survey of Japan National Institute of Advanced Industrial Science and Technology Research Center for Deep Geological Environments. http://www.fssm.ucam.ac.ma/biblioadmin/opac_css/chimie/Atlas_Eh-pH_diagrams.pdf.
- Uribe-Salas, A.**, Martínez-Cavazos, T. E., Nava-Alonso, F. C., Méndez-Nonell, J., & Lara-Valenzuela, C. (2000). Metallurgical improvement of a lead/copper flotation stage by pulp potential control. *International journal of mineral processing*, 59(1), 69-83.
- Venter, W.J.C.** (1974) Concentration and separation of copper-lead ore at kombat mill, SouthWest Africa SME Transactions, 2,(1) 254. (291-294).

Anexo 1
Pruebas de cinética de flotación

Evaluación de colectores

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	4B
OBJETIVO :	Evaluación de colector, estándar AP-8222		
IDENTIFICACION :	Composito #3	Tamaño, K₈₀ :	144

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.52	1,734.00	1.73	11.04	2.46	10.13	0.51	24.24	26.01	2.43	33.53	2.04	4.38	2.14	0.80
Cu min 1 + 2	1.36	349.00	1.06	3.16	1.75	4.83	0.26	36.95	4.68	1.33	8.58	1.30	1.87	0.98	1.09
Cu min 1 + 2 + 3	1.44	339.35	1.08	3.89	1.68	5.46	0.24	36.12	4.82	1.44	11.19	1.32	2.24	0.97	1.13
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	1.39	300.79	1.00	2.82	1.67	4.58	0.24	37.42	4.12	1.28	7.83	1.27	1.81	0.93	1.13
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	0.92	288.23	0.96	2.32	1.65	4.16	0.23	37.92	2.63	0.82	4.29	0.84	1.10	0.60	0.76
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	1.69	340.35	1.28	3.03	2.72	5.01	0.38	36.16	5.68	2.00	10.24	2.51	2.41	1.78	1.33
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	1.36	440.66	1.56	1.35	2.78	3.82	0.36	38.34	5.91	1.96	3.67	2.07	1.48	1.36	1.13
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8	1.05	173.00	1.18	0.79	2.32	3.45	0.30	39.85	1.80	1.15	1.66	1.34	1.04	0.88	0.91
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9	0.97	974.83	1.66	0.64	2.86	3.56	0.28	41.67	9.39	1.50	1.25	1.53	0.99	0.76	0.88
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9 + 10	1.15	128.87	1.07	0.36	1.96	2.83	0.24	40.75	1.47	1.15	0.83	1.24	0.93	0.77	1.02
Cola final	87.16	38.82	1.05	0.10	1.77	3.29	0.37	47.43	33.47	84.92	16.93	84.54	81.77	88.84	89.83
Cabeza Calc.	100.00	101.08	1.08	0.50	1.82	3.51	0.36	46.02	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Ens.		82.67	1.20	0.50	1.93	4.00	0.39	46.66							
% Dif.		22.27	-10.20	-0.15	-5.45	-12.33	-7.88	-1.37							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.52	1,734.00	1.73	11.04	2.46	10.13	0.51	24.24	26.01	2.43	33.53	2.04	4.38	2.14	0.80
Cu min 1 + 2	2.87	1,080.24	1.41	7.32	2.12	7.63	0.39	30.24	30.69	3.77	42.11	3.34	6.25	3.12	1.89
Cu min 1 + 2 + 3	4.31	833.28	1.30	6.18	1.98	6.91	0.34	32.20	35.51	5.21	53.30	4.67	8.48	4.09	3.01
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	5.69	703.68	1.23	5.36	1.90	6.34	0.32	33.47	39.63	6.49	61.13	5.93	10.29	5.02	4.14
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	6.62	645.68	1.19	4.94	1.87	6.04	0.31	7.40	42.27	7.31	65.42	6.77	11.39	5.62	4.90
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	8.30	583.65	1.21	4.55	2.04	5.83	0.32	34.51	47.95	9.32	75.66	9.28	13.80	7.40	6.23
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	9.66	563.59	1.26	4.10	2.14	5.55	0.33	35.05	53.86	11.28	79.32	11.35	15.27	8.75	7.36
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8	10.71	525.15	1.25	3.77	2.16	5.34	0.33	35.52	55.66	12.43	80.99	12.69	16.31	9.63	8.27
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9	11.69	562.62	1.28	3.51	2.22	5.19	0.32	36.03	65.06	13.93	82.24	14.22	17.30	10.40	9.15
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9 + 10	12.84	523.62	1.27	3.23	2.20	4.98	0.31	36.46	66.53	15.08	83.07	15.46	18.23	11.16	10.17
Cola final	87.16	38.82	1.05	0.10	1.77	3.29	0.37	47.43	33.47	84.92	16.93	84.54	81.77	88.84	89.83
Cabeza Calc.	100.00	101.08	1.08	0.50	1.82	3.51	0.36	46.02	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)													OBSERVACIONES
	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	RPM	Tiempo	
Molienda	800				500						8		17	Cinetias de 10 minutos de flotación de cobre.
Acond Cu						10			3800	25	6.7	1800	2	
Prim.Cu							20				7.2	1800	5	
Agot Cu						5					7.5	1800	5	

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	5B
OBJETIVO :	Evaluacion de colector, A-31		
IDENTIFICACION :	Composito #3	Tamaño, K ₈₀ :	144

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.52	758.53	1.29	6.04	1.68	6.68	0.29	33.23	12.29	1.86	18.85	1.50	2.48	1.29	1.14
Cu min 1 + 2	1.35	373.92	1.08	1.38	1.62	3.24	0.28	40.04	5.38	1.38	3.82	1.29	1.07	1.10	1.22
Cu min 1 + 2 + 3	1.01	299.42	1.06	0.72	1.62	3.16	0.22	40.19	3.22	1.01	1.48	0.96	0.78	0.66	0.92
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	1.12	183.75	1.16	0.55	1.57	3.31	0.23	41.01	2.19	1.23	1.26	1.03	0.91	0.75	1.04
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	0.85	171.49	0.95	0.57	1.57	3.15	0.22	41.68	1.55	0.76	0.99	0.79	0.66	0.55	0.80
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	1.50	929.85	0.93	0.54	1.52	3.11	0.21	39.14	14.86	1.32	1.66	1.34	1.14	0.91	1.33
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	1.53	305.35	0.99	2.91	1.40	4.58	0.22	37.41	4.98	1.43	9.14	1.26	1.71	1.09	1.30
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8	1.04	233.77	1.02	2.36	1.58	4.16	0.23	38.10	2.59	1.00	5.04	0.97	1.06	0.69	0.90
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9	1.09	195.29	1.05	1.62	1.75	3.88	0.24	39.25	2.27	1.08	3.63	1.12	1.03	0.75	0.97
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9 + 10	1.20	128.11	0.91	1.17	1.54	3.67	0.20	39.94	1.64	1.03	2.88	1.09	1.08	0.70	1.09
Cola final	87.77	52.52	1.06	0.29	1.72	4.11	0.36	44.99	49.03	87.88	51.25	88.65	88.08	91.63	89.29
Cabeza Calc.	100.00	94.02	1.06	0.49	1.70	4.10	0.34	44.22	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Ens.		82.67	1.20	0.50	1.93	4.00	0.39	46.66							
% Dif.		13.73	-11.78	-2.39	-11.77	2.39	-12.99	-5.22							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.52	758.53	1.29	6.04	1.68	6.68	0.29	33.23	12.29	1.86	18.85	1.50	2.48	1.29	1.14
Cu min 1 + 2	2.88	577.62	1.19	3.85	1.65	5.06	0.28	36.43	17.67	3.24	22.67	2.79	3.55	2.38	2.37
Cu min 1 + 2 + 3	3.89	505.20	1.16	3.03	1.64	4.57	0.27	37.41	20.89	4.25	24.16	3.75	4.33	3.04	3.29
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	5.01	433.19	1.16	2.48	1.63	4.29	0.26	38.22	23.08	5.48	25.41	4.79	5.24	3.79	4.33
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	5.86	395.17	1.13	2.20	1.62	4.12	0.25	7.40	24.63	6.24	26.40	5.57	5.90	4.34	5.13
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	7.36	504.29	1.09	1.86	1.60	3.91	0.24	38.81	39.50	7.57	28.06	6.91	7.04	5.25	6.46
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	8.90	470.01	1.07	2.04	1.56	4.03	0.24	38.57	44.48	9.00	37.20	8.17	8.75	6.22	7.76
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8	9.94	445.24	1.07	2.07	1.57	4.04	0.24	38.52	47.07	10.00	42.24	9.14	9.81	6.92	8.66
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9	11.03	420.50	1.06	2.03	1.58	4.03	0.24	38.59	49.34	11.09	45.86	10.26	10.85	7.67	9.63
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9 + 10	12.23	391.76	1.05	1.94	1.58	3.99	0.23	38.72	50.97	12.12	48.75	11.35	11.92	8.37	10.71
Cola final	87.77	52.52	1.06	0.29	1.72	4.11	0.36	44.99	49.03	87.88	51.25	88.65	88.08	91.63	89.29
Cabeza Calc.	100.00	94.02	1.06	0.49	1.70	4.10	0.34	44.22	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)											OBSERVACIONES		
	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	A-31	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH		RPM	Tiempo
Molienda	800				500						8		17	Cinetias de 10 minutos de flotacion de cobre.
Acond Cu						10			3800	25	6.7	1800	2	
Prim.Cu							20				7.2	1800	5	
Agot Cu						5					7.5	1800	5	

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	6B
OBJETIVO :	Evaluacion de colector, F-7242M		
IDENTIFICACION :	Composito #3	Tamaño, K₈₀ :	144

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.87	773.58	1.16	7.39	1.79	8.83	0.24	31.81	7.50	1.69	23.87	1.64	4.03	1.21	1.30
Cu min 1 + 2	1.34	366.81	1.11	4.86	1.60	6.84	0.25	35.10	2.55	1.16	11.27	1.06	2.24	0.90	1.03
Cu min 1 + 2 + 3	1.23	528.27	1.06	4.04	1.78	5.72	0.28	36.78	3.38	1.02	8.61	1.08	1.72	0.91	0.99
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	1.14	639.52	1.03	3.96	1.78	5.45	0.27	36.69	3.79	0.92	7.82	1.00	1.52	0.80	0.91
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	1.04	510.71	1.22	3.68	2.24	5.45	0.36	36.28	2.77	0.99	6.64	1.15	1.39	0.99	0.83
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	2.06	4,242.00	7.64	2.68	6.29	7.24	0.42	29.11	45.29	12.25	9.53	6.36	3.64	2.27	1.31
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	1.27	1,961.00	4.38	1.81	4.54	5.58	0.33	34.23	12.95	4.34	3.98	2.84	1.73	1.12	0.95
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8	0.86	198.31	1.33	1.25	2.19	3.79	0.29	39.51	0.89	0.90	1.87	0.93	0.80	0.66	0.75
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9	1.15	138.21	1.26	0.88	2.07	3.56	0.27	39.79	0.83	1.13	1.76	1.17	1.00	0.83	1.00
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9 + 10	0.99	138.96	1.26	0.69	2.05	3.51	0.26	40.82	0.72	0.98	1.18	1.00	0.85	0.69	0.88
Cola final	87.03	42.78	1.10	0.16	1.91	3.81	0.39	47.42	19.33	74.63	23.48	81.76	81.06	89.62	90.06
Cabeza Calc.	100.00	192.61	1.28	0.58	2.03	4.09	0.38	45.83	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Ens.		82.67	1.20	0.50	1.93	4.00	0.39	46.66							
% Dif.		132.99	6.90	15.67	5.34	2.27	-3.87	-1.79							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.87	773.58	1.16	7.39	1.79	8.83	0.24	31.81	7.50	1.69	23.87	1.64	4.03	1.21	1.30
Cu min 1 + 2	3.21	603.57	1.14	6.33	1.71	8.00	0.25	33.19	10.06	2.85	35.14	2.70	6.27	2.11	2.32
Cu min 1 + 2 + 3	4.44	582.68	1.12	5.70	1.73	7.37	0.26	34.18	13.43	3.87	43.75	3.78	8.00	3.01	3.31
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	5.58	594.31	1.10	5.34	1.74	6.97	0.26	34.70	17.23	4.78	51.57	4.78	9.52	3.82	4.23
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	6.63	581.15	1.12	5.08	1.82	6.73	0.27	7.40	19.99	5.78	58.21	5.93	10.91	4.81	5.05
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	8.68	1,448.19	2.66	4.51	2.88	6.85	0.31	33.56	65.29	18.03	67.74	12.29	14.55	7.08	6.36
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	9.96	1,513.70	2.88	4.17	3.09	6.69	0.31	33.65	78.24	22.37	71.72	15.13	16.28	8.20	7.31
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8	10.82	1,408.62	2.76	3.93	3.02	6.46	0.31	34.12	79.13	23.26	73.59	16.06	17.08	8.86	8.05
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9	11.97	1,286.32	2.61	3.64	2.93	6.18	0.31	34.66	79.95	24.40	75.34	17.24	18.09	9.68	9.06
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9 + 10	12.97	1,198.40	2.51	3.41	2.86	5.98	0.30	35.13	80.67	25.37	76.52	18.24	18.94	10.38	9.94
Cola final	87.03	42.78	1.10	0.16	1.91	3.81	0.39	47.42	19.33	74.63	23.48	81.76	81.06	89.62	90.06
Cabeza Calc.	100.00	192.61	1.28	0.58	2.03	4.09	0.38	45.83	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)													OBSERVACIONES
	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	F 7242 M	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	RPM	Tiempo	
Molienda	800				500						8		17	Cinetas de 10 minutos de flotacion de cobre.
Acond Cu						20			3800	25	6.7	1800	2	
Prim.Cu							20				7.2	1800	5	
Agot Cu						5					7.5	1800	5	

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	7B
OBJETIVO :	Evaluacion de colector, D-527-E		
IDENTIFICACION :	Composito Secuencial #3	Tamaño, K₉₀:	144

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.68	751.65	1.30	6.66	1.78	8.11	0.26	32.40	14.33	2.13	23.17	1.69	3.42	1.35	1.20
Cu min 1 + 2	1.49	516.15	1.06	4.14	1.87	5.46	0.26	35.34	8.72	1.54	12.78	1.58	2.04	1.20	1.16
Cu min 1 + 2 + 3	1.25	446.43	1.19	3.28	1.70	5.25	0.29	37.08	6.33	1.45	8.49	1.20	1.65	1.13	1.02
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	1.32	422.33	1.00	2.98	1.69	4.71	0.24	36.86	6.32	1.29	8.15	1.26	1.56	0.99	1.07
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	1.26	400.44	0.94	2.64	1.72	4.30	0.25	38.03	5.72	1.16	6.89	1.23	1.36	0.97	1.05
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	1.23	430.26	1.22	3.50	1.97	5.05	0.27	35.49	6.00	1.47	8.92	1.37	1.56	1.04	0.96
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	1.29	332.01	1.34	2.39	2.26	4.25	0.29	37.73	4.86	1.69	6.39	1.65	1.38	1.15	1.07
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8	1.17	193.74	1.28	1.75	2.31	4.08	0.28	37.11	2.57	1.46	4.24	1.53	1.20	1.01	0.95
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9	1.02	239.07	1.21	0.95	1.86	3.65	0.21	38.65	2.77	1.21	2.00	1.08	0.93	0.68	0.87
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9 + 10	1.36	293.49	1.62	0.74	2.34	3.62	0.28	38.53	4.53	2.15	2.09	1.80	1.24	1.17	1.15
Cola final	86.91	38.43	1.00	0.09	1.74	3.84	0.33	46.89	37.84	84.45	16.90	85.59	83.67	89.30	89.50
Cabeza Calc.	100.00	88.26	1.03	0.48	1.77	3.99	0.32	45.54	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Ens.		82.67	1.20	0.50	1.93	4.00	0.39	46.66							
% Dif.		6.77	-14.57	-3.31	-8.45	-0.27	-18.28	-2.41							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.68	751.65	1.30	6.66	1.78	8.11	0.26	32.40	14.33	2.13	23.17	1.69	3.42	1.35	1.20
Cu min 1 + 2	3.17	640.96	1.19	5.48	1.82	6.86	0.26	33.78	23.05	3.68	35.95	3.27	5.46	2.55	2.35
Cu min 1 + 2 + 3	4.43	585.94	1.19	4.85	1.79	6.41	0.27	34.71	29.38	5.13	44.44	4.48	7.11	3.68	3.37
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	5.75	548.32	1.14	4.42	1.77	6.02	0.26	35.21	35.71	6.42	52.59	5.74	8.67	4.67	4.44
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	7.01	521.70	1.11	4.10	1.76	5.71	0.26	7.40	41.43	7.58	59.48	6.97	10.03	5.64	5.50
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	8.24	508.03	1.13	4.01	1.79	5.61	0.26	35.68	47.43	9.05	68.39	8.34	11.59	6.68	6.46
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	9.53	484.18	1.15	3.79	1.85	5.43	0.26	35.96	52.29	10.73	74.78	10.00	12.97	7.83	7.53
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8	10.70	452.39	1.17	3.57	1.90	5.28	0.27	36.09	54.86	12.20	79.02	11.53	14.16	8.84	8.48
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9	11.73	433.81	1.17	3.34	1.90	5.14	0.26	36.31	57.63	13.40	81.01	12.60	15.10	9.52	9.35
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9 + 10	13.09	419.21	1.22	3.07	1.94	4.98	0.26	36.54	62.16	15.55	83.10	14.41	16.33	10.70	10.50
Cola final	86.91	38.43	1.00	0.09	1.74	3.84	0.33	46.89	37.84	84.45	16.90	85.59	83.67	89.30	89.50
Cabeza Calc.	100.00	88.26	1.03	0.48	1.77	3.99	0.32	45.54	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)													OBSERVACIONES
	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	D-527 E	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	RPM	Tiempo	
Molienda	800				500						8		17	Cinetias de 10 minutos de flotacion de cobre.
Acond Cu						10			3800	25	6.7	1800	2	
Prim.Cu							20				7.2	1800	5	
Agot Cu						5					7.5	1800	5	

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	9B
OBJETIVO :	Evaluacion aumento de colector AP-8222		
IDENTIFICACION :	Composito #3	Tamaño, K₈₀:	144

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:															
Productos	Peso %	Ensayes								Distribución, %					
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	3.05	1,104.00	1.58	9.71	2.77	9.72	0.46	28.67	35.85	4.29	52.24	4.14	7.54	3.54	2.01
Cu min 1 + 2	2.09	517.84	1.41	5.17	3.05	6.98	0.44	34.05	11.54	2.63	19.09	3.13	3.72	2.31	1.64
Cu min 1 + 2 + 3	1.59	379.92	1.51	3.24	3.57	6.09	0.49	35.44	6.43	2.14	9.09	2.78	2.46	1.96	1.29
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	1.14	308.78	1.50	1.51	3.45	4.54	0.43	37.90	3.74	1.52	3.03	1.92	1.31	1.24	0.99
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	1.15	209.53	1.39	0.98	2.98	3.92	0.35	38.63	2.56	1.42	1.99	1.68	1.14	1.01	1.02
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	1.52	176.93	2.34	0.83	4.00	4.08	0.42	37.90	2.86	3.16	2.23	2.98	1.58	1.61	1.32
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	1.10	209.66	2.20	0.55	3.25	3.62	0.32	38.39	2.45	2.15	1.05	1.75	1.01	0.89	0.97
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8	1.01	126.87	1.89	0.04	2.91	3.51	0.33	39.21	1.36	1.69	0.07	1.44	0.90	0.83	0.91
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9	0.86	160.51	1.67	0.29	2.33	3.16	0.28	38.88	1.48	1.29	0.44	0.99	0.70	0.60	0.77
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9 + 10	0.85	217.88	1.54	0.31	2.27	3.32	0.26	38.31	1.98	1.17	0.47	0.95	0.72	0.55	0.75
Cola final	85.65	32.56	1.03	0.07	1.86	3.62	0.40	44.90	29.73	78.56	10.29	78.23	78.93	85.47	88.34
Cabeza Calc.	100.00	93.80	1.12	0.57	2.04	3.93	0.40	43.53	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Ens.		82.67	1.20	0.50	1.93	4.00	0.39	46.66							
% Dif.		13.46	-6.41	13.24	5.52	-1.79	0.73	-6.70							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes								Distribución, %					
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	3.05	1,104.00	1.58	9.71	2.77	9.72	0.46	28.67	35.85	4.29	52.24	4.14	7.54	3.54	2.01
Cu min 1 + 2	5.14	865.41	1.51	7.86	2.88	8.60	0.45	30.86	47.40	6.91	71.33	7.28	11.25	5.85	3.64
Cu min 1 + 2 + 3	6.73	750.75	1.51	6.77	3.05	8.01	0.46	31.94	53.83	9.05	80.42	10.06	13.71	7.81	4.93
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	7.86	686.88	1.51	6.01	3.10	7.51	0.46	32.80	57.57	10.56	83.45	11.98	15.03	9.05	5.92
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	9.01	626.15	1.49	5.37	3.09	7.05	0.44	33.54	60.13	11.98	85.45	13.66	16.17	10.06	6.94
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	10.53	561.36	1.62	4.72	3.22	6.62	0.44	34.17	62.99	15.15	87.67	16.64	17.75	11.66	8.26
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	11.62	528.20	1.67	4.32	3.22	6.34	0.43	34.57	65.44	17.29	88.73	18.39	18.76	12.55	9.23
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8	12.63	496.25	1.69	3.98	3.20	6.12	0.42	34.94	66.80	18.98	88.80	19.83	19.66	13.38	10.13
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9	13.49	474.73	1.69	3.75	3.14	5.93	0.41	35.19	68.28	20.27	89.24	20.82	20.35	13.98	10.91
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9 + 10	14.35	459.43	1.68	3.54	3.09	5.77	0.40	35.38	70.27	21.44	89.71	21.77	21.07	14.53	11.66
Cola final	85.65	32.56	1.03	0.07	1.86	3.62	0.40	44.90	29.73	78.56	10.29	78.23	78.93	85.47	88.34
Cabeza Calc.	100.00	93.80	1.12	0.57	2.04	3.93	0.40	43.53	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)													OBSERVACIONES
	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	RPM	Tiempo	
Molienda	800				500						8		17	Cinetias de 10 minutos de flotacion de cobre.
Acond Cu						20			3800	25	6.7	1800	2	
Prim.Cu							20				7.2	1800	5	
Agot Cu						10					7.5	1800	5	

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	10B
OBJETIVO :	Evaluación de colector, F-1234		
IDENTIFICACION :	Composito #3	Tamaño, K ₈₀ :	144

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	2.62	913.54	1.68	10.28	2.64	10.59	0.39	25.99	27.19	3.88	48.03	3.32	6.85	2.51	1.53
Cu min 1 + 2	1.42	174.93	1.06	1.06	1.61	3.42	0.25	38.73	2.83	1.33	2.69	1.10	1.20	0.87	1.24
Cu min 1 + 2 + 3	1.09	167.56	0.99	0.66	1.52	3.15	0.22	38.56	2.08	0.95	1.29	0.80	0.85	0.58	0.95
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	1.13	130.65	0.97	0.47	1.61	3.18	0.22	39.92	1.68	0.97	0.95	0.88	0.89	0.63	1.02
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	0.95	86.64	1.00	0.37	1.62	3.16	0.24	40.77	0.94	0.84	0.63	0.74	0.74	0.57	0.87
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	1.26	244.39	1.14	2.76	1.86	5.07	0.25	36.11	3.51	1.27	6.23	1.13	1.58	0.78	1.02
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	1.40	189.63	1.00	0.98	1.80	3.71	0.25	38.36	3.03	1.24	2.45	1.21	1.29	0.88	1.21
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8	1.03	155.68	1.04	0.99	1.76	3.50	0.24	38.32	1.83	0.95	1.82	0.87	0.89	0.61	0.89
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9	0.87	166.93	1.03	0.55	1.85	3.47	0.25	39.49	1.66	0.79	0.86	0.77	0.75	0.54	0.77
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9 + 10	0.97	169.83	1.06	0.36	1.82	3.30	0.26	43.60	1.88	0.91	0.63	0.85	0.79	0.63	0.95
Cola final	87.24	53.81	1.13	0.22	2.11	3.90	0.42	45.74	53.38	86.88	34.42	88.33	84.15	91.41	89.56
Cabeza Calc.	100.00	87.94	1.13	0.56	2.08	4.04	0.40	44.55	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Ens.		82.67	1.20	0.50	1.93	4.00	0.39	46.66							
% Dif.		6.38	-5.45	12.02	7.97	1.08	2.48	-4.51							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	2.62	913.54	1.68	10.28	2.64	10.59	0.39	25.99	27.19	3.88	48.03	3.32	6.85	2.51	1.53
Cu min 1 + 2	4.04	653.29	1.46	7.03	2.28	8.06	0.34	30.48	30.02	5.21	50.73	4.42	8.06	3.37	2.76
Cu min 1 + 2 + 3	5.13	549.88	1.36	5.67	2.12	7.02	0.31	32.20	32.10	6.16	52.01	5.21	8.91	3.96	3.71
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	6.27	474.08	1.29	4.73	2.02	6.32	0.29	33.60	33.78	7.13	52.96	6.09	9.80	4.59	4.73
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	7.22	422.96	1.25	4.16	1.97	5.91	0.29	7.40	34.72	7.97	53.59	6.83	10.55	5.16	5.60
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	8.48	396.37	1.24	3.95	1.95	5.78	0.28	34.78	38.23	9.23	59.82	7.96	12.13	5.94	6.62
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	9.89	367.01	1.20	3.53	1.93	5.49	0.28	35.28	41.26	10.47	62.27	9.17	13.42	6.82	7.83
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8	10.92	347.02	1.19	3.29	1.92	5.30	0.27	35.57	43.09	11.42	64.09	10.04	14.31	7.43	8.72
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9	11.79	333.70	1.17	3.08	1.91	5.16	0.27	35.86	44.74	12.21	64.95	10.82	15.06	7.97	9.49
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 + 9 + 10	12.76	321.21	1.17	2.88	1.90	5.02	0.27	36.45	46.62	13.12	65.58	11.67	15.85	8.59	10.44
Cola final	87.24	53.81	1.13	0.22	2.11	3.90	0.42	45.74	53.38	86.88	34.42	88.33	84.15	91.41	89.56
Cabeza Calc.	100.00	87.94	1.13	0.56	2.08	4.04	0.40	44.55	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)													OBSERVACIONES
	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	F-1234	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	RPM	Tiempo	
Molienda	800				500						8		17	Cinetias de 10 minutos de flotación de cobre.
Acond Cu						20			3800	25	6.7	1800	2	
Prim.Cu							20				7.2	1800	5	
Agot Cu						10					7.5	1800	5	

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	4B
OBJETIVO :	Medir efecto en recuperacion de cobre, zinc y plomo con pH de 5.8		
IDENTIFICACION :	Compósito #1	Tamaño, K₈₀:	156

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.0	1194.0	1.15	13.44	1.98	10.36	0.19	24.61	15.6	2.5	30.8	1.4	2.4	1.2	0.6
Cu min 1 + 2	0.9	1317.0	0.94	7.62	3.02	7.4	0.31	28.94	15.4	1.8	15.6	1.9	1.5	1.7	0.6
Cu min 1 + 2 + 3	0.8	1773.0	1.23	9.10	5.13	8.6	0.59	25.76	18.3	2.1	16.5	2.9	1.6	2.8	0.5
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	1.42	863.4	1.49	4.92	7.40	6.95	0.6	29.11	15.29	4.45	15.28	7.07	2.16	5.2	0.9
Pb min 1	1.97	918.9	16.97	2.20	10.36	7.79	0.51	20.37	22.56	70.24	9.47	13.72	3.35	5.83	0.89
Pb min 1 + 2	1.05	281.5	2.84	1.18	11.01	8.04	0.44	26.06	3.68	6.26	2.71	7.77	1.84	2.68	0.61
Pb min 1 + 2 + 3	1.01	144.0	1.01	0.71	8.03	6.9	0.31	30.37	1.81	2.14	1.56	5.45	1.53	1.81	0.68
Pb min 1 + 2 + 3 + 4	1.01	86.0	0.62	0.45	6.27	6.11	0.3	31.24	1.08	1.31	0.99	4.26	1.35	1.63	0.70
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	0.88	78.0	0.52	0.34	5.77	6.97	0.3	31.76	0.86	0.97	0.66	3.43	1.34	1.3	0.6
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	0.8	52.9	0.35	0.27	4.78	6.0	0.22	33.46	0.5	0.6	0.5	2.5	1.0	1.0	0.6
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	0.8	40.8	0.29	0.25	4.34	6.3	0.24	32.76	0.4	0.5	0.5	2.4	1.1	1.2	0.6
Cola final	88.2	4.1	0.04	0.03	0.80	4.2	0.14	47.24	4.5	7.0	5.6	47.2	80.8	73.6	92.7
Cabeza Calc.	100.0	80	0.48	0.46	1.49	4.58	0.17	44.94	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Ens.		84	0.46	0.46	1.53	4.64	0.18	45.03							
% Dif.		-4.90	4	-0.45	-2.72	-1.22	-2.02	-0.19							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.0	1194.0	1.15	13.44	1.98	10.36	0.19	24.61	15.6	2.5	30.8	1.4	2.4	1.2	0.5
Cu min 1 + 2	2.0	1252.0	1.05	10.69	2.47	8.94	0.25	26.65	30.9	4.4	46.3	3.3	3.9	2.9	1.1
Cu min 1 + 2 + 3	2.8	1405.5	1.10	10.22	3.25	8.84	0.35	26.39	49.2	6.5	62.8	6.2	5.4	5.7	1.6
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	4.2	1223.5	1.23	8.44	4.65	8.21	0.4	27.30	64.54	10.96	78.10	13.22	7.58	11.0	2.5
Pb min 1	2.0	918.9	16.97	2.20	10.36	7.79	0.51	20.37	22.6	70.2	9.5	13.7	3.4	5.8	0.9
Pb min 1 + 2	3.0	697.3	12.06	1.85	10.59	7.88	0.48	22.35	26.2	76.5	12.2	21.5	5.2	8.5	1.4
Pb min 1 + 2 + 3	4.0	558.6	9.29	1.56	9.95	7.64	0.4	24.36	28.1	78.6	13.7	26.9	6.7	10.3	2.1
Pb min 1 + 2 + 3 + 4	5.0	463.9	7.55	1.34	9.21	7.33	0.4	25.74	29.1	79.9	14.7	31.2	8.1	12.0	2.8
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	5.9	406.3	6.50	1.19	8.70	7.28	0.4	26.64	30.0	80.9	15.4	34.6	9.4	13.3	3.4
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	6.7	364.8	5.78	1.08	8.24	7.13	0.37	27.44	30.5	81.5	15.9	37.2	10.4	14.3	3.9
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	7.5	329.1	5.17	0.99	7.81	7.03	0.35	28.02	30.9	82.0	16.3	39.6	11.6	15.5	4.5
Cola final	88.2	4.1	0.04	0.03	0.80	4.20	0.14	49.64	4.5	7.0	5.6	47.2	80.8	73.6	93.0
Cabeza Calc	100.0	80	0.48	0.46	1.49	4.58	0.17	47.06	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Plomo	95.8	28.47	0.42	0.10	1.29	4.24	0.15	45.90	35.46	89.04	21.90	86.78	92.42	89.05	97.54

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)												OBSERVACIONES
	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	ORP mV	
Molienda	800				500						8		17
Acond Cu						10			8300	25	5.8	-230	2
Prim.Cu							20				6.0		3
Agot Cu						5					6.2		1
Acond Pb	150	10									6.8		5
Prim Pb			5								7.4		4
Agot Pb			3				3				7.7		3

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	5B
OBJETIVO :	Medir efecto en recuperacion de cobre, zinc y plomo con pH de 6.3		
IDENTIFICACION :	Compósito #1	Tamaño, K₈₀:	156

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	0.8	1340.0	1.15	13.58	1.73	8.26	0.18	27.52	14.2	2.2	26.2	1.0	1.5	0.9	0.5
Cu min 1 + 2	1.1	1058.0	0.82	9.26	2.13	6.7	0.24	30.82	14.6	2.0	23.3	1.6	1.5	1.5	0.7
Cu min 1 + 2 + 3	0.9	1298.0	0.88	7.12	2.70	6.4	0.33	31.72	14.4	1.7	14.4	1.6	1.2	1.7	0.6
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	1.10	1041.0	1.01	5.59	3.64	6.26	0.4	31.58	14.40	2.49	14.08	2.76	1.44	2.8	0.8
Pb min 1	1.49	1285.0	18.44	1.67	7.12	6.24	0.55	20.08	23.99	61.35	5.68	7.28	1.93	4.80	0.65
Pb min 1 + 2	0.99	538.3	5.37	1.69	8.96	5.78	0.51	28.05	6.67	11.86	3.81	6.08	1.19	2.91	0.61
Pb min 1 + 2 + 3	0.71	247.1	2.29	0.87	8.94	5.1	0.47	31.03	2.21	3.65	1.42	4.38	0.75	1.93	0.48
Pb min 1 + 2 + 3 + 4	0.98	173.4	1.07	0.70	9.17	5.26	0.4	32.46	2.14	2.35	1.57	6.19	1.08	2.53	0.70
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	0.63	142.8	1.32	0.65	8.57	5.65	0.3	32.29	1.13	1.86	0.94	3.71	0.74	1.2	0.4
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	0.6	98.1	0.80	0.35	7.83	5.8	0.38	32.72	0.7	1.1	0.5	3.2	0.7	1.3	0.4
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	0.5	72.2	0.55	0.30	6.70	5.2	0.31	33.17	0.4	0.6	0.3	2.1	0.5	0.8	0.3
Cola final	90.2	4.5	0.04	0.04	0.97	4.7	0.15	47.47	5.1	8.9	7.8	60.1	87.5	77.5	93.7
Cabeza Calc.	100.0	80	0.45	0.44	1.45	4.80	0.17	45.69	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Ens.		84	0.46	0.46	1.53	4.64	0.18	45.03							
% Dif.		-5.71	-2	-4.96	-4.95	3.35	-2.15	1.47							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	0.8	1340.0	1.15	13.58	1.73	8.26	0.18	27.52	14.2	2.2	26.2	1.0	1.5	0.9	0.5
Cu min 1 + 2	1.9	1180.3	0.96	11.13	1.96	7.37	0.21	29.39	28.8	4.2	49.5	2.6	3.0	2.4	1.2
Cu min 1 + 2 + 3	2.8	1217.2	0.94	9.88	2.19	7.08	0.25	30.12	43.2	5.9	63.9	4.3	4.2	4.1	1.8
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	3.9	1167.8	0.96	8.68	2.60	6.85	0.3	30.53	57.63	8.42	77.96	7.01	5.61	7.0	2.5
Pb min 1	1.5	1285.0	18.44	1.67	7.12	6.24	0.55	20.08	24.0	61.3	5.7	7.3	1.9	4.8	0.6
Pb min 1 + 2	2.5	987.1	13.23	1.68	7.85	6.06	0.53	23.26	30.7	73.2	9.5	13.4	3.1	7.7	1.2
Pb min 1 + 2 + 3	3.2	821.5	10.78	1.50	8.10	5.84	0.5	25.00	32.9	76.9	10.9	17.7	3.9	9.6	1.7
Pb min 1 + 2 + 3 + 4	4.2	668.9	8.49	1.31	8.35	5.70	0.5	26.76	35.0	79.2	12.5	23.9	5.0	12.2	2.4
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	4.8	599.8	7.55	1.22	8.38	5.69	0.5	27.48	36.1	81.1	13.4	27.6	5.7	13.4	2.8
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	5.4	544.7	6.81	1.13	8.32	5.70	0.47	28.06	36.9	82.1	13.9	30.8	6.4	14.7	3.2
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	5.8	507.7	6.32	1.06	8.19	5.66	0.46	28.46	37.3	82.7	14.2	32.9	6.9	15.6	3.5
Cola final	90.2	4.5	0.04	0.04	0.97	4.65	0.15	49.31	5.1	8.9	7.8	60.1	87.5	77.5	94.0
Cabeza calculada	100.0	80	0.45	0.44	1.45	4.80	0.17	47.36	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Plomo	96.1	33.73	0.41	0.10	1.35	4.53	0.16	46.16	42.37	91.58	22.04	92.99	94.39	93.03	97.47

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)													OBSERVACIONES
	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	ORP mV	Tiempo	
Molienda	800				500						8		17	Cu: Cínicas de 1 minutos con pH de 6.3 en acond.
Acond Cu						10			3450	25	6.3	-225	2	
Prim.Cu							20				6.7		3	
Agot Cu						5					7.3		1	
Acond Pb	150	10									7.3		5	
Prim Pb			5				10				7.7		4	
Agot Pb			3								7.9		3.0	

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	14B
OBJETIVO :	Medir efecto en recuperacion de cobre, zinc y plomo con pH de 6.7		
IDENTIFICACION :	Compósito #1	Tamaño, K₈₀:	156

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:															
Productos	Peso	Ensayes								Distribución, %					
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.6	2679.0	0.99	14.66	3.96	8.99	0.59	22.95	50.58	3.31	51.39	4.17	2.84	5.87	0.77
Cu min 1 + 2	1.2	603.2	0.97	5.37	3.65	5.7	0.40	32.49	8.41	2.41	13.91	2.84	1.32	2.97	0.81
Cu min 1 + 2 + 3	0.8	451.2	1.04	3.20	3.99	4.8	0.34	35.03	4.24	1.74	5.58	2.09	0.76	1.68	0.59
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	1.1	323.8	1.68	2.70	4.95	5.0	0.33	34.65	4.38	4.04	6.78	3.74	1.13	2.39	0.84
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	0.89	240.5	1.68	1.50	4.24	3.68	0.3	41.15	2.59	3.21	3.00	2.55	0.66	1.54	0.79
Pb min 1	1.65	796.1	18.98	1.76	8.12	5.45	0.37	24.67	15.91	67.37	6.53	9.06	1.82	3.94	0.88
Pb min 1 + 2	0.85	227.1	3.00	0.96	7.95	4.63	0.37	32.61	2.34	5.49	1.84	4.57	0.80	2.00	0.60
Pb min 1 + 2 + 3	0.70	146.9	1.43	0.72	5.98	3.9	0.30	36.02	1.25	2.16	1.13	2.84	0.55	1.37	0.55
Pb min 1 + 2 + 3 + 4	0.68	108.7	0.85	0.49	4.96	3.73	0.2	36.32	0.90	1.24	0.74	2.29	0.52	1.00	0.54
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	0.66	99.3	0.99	0.41	5.44	4.51	0.2	36.27	0.79	1.40	0.60	2.43	0.60	1.00	0.52
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	0.6	72.8	0.48	0.35	4.69	4.3	0.21	37.55	0.54	0.63	0.48	1.94	0.53	0.82	0.50
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	0.5	56.6	0.39	0.30	3.78	3.9	0.23	37.54	0.36	0.44	0.35	1.34	0.41	0.77	0.43
Zn min 1	1.1	33.9	0.10	0.24	26.92	3.46	0.30	26.37	0.46	0.25	0.60	20.24	0.78	2.11	0.63
Zn min 1 + 2	1.1	34.0	0.12	0.24	16.61	3.5	0.49	29.09	0.45	0.27	0.57	12.14	0.77	3.40	0.68
Zn min 1 + 2 + 3	0.9	39.2	0.15	0.24	14.55	4.5	0.87	28.78	0.44	0.29	0.50	9.12	0.85	5.16	0.58
Zn min 1 + 2 + 3 + 4	1.4	43.0	0.22	0.26	12.47	11.2	1.91	25.10	0.73	0.65	0.80	11.74	3.15	17.02	0.75
Zn min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	1.0	40.5	0.20	0.14	3.56	12.49	1.1	30.91	0.48	0.43	0.30	2.34	2.46	6.92	0.65
Colas	83.4	5.1	0.03	0.03	0.08	4.7	0.08	49.36	5.2	4.7	4.9	4.6	80.1	40.1	88.9
Cabeza Calc.	100.0	82	0.46	0.44	1.48	4.93	0.16	46.27	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Ens.		84	0.46	0.46	1.53	4.64	0.18	45.03							
% Dif.		-2.33	2	-3.45	-3.43	6.35	-10.83	2.76							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso	Ensayes								Distribución, %					
		%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Cu min 1	1.6	2679.0	0.99	14.66	3.96	8.99	0.59	22.95	51.5	3.3	53.4	4.2	2.8	5.9	0.8
Cu min 1 + 2	2.7	1797.0	0.98	10.71	3.83	7.57	0.51	27.00	60.1	5.8	67.9	7.1	4.2	8.9	1.6
Cu min 1 + 2 + 3	3.5	1497.5	0.99	9.04	3.86	6.96	0.47	28.79	64.4	7.5	73.7	9.2	4.9	10.6	2.2
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	4.6	1180.5	1.08	7.14	3.74	5.98	0.4	29.7	67.02	10.75	76.78	11.79	5.60	12.2	3.0
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	5.5	1028.4	1.17	6.22	3.83	5.61	0.4	31.6	69.66	13.99	79.90	14.37	6.26	13.71	3.75
Pb min 1	1.6	796.1	18.98	1.76	8.12	5.45	0.37	24.67	16.2	67.9	6.8	9.2	1.8	4.0	0.9
Pb min 1 + 2	2.5	602.4	13.54	1.49	8.06	5.17	0.37	27.37	18.6	73.5	8.7	13.8	2.6	6.0	1.5
Pb min 1 + 2 + 3	3.2	502.6	10.89	1.32	7.61	4.88	0.4	29.3	19.9	75.7	9.9	16.7	3.2	7.4	2.0
Pb min 1 + 2 + 3 + 4	3.9	433.4	9.12	1.17	7.14	4.68	0.3	30.5	20.8	76.9	10.7	19.0	3.7	8.4	2.6
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	4.5	384.9	7.94	1.06	6.89	4.65	0.3	31.3	21.6	78.3	11.3	21.4	4.3	9.4	3.1
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	5.2	347.9	7.06	0.98	6.63	4.61	0.31	32.08	22.1	79.0	11.8	23.4	4.8	10.2	3.6
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	5.67	321.0	6.44	0.91	6.37	4.54	0.30	32.58	22.5	79.4	12.1	24.8	5.2	11.0	4.0
Zn min 1	1.1	33.9	0.1	0.2	26.9	3.5	0.3	26.4	0.5	0.2	0.6	20.5	0.8	2.1	0.6
Zn min 1 + 2	2.2	33.9	0.1	0.2	21.8	3.5	0.4	27.7	0.9	0.5	1.2	32.8	1.6	5.6	1.3
Zn min 1 + 2 + 3	3.1	35.5	0.1	0.2	19.7	3.8	0.5	28.0	1.4	0.8	1.7	42.0	2.4	10.8	1.9
Zn min 1 + 2 + 3 + 4	4.5	37.8	0.2	0.2	17.5	6.1	1.0	27.1	2.1	1.5	2.6	53.9	5.6	27.9	2.6
Zn min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	5.48	38.3	0.2	0.2	15.0	7.2	1.0	27.8	2.6	1.9	2.9	56.2	8.0	34.9	3.3
Colas	83.4	5.1	0.03	0.03	0.08	4.74	0.08	49.36	5.3	4.7	5.1	4.6	80.4	40.4	89.0
Cabeza Calc.	100.0	80.99	0.46	0.43	1.46	4.91	0.15	46.25	100	100	100	100	100	100	100

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)													OBSERVACIONES
	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	ORP mV	Tiempo	
Molienda	800				500						8		17	Cu: Cinéticas de 1 minutos con pH de 6.7 en acond.
Acond Cu						10			2193	25	7.8	-216	2	
Prim.Cu							20				8.0		3	
Agot Cu						5					8.2		1	
Acond Pb	150	10									8.1		5	
Prim Pb			5				5				8.4		4	
Agot Pb			3				5				8.5		3	

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	7B
OBJETIVO :	Medir efecto en recuperacion de cobre, zinc y plomo con pH de 7.3		
IDENTIFICACION :	Compósito #1	Tamaño, K₈₀:	156

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	0.9	3158.0	0.96	9.37	1.83	5.64	0.37	29.32	35.68	2.05	19.90	1.28	1.14	2.21	0.59
Cu min 1 + 2	0.7	1201.0	0.85	6.17	2.05	5.3	0.37	31.58	10.75	1.44	10.38	1.14	0.84	1.75	0.50
Cu min 1 + 2 + 3	0.7	621.0	0.75	4.20	1.97	4.7	0.28	34.02	5.24	1.20	6.67	1.03	0.71	1.24	0.51
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	1.06	766.1	1.23	6.99	3.09	6.68	0.5	30.89	10.06	3.06	17.26	2.52	1.57	3.18	0.72
Pb min 1	1.29	1114.0	20.12	7.69	4.78	8.57	0.40	17.54	17.72	60.63	23.00	4.72	2.44	3.36	0.50
Pb min 1 + 2	0.97	495.2	5.55	3.17	7.11	7.03	0.47	27.58	5.93	12.58	7.13	5.28	1.51	2.98	0.59
Pb min 1 + 2 + 3	0.66	229.0	2.23	1.32	5.70	5.3	0.33	33.08	1.87	3.44	2.02	2.88	0.77	1.43	0.48
Pb min 1 + 2 + 3 + 4	0.67	171.9	1.27	0.96	5.95	5.47	0.4	33.07	1.44	2.01	1.51	3.09	0.82	1.55	0.49
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	0.58	140.5	1.01	0.74	5.36	5.46	0.3	33.75	1.01	1.37	1.00	2.38	0.70	1.02	0.43
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	0.5	103.2	0.79	0.58	5.07	5.4	0.28	34.19	0.62	0.89	0.65	1.88	0.58	0.87	0.36
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	0.5	73.1	0.53	0.42	3.78	4.5	0.20	36.24	0.43	0.59	0.47	1.39	0.48	0.61	0.38
Cola final	91.5	8.2	0.05	0.05	1.03	4.4	0.13	46.77	9.3	10.7	10.0	72.4	88.4	79.8	94.4
Cabeza Calc.	100.0	81	0.43	0.43	1.30	4.51	0.15	45.32	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Ens.		84	0.46	0.46	1.53	4.64	0.18	45.03							
	% Dif.	-4.29	-7	-6.56	-14.93	-2.79	-12.21	0.63							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	0.9	3158.0	0.96	9.37	1.83	5.64	0.37	29.32	35.7	2.1	19.9	1.3	1.1	2.2	0.6
Cu min 1 + 2	1.6	2293.0	0.91	7.96	1.93	5.47	0.37	30.32	46.4	3.5	30.3	2.4	2.0	4.0	1.1
Cu min 1 + 2 + 3	2.3	1800.9	0.86	6.85	1.94	5.23	0.34	31.41	51.7	4.7	36.9	3.5	2.7	5.2	1.6
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	3.4	1476.0	0.98	6.89	2.30	5.69	0.4	31.2	61.73	7.76	54.20	5.97	4.26	8.4	2.3
Pb min 1	1.3	1114.0	20.12	7.69	4.78	8.57	0.40	17.54	17.7	60.6	23.0	4.7	2.4	3.4	0.5
Pb min 1 + 2	2.3	848.3	13.86	5.75	5.78	7.91	0.43	21.85	23.6	73.2	30.1	10.0	4.0	6.3	1.1
Pb min 1 + 2 + 3	2.9	708.2	11.23	4.75	5.76	7.31	0.4	24.4	25.5	76.7	32.2	12.9	4.7	7.8	1.5
Pb min 1 + 2 + 3 + 4	3.6	607.3	9.36	4.04	5.80	6.96	0.4	26.0	27.0	78.7	33.7	16.0	5.5	9.3	2.0
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	4.2	542.4	8.20	3.58	5.74	6.75	0.4	27.1	28.0	80.0	34.7	18.4	6.2	10.3	2.4
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	4.6	496.8	7.43	3.27	5.67	6.61	0.37	27.83	28.6	80.9	35.3	20.2	6.8	11.2	2.8
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	5.1	457.4	6.79	3.00	5.49	6.42	0.35	28.62	29.0	81.5	35.8	21.6	7.3	11.8	3.1
Cola final	91.5	8.2	0.05	0.05	1.03	4.36	0.13	48.37	9.3	10.7	10.0	72.4	88.4	79.8	94.6
Cabeza calculada	100.0	81	0.43	0.43	1.30	4.51	0.15	46.78	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Plomo	96.6	30.92	0.39	0.20	1.22	4.32	0.14	45.73	38.27	92.24	45.80	94.03	95.74	91.62	97.74

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)												OBSERVACIONES	
	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	ORP mV		Tiempo
Molienda	800				500						8		17	Cu: Cineticas de 1 minutos con pH de 7.3 en acond.
Acond Cu						10			650	25	7.3	-208	2	
Prim.Cu							20				7.7		3	
Agot Cu						5					8.1		1	
Acond Pb	150	10									8.0		5	
Prim Pb			5				10				8.1		4	
Agot Pb			3								8.4		3	

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	8B
OBJETIVO :	Medir efecto en recuperacion de cobre, zinc y plomo con pH de 7.8		
IDENTIFICACION :	Compósito #1	Tamaño, K₈₀:	156

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.0	1746.0	0.65	3.92	1.58	3.93	0.26	35.01	22.27	1.60	9.27	1.25	0.91	1.71	0.77
Cu min 1 + 2	1.2	970.7	0.66	3.89	1.72	4.1	0.28	35.69	14.23	1.86	10.57	1.57	1.09	2.08	0.90
Cu min 1 + 2 + 3	0.9	549.0	0.64	3.07	1.73	4.1	0.25	35.76	5.86	1.32	6.07	1.15	0.79	1.35	0.66
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	1.15	747.8	0.88	4.65	2.20	4.90	0.3	34.01	10.78	2.45	12.43	1.97	1.28	2.39	0.85
Pb min 1	1.35	1204.0	15.65	9.38	4.19	8.35	0.42	17.82	20.39	51.32	29.43	4.41	2.56	3.68	0.52
Pb min 1 + 2	0.71	600.3	7.54	4.75	4.85	6.80	0.37	26.30	5.33	12.96	7.81	2.68	1.09	1.67	0.40
Pb min 1 + 2 + 3	0.68	401.9	3.97	3.67	6.39	6.8	0.40	29.10	3.41	6.52	5.76	3.37	1.04	1.75	0.43
Pb min 1 + 2 + 3 + 4	0.55	227.0	2.06	1.64	5.25	4.93	0.3	33.71	1.57	2.76	2.10	2.26	0.62	1.04	0.40
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	0.64	252.1	2.14	2.02	7.87	6.66	0.4	30.44	2.01	3.31	2.99	3.91	0.96	1.69	0.42
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	0.4	191.8	1.70	1.33	7.18	5.9	0.36	31.27	1.00	1.72	1.29	2.33	0.55	0.97	0.28
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	0.5	129.2	1.05	0.82	6.06	5.0	0.29	34.16	0.74	1.17	0.88	2.16	0.52	0.84	0.34
Cola final	91.0	10.9	0.06	0.05	1.03	4.3	0.14	47.89	12.4	13.0	11.4	72.9	88.6	80.8	94.0
Cabeza Calc.	100.0	80	0.41	0.43	1.29	4.41	0.16	46.34	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Ens.		84	0.46	0.46	1.53	4.64	0.18	45.03							
% Dif.		-5.37	-10	-6.27	-16.01	-5.02	-11.23	2.92							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	1.0	1746.0	0.65	3.92	1.58	3.93	0.26	35.01	22.3	1.6	9.3	1.3	0.9	1.7	0.7
Cu min 1 + 2	2.2	1331.4	0.65	3.90	1.65	4.03	0.27	35.37	36.5	3.5	19.8	2.8	2.0	3.8	1.6
Cu min 1 + 2 + 3	3.0	1112.1	0.65	3.67	1.68	4.04	0.26	35.48	42.4	4.8	25.9	4.0	2.8	5.1	2.3
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	4.2	1012.0	0.71	3.94	1.82	4.28	0.3	35.1	53.15	7.23	38.34	5.94	4.07	7.5	3.1
Pb min 1	1.4	1204.0	15.65	9.38	4.19	8.35	0.42	17.82	20.4	51.3	29.4	4.4	2.6	3.7	0.5
Pb min 1 + 2	2.1	996.3	12.86	7.79	4.42	7.82	0.40	20.74	25.7	64.3	37.2	7.1	3.7	5.3	0.9
Pb min 1 + 2 + 3	2.7	849.4	10.66	6.77	4.90	7.56	0.4	22.8	29.1	70.8	43.0	10.5	4.7	7.1	1.3
Pb min 1 + 2 + 3 + 4	3.3	744.8	9.22	5.91	4.96	7.11	0.4	24.6	30.7	73.6	45.1	12.7	5.3	8.1	1.7
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	3.9	664.8	8.07	5.28	5.43	7.04	0.4	25.6	32.7	76.9	48.1	16.6	6.3	9.8	2.1
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	4.3	619.5	7.46	4.90	5.60	6.93	0.39	26.12	33.7	78.6	49.4	19.0	6.8	10.8	2.4
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	4.8	572.6	6.85	4.51	5.65	6.74	0.38	26.89	34.5	79.8	50.3	21.1	7.4	11.6	2.7
Cola final	91.0	10.9	0.06	0.05	1.03	4.29	0.14	49.31	12.4	13.0	11.4	72.9	88.6	80.8	94.2
Cabeza calculada	100.0	80	0.41	0.43	1.29	4.41	0.16	47.64	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Plomo	95.8	37.44	0.38	0.27	1.21	4.23	0.14	46.16	46.85	92.77	61.66	94.06	95.93	92.47	96.91

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)												OBSERVACIONES	
	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	ORP mV		Tiempo
Molienda	800				500						8		17	Cu: Cineticas de 1 minutos con pH de 7.8 en acond.
Acond Cu						10			110	25	7.8	-195	2	
Prim.Cu							20				8.0		3	
Agot Cu						5					8.2		1	
Acond Pb	150	10									8.1		5	
Prim Pb			5				5				8.4		4	
Agot Pb			3				5				8.5		3	

Velocidad de flotación de Cinética

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	13B
OBJETIVO :	Cinetica Estandar		
IDENTIFICACION :	Compósito #1	Tamaño, K₈₀ :	156

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	2.8	1874.0	1.93	12.24	6.02	8.51	0.61	22.37	61.35	11.64	72.89	12.03	4.65	10.85	1.35
Cu min 1 + 2	1.0	610.7	1.97	3.27	5.77	4.9	0.38	32.47	7.58	4.51	7.39	4.37	1.02	2.53	0.74
Cu min 1 + 2 + 3	0.8	320.6	1.61	1.43	4.78	3.6	0.27	34.94	3.12	2.88	2.53	2.84	0.58	1.41	0.62
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	0.8	363.7	2.65	1.44	4.37	3.4	0.31	34.46	3.43	4.60	2.47	2.51	0.54	1.61	0.60
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	0.61	219.7	2.29	0.93	4.57	3.38	0.3	35.86	1.58	3.04	1.21	2.01	0.41	1.00	0.47
Pb min 1	1.46	770.5	18.30	1.10	6.26	5.13	0.37	26.10	13.30	58.21	3.46	6.60	1.48	3.48	0.83
Pb min 1 + 2	0.66	178.6	2.44	0.81	6.70	5.24	0.37	33.17	1.40	3.51	1.16	3.20	0.68	1.57	0.48
Pb min 1 + 2 + 3	0.61	119.0	1.33	0.57	5.44	4.6	0.28	35.81	0.87	1.79	0.76	2.42	0.55	1.11	0.48
Pb min 1 + 2 + 3 + 4	0.61	90.5	0.95	0.43	4.47	4.02	0.3	36.52	0.65	1.26	0.56	1.96	0.48	1.09	0.48
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	0.55	131.2	1.47	0.43	4.96	5.19	0.2	35.40	0.85	1.76	0.51	1.97	0.56	0.88	0.42
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	0.5	62.4	0.45	0.30	5.32	5.5	0.29	35.68	0.38	0.51	0.34	1.99	0.56	0.95	0.40
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	0.4	54.3	0.37	0.28	4.63	4.9	0.25	35.57	0.24	0.30	0.22	1.24	0.36	0.59	0.29
Zn min 1	1.2	37.7	0.13	0.29	26.19	3.42	0.33	22.08	0.53	0.34	0.75	22.46	0.80	2.54	0.57
Zn min 1 + 2	0.7	34.2	0.12	0.27	18.46	3.7	0.47	27.20	0.29	0.18	0.41	9.56	0.52	2.16	0.42
Zn min 1 + 2 + 3	0.5	37.3	0.13	0.24	15.30	4.3	0.66	29.83	0.24	0.15	0.27	6.00	0.46	2.31	0.35
Zn min 1 + 2 + 3 + 4	0.7	50.4	0.17	0.29	17.85	5.5	1.75	25.16	0.40	0.25	0.43	8.73	0.73	7.60	0.37
Zn min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	0.6	44.9	0.18	0.19	9.35	7.23	2.3	31.46	0.31	0.23	0.24	3.98	0.84	8.78	0.40
Colas	85.5	3.4	0.03	0.02	0.10	5.0	0.09	48.67	3.5	4.9	4.4	6.1	84.8	49.5	90.7
Cabeza Calc.	100.0	84	0.46	0.46	1.38	5.05	0.16	45.87	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Ens.		84	0.46	0.46	1.53	4.64	0.18	45.03							
% Dif.		-0.20	0	0.70	-9.81	8.90	-11.24	1.87							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Cu min 1	2.8	1874.0	1.93	12.24	6.02	8.51	0.61	22.37	62.5	11.8	73.8	12.1	4.7	10.9	1.3
Cu min 1 + 2	3.8	1526.6	1.94	9.77	5.95	7.53	0.55	25.15	70.2	16.4	81.3	16.5	5.7	13.5	2.1
Cu min 1 + 2 + 3	4.6	1313.0	1.88	8.30	5.74	6.83	0.50	26.88	73.4	19.3	83.9	19.3	6.3	14.9	2.7
Cu min 1 + 2 + 3 + 4	5.4	1145.2	1.86	7.18	5.41	6.21	0.5	27.0	75.01	22.41	85.08	21.36	6.66	15.9	3.2
Cu min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	6.0	1052.0	1.91	6.55	5.33	5.92	0.4	27.9	76.62	25.49	86.31	23.38	7.07	16.89	3.66
Pb min 1	1.5	770.5	18.30	1.10	6.26	5.13	0.37	26.10	13.6	59.1	3.5	6.6	1.5	3.5	0.8
Pb min 1 + 2	2.1	586.1	13.36	1.01	6.40	5.16	0.37	28.30	15.0	62.7	4.7	9.8	2.2	5.1	1.3
Pb min 1 + 2 + 3	2.7	480.9	10.65	0.91	6.18	5.03	0.4	30.0	15.9	64.5	5.4	12.3	2.7	6.2	1.8
Pb min 1 + 2 + 3 + 4	3.3	410.0	8.89	0.82	5.87	4.84	0.3	31.2	16.5	65.8	6.0	14.3	3.2	7.3	2.3
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	3.9	370.6	7.84	0.77	5.74	4.89	0.3	31.8	17.4	67.6	6.5	16.2	3.8	8.2	2.7
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6	4.4	334.5	6.98	0.71	5.69	4.97	0.32	32.23	17.8	68.1	6.9	18.2	4.3	9.1	3.1
Pb min 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7	4.77	312.8	6.46	0.68	5.61	4.96	0.32	32.49	18.0	68.4	7.1	19.5	4.7	9.7	3.4
Zn min 1	1.2	37.7	0.1	0.3	26.2	3.4	0.3	22.1	0.5	0.3	0.8	22.6	0.8	2.6	0.6
Zn min 1 + 2	1.9	36.4	0.1	0.3	23.3	3.5	0.4	24.0	0.8	0.5	1.2	32.2	1.3	4.7	1.0
Zn min 1 + 2 + 3	2.4	36.6	0.1	0.3	21.5	3.7	0.4	25.3	1.1	0.7	1.4	38.2	1.8	7.1	1.3
Zn min 1 + 2 + 3 + 4	3.1	39.6	0.1	0.3	20.7	4.1	0.7	25.3	1.5	0.9	1.9	47.0	2.5	14.7	1.7
Zn min 1 + 2 + 3 + 4 + 5	3.70	40.4	0.1	0.3	18.9	4.6	1.0	26.3	1.8	1.2	2.1	51.0	3.4	23.5	2.1
Colas	85.5	3.4	0.03	0.02	0.10	5.01	0.09	48.67	3.5	4.9	4.5	6.2	84.9	49.8	90.8
Cabeza Calc.	100.0	82.71	0.45	0.46	1.37	5.05	0.15	45.82	100	100	100	100	100	100	100

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)													OBSERVACIONES	
	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	RPM	Tiempo		
Molienda	800				500						8		17	Cu: Cinéticas de 1 minutos con pH de 7.8 en acond.	
Acond Cu						10				200	25	7.8	1800		2
Prim. Cu							20				8.0	1800	3		
Agot Cu						5					8.2	1800	1		
Acond Pb	150	10									8.1	1800	5		
Prim Pb			5				5				8.4	1800	4		
Agot Pb			3				5				8.5	1800	3		

Evaluación de polisacáridos

PROYECTO No.	002-OT10-015-09	Prueba No.	101
OBJETIVO :	Prueba de Cinética para evaluar uso de Almidón caustico		
IDENTIFICACION :	Pruebas de Flotación Secuencial Compósito 871-886-13 Sur	Tamaño, P ₈₀ :	156

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:

Producto	Peso (%)	Ensayes							Distribución %						
		Au, g/t	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	Ins%	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ins%
1 min Cu	7.22	1.01	932	1.48	11.13	3.29	17.87	24.9	18.99	48.03	7.73	55.51	8.69	9.70	4.14
2 min Cu	3.62	0.74	463	1.57	5	3.39	14.45	37.34	6.97	11.97	4.11	12.50	4.49	3.93	3.11
3 min Cu	5.97	0.66	267	2.26	2.78	3.40	13.57	39.79	10.26	11.39	9.76	11.47	7.42	6.09	5.47
4 min Cu	2.09	0.61	242	3.13	2.95	3.63	12.80	39.20	3.33	3.62	4.74	4.27	2.78	2.02	1.89
5 min Cu	1.72	0.49	147	3.02	2.00	3.25	12.91	41.32	2.19	1.80	3.76	2.38	2.04	1.67	1.64
Conc Pb	2.38	1.54	575	31.67	4.22	14.50	12.18	4.12	9.53	9.75	54.46	6.93	12.60	2.18	0.23
Medios 2 Pb	1.92	0.59	161	2.33	0.81	6.20	13.94	39.54	2.94	2.20	3.23	1.07	4.35	2.01	1.75
Medios 1 Pb	13.16	0.30	37	0.45	0.19	4.11	13.29	46.92	10.28	3.43	4.31	1.73	19.79	13.15	14.23
Cola final	61.93	0.22	18	0.18	0.10	1.67	12.72	47.32	35.49	7.80	7.89	4.15	37.84	59.25	67.54
Cabeza Calc.	100	0.38	140	1.38	1.45	2.73	13.30	43.39	100	100	100	100	100	100	100

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:

Producto	Peso (%)	Ensayes							Distribución %						
		Au, g/t	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	Ins%	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ins%
1 min Cu	7.22	1.01	932	1.48	11.13	3.29	17.87	24.90	18.99	48.03	7.73	55.51	8.69	9.70	4.14
1+2 min Cu	10.84	0.92	775	1.51	9.08	3.32	16.73	29.05	25.96	60.00	11.84	68.01	13.17	13.63	7.26
1+2+3 min Cu	16.80	0.83	595	1.78	6.84	3.35	15.61	32.87	36.23	71.40	21.61	79.48	20.60	19.72	12.73
1+2+3+4 min Cu	18.90	0.80	556	1.93	6.41	3.38	15.30	33.57	39.55	75.02	26.35	83.74	23.38	21.74	14.62
1+2+3+4+5 min Cu	20.62	0.78	522	2.02	6.05	3.37	15.10	34.21	41.75	76.82	30.10	86.12	25.42	23.41	16.26
Conc Pb	2.38	1.54	575	31.67	4.22	14.50	12.18	4.12	9.53	9.75	54.46	6.93	12.60	2.18	0.23
Conc Pb + M2	4.29	1.12	390	18.57	2.70	10.79	12.97	19.93	12.48	11.95	57.69	8.00	16.95	4.19	1.97
Conc Pb + M2 + M1	17.45	0.50	123	4.91	0.81	5.75	13.21	40.28	22.76	15.38	62.01	9.73	36.74	17.34	16.20
Cola final	61.93	0.22	18	0.18	0.10	1.67	12.72	47.32	35.49	7.80	7.89	4.15	37.84	59.25	67.54
Cabeza Calc.	100.00	0.38	140	1.38	1.45	2.73	13.30	43.39	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Plomo	79.38	0.28	41	1.22	0.25	2.57	12.83	45.77	58.25	23.18	69.90	13.88	74.58	76.59	83.74

ETAPA	CUADRO DE REACTIVOS (g/t) pba 101 Comp. 871-886 13 Sur											
	NaCN	ZnSO ₄	MBS	A-3418	AP-7310	NaCO ₃	AP-8222	Almidon	Tiempo min	pH	RPM	ORP
Molienda		1200				500			55	8		
Acond Cu			XX					25	2	6.5	1500	-40
Primario Cu							20		3	6.7	1500	65
Agotativo Cu							10		2	7	1500	110
Acond Pb	100	300							15	7.2	1500	10
Prim. Pb				20	20				2	7.3	1500	45
Agot.Pb				10					3	7.2	1500	60

PROYECTO No.	002-OT10-015-09	Prueba No.	133
OBJETIVO :	Prueba de Cinética para evaluar uso de CMC		
IDENTIFICACION :	Pruebas de Flotación Secuencial Compósito 871-886-13 Sur	Tamaño, P ₈₀ :	156

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:

Producto	Peso (g)	Peso (%)	Ensayes							Distribución %						
			Au, g/t	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	Ins%	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ins%
1 min Cu	54.50	5.45	1.06	691	1.2	9.44	3.9	17.8	29.67	14.64	30.01	5.49	40.10	7.12	6.60	3.60
2 min Cu	33.10	3.31	0.66	354	0.985	4.75	3.04	14.5	38.81	5.53	9.35	2.74	12.26	3.37	3.26	2.86
3 min Cu	42.50	4.25	0.70	567	1.40	6.19	4.47	15.32	35.88	7.54	19.19	4.99	20.51	6.37	4.43	3.39
4 min Cu	37.20	3.72	0.45	217	1.27	2.04	3.41	13.90	43.84	4.24	6.43	3.96	5.92	4.25	3.52	3.63
5 min Cu	25.70	2.57	0.38	143	1.21	1.31	3.22	12.01	47.55	2.47	2.93	2.61	2.62	2.77	2.10	2.72
1 min Pb	49.95	5.00	0.59	223	8.33	1.73	5.21	13.38	34.32	7.47	8.88	34.91	6.74	8.72	4.54	3.82
2 min Pb	35.40	3.54	0.60	206	6.94	1.10	6.19	15.32	38.61	5.38	5.81	20.61	3.04	7.34	3.69	3.04
3 min Pb	40.44	4.05	0.45	84	1.73	0.53	3.77	14.25	45.73	4.61	2.71	5.87	1.66	5.11	3.92	4.12
4 min Pb	28.38	2.84	0.49	118	2.09	0.58	4.70	13.93	43.51	3.52	2.66	4.98	1.27	4.47	2.69	2.75
Cola	652	65.25	0.27	23	0.25	0.12	2.31	14.72	48.29	44.60	12.02	13.84	5.90	50.47	65.26	70.08
Cabeza Calc.	999.17	100	0.40	126	1.19	1.28	2.99	14.72	44.97	100	100	100	100	100	100	100

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:

Producto	Peso (%)	Ensayes							Distribución %						
		Au, g/t	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	Ins%	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ins%
1 min Cu	5.45	1.06	690.92	1.20	9.44	3.90	17.80	29.67	14.64	30.01	5.49	40.10	7.12	6.60	3.60
1+2 min Cu	8.77	0.91	563.78	1.12	7.67	3.58	16.55	33.12	20.17	39.36	8.22	52.36	10.49	9.86	6.46
1+2+3 min Cu	13.02	0.84	564.71	1.21	7.19	3.87	16.15	34.02	27.71	58.55	13.22	72.86	16.86	14.29	9.85
1+2+3+4 min Cu	16.74	0.75	487.39	1.22	6.04	3.77	15.65	36.21	31.95	64.98	17.18	78.78	21.11	17.80	13.48
1+2+3+4+5 min Cu	19.32	0.70	441.52	1.22	5.41	3.69	15.17	37.72	34.42	67.91	19.79	81.40	23.89	19.90	16.20
1 min Pb	5.00	0.59	223.17	8.33	1.73	5.21	13.38	34.32	7.47	8.88	34.91	6.74	8.72	4.54	3.82
1+2 min Pb	8.54	0.59	216.10	7.75	1.47	5.62	14.18	36.10	12.85	14.70	55.52	9.77	16.06	8.23	6.86
1+2+3 min Pb	12.59	0.55	173.71	5.82	1.17	5.02	14.21	39.20	17.46	17.41	61.39	11.43	21.17	12.15	10.97
1+2+3+4 min Pb	15.43	0.54	163.41	5.13	1.06	4.96	14.15	39.99	20.98	20.08	66.37	12.70	25.64	14.84	13.72
Cola	65.25	0.27	23.13	0.25	0.12	2.31	14.72	48.29	44.60	12.02	13.84	5.90	50.47	65.26	70.08
Cabeza Calc.	100	0.40	125.59	1.19	1.28	2.99	14.72	44.97	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Plomo	80.68	0.32	49.96	1.19	0.30	2.82	14.61	46.70	65.58	32.09	80.21	18.60	76.11	80.10	83.80

ETAPA	CUADRO DE REACTIVOS (g/t) Comp. 871-886 13 Sur Pba 133															
	NaCN	ZnSO ₄	MBS	X-343	A-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	MIBC	CMC	Cal	Tiemp min	pH	RPM	ORP	
Molienda		1200					500					55	7.9			
Acond Cu			4000							25		2	6.5	1500	-44	
Prim. Cu								20	20			2		1500	62	
Agot. Cu								10	10			3		1500	120	
Acond Pb	100	500										2.0		1500.00	10	
Prim. Pb					20				20			2.0		1500.00	43	
Agot. Pb					10.00				20			2.0		1500.00	63	

Anexo 2
Pruebas de flotación circuito abierto

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	5A
OBJETIVO :	Flotación bulk Pb-Cu-Zn	Tamaño, K₈₀:	156
IDENTIFICACION :	Composito #1		

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:																
Productos	Peso g	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Conc. Pb-Cu	37.2	1.9	3362.0	20.62	14.81	4.38	10.44	0.44	6.20	78.4	86.7	68.9	5.2	4.6	5.1	0.3
Medios 3 Pb-Cu	8.0	0.4	445.8	1.29	2.80	9.17	6.4	0.38	27.37	2.2	1.2	2.8	2.4	0.6	1.0	0.2
Medios 2 Pb-Cu	22.7	1.1	263.2	0.61	1.71	6.82	5.5	0.27	33.18	3.7	1.6	4.9	5.0	1.5	1.9	0.8
Medios 1 Pb-Cu	168.1	8.41	50.2	0.14	0.43	3.33	3.99	0.2	39.77	5.28	2.60	8.97	17.97	7.89	9.9	7.29
Conc. Zn	41.8	2.09	146.6	0.48	0.96	48.42	5.43	1.2	6.89	3.84	2.25	5.03	64.99	2.67	15.2	0.31
Medios 3 Zn	5.3	0.3	141.5	0.45	0.73	2.70	9.4	5.98	24.10	0.5	0.3	0.5	0.5	0.6	10.0	0.1
Medios 2 Zn	13.3	0.7	45.4	0.14	0.29	0.92	4.4	1.48	36.53	0.4	0.2	0.5	0.4	0.7	6.2	0.5
Medios 1 Zn	61.0	3.1	8.0	0.03	0.06	0.10	3.0	0.09	42.93	0.3	0.2	0.4	0.2	2.2	1.8	2.9
Colas	1641.0	82.1	5.2	0.03	0.04	0.07	4.1	0.09	48.93	5.3	5.0	8.0	3.4	79.4	48.9	87.6
Cabeza Calc.	1998.4	100.0	80	0.44	0.40	1.56	4.25	0.16	45.89	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Ens.			84	0.46	0.46	1.53	4.64	0.18	45.03							
		% Dif.	-5.39	-3	-13.00	1.85	-8.36	-9.73	1.90							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:																
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %							
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	
Conc Pb-Cu	1.9	3362.0	20.62	14.81	4.38	10.44	0.44	6.20	78.4	86.7	68.9	5.2	4.6	5.1	0.3	
Conc Pb+M3 Pb-Cu	2.3	2846.2	17.20	12.69	5.23	9.73	0.43	9.94	80.6	87.9	71.7	7.6	5.2	6.1	0.5	
Conc Pb+M3 Pb+M2 Pb-Cu	3.4	1983.1	11.66	9.02	5.76	8.31	0.37	17.71	84.4	89.4	76.6	12.6	6.6	8.0	1.3	
Conc Pb+M3 Pb+M2+ M1 Pb-Cu	11.81	606.5	3.45	2.90	4.03	5.23	0.2	33.42	89.67	92.04	85.57	30.54	14.53	17.9	8.60	
Conc Zn	2.09	146.6	0.48	0.96	48.42	5.43	1.2	6.89	3.84	2.25	5.03	65.0	2.67	15.2	0.31	
Conc Zn+M3 Zn	2.4	146.0	0.47	0.94	43.28	5.87	1.69	8.83	4.3	2.5	5.5	65.4	3.3	25.3	0.5	
Conc Zn+M3 Zn+M2 Zn	3.0	123.9	0.40	0.79	33.95	5.54	1.65	14.93	4.7	2.7	6.0	65.8	3.9	31.5	1.0	
Conc Zn+M3 Zn+M2+ M1 Zn	6.1	65.7	0.22	0.42	16.94	4.26	0.87	29.00	5.0	3.0	6.4	66.0	6.1	33.3	3.8	
Cola final	82.1	5.2	0.03	0.04	0.07	4.11	0.09	48.93	5.3	5.0	8.0	3.4	79.4	48.9	87.6	
Cabeza calculada	100.0	80	0.44	0.40	1.56	4.25	0.16	45.89	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cabeza zinc	88.2	8	0.04	0.06	1.08	3.63	0.13	41.94	10.3	8.0	14.4	69.5	85.5	82.1	91.4	

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO CERRADO:																
PRODUCTOS	Peso %	Ensayes							Distribución, %							
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	
Conc. Pb-Cu	1.8	3362	20.62	14.81	4.38	10.44	0.44	6.20	76.7	84.8	82.2	5.1	4.5	5.0	0.3	
Conc. Zn	2.9	147	0.48	0.96	48.42	5.43	1.15	6.89	5.2	3.1	6.9	86.1	4.4	33.2	0.4	
Colas	95.3	15	0.06	0.05	0.14	4.07	0.10	47.90	18.1	12.1	10.9	8.8	91.1	61.8	99.3	
Cabeza Calc.	100.0	80	0.44	0.40	1.56	4.25	0.16	45.89	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)															
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	Na ₂ Cr ₂	CMC	pH	RPM	Tiempo	
Molienda	30	800	10			500							8.23		17	
Acond Pb-Cu							10			160			7	1800	10	
Prim. Pb-Cu				3				3					7.5	1800	6	
Agot Pb-Cu				3			6						7.7	1800	3	
Acond Zn					250				XX				10.0	1800	10	
Primario de Zn							10	10	XX				10.0	1800	5	
Agotativo de Zn							3		XX				10.0	1800	2	
Limpia 1 Pb-Cu	10	150											7.5	1500	6	
Limpia 2 Pb-Cu	10	100						3					7.5	1500	5	
Limpia 3 Pb-Cu	10	50						3					7.7	1500	4	

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	2A
OBJETIVO :	Flotación bulk Pb-Cu-Zn	Tamaño, K₈₀:	149
IDENTIFICACION :	Composito #2		

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:																
Productos	Peso g	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Conc. Pb-Cu	40.7	4.1	1940.0	13.15	19.44	4.83	18.03	1.33	5.94	86.4	89.9	87.8	10.2	10.6	7.2	0.6
Medios 3 Pb-Cu	6.2	0.6	253.0	1.04	2.23	9.85	8.4	1.42	25.67	1.7	1.1	1.5	3.2	0.8	1.2	0.4
Medios 2 Pb-Cu	13.2	1.3	83.1	0.25	0.59	5.86	5.7	0.84	34.85	1.2	0.5	0.9	4.0	1.1	1.5	1.1
Medios 1 Pb-Cu	52.8	5.31	22.4	0.09	0.15	1.74	5.20	0.6	39.72	1.29	0.82	0.88	4.74	3.98	4.2	4.90
Conc. Zn	21.6	2.17	59.7	0.23	0.59	59.96	3.99	0.4	2.68	1.41	0.84	1.42	66.81	1.25	1.3	0.14
Medios 3 Zn	3.2	0.3	111.5	0.56	1.06	16.22	5.6	2.87	12.93	0.4	0.3	0.4	2.7	0.3	1.2	0.1
Medios 2 Zn	10.2	1.0	136.8	0.42	1.17	7.28	9.6	6.31	26.17	1.5	0.7	1.3	3.8	1.4	8.5	0.6
Medios 1 Zn	43.8	4.4	61.5	0.16	0.48	1.10	7.3	2.98	40.42	2.9	1.2	2.3	2.5	4.7	17.4	4.1
Colas	804.0	80.7	3.6	0.03	0.04	0.05	6.5	0.54	46.89	3.1	4.6	3.6	2.2	75.9	57.7	88.1
Cabeza Calc.	995.7	100.0	92	0.60	0.91	1.95	6.93	0.76	42.98	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Ens.			99	0.51	0.91	1.81	6.23	0.84	47.04							
% Dif.			-6.81	17	-0.39	7.56	11.27	-9.44	-8.63							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:																
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %							
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	
Conc Pb-Cu	4.1	1940.0	13.15	19.44	4.83	18.03	1.33	5.94	86.4	89.9	87.8	10.2	10.6	7.2	0.6	
Conc Pb+M3 Pb-Cu	4.7	1717.2	11.55	17.17	5.49	16.76	1.34	8.55	88.1	91.0	89.3	13.3	11.4	8.4	0.9	
Conc Pb+M3 Pb+M2 Pb-Cu	6.0	1359.4	9.08	13.54	5.57	14.35	1.23	14.31	89.3	91.5	90.1	17.3	12.5	9.8	2.0	
Conc Pb+M3 Pb+M2+ M1 Pb-Cu	11.34	733.8	4.87	7.27	3.78	10.07	0.9	26.20	90.61	92.36	91.02	22.02	16.47	14.0	6.91	
Conc Zn	2.17	59.7	0.23	0.59	59.96	3.99	0.4	2.68	1.41	0.84	1.42	66.8	1.25	1.3	0.14	
Conc Zn+M3 Zn	2.5	66.3	0.27	0.65	54.35	4.20	0.75	4.00	1.8	1.1	1.8	69.5	1.5	2.5	0.2	
Conc Zn+M3 Zn+M2 Zn	3.5	86.8	0.32	0.80	40.65	5.78	2.37	10.45	3.3	1.9	3.1	73.3	2.9	11.0	0.9	
Conc Zn+M3 Zn+M2+ M1 Zn	7.9	72.7	0.23	0.62	18.64	6.64	2.71	27.12	6.3	3.1	5.4	75.8	7.6	28.3	5.0	
Cola final	80.7	3.6	0.03	0.04	0.05	6.52	0.54	46.89	3.1	4.6	3.6	2.2	75.9	57.7	88.1	
Cabeza calculada	100.0	92	0.60	0.91	1.95	6.93	0.76	42.98	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cabeza zinc	88.7	9	0.05	0.08	1.52	5.79	0.65	40.01	9.4	7.6	9.0	78.0	83.5	86.0	93.1	

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO CERRADO:																
Producto	Peso %	Ensayes							Distribución, %							
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	
Conc. Pb-Cu	4.1	1940	13.15	19.44	4.83	18.03	1.33	5.94	87.2	90.7	90.4	10.2	10.7	7.3	0.6	
Conc. Zn	2.6	60	0.23	0.59	59.96	3.99	0.44	2.68	1.7	1.0	1.7	83.5	4.4	19.6	0.2	
Colas	93.3	11	0.05	0.08	0.13	6.30	0.59	45.72	11.2	8.3	8.0	6.3	84.8	73.2	99.3	
Cabeza	100.0	92	0.60	0.91	1.95	6.93	0.76	42.98	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)														
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	Na ₂ Cr ₂	CMC	pH	RPM	Tiempo
Molienda	50	800	10			500							8.23		9
Acond Pb-Cu							10			2000			7	1800	5
Prim. Pb-Cu				3				20					7.0	1800	4
Agot Pb-Cu				3				6					7.5	1800	2
Acond Zn					250				XX				10.0	1800	5
Primario de Zn							10	10	XX				10.0	1800	4
Agotativo de Zn							5		XX				10.0	1800	3
Limpia 1 Pb-Cu	10	150						20					7.5	1500	5
Limpia 2 Pb-Cu	6	100											7.5	1500	4
Limpia 3 Pb-Cu	4	50											7.7	1500	3
Limpia 1 Zn							10		XX				10.5	1500	3
Limpia 2 Zn								10	XX				10.5	1500	2
Limpia 3 Zn								3	XX				10.5	1500	2

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	1A
OBJETIVO :	Flotación bulk Pb-Cu-Zn	Tamaño, K₈₀:	144
IDENTIFICACION :	Composito #3		

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:																
Productos	Peso g	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Conc. Pb-Cu	35.3	3.5	1725.0	24.79	11.79	1.95	12.38	0.29	9.24	78.5	76.9	78.6	3.3	11.0	2.7	0.7
Medios 3 Pb-Cu	11.3	1.1	227.2	6.44	1.57	2.66	5.4	0.36	33.75	3.3	6.4	3.3	1.4	1.5	1.1	0.8
Medios 2 Pb-Cu	30.3	3.0	53.8	1.68	0.41	2.14	3.5	0.30	40.50	2.1	4.5	2.3	3.1	2.7	2.4	2.7
Medios 1 Pb-Cu	116.0	11.63	0.1	0.19	0.12	1.89	3.06	0.3	43.45	0.01	1.94	2.52	10.53	8.95	10.6	11.01
Conc. Zn	28.4	2.84	98.3	0.74	0.73	55.06	4.88	0.2	2.68	3.59	1.84	3.88	75.06	3.49	1.3	0.17
Medios 3 Zn	3.3	0.3	123.0	1.24	1.04	6.98	4.7	1.01	23.43	0.5	0.4	0.6	1.1	0.4	0.9	0.2
Medios 2 Zn	12.8	1.3	183.3	0.82	0.98	4.02	5.5	1.68	36.34	3.0	0.9	2.4	2.5	1.8	5.8	1.0
Medios 1 Zn	38.2	3.8	20.0	0.16	0.11	0.26	3.1	0.56	43.24	1.0	0.5	0.8	0.5	3.0	5.8	3.6
Colas	722.0	72.4	8.6	0.11	0.04	0.07	3.7	0.36	50.59	8.0	6.7	5.6	2.5	67.2	69.4	79.8
Cabeza Calc.	997.5	100.0	78	1.14	0.53	2.09	3.97	0.37	45.88	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Ens.			83	1.20	0.50	1.93	4.00	0.39	46.66							
		% Dif.	-5.90	-5	6.22	8.06	-0.65	-4.75	-1.66							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:																
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %							
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	
Conc Pb-Cu	3.5	1725.0	24.79	11.79	1.95	12.38	0.29	9.24	78.5	76.9	78.6	3.3	11.0	2.7	0.7	
Conc Pb+M3 Pb-Cu	4.7	1363.0	20.36	9.32	2.12	10.68	0.30	15.16	81.8	83.3	81.9	4.7	12.5	3.8	1.5	
Conc Pb+M3 Pb+M2 Pb-Cu	7.7	846.7	12.99	5.81	2.13	7.84	0.30	25.16	83.9	87.7	84.2	7.9	15.2	6.2	4.2	
Conc Pb+M3 Pb+M2+ M1 Pb-Cu	19.33	337.6	5.29	2.38	1.99	4.96	0.3	36.16	83.88	89.68	86.76	18.40	24.15	16.8	15.23	
Conc Zn	2.84	98.3	0.74	0.73	55.06	4.88	0.2	2.68	3.59	1.84	3.88	75.1	3.49	1.3	0.17	
Conc Zn+M3 Zn	3.2	100.8	0.79	0.76	50.10	4.86	0.26	4.82	4.1	2.2	4.5	76.2	3.9	2.2	0.3	
Conc Zn+M3 Zn+M2 Zn	4.5	124.6	0.80	0.82	36.80	5.05	0.67	13.92	7.1	3.1	6.9	78.6	5.7	8.0	1.4	
Conc Zn+M3 Zn+M2+ M1 Zn	8.3	76.2	0.50	0.49	19.91	4.14	0.62	27.47	8.1	3.7	7.7	79.1	8.6	13.8	5.0	
Cola final	72.4	8.6	0.11	0.04	0.07	3.69	0.36	50.59	8.0	6.7	5.6	2.5	67.2	69.4	79.8	
Cabeza calculada	100.0	78	1.14	0.53	2.09	3.97	0.37	45.88	100	100	100	100	100	100	100	
Cabeza zinc	80.7	13	0.12	0.07	1.70	3.01	0.31	38.89	16.1	10.3	13.2	81.6	75.8	83.2	84.8	

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO CERRADO:																
Producto	Peso %	Ensayes							Distribución, %							
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.	
Conc. Pb-Cu	3.7	1725	24.79	11.79	1.95	12.38	0.29	9.24	81.9	80.3	85.1	3.5	11.5	2.8	0.7	
Conc. Zn	3.4	98	0.74	0.73	55.06	4.88	0.18	2.68	4.2	2.2	4.6	90.4	6.1	17.4	0.2	
Colas	93.0	12	0.22	0.06	0.14	3.52	0.32	48.87	13.8	17.5	10.3	6.2	82.4	79.7	99.1	
Cabeza	100.0	78	1.14	0.53	2.09	3.97	0.37	45.88	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)													pH	RPM	Tiempo
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	Na ₂ Cr ₂	CMC				
Molienda	30	800	10			500								8.23		8
Acond Pb-Cu							10			3000				7	1800	5
Prim. Pb-Cu				3					20					7.5	1800	4
Agot Pb-Cu				3				6	20					7.7	1800	4
Acond Zn					250					XX				10.0	1800	5
Primaño de Zn							10	5		XX				10.0	1800	4
Agotativo de Zn							5			XX				10.0	1800	3
Limpia 1 Pb-Cu	5	150							10					7.5	1500	6
Limpia 2 Pb-Cu	3	100							10					7.5	1500	5
Limpia 3 Pb-Cu	2	50							10					7.7	1500	4
Limpia 1 Zn							10			XX				10.5	1500	3
Limpia 2 Zn								5		XX				10.5	1500	2
Limpia 3 Zn								3		XX				10.5	1500	2

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	3B
OBJETIVO :	Flotación secuencial Cu-Pb-Zn	Tamaño, K ₈₀ :	156
IDENTIFICACION :	Compósito #1		

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:																
Productos	Peso g	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	
Conc. Cu	27.0	1.4	3469.0	1.37	24.52	13.14	18.05	1.04	5.45	67.6	3.9	75.2	11.2	5.2	8.0	
Medios 3 Cu	3.4	0.2	1925.0	2.01	9.42	14.58	10.0	1.20		4.7	0.7	3.6	1.6	0.4	1.2	
Medios 2 Cu	15.4	0.8	505.7	1.22	1.71	7.09	5.2	0.61		5.6	2.0	3.0	3.4	0.9	2.7	
Medios 1 Cu	53.7	2.72	78.7	0.71	0.35	3.07	3.56	0.2		3.05	4.05	2.11	5.19	2.04	3.2	
Conc. Pb	13.9	0.70	408.5	48.78	1.59	5.82	5.31	0.29	7.49	4.11	72.20	2.51	2.55	0.79	1.14	
Medios 3 Pb	6.6	0.33	15.7	5.62	1.90	11.17	7.56	0.50		0.07	3.95	1.43	2.32	0.53	0.94	
Medios 2 Pb	20.3	1.03	197.8	1.05	1.02	10.33	7.5	0.45		2.90	2.26	2.35	6.59	1.61	2.59	
Medios 1 Pb	67.4	3.41	53.7	0.28	0.38	6.97	6.66	0.3		2.61	2.03	2.90	14.80	4.78	6.71	
Conc. Zn	10.2	0.52	72.3	0.34	0.53	53.11	5.26	0.3	2.71	0.53	0.37	0.61	17.08	0.57	1.0	
Medios 3 Zn	22.8	1.2	82.4	0.56	0.51	42.79	6.0	0.84		1.4	1.4	1.3	30.7	1.5	5.5	
Medios 2 Zn	13.6	0.7	58.7	0.50	0.21	3.27	9.7	1.50		0.6	0.7	0.3	1.4	1.4	5.8	
Medios 1 Zn	40.1	2.0	15.2	0.12	0.09	0.38	4.2	1.30		0.4	0.5	0.4	0.5	1.8	14.9	
Colas	1681.0	85.1	5.3	0.03	0.02	0.05	4.4	0.10		6.4	5.9	4.2	2.8	78.6	46.3	
Cabeza Calc.	1975.3	100.0	70	0.48	0.45	1.61	4.75	0.18	0.14	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cabeza Ens.			84	0.46	0.46	1.53	4.64	0.18	45.03							
% Dif.			-17.02	4	-3.18	5.07	2.42	0.91	-99.69							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	
Conc Cu	1.4	3469.0	1.37	24.52	13.14	18.05	1.04	5.45	67.6	3.9	75.2	11.2	5.2	8.0	
Conc Cu+M3 Cu	1.5	3296.2	1.44	22.83	13.30	17.15	1.06		72.4	4.7	78.8	12.7	5.5	9.2	
Conc Cu+M3 Cu+M2 Cu	2.3	2359.1	1.37	15.74	11.22	13.13	0.91		78.0	6.7	81.8	16.2	6.4	11.9	
Conc Cu+M3 Cu +M2 Cu+ M1 Cu	5.0	1127.8	1.01	7.43	6.82	7.96	0.5		81.03	10.70	83.94	21.35	8.44	15.1	
Conc Pb	0.7	408.5	48.78	1.59	5.82	5.31	0.29	7.49	4.1	72.2	2.5	2.5	0.8	1.1	
Conc Pb+M2 Pb	1.0	282.1	34.89	1.69	7.54	6.03	0.35		4.2	76.1	3.9	4.9	1.3	2.1	
Conc Pb+M2 Pb+ M1 Pb	2.1	240.2	18.07	1.36	8.93	6.74	0.4		7.1	78.4	6.3	11.5	2.9	4.7	
Conc Pb+M3 Pb+M2 Pb+ M1 Pb	5.5	124.0	6.99	0.75	7.71	6.69	0.4		9.7	80.4	9.2	26.3	7.7	11.4	
Conc Zn	0.52	72.3	0.34	0.53	53.11	5.26	0.3	2.71	0.53	0.37	0.61	17.08	0.57	1.0	
Conc Zn+M3 Zn	1.7	79.2	0.49	0.52	45.98	5.78	0.68		1.9	1.7	1.9	47.8	2.0	6.5	
Conc Zn+M3 Zn+M2 Zn	2.4	73.2	0.49	0.43	33.55	6.92	0.92		2.5	2.4	2.3	49.2	3.4	12.3	
Conc Zn+M3 Zn+M2+ M1 Zn	4.4	46.4	0.32	0.27	18.19	5.67	1.10		2.9	3.0	2.7	49.6	5.2	27.2	
Cola final	85.1	5.3	0.03	0.02	0.05	4.39	0.10		6.4	5.9	4.2	2.8	78.6	46.3	
Cabeza calculada	100.0	70	0.48	0.45	1.61	4.75	0.18	0.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cabeza Plomo	95.0	13.29	0.42	0.07	1.26	4.35	0.15	0.00	19.0	89.3	16.1	78.7	91.6	84.9	
Cabeza zinc	89.5	2	0.02	0.01	0.92	0.32	0.06	0.00	9.3	8.9	6.9	52.4	83.9	73.5	

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO CERRADO :															
Producto	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	
Conc. Cu	1.49	3469	1.37	24.52	13.14	18.05	1.04	5.45	73.92	4.30	82.19	12.20	5.67	8.79	
Conc. Pb	0.82	408	48.8	1.6	5.8	5.3	0.3	7.5	4.79	84.20	2.93	2.97	0.92	1.33	
Conc. Zn	2.33	72	0.34	0.53	53.11	5.26	0.33	2.71	2.40	1.66	2.76	76.89	2.58	4.36	
Colas	95.36	14	0.05	0.06	0.13	4.53	0.16		18.89	9.83	12.12	7.94	90.84	85.52	
Cabeza	100.00	70	0.48	0.45	1.61	4.75	0.18		100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)													
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	RPM	Tiempo
Molienda		800				500						8		17
Acond Cu							10			XX	25	6.7	1800	2
Prim. Cu								20				6.8	1800	3
Agot Cu							5					6.8	1800	1
Acond Pb		150	10									7	1800	5
Prim Pb				5				10				7	1800	4
Agot Pb				3								7	1800	2.5
Acond Zn					250				XX			10.5	1800	10
Prim Zn							10	10	XX			10.5	1800	3
Agot Zn									XX			10.5	1800	2
Limpia 1 Cu							5	15			5	7.5	1500	4
Limpia 2 Cu								10			3	7.5	1500	3
Limpia 3 Cu								5				7.5	1500	3
Limpia 1 Pb	10	100										7.4	1500	4
Limpia 2 Pb	5	100										7.6	1500	3
Limpia 3 Pb	5	100						3				7.8	1500	3
Limpia 1 Zn								5	XX			10.5	1500	5
Limpia 2 Zn								5	XX			10.5	1500	4
Limpia 3 Zn								10	XX			10.5	1500	3

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	2B
OBJETIVO :	Flotación secuencial Cu-Pb-Zn	Tamaño, K₈₀:	149
IDENTIFICACION :	Composito #2		

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:																
Productos	Peso g	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Conc. Cu	25.7	2.6	2343.0	1.83	26.09	6.63	20.24	1.59	4.86	63.7	8.7	79.4	9.3	10.1	5.3	0.3
Medios 3 Cu	3.8	0.4	1088.0	1.73	8.40	12.84	12.2	2.03	22.73	4.3	1.2	3.8	2.6	0.9	1.0	0.2
Medios 2 Cu	11.3	1.1	466.5	1.24	2.54	7.59	7.9	1.72	33.11	5.6	2.6	3.4	4.7	1.7	2.5	0.8
Medios 1 Cu	41.5	4.17	86.3	0.51	0.56	2.35	4.83	0.7	41.95	3.79	3.89	2.76	5.32	3.88	3.5	3.50
Conc. Pb	4.9	0.50	1600.0	67.38	1.07	2.88	1.98	0.35	3.07	8.35	61.74	0.63	0.78	0.19	0.22	0.03
Medios 3 Pb	2.5	0.25	788.5	20.50	3.14	12.77	8.17	2.01	13.93	2.07	9.43	0.92	1.73	0.39	0.65	0.07
Medios 2 Pb	5.5	0.55	256.5	1.99	1.78	9.46	7.1	1.32	28.08	1.50	2.04	1.16	2.85	0.76	0.95	0.31
Medios 1 Pb	26.89	2.70	76.2	0.32	0.72	5.32	5.55	1.2	36.83	2.16	1.57	2.28	7.80	2.89	4.07	1.99
Conc. Zn	14.6	1.47	41.4	0.18	0.36	56.61	4.82	2.0	1.98	0.64	0.50	0.63	45.08	1.36	3.8	0.06
Medios 3 Zn	2.3	0.2	62.4	0.58	0.44	20.40	4.5	3.40	7.45	0.1	0.2	0.1	2.5	0.2	1.0	0.0
Medios 2 Zn	5.4	0.5	68.4	0.52	0.44	5.34	8.5	7.80	21.24	0.4	0.5	0.3	1.6	0.9	5.5	0.2
Medios 1 Zn	23.7	2.4	36.2	0.18	0.21	0.92	5.1	2.81	39.48	0.9	0.8	0.6	1.2	2.4	8.7	1.9
Colas	828.0	83.1	7.4	0.04	0.04	0.32	4.6	0.58	54.40	6.5	6.8	4.1	14.5	74.4	62.7	90.7
Cabeza Calc.	996.1	100.0	95	0.54	0.85	1.84	5.18	0.77	49.86	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza Ens.			99	0.51	0.91	1.81	6.23	0.84	47.04							
		% Dif.	-3.62	6	-6.77	1.68	-16.78	-7.76	5.99							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:															
Productos	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Conc Cu	2.6	2343.0	1.83	26.09	6.63	20.24	1.59	4.86	63.7	8.7	79.4	9.3	10.1	5.3	0.3
Conc Cu+M3 Cu	3.0	2182.1	1.82	23.82	7.43	19.21	1.65	7.15	68.0	9.9	83.1	11.9	11.0	6.3	0.4
Conc Cu+M3 Cu+M2 Cu	4.1	1707.8	1.66	17.94	7.47	16.07	1.67	14.33	73.6	12.5	86.5	16.6	12.7	8.9	1.2
Conc Cu+M3 Cu+M2 Cu+ M1 Cu	8.3	889.8	1.08	9.17	4.89	10.40	1.2	28.26	77.35	16.42	89.28	21.93	16.56	12.4	4.68
Conc Pb	0.5	1600	67.38	1.07	2.88	1.98	0.35	7.40	8.4	61.7	0.6	0.8	0.2	0.2	0.0
Conc Pb+M2 Pb	0.7	1329	51.71	1.76	6.19	4.05	0.90	6.70	10.4	71.2	1.5	2.5	0.6	0.9	0.1
Conc Pb+M2 Pb+ M1 Pb	1.3	871	30.50	1.77	7.58	5.37	1.1	15.82	11.9	73.2	2.7	5.4	1.3	1.8	0.4
Conc Pb+M3 Pb+M2 Pb+ M1 Pb	4.0	334	10.12	1.06	6.06	5.49	1.1	30.00	14.1	74.8	5.0	13.2	4.2	5.9	2.4
Conc Zn	1.47	41.4	0.18	0.36	56.61	4.82	2.0	1.98	0.64	0.50	0.63	45.08	1.36	3.8	0.06
Conc Zn+M3 Zn	1.7	44.2	0.24	0.37	51.76	4.78	2.19	2.71	0.8	0.7	0.7	47.6	1.6	4.8	0.1
Conc Zn+M3 Zn+M2 Zn	2.2	50.1	0.31	0.39	40.46	5.69	3.55	7.22	1.2	1.3	1.0	49.2	2.5	10.3	0.3
Conc Zn+M3 Zn+M2+ M1 Zn	4.6	42.9	0.24	0.30	20.08	5.40	3.17	23.85	2.1	2.0	1.6	50.4	4.8	19.0	2.2
Cola final	83.1	7.4	0.04	0.04	0.32	4.64	0.58	54.40	6.5	6.8	4.1	14.5	74.4	62.7	90.7
Cabeza calculada	100.0	95	0.54	0.85	1.84	5.18	0.77	49.86	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza Plomo	91.7	21.52	0.45	1.44	4.33	0.67	47.52	22.7	83.6	10.7	78.1	83.4	87.6	95.3	
Cabeza zinc	87.7	4	0.02	0.02	1.66	0.47	0.26	2.24	8.6	8.8	5.7	64.9	79.2	81.7	92.9

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO CERRADO :															
Producto	Peso %	Ensayes							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Conc. Cu	2.84	2343	1.83	26.09	6.63	20.24	1.59	4.86	70.02	9.60	87.30	10.23	11.08	5.86	0.28
Conc. Pb	0.63	1600	67.4	1.1	2.9	2.0	0.3	7.4	10.60	78.33	0.79	0.98	0.24	0.28	0.09
Conc. Zn	2.25	41	0.18	0.36	56.61	4.82	2.00	1.98	0.98	0.77	0.97	69.32	2.10	5.85	0.09
Colas	94.28	19	0.06	0.10	0.38	4.76	0.72	52.64	18.40	11.30	10.94	19.47	86.58	88.00	99.54
Cabeza	100.00	95	0.54	0.85	1.84	5.18	0.77	49.86	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)										pH	RPM	Tiempo		
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS				CMC	
Molienda		800				500						8			
Acond Cu							10			3200	25	6.7	1800	2	
Prim Cu									30			7.2	1800	3	
Agot Cu							5	10				7.5	1800	2	
Acond Pb		150	10									7.66	1800	3	
Prim Pb				5								7.86	1800	3	
Agot Pb				3								8	1800	2.0	
Acond Zn					250				XX			10.5	1800	5	
Prim Zn							10	10	XX			10.5	1800	3	
Agot Zn									XX			10.5	1800	2	
Limpia 1 Cu		50						5	15		5	7.5	1500	4	
Limpia 2 Cu		50							10		3	7.5	1500	4	
Limpia 3 Cu		50							5			7.5	1500	3	
Limpia 1 Pb		20	100		2				15			7.4	1500	4	
Limpia 2 Pb		10	100									7.6	1500	3	
Limpia 3 Pb		5	100									7.8	900	2	
Limpia 1 Zn								5	XX			10.5	1500	3	
Limpia 2 Zn									XX			10.5	1500	2	
Limpia 3 Zn								10	XX			10.5	1500	2	

PROYECTO No.	002-OT10-008-17	PRUEBA No.	3B
OBJETIVO :	Flotación bulk Cu-Pb-Zn	Tamaño, K₈₀:	105
IDENTIFICACION :	Composito #3		

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO ABIERTO:																
Productos	Peso		Ensayes							Distribución, %						
	g	%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Conc. Cu	14.3	1.4	2,837	4.60	26.94	3.84	20.60	0.75	6.05	44.0	4.9	65.9	2.6	7.1	2.8	0.2
Medios 3 Cu	8.0	0.8	765	4.15	4.39	4.33	7.77	0.90	31.75	6.6	2.5	6.0	1.6	1.5	1.9	0.6
Medios 2 Cu	24.9	2.5	161	1.78	0.71	2.31	3.92	0.40	40.16	4.3	3.3	3.0	2.7	2.4	2.6	2.2
Medios 1 Cu	70.9	7.2	45	0.77	0.24	1.67	3.10	0.26	43.92	3.5	4.1	3.0	5.6	5.3	4.8	6.8
Conc. Pb	20.3	2.0	1,060	49.61	2.21	5.93	4.89	0.48	10.44	23.4	75.5	7.7	5.7	2.4	2.5	0.5
Medios 3 Pb	11.5	1.2	206	2.60	0.92	6.40	6.94	0.76	35.96	2.6	2.2	1.8	3.5	1.9	2.3	0.9
Medios 2 Pb	25.1	2.5	67	0.71	0.33	3.40	4.66	0.38	41.06	1.8	1.3	1.4	4.0	2.8	2.5	2.3
Medios 1 Pb	79.5	8.0	29	0.31	0.19	2.93	4.02	0.46	41.63	2.5	1.9	2.5	11.0	7.7	9.4	7.3
Conc. Zn	24.2	2.4	121	0.22	0.63	47.86	6.56	2.35	7.44	3.2	0.4	2.6	54.5	3.8	14.8	0.4
Medios 3 Zn	37.8	3.8	21	0.18	0.13	0.53	3.02	0.22	44.73	0.9	0.5	0.8	0.9	2.7	2.1	3.7
Medios 2 Zn	9.4	0.9	320	0.81	1.10	9.73	15.21	10.18	21.97	3.3	0.6	1.8	4.3	3.4	24.9	0.5
Medios 1 Zn	12.9	1.3	71	0.34	0.27	2.09	7.25	1.63	37.59	1.0	0.3	0.6	1.3	2.3	5.5	1.1
Colas	652.0	65.8	4	0.05	0.03	0.08	3.61	0.14	51.39	2.9	2.3	2.9	2.5	56.7	23.9	73.7
Cabeza Calc.	990.8	100.0	93	1.35	0.59	2.15	4.19	0.39	45.91	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza Ens.			83	1.20	0.50	1.93	4.00	0.39	46.66							
% Dif.			12	12.13	18.04	11.20	4.79	-1.26	-1.61							

BALANCE ACUMULATIVO POR ENSAYES QUÍMICOS:																
Productos	Peso		Ensayes							Distribución, %						
	g	%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Conc Cu	1.4	1.4	2,837	4.60	26.94	3.84	20.60	0.75	6.05	44.0	4.9	65.9	2.6	7.1	2.8	0.2
Conc Cu+M3 Cu	2.3	2.3	2,094	4.44	18.85	4.02	16.00	0.80	15.27	50.7	7.4	71.9	4.2	8.6	4.6	0.7
Conc Cu+M3 Cu+M2 Cu	4.8	4.8	1,074	3.04	9.28	3.12	9.63	0.59	28.40	55.0	10.7	74.9	6.9	10.9	7.3	2.9
Conc Cu+M3 Cu +M2 Cu+ M1 Cu	11.9	11.9	456	1.68	3.86	2.25	5.71	0.39	37.72	58.5	14.9	77.9	12.5	16.2	12.1	9.8
Conc Pb	2.0	2.0	1,060	49.61	2.21	5.93	4.89	0.48	7.40	23.4	75.5	7.7	5.7	2.4	2.5	0.5
Conc Pb+M2 Pb	3.2	3.2	751	32.61	1.74	6.10	5.63	0.58	19.67	25.9	77.8	9.5	9.1	4.3	4.8	1.4
Conc Pb+M2 Pb+ M1 Pb	5.7	5.7	449	18.54	1.12	4.91	5.20	0.49	29.11	27.8	79.1	10.9	13.1	7.1	7.3	3.6
Conc Pb+M3 Pb+M2 Pb+ M1 Pb	13.8	13.8	205	7.92	0.58	3.76	4.51	0.47	36.41	30.3	81.0	13.5	24.1	14.8	16.7	10.9
Conc Zn	2.4	2.4	121	0.22	0.63	47.86	6.56	2.35	7.44	3.2	0.4	2.6	54.5	3.8	14.8	0.4
Conc Zn+M3 Zn	6.3	6.3	60	0.19	0.32	19.00	4.40	1.05	30.17	4.0	0.9	3.4	55.4	6.6	16.9	4.1
Conc Zn+M3 Zn+M2 Zn	7.2	7.2	94	0.27	0.43	17.78	5.82	2.25	29.09	7.3	1.5	5.2	59.7	10.0	41.8	4.6
Conc Zn+M3 Zn+M2+ M1 Zn	8.5	8.5	91	0.28	0.40	15.38	6.04	2.16	30.39	8.3	1.8	5.8	61.0	12.3	47.3	5.6
Cola final	65.8	65.8	4	0.05	0.03	0.08	3.61	0.14	51.39	2.9	2.3	2.9	2.5	56.7	23.9	73.7
Cabeza calculada	100.0	100.0	93	1.35	0.59	2.15	4.19	0.39	45.91	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza Plomo	88.1	39	1.15	0.13	1.88	3.51	0.34	41.42	41.5	85.1	22.1	87.5	83.8	87.9	90.2	
Cabeza zinc	74.3	11	0.03	0.05	1.83	0.79	0.26	4.68	11.2	4.1	8.7	63.4	68.9	71.2	79.3	

BALANCE METALÚRGICO PARA CIRCUITO CERRADO																
Producto	Peso		Ensayes							Distribución, %						
	g	%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ins.	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins.
Conc. Cu	1.65	1.65	2837	4.60	26.94	3.84	20.60	0.75	6.05	50.43	5.65	75.47	2.96	8.13	3.18	0.22
Conc. Pb	2.38	2.38	1060	49.61	2.2	5.9	4.9	0.5	7.4	27.16	87.85	8.92	6.58	2.78	2.92	0.38
Conc. Zn	3.69	3.69	121	0.22	0.63	47.86	6.56	2.35	7.44	4.82	0.59	3.94	82.34	5.78	22.36	0.60
Colas	92.27	92.27	18	0.09	0.07	0.19	3.78	0.30	49.16	17.59	5.91	11.67	8.12	83.32	71.54	98.80
Cabeza	100.00	100.00	93	1.35	0.59	2.15	4.19	0.39	45.91	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)														
	NaCN	ZnSO ₄	AP-7310	AF-3418	CuSO ₄	NaCO ₃	AP-8222	CC-574	Cal	MBS	CMC	pH	RPM	Tiempo	
Molienda		800				500						8		17	
Acond Cu								10		980	25	6.7	1800	2	
Prim.Cu								30				7.4	1800	4	
Agot Cu								5				7.4	1800	3	
Acond Pb		150	10									7.33	1800	3	
Prim Pb				10				5				7.43	1800	5	
Agot Pb				5								8	1800	4.0	
Acond Zn					250				XX			10.5	1800	5	
Prim Zn								10		XX		10.5	1800	4	
Agot Zn								5		XX		10.5	1800	1	
Limpia 1 Cu								5			5	7.6	1500	5	
Limpia 2 Cu											3	7.7	1500	4	
Limpia 3 Cu												7.7	1500	4	
Limpia 1 Pb	20	100						5				7.6	1500	5	
Limpia 2 Pb	5	100						5				7.6	1500	4	
Limpia 3 Pb	5	100										7.6	1500	3	
Limpia 1 Zn									XX			10.5	1500	4	
Limpia 2 Zn								5	XX			10.5	1500	3	
Limpia 3 Zn								5	XX			10.5	1500	3	

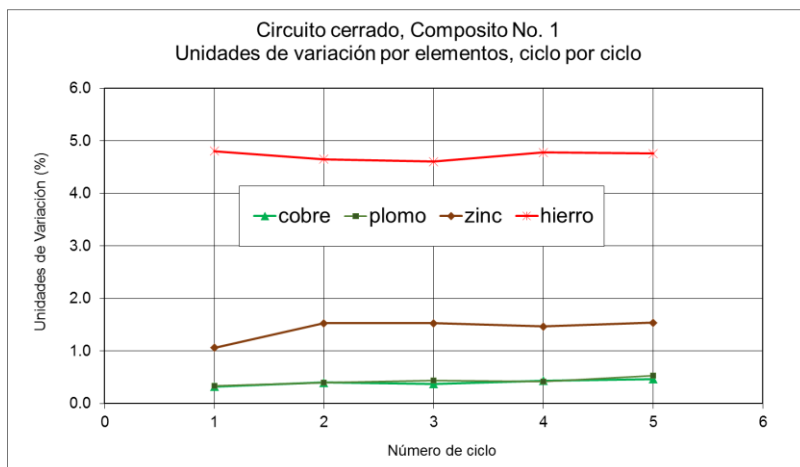
Anexo 3
Pruebas de flotación circuito cerrado

Prueba circuito cerrado, Compósito #1 Prueba No 3
Proyecto No.: Sabinas 002-0T10-008-18

PRODUCTO	Peso, g	% en Peso	Ensayes, (g/t, %)							Distribución, (%)						
			Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins
Concentrado de Cu I	8.0	0.2	5124.96	1.138	31.663	7.868	18.104	1.160	3.288	10.40	0.41	11.77	0.82	0.62	1.06	0.01
Concentrado de Cu II	10.3	0.2	4399.60	1.209	28.260	8.620	16.852	1.041	8.016	11.58	0.56	13.62	1.17	0.74	1.23	0.04
Concentrado de Cu III	9.0	0.2	4297.87	1.496	29.031	7.565	18.071	1.021	4.946	9.90	0.61	12.24	0.90	0.70	1.05	0.02
Concentrado de Cu IV	12.3	0.2	3945.23	1.619	27.259	9.628	18.358	1.029	5.151	12.39	0.90	15.67	1.56	0.97	1.45	0.03
Concentrado de Cu V	12.5	0.3	4421.79	1.473	26.233	10.286	16.223	1.057	5.917	14.11	0.83	15.33	1.69	0.87	1.51	0.03
Concentrado de Pb I	5.1	0.1	1795.60	50.064	0.445	3.700	3.416	0.120	9.109	2.33	11.46	0.11	0.25	0.07	0.07	0.02
Concentrado de Pb II	8.4	0.2	1413.44	38.965	3.451	3.841	6.377	0.167	12.900	3.04	14.76	1.36	0.43	0.23	0.16	0.05
Concentrado de Pb III	10.0	0.2	1416.13	35.931	3.681	4.307	6.962	0.249	12.860	3.62	16.18	1.72	0.57	0.30	0.29	0.06
Concentrado de Pb IV	9.4	0.2	1410.16	36.082	3.344	4.262	6.552	0.209	13.583	3.40	15.31	1.47	0.53	0.26	0.23	0.06
Concentrado de Pb V	14.5	0.3	1281.59	31.014	3.80	5.520	9.824	0.331	13.908	4.75	20.23	2.58	1.05	0.61	0.55	0.09
Concentrado de Zn I	14.6	0.3	108.86	0.007	0.073	53.310	0.312	0.006	4.389	0.41	0.00	0.05	10.24	0.02	0.01	0.03
Concentrado de Zn II	23.3	0.5	108.64	0.344	0.944	53.289	6.225	0.883	3.984	0.65	0.36	1.03	16.37	0.62	2.36	0.04
Concentrado de Zn III	25.2	0.5	135.44	0.414	1.038	50.781	6.862	1.388	5.788	0.87	0.47	1.22	16.85	0.74	4.00	0.07
Concentrado de Zn IV	24.3	0.5	150.01	0.473	1.010	49.316	6.679	1.370	7.367	0.93	0.52	1.15	15.78	0.70	3.81	0.08
Concentrado de Zn V	24.1	0.5	166.57	0.600	1.372	50.35	7.526	1.484	9.642	1.03	0.65	1.55	15.98	0.78	4.10	0.10
Medios 3 de Cu V	2.6	0.1	1594.58	1.706	7.846	5.245	7.418	0.706	27.735	1.07	0.20	0.96	0.18	0.08	0.21	0.03
Medios 2 de Cu V	11.6	0.2	1278.43	1.386	5.714	4.537	5.916	0.525	31.540	3.80	0.73	3.11	0.69	0.29	0.70	0.17
Medios 3 de Pb V	10.7	0.2	479.95	4.640	2.486	4.023	6.261	0.265	32.772	1.31	2.24	1.25	0.57	0.29	0.33	0.16
Medios 2 de Pb V	36.6	0.7	275.99	2.278	1.464	3.620	5.529	0.223	37.302	2.58	3.75	2.51	1.75	0.87	0.93	0.62
Medios 3 de Zn V	7.5	0.2	91.03	0.346	0.525	1.691	6.275	1.185	37.500	0.17	0.12	0.18	0.17	0.20	1.01	0.13
Medios 2 de Zn V	25.6	0.5	180.01	0.714	0.977	5.417	11.782	3.417	31.214	1.18	0.82	1.17	1.83	1.29	10.02	0.36
Medios 1 de Zn V	52.6	1.1	206.58	1.019	1.226	9.479	10.374	2.741	27.539	2.78	2.41	3.02	6.57	2.34	16.52	0.65
Cola Final I	834.0	16.7	5.12	0.028	0.029	0.066	4.766	0.111	48.896	1.09	1.05	1.13	0.72	17.03	10.60	18.39
Cola Final II	888.0	17.8	5.86	0.029	0.031	0.065	4.452	0.087	48.424	1.33	1.16	1.29	0.76	16.94	8.85	19.39
Cola Final III	906.0	18.2	7.31	0.036	0.035	0.069	4.381	0.090	48.941	1.69	1.47	1.48	0.82	17.00	9.34	19.99
Cola Final IV	926.0	18.6	7.36	0.033	0.035	0.072	4.532	0.098	47.676	1.74	1.37	1.51	0.88	17.98	10.39	19.90
Cola Final V	916.0	18.4	7.93	0.035	0.036	0.073	4.450	0.088	47.197	1.85	1.44	1.54	0.88	17.46	9.23	19.49
Cabeza Calculada Total	4980.0	100.0	78.64	0.45	0.43	1.52	4.69	0.18	44.54	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Ensayada			84.43	0.46	0.46	1.53	4.64	0.18	45.03							

Análisis de estabilidad en los ciclos																	
PRODUCTO	Ciclo No.	Gramos por ciclo	Variación relativa a promedio de % en peso	Ensayes calculados en alimentación basado en los productos de cada ciclo							% de variación en contenidos VS alimentación promedio de las pruebas						
				Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins
Alimentación Ciclo I	1	861.6	-13.49	64.69	0.33	0.32	1.06	4.81	0.12	47.49	-28.8	-35.4	-34.7	-40	-11.3	-41.3	-7.8
Alimentación Ciclo II	2	930.1	-6.62	56	0.40	0.40	1.53	4.65	0.12	46.54	-33.0	-15.8	-13.5	-6	-7.3	-37.0	-2.4
Alimentación Ciclo III	3	950	-4.60	66.28	0.44	0.38	1.53	4.60	0.13	47.00	-19.6	-6.4	-16.7	-4	-6.3	-26.6	0.7
Alimentación Ciclo IV	4	972	-2.41	74.36	0.41	0.44	1.46	4.78	0.14	45.80	-7.7	-9.5	-1.0	-6	-0.5	-20.6	0.4
Alimentación Ciclo V	5	967	-2.90	88.03	0.53	0.46	1.54	4.76	0.14	45.23	8.7	15.8	4.9	-2	-1.4	-23.1	-1.4
Alim. Total promedio ciclos I - V	996			78.64	0.45	0.43	1.52	4.69	0.18	44.54	-16.1	-10.3	-12.2	-11.8	-5.4	-29.7	-2.1
NOTAS:			Promedios	81.20	0.47	0.45	1.50	4.77	0.14	45.51							

- (1). La variación en peso es la diferencia del peso en g. de cada ciclo menos el peso promedio de todas las pruebas, dividido entre el peso promedio de todas las pruebas y se multiplica por 100
(2). El porcentaje de variación total vs alim. de las pruebas, se obtiene de calcular la diferencia de los contenidos (peso en g. por ensaye) en alimentación a cada ciclo, menos los contenidos totales de la alimentación promedio, y la diferencia se divide entre los contenidos alimentados totales y se multiplican por 100.



Balances metalúrgicos por ciclo

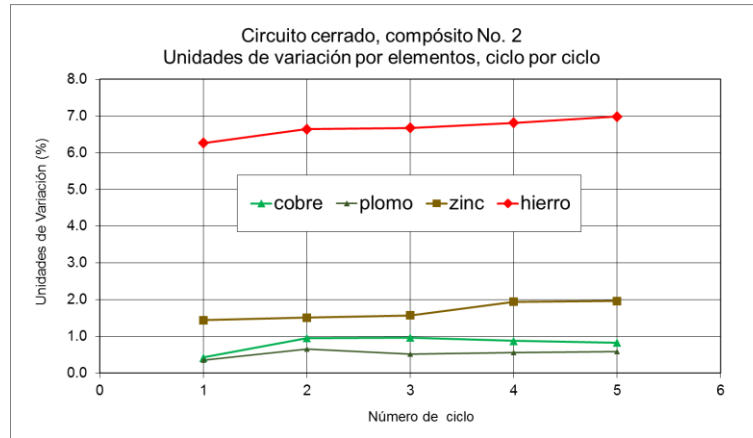
PRODUCTOS (salen de c/ciclo)	Peso, g	% en Peso	Ensayes							Distribución, %						
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As %	Ins %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins
CICLO 1																
Alim. Molino	861.6	100.00	64.69	0.33	0.32	1.06	4.81	0.12	47.49	100	100	100	100	100	100	100
Concentrado de cobre	8.0	0.92	5124.96	1.138	31.663	7.868	18.104	1.160	3.288	73	3	90	7	3	9	0.06
Concentrado de plomo	5.1	0.59	1795.60	50.064	0.445	3.700	3.416	0.120	9.109	16	89	1	2	0	1	0.11
Concentrado de zinc	14.6	1.69	108.86	0.007	0.073	53.310	0.312	0.006	4.389	3	0	0	85	0	0	0.16
Cola Final	834.0	96.79	5.12	0.028	0.029	0.066	4.766	0.111	48.896	8	8	9	6	96	90	100
CICLO 2																
-7.9 % de variación con ciclo anterior																
Alim. Molino	930.1	100.00	56.45	0.40	0.40	1.53	4.65	0.12	46.54	100	100	100	100	100	100	100
Concentrado de cobre	10.3	1.11	4399.60	1.209	28.260	8.620	16.852	1.041	8.016	72	3	79	6	4	10	0.2
Concentrado de plomo	8.4	0.91	1413.44	38.965	3.451	3.841	6.377	0.167	12.900	15	88	8	2	1	1	0.3
Concentrado de zinc	23.3	2.51	108.64	0.344	0.944	53.289	6.225	0.883	3.984	3	2	6	87	3	19	0.2
Cola Final	888.0	95.48	5.86	0.029	0.031	0.065	4.452	0.087	48.424	10	7	7	4	91	70	99
CICLO 3																
-2.2 % de variación con ciclo anterior																
Alim. Molino	950.2	100.00	66.28	0.44	0.38	1.53	4.60	0.13	47.00	100	100	100	100	100	100	100
Concentrado de cobre	9.0	0.95	4297.87	1.496	29.031	7.565	18.071	1.021	4.946	62	3	73	5	4	7	0
Concentrado de plomo	10.0	1.05	1416.13	35.931	3.681	4.307	6.962	0.249	12.860	23	86	10	3	2	2	0
Concentrado de zinc	25.2	2.65	135.44	0.414	1.038	50.781	6.862	1.388	5.788	5	3	7	88	4	27	0
Cola Final	906.0	95.35	7.31	0.036	0.035	0.069	4.381	0.090	48.941	11	8	9	4	91	64	99
CICLO 4																
-2.3 % de variación con ciclo anterior																
Alim. Molino	972.0	100.00	74.36	0.41	0.44	1.46	4.78	0.14	45.80	100	100	100	100	100	100	100
Concentrado de cobre	12.3	1.27	3945.23	1.619	27.259	9.628	18.358	1.029	5.151	67	5	79	8	5	9	0
Concentrado de plomo	9.4	0.97	1410.16	36.082	3.344	4.262	6.552	0.209	13.583	18	85	7	3	1	1	0
Concentrado de zinc	24.3	2.50	150.01	0.473	1.010	49.316	6.679	1.370	7.367	5	3	6	84	3	24	0
Cola Final	926.0	95.26	7.36	0.033	0.035	0.072	4.532	0.098	47.676	9	8	8	5	90	65	99
CICLO 5																
0.5 % de variación con ciclo anterior																
Alim. Molino	967.1	100.00	88.03	0.53	0.46	1.54	4.76	0.14	45.23	100	100	100	100	100	100	100
Concentrado de cobre	12.5	1.29	4421.79	1.473	26.233	10.286	16.223	1.057	5.917	65	4	73	9	4	10	0
Concentrado de plomo	14.5	1.50	1281.59	31.014	4	5.520	9.824	0.331	13.908	22	87	12	5	3	4	0
Concentrado de zinc	24.1	2.49	166.57	0.600	1.372	50.35	7.526	1.484	9.642	5	3	7	81	4	27	1
Cola Final	916.0	94.72	7.93	0.035	0.036	0.073	4.450	0.088	47.197	9	6	7	4	89	60	99
CICLOS 4 + 5																
1.4 % de variación Promedio ponderado de ciclos IV y V																
Producto	Peso %	Ensayes (g/t, %)							Distribución, %							
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As %	Ins %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins	
Concentrado de cobre	1.28	4186	1.5	26.74	9.96	17.28	1.04	5.54	66	4	76	8	4.63	9	0	
Concentrado de plomo	1.23	1333	33.0	3.62	5.03	8.54	0.28	13.79	20	86	10	4	2.21	2	0	
Concentrado de zinc	2.50	158	0.5	1.19	49.83	7.10	1.43	8.50	5	3	7	83	3.72	25	0	
Cola final	94.99	8	0.0	0.04	0.07	4.49	0.09	47.44	9	7	7	5	89.44	63	99	
Cabeza calc.	100	81	0.5	0.45	1.50	4.77	0.14	45.51	100	100	100	100	100	100	100	
Cabeza ens.		84	0	0.46	1.53	4.64	0.18	45.03								

Prueba de circuito cerrado Compósito #2 Prueba No 3
Proyecto No.: Sabinas 002-0T10-008-18

PRODUCTO	Peso, g	% en Peso	Ensayes, (g/t, %)							Distribución, (%)						
			Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins
Concentrado de Cu I	9.7	0.2	2379.21	0.638	31.215	5.373	24.393	1.106	2.138	4.75	0.21	6.63	0.52	0.69	0.26	0.01
Concentrado de Cu II	25.7	0.5	2208.84	0.502	30.441	7.297	22.977	1.430	2.547	11.73	0.44	17.18	1.89	1.72	0.90	0.03
Concentrado de Cu III	35.9	0.7	2242.28	0.793	24.053	11.045	20.542	1.673	4.832	16.66	0.97	18.99	3.99	2.15	1.47	0.08
Concentrado de Cu IV	29.3	0.6	2419.41	0.826	25.388	10.563	21.223	2.016	5.049	14.65	0.83	16.34	3.11	1.81	1.44	0.07
Concentrado de Cu V	25.7	0.5	2162.78	0.780	26.106	9.385	20.846	1.788	2.115	11.49	0.68	14.73	2.43	1.56	1.12	0.02
Concentrado de Pb I	4.0	0.1	1512.31	64.073	0.638	2.422	2.506	0.308	4.923	1.26	8.85	0.06	0.10	0.03	0.03	0.01
Concentrado de Pb II	12.5	0.3	1366.58	45.960	3.628	5.135	9.382	0.759	5.837	3.54	19.65	1.00	0.65	0.34	0.23	0.03
Concentrado de Pb III	12.3	0.2	1164.23	37.022	3.199	7.022	9.962	1.439	10.134	2.96	15.57	0.86	0.87	0.36	0.43	0.06
Concentrado de Pb IV	11.2	0.2	1203.10	42.423	3.541	4.996	8.288	1.008	11.569	2.80	16.29	0.87	0.57	0.27	0.28	0.06
Concentrado de Pb V	12.4	0.2	1254.94	41.560	4.185	5.126	8.526	1.072	11.434	3.21	17.55	1.14	0.64	0.31	0.32	0.06
Concentrado de Zn I	17.7	0.4	12.13	0.181	0.567	60.692	4.214	0.447	2.057	0.04	0.11	0.22	10.83	0.22	0.19	0.02
Concentrado de Zn II	16.2	0.3	46.44	0.174	0.513	56.567	4.329	0.823	4.674	0.16	0.10	0.18	9.23	0.20	0.33	0.03
Concentrado de Zn III	18.0	0.4	44.42	0.152	0.416	55.039	4.878	1.481	4.951	0.17	0.09	0.16	9.97	0.26	0.65	0.04
Concentrado de Zn IV	24.6	0.5	46.03	0.154	0.450	57.933	4.278	0.662	3.557	0.23	0.13	0.24	14.33	0.31	0.40	0.04
Concentrado de Zn V	26.9	0.5	63.51	0.213	0.514	55.540	4.729	1.378	4.264	0.35	0.20	0.30	15.05	0.37	0.90	0.05
Medios 3 de Cu V	4.9	0.1	1876.13	1.994	13.330	8.804	16.378	4.742	17.121	1.88	0.33	1.42	0.43	0.23	0.56	0.04
Medios 2 de Cu V	21.6	0.4	1303.23	1.215	6.106	5.297	10.992	3.539	28.696	5.82	0.90	2.90	1.15	0.69	1.86	0.28
Medios 1 de Cu V	39.1	0.8	156.94	0.771	1.030	2.158	5.915	0.974	36.873	1.27	1.03	0.89	0.85	0.68	0.93	0.66
Medios 3 de Pb V	8.3	0.2	620.16	7.003	6.613	10.994	18.791	2.070	20.565	1.07	1.99	1.21	0.92	0.46	0.42	0.08
Medios 2 de Pb V	27.3	0.5	502.16	4.434	4.547	10.920	15.082	1.493	24.782	2.83	4.13	2.72	3.00	1.20	0.99	0.31
Medios 1 de Pb V	72.0	1.4	270.79	1.277	2.553	11.310	11.074	1.118	29.852	4.03	3.14	4.04	8.20	2.32	1.96	0.98
Medios 3 de Zn V	8.8	0.2	143.91	0.890	1.063	23.066	10.281	8.563	12.746	0.26	0.27	0.20	2.03	0.26	1.83	0.05
Medios 2 de Zn V	18.4	0.4	148.00	0.660	1.122	12.493	10.922	8.690	20.978	0.56	0.42	0.45	2.32	0.59	3.90	0.18
Medios 1 de Zn V	47.7	1.0	72.72	0.390	0.696	4.117	8.534	3.894	29.119	0.72	0.64	0.73	1.98	1.19	4.53	0.64
Cola Final I	814.0	16.3	6.47	0.031	0.056	0.099	6.111	0.651	46.647	1.09	0.86	1.00	0.81	14.51	12.92	17.38
Cola Final II	888.0	17.8	8.30	0.038	0.069	0.108	6.181	0.734	45.764	1.52	1.15	1.35	0.97	16.01	15.90	18.60
Cola Final III	930.0	18.7	6.55	0.034	0.056	0.097	6.133	0.661	45.378	1.26	1.08	1.14	0.91	16.63	14.99	19.32
Cola Final IV	910.0	18.3	8.93	0.038	0.067	0.116	6.402	0.739	51.726	1.68	1.18	1.34	1.06	16.99	16.40	21.55
Cola Final V	912.0	18.3	10.56	0.039	0.084	0.129	6.640	0.623	46.266	1.99	1.22	1.68	1.18	17.66	13.86	19.31
Cabeza Calculada Total	4984.0	100.0	97	0.59	0.91	1.99	6.88	0.82	43.83	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Ensayada			98.57	1	0.91	1.81	6.23	0.84	47.04							

Análisis de estabilidad en los ciclos																	
PRODUCTO	Ciclo No.	Gramos por ciclo	Variación relativa a promedio de % en peso	Ensayes calculados en alimentación basado en los productos de cada ciclo							% de variación en contenidos VS alimentación promedio de las pruebas						
				Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins
Alimentación Ciclo I	1	845.4	-15.19	41	0.3	0.43	1.44	6.26	0.65	45.00	-64.2	-49.8	-60.5	-39	-22.8	-33.0	-12.9
Alimentación Ciclo II	2	943.9	-5.31	40	0.7	0.95	1.51	6.64	0.75	43.24	-60.9	6.8	-1.3	-28	-8.6	-13.9	-6.6
Alimentación Ciclo III	3	996	-0.06	102	0.5	0.97	1.57	6.68	0.72	42.75	5.2	-11.4	5.8	-21	-3.0	-12.3	-2.5
Alimentación Ciclo IV	4	975	-2.18	96	0.6	0.88	1.94	6.82	0.78	48.65	-3.2	-7.9	-6.0	-5	-3.1	-7.4	8.6
Alimentación Ciclo V	5	977	-1.99	84	0.6	0.83	1.96	6.98	0.68	43.51	-14.8	-1.8	-10.7	-3	-0.5	-19.0	-2.7
Alim. Total promedio ciclos I - V	997			97	0.6	0.91	1.99	6.88	0.82	43.83	-27.6	-12.8	-14.5	-19.3	-7.6	-17.1	-3.2
NOTAS:			Promedios	90	0.6	0.85	1.95	6.90	0.73	46.08							

- (1). La variación en peso es la diferencia del peso en g. de cada ciclo menos el peso promedio de todas las pruebas, dividido entre el peso promedio de todas las pruebas y se multiplica por 100
(2). El porcentaje de variación total vs alim. de las pruebas, se obtiene de calcular la diferencia de los contenidos (peso en g. por ensaye) en alimentación a cada ciclo, menos los contenidos totales de la alimentación promedio, y la diferencia se divide entre los contenidos alimentados totales y se multiplican por 100.



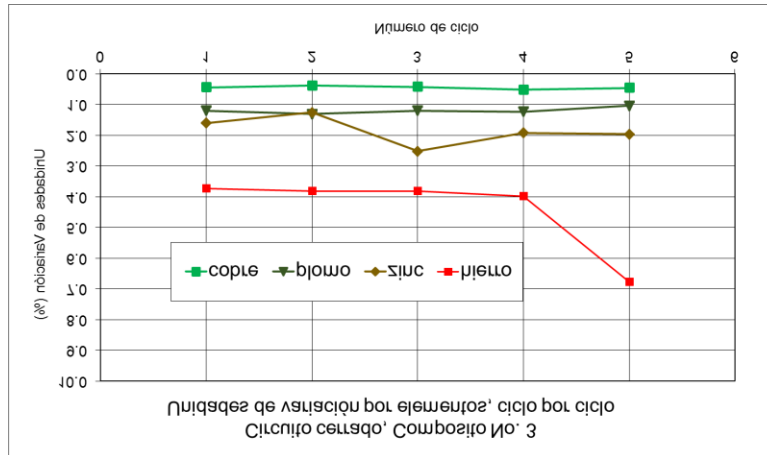
Prueba de circuito cerrado Compósito #2 Prueba No 3																
PRODUCTOS (salen de c/ciclo)	Peso, g	% en Peso	Ensayes							Distribución, %						
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As %	Ins %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins
CICLO 1																
Alim. Molino	845.4	100	40.90	0.35	0.43	1.44	6.26	0.65	45.00	100.0	100	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado de cobre	9.7	1.14	2379.21	0.638	31.215	5.373	24.393	1.106	2.138	66.5	2.1	83.8	4.3	4.5	1.9	0.1
Concentrado de plomo	4.0	0.48	1512.31	64.073	0.638	2.422	2.506	0.308	4.923	17.7	88.2	0.7	0.8	0.2	0.2	0.1
Concentrado de zinc	17.7	2.10	12.13	0.181	0.567	60.692	4.214	0.447	2.057	0.6	1.1	2.8	88.3	1.4	1.4	0.1
Cola Final	814.0	96.28	6.47	0.031	0.056	0.099	6.111	0.651	46.647	15.2	8.6	12.7	6.6	93.9	96.4	99.8
CICLO 2																
-11.6 % de variación con ciclo anterior																
Alim. Molino	943.9	100	40.02	0.66	0.95	1.51	6.64	0.75	43.24	100.0	100	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado de cobre	25.7	2.72	2208.84	0.502	30.441	7.297	22.977	1.430	2.547	63.1	2.1	87.0	13.2	9.4	5.2	0.2
Concentrado de plomo	12.5	1.33	1366.58	45.960	3.628	5.135	9.382	0.759	5.837	16.3	92.0	5.1	4.5	1.9	1.3	0.2
Concentrado de zinc	17.7	1.88	12.13	0.181	0.567	60.692	4.214	0.447	2.057	0.6	0.5	1.1	75.6	1.2	1.1	0.1
Cola Final	888.0	94.08	8.30	0.038	0.069	0.108	6.181	0.734	45.764	20.0	5.4	6.8	6.7	87.5	92.3	99.6
CICLO 3																
-5.5 % de variación con ciclo anterior																
Alim. Molino	996.2	100	102.12	0.52	0.97	1.57	6.68	0.72	42.75	100.0	100	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado de cobre	35.9	3.60	2242.28	0.793	24.053	11.045	20.542	1.673	4.832	79.2	5.5	89.7	25.4	11.1	8.4	0.4
Concentrado de plomo	12.3	1.23	1164.23	37.022	3.199	7.022	9.962	1.439	10.134	14.1	87.9	4.1	5.5	1.8	2.5	0.3
Concentrado de zinc	18.0	1.81	44.42	0.152	0.416	55.039	4.878	1.481	4.951	0.8	0.5	0.8	63.3	1.3	3.7	0.2
Cola Final	930.0	93.35	6.55	0.034	0.056	0.097	6.133	0.661	45.378	6.0	6.1	5.4	5.8	85.7	85.5	99.1
CICLO 4																
2.1 % de variación con ciclo anterior																
Alim. Molino	975.1	100	95.98	0.55	0.88	1.94	6.82	0.78	48.65	100.0	100	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado de cobre	29.3	3.00	2419.41	0.826	25.388	10.563	21.223	2.016	5.049	75.7	4.5	86.9	16.3	9.3	7.8	0.3
Concentrado de plomo	11.2	1.15	1203.10	42.423	3.541	4.996	8.288	1.008	11.569	14.4	88.4	4.7	3.0	1.4	1.5	0.3
Concentrado de zinc	24.6	2.52	46.03	0.154	0.450	57.933	4.278	0.662	3.557	1.2	0.7	1.3	75.1	1.6	2.1	0.2
Cola Final	910.0	93.33	8.93	0.038	0.067	0.116	6.402	0.739	51.726	8.7	6.4	7.1	5.6	87.7	88.6	99.2
CICLO 5																
-0.2 % de variación con ciclo anterior																
Alim. Molino	976.9	100	84.30	0.59	0.83	1.96	6.98	0.68	43.51	100.0	100	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado de cobre	25.7	2.63	2162.78	0.780	26.106	9.385	20.846	1.788	2.115	67.4	3.5	82.5	12.6	7.8	6.9	0.1
Concentrado de plomo	12.4	1.26	1254.94	41.560	4.185	5.126	8.526	1.072	11.434	18.8	89.3	6.4	3.3	1.5	2.0	0.3
Concentrado de zinc	26.9	2.75	63.51	0.213	0.514	55.540	4.729	1.378	4.264	2.1	1.0	1.7	78.0	1.9	5.6	0.3
Cola Final	912.0	93.35	10.56	0.039	0.084	0.129	6.640	0.623	46.266	11.7	6.2	9.4	6.1	88.7	85.5	99.3
CICLOS 4 + 5																
1.2 % de variación Promedio ponderado de ciclos IV y V																
Producto	Peso %	Ensayes (g/t, %)							Distribución (%)							
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As %	Ins %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins	
Concentrado de cobre	2.81	2300	0.80	25.72	10.01	21.05	1.91	3.68	72	4	85	14	8.59	7	0	
Concentrado de plomo	1.21	1230	41.97	3.88	5.06	8.41	1.04	11.50	16	89	5	3	1.47	2	0	
Concentrado de zinc	2.64	55	0.18	0.48	56.68	4.51	1.04	3.93	2	1	1	77	1.72	4	0	
Cola final	93.34	10	0.04	0.08	0.12	6.52	0.68	49.00	10	6	8	6	88.22	87	99	
Cabeza calc.	100	90	0.57	0.85	1.95	6.90	0.73	46.08	100	100	100	100	100	100	100	
Cabeza ens.		99	0.51	0.91	1.81	6.23	0.84	47.04								

Prueba de circuito cerrado, Compósito #3 Prueba No 3
Proyecto No.: Sabinas 002-0T10-008-18

PRODUCTO	Peso, g	% en Peso	Ensayes, (g/t, %)							Distribución, (%)						
			Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins
Concentrado de Cu I	11.00	0.2	2729.65	0.917	28.587	4.160	25.024	0.572	2.517	7.46	0.17	13.74	0.45	1.25	0.29	0.01
Concentrado de Cu II	12.41	0.3	2702.39	1.774	25.120	6.431	23.622	0.450	3.458	8.33	0.37	13.62	0.79	1.33	0.26	0.02
Concentrado de Cu III	15.34	0.3	2386.27	1.397	22.978	8.740	21.884	0.505	4.142	9.10	0.36	15.40	1.32	1.52	0.36	0.03
Concentrado de Cu IV	15.20	0.3	2514.65	1.123	25.919	5.511	23.429	0.362	4.051	9.50	0.29	17.21	0.83	1.61	0.25	0.03
Concentrado de Cu V	14.70	0.3	2409.97	1.784	23.073	9.100	21.917	0.527	4.528	8.80	0.44	14.82	1.32	1.46	0.36	0.03
Concentrado de Pb I	13.54	0.3	1214.46	64.648	0.369	2.755	1.583	0.167	5.201	4.09	14.84	0.22	0.37	0.10	0.10	0.03
Concentrado de Pb II	20.45	0.4	1081.38	55.049	0.517	4.088	2.513	0.234	9.449	5.50	19.09	0.46	0.82	0.23	0.22	0.09
Concentrado de Pb III	20.17	0.4	1020.60	51.506	0.532	3.527	2.536	0.250	11.198	5.12	17.61	0.47	0.70	0.23	0.23	0.10
Concentrado de Pb IV	23.70	0.5	970.25	43.962	1.709	3.701	3.765	0.217	17.421	5.71	17.66	1.77	0.86	0.40	0.24	0.19
Concentrado de Pb V	23.50	0.5	926.53	40.192	1.459	5.246	4.523	0.493	10.385	5.41	16.01	1.50	1.22	0.48	0.53	0.11
Concentrado de Zn I	18.69	0.4	59.13	0.648	0.345	60.724	3.989	0.074	1.358	0.27	0.21	0.28	11.19	0.34	0.06	0.01
Concentrado de Zn II	17.52	0.4	49.74	0.355	0.366	54.122	4.027	0.184	5.186	0.22	0.11	0.28	9.35	0.32	0.15	0.04
Concentrado de Zn III	35.02	0.7	63.85	0.184	0.346	59.854	4.152	0.077	2.456	0.56	0.11	0.53	20.67	0.66	0.12	0.04
Concentrado de Zn IV	26.50	0.5	85.19	0.269	0.362	57.620	3.618	0.092	3.016	0.56	0.12	0.42	15.05	0.43	0.11	0.04
Concentrado de Zn V	25.62	0.5	66.08	0.220	0.455	60.499	3.889	0.088	1.753	0.42	0.10	0.51	15.28	0.45	0.10	0.02
Medios 3 de Cu V	19.88	0.4	1934.33	2.643	1.596	9.520	1.653	1.051	14.465	9.56	0.89	1.39	1.87	0.15	0.96	0.13
Medios 2 de Cu V	29.56	0.6	559.07	2.167	1.901	2.492	4.641	0.419	36.686	4.11	1.09	2.46	0.73	0.62	0.57	0.49
Medios 1 de Cu V	98.99	2.0	82.35	1.145	0.323	1.553	3.078	0.265	42.800	2.03	1.92	1.40	1.52	1.38	1.21	1.91
Medios 3 de Pb V	13.83	0.3	318.76	4.108	1.628	4.425	5.726	0.508	35.865	1.10	0.96	0.98	0.60	0.36	0.32	0.22
Medios 2 de Pb V	36.77	0.7	148.59	1.297	0.788	4.476	5.047	0.281	40.100	1.36	0.81	1.27	1.62	0.84	0.48	0.67
Medios 1 de Pb V	105.95	2.1	57.43	0.503	0.304	2.526	4.208	0.259	40.900	1.51	0.90	1.41	2.64	2.02	1.26	1.96
Medios 3 de Zn V	6.32	0.1	91.29	1.149	0.941	29.755	6.599	0.744	16.846	0.14	0.12	0.26	1.85	0.19	0.22	0.05
Medios 2 de Zn V	16.92	0.3	114.07	0.918	0.736	13.663	6.133	0.764	28.416	0.48	0.26	0.54	2.28	0.47	0.60	0.22
Medios 1 de Zn V	60.87	1.2	81.91	0.603	0.569	4.975	6.098	0.655	39.652	1.24	0.62	1.51	2.99	1.68	1.84	1.09
Cola Final I	744.00	15.0	7.92	0.065	0.030	0.062	3.446	0.316	49.014	1.46	0.82	0.98	0.45	11.61	10.83	16.46
Cola Final II	880.00	17.8	4.64	0.069	0.028	0.069	3.554	0.426	48.630	1.01	1.03	1.08	0.60	14.16	17.27	19.32
Cola Final III	874.00	17.6	5.28	0.077	0.033	0.088	3.512	0.403	48.029	1.15	1.14	1.26	0.76	13.90	16.23	18.95
Cola Final IV	860.00	17.4	8.54	0.088	0.041	0.093	3.654	0.407	49.217	1.83	1.28	1.54	0.79	14.23	16.13	19.11
Cola Final V	912.00	18.4	8.77	0.042	0.068	0.121	6.675	0.683	45.313	1.99	0.65	2.71	1.09	27.57	28.70	18.65
Cabeza Calculada Total	4952	100.0	81	1.19	0.46	2.05	4.46	0.44	44.73	100	100	100	100	100	100	100
Cabeza Ensayada			82.67	1.20	0.50	1.93	4.00	0.39	46.66							

Análisis de estabilidad en los ciclos																	
PRODUCTO	Ciclo No.	Gramos por ciclo	Variación relativa a promedio de % en peso	Ensayes calculados en alimentación basado en los productos de cada ciclo							% de variación en contenidos VS alimentación promedio de las pruebas						
				Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins
Alimentación Ciclo I	1	787.2	-20.52	67.92	1.2	0.44	1.61	3.73	0.31	46.48	-33.6	-19.8	-23.9	-37.7	-33.5	-43.6	-17.4
Alimentación Ciclo II	2	930.4	-6.07	61.93	1.3	0.38	1.26	3.81	0.42	46.35	-28.4	3.0	-22.8	-42.2	-19.8	-10.5	-2.7
Alimentación Ciclo III	3	944.5	-4.64	67.80	1.2	0.43	2.52	3.81	0.39	44.84	-20.4	-3.9	-11.7	17.2	-18.4	-15.3	-4.4
Alimentación Ciclo IV	4	925	-6.57	76.53	1.2	0.52	1.92	3.98	0.39	46.34	-12.0	-3.2	4.7	-12.3	-16.6	-16.4	-3.2
Alimentación Ciclo V	5	976	-1.48	68.55	1.0	0.46	1.96	6.78	0.66	42.71	-16.9	-14.0	-2.3	-5.5	49.8	48.5	-5.9
Alim. Total promedio ciclos I - V		990		81.25	1.2	0.46	2.05	4.46	0.44	44.73	-22.3	-7.6	-11.2	-16.1	-7.7	-7.5	-6.7
NOTAS:			Promedios	72.54	1.1	0.49	1.94	5.38	0.53	44.53							

- (1). La variación en peso es la diferencia del peso en g. de cada ciclo menos el peso promedio de todas las pruebas, dividido entre el peso promedio de todas las pruebas y se multiplica por 100
(2). El porcentaje de variación total vs alim. de las pruebas, se obtiene de calcular la diferencia de los contenidos (peso en g. por ensaye) en alimentación a cada ciclo, menos los contenidos totales de la alimentación promedio, y la diferencia se divide entre los contenidos alimentados totales y se multiplican por 100.



Prueba de circuito cerrado, Composito #3 Prueba No 3

PRODUCTOS (salen de c/ciclo)	Peso, g	% en Peso	Ensayes							Distribución, %						
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As %	Ins %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins
CICLO 1																
Alim. Molino	787.2	100.00	67.92	1.2	0.44	1.61	3.73	0.31	46.48	100	100	100	100	100	100	100
Concentrado de cobre	11.0	1.40	2729.65	0.917	28.587	4.160	25.024	0.572	2.517	56	1	90	4	9	3	0
Concentrado de plomo	13.5	1.72	1214.46	64.648	0.369	2.755	1.583	0.167	5.201	31	93	1	3	1	1	0
Concentrado de zinc	18.7	2.37	59.13	0.648	0.345	60.724	3.989	0.074	1.358	2	1	2	90	3	1	0
Cola Final	744.0	94.51	7.92	0.065	0.030	0.062	3.446	0.316	49.014	11	5	6	4	87	96	100
CICLO 2			-18.2 % de variación con ciclo anterior													
Alim. Molino	930.4	100.00	61.93	1.3	0.38	1.26	3.81	0.42	46.35	100	100	100	100	100	100	100
Concentrado de cobre	12.4	1.33	2702.39	1.774	25.120	6.431	23.622	0.450	3.458	61	2	88	7	8	1	0
Concentrado de plomo	20.5	2.20	1081.38	55.049	0.517	4.088	2.513	0.234	9.449	30	93	3	7	1	1	0
Concentrado de zinc	17.5	1.88	49.74	0.355	0.366	54.122	4.027	0.184	5.186	2	1	2	81	2	1	0
Cola Final	880.0	94.59	4.64	0.069	0.028	0.069	3.554	0.426	48.630	7	5	7	5	88	97	99
CICLO 3			-1.5 % de variación con ciclo anterior													
Alim. Molino	944.5	100.00	67.80	1.2	0.43	2.52	3.81	0.39	44.84	100	100	100	100	100	100	100
Concentrado de cobre	15.3	1.62	2386.27	1.397	22.978	8.740	21.884	0.505	4.142	57	2	87	6	9	2	0
Concentrado de plomo	20.2	2.14	1020.60	51.506	0.532	3.527	2.536	0.250	11.198	32	92	3	3	1	1	1
Concentrado de zinc	35.0	3.71	63.85	0.184	0.346	59.854	4.152	0.077	2.456	3	1	3	88	4	1	0
Cola Final	874.0	92.53	5.28	0.077	0.033	0.088	3.512	0.403	48.029	7	6	7	3	85	96	99
CICLO 4			2.0 % de variación con ciclo anterior													
Alim. Molino	925.4	100.00	76.53	1.23	0.52	1.92	3.98	0.39	46.34	100	100	100	100	100	100	100
Concentrado de cobre	15.2	1.64	2514.65	1.123	25.919	5.511	23.429	0.362	4.051	54	1	82	5	10	2	0
Concentrado de plomo	23.7	2.56	970.25	43.962	1.709	3.701	3.765	0.217	17.421	32	91	8	5	2	1	1
Concentrado de zinc	26.5	2.86	85.19	0.269	0.362	57.620	3.618	0.092	3.016	3	1	2	86	3	1	0
Cola Final	860.0	92.93	8.54	0.088	0.041	0.093	3.654	0.407	49.217	10	7	7	4	85	96	99
CICLO 5			-5.4 % de variación con ciclo anterior													
Alim. Molino	975.8	100.00	68.55	1.04	0.46	1.96	6.78	0.66	42.71	100	100	100	100	100	100	100
Concentrado de cobre	14.7	1.51	2409.97	1.784	23.073	9.100	21.917	0.527	4.528	53	3	76	7	5	1	0
Concentrado de plomo	23.5	2.41	926.53	40.192	1.459	5.246	4.523	0.493	10.385	33	93	8	6	2	2	1
Concentrado de zinc	25.6	2.63	66.08	0.220	0.455	60.499	3.889	0.088	1.753	3	1	3	81	2	0	0
Cola Final	912.0	93.46	8.77	0.042	0.068	0.121	6.675	0.683	45.313	12	4	14	6	92	97	99
CICLOS 4 + 5			4 % de variación Promedio ponderado de ciclos IV y V													
Producto	Peso %	Ensayes (g/t, %)							Distribución (%)							
		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As %	Ins %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins	
Concentrado de cobre	1.57	2467	1.44	24.59	7.24	22.73	0.44	4.28	53.5	2.0	79.2	5.9	6.6	1.3	0.2	
Concentrado de plomo	2.48	950	42.17	1.59	4.45	4.14	0.35	14.02	32.5	92.1	8.1	5.7	1.9	1.7	0.8	
Concentrado de zinc	2.74	76	0.25	0.41	59.07	3.75	0.09	2.41	2.9	0.6	2.3	83.3	1.9	0.5	0.1	
Cola final	93.20	9	0.06	0.05	0.11	5.17	0.55	47.26	11.1	5.3	10.4	5.1	89.5	96.6	98.9	
Cabeza calc.	100	73	1.14	0.49	1.94	5.38	0.53	44.53	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cabeza ens.		83	1.20	0.50	1.93	4.00	0.39	46.66								

Anexo 4

Análisis modales

COMPÓSITO 1

Composición Mineralógica

Tamaño de Fracción	%en Peso	COMPOSICION MINERALÓGICA (%)											DISTRIBUCIÓN (%)										
		Gln	Esf	Ccp	Bor	Ot.Cu	Pi	Po	Ars	Loll	Esp Ag	Gn	Gln	Esf	Ccp	Bor	Ot.Cu	Pi	Po	Ars	Loll	Esp Ag	Gn
100 mallas	21.32	0.12	0.95	0.39	0.07	0.01	1.24	0.17	0.17	0.05	0.02	96.81	5.0	9.6	11.1	6.2	3.3	15.1	10.2	17.1	9.9	25.3	22.0
200 mallas	28.45	0.44	2.26	0.72	0.33	0.09	2.47	0.39	0.23	0.13	0.02	92.93	24.1	30.5	27.1	37.1	36.7	40.1	31.7	31.7	36.1	22.4	28.2
325 mallas	14.96	0.63	2.71	0.92	0.37	0.08	2.12	0.39	0.23	0.12	0.02	92.41	18.3	19.2	18.1	21.6	17.0	18.1	16.7	16.4	18.4	18.4	14.7
Ciclón 1	5.56	2.79	5.43	1.92	0.64	0.20	3.36	0.95	0.65	0.32	0.05	83.67	30.2	14.3	14.1	14.1	16.3	10.7	15.1	17.4	17.7	13.4	5.0
Ciclón 3	10.85	0.52	2.44	1.00	0.27	0.08	0.97	0.38	0.17	0.08	0.02	94.08	10.9	12.6	14.3	11.4	12.0	6.0	11.7	8.9	8.7	8.5	10.9
Ciclón 5	18.87	0.31	1.54	0.62	0.13	0.05	0.92	0.27	0.09	0.05	0.01	96.00	11.5	13.8	15.3	9.6	14.7	9.9	14.5	8.5	9.2	12.0	19.3
Total	100.00	0.51	2.11	0.76	0.25	0.07	1.75	0.35	0.21	0.10	0.02	93.87	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

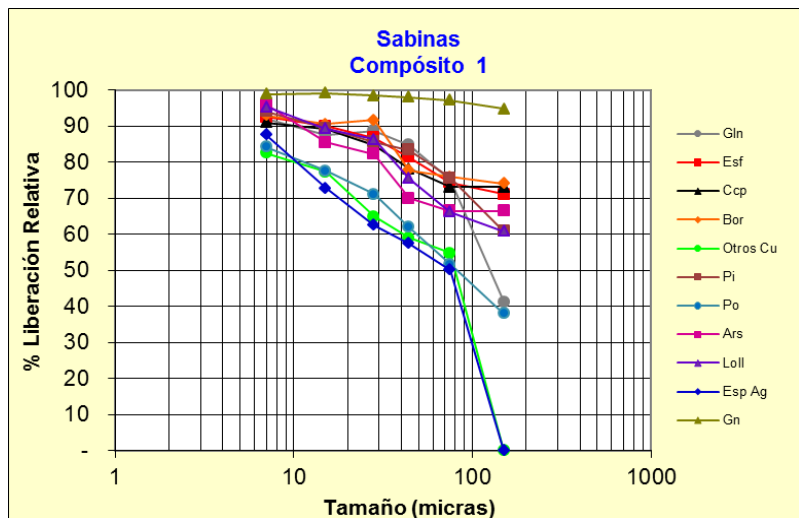
Unidad: **Sabinas**Muestra: **Compósito 1**Estudio: **Análisis Modal**P₈₀: **156**

Grupo	Mineral	Densidad	Fórmula	Composición Mineralógica (% Peso)						
				+100	+200	+325	+C1	+C3	+C5	Combinado
Sulfuros	Galena	7.4	PbS	0.12	0.44	0.63	2.79	0.52	0.31	0.51
	Esfalerita	4.0	(Zn,Fe)S	0.95	2.26	2.71	5.43	2.44	1.54	2.11
	Calcopirita	4.2	CuFeS ₂	0.39	0.72	0.92	1.92	1.00	0.62	0.76
	Bornita	5.1	Cu ₅ FeS ₄	0.07	0.33	0.37	0.64	0.27	0.13	0.25
	Pirita	5.0	FeS ₂	1.24	2.47	2.12	3.36	0.97	0.92	1.75
	Pirrotita	4.6	FeS	0.17	0.39	0.39	0.95	0.38	0.27	0.35
Especies de plata	Freibergita	4.8	(Ag,Cu,Fe,Zn) ₁₂ (Sb,As) ₄ S ₁₃	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.003	0.01
	Estromeyerita	6.2	AgCuS	0.02	0.01	0.01	0.03	0.01	0.01	0.01
Otros Cu	Calcocita	5.6	Cu ₂ S	0.001	0.00	0.01	0.003	0.00	0.002	0.002
	Tetrahedrita	4.9	(Cu,Fe) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	0.01	0.04	0.02	0.08	0.02	0.02	0.03
	Enargita	4.4	Cu ₃ AsS ₄	0.003	0.04	0.05	0.12	0.06	0.04	0.04
Especies de Arsénico	Arsenopirita	6.1	FeAsS	0.17	0.23	0.23	0.65	0.17	0.09	0.21
	Lollingita	7.4	FeAs ₂	0.05	0.13	0.12	0.32	0.08	0.05	0.10
Gangas	Andradita	3.9	Ca ₃ Fe ₂ Al(SiO ₄) ₃	25.60	29.35	27.66	25.32	15.12	10.90	23.05
	Calcita	2.7	Ca(CO ₃)	8.03	12.18	18.38	17.68	31.35	31.88	18.32
	Grosularita	3.6	Ca ₃ Al ₂ Si ₃ O ₁₂	22.66	19.66	16.96	14.66	10.90	8.94	16.65
	Wollastonita	2.8	CaSiO ₃	9.67	6.19	6.27	5.76	10.42	13.86	8.83
	Ortoclasa	2.6	KAlSi ₃ O ₈	6.64	5.15	4.60	3.62	6.39	8.54	6.07
	Diopsido	3.4	CaMgSi ₂ O ₆	5.66	5.71	6.16	6.64	6.30	4.70	5.69
	Cuarzo	2.7	SiO ₂	5.89	5.19	4.32	3.32	5.25	6.38	5.33
	Albita	2.6	NaAlSi ₃ O ₈	6.63	4.00	3.03	2.11	3.41	4.81	4.40
	Epidota	3.4	Ca ₂ Fe ³⁺ Al ₂ (Si ₂ O ₇)(SiO ₃)O(OH)	2.93	2.59	1.99	1.50	1.49	2.07	2.29
	Actinolita	3.0	Ca ₂ (Mg,Fe ²⁺) ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	0.94	1.09	1.20	1.17	1.26	1.71	1.21
	Muscovita	2.8	KAl ₂ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₂	1.13	0.63	0.40	0.35	0.48	0.58	0.66
	Fluorita	3.1	CaF ₂	0.28	0.71	0.98	0.93	0.88	0.53	0.66
	Clorita	2.4	(Mg ₃ ,Fe ₂)Al(AlSi ₃)O ₁₀ (OH) ₈	0.23	0.17	0.14	0.17	0.32	0.45	0.25
	Titanita	3.5	CaTiSiO ₅	0.32	0.17	0.19	0.23	0.26	0.31	0.25
	Apatito	3.1	Ca ₅ (PO ₄) ₃ (F,Cl,OH)	0.17	0.12	0.09	0.17	0.22	0.28	0.17
Molibdenita	5.5	MoS ₂	0.01	0.02	0.02	0.05	0.04	0.05	0.03	

Distribución elemental y liberación relativa

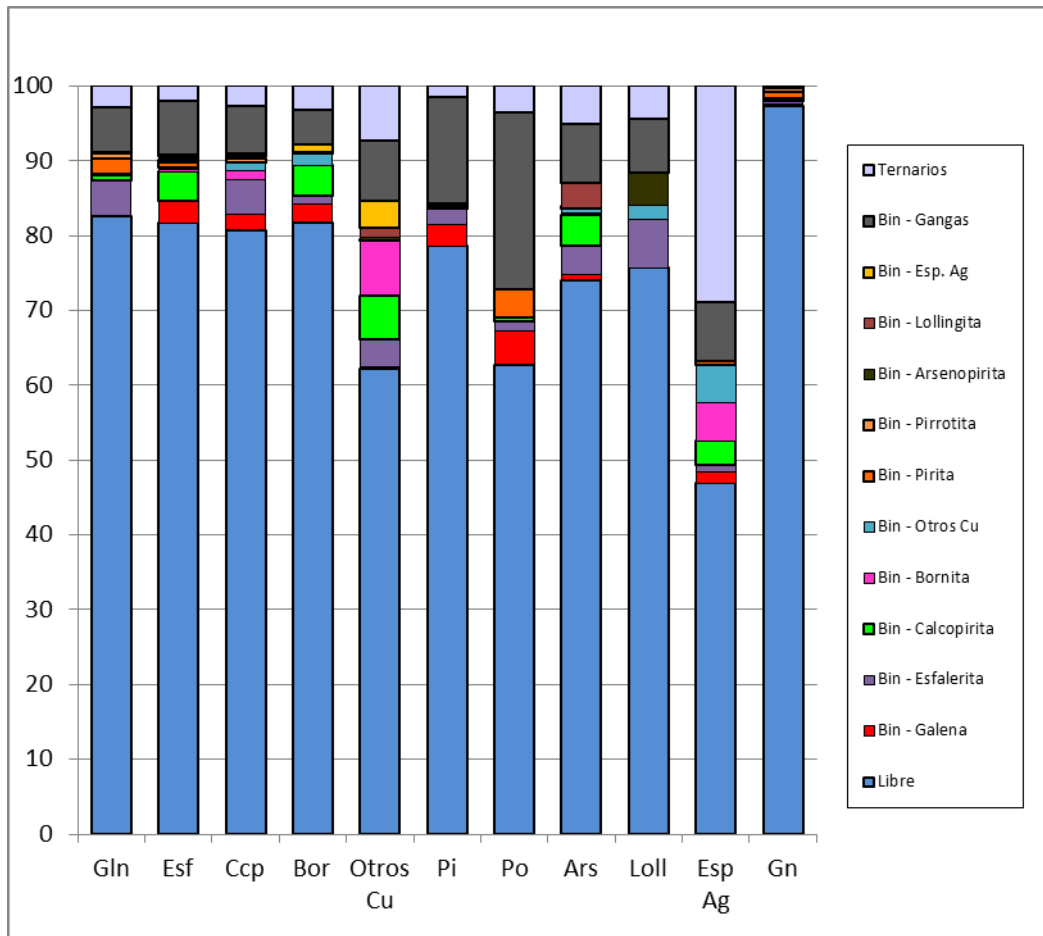
Distribución elemental Compósito 1							
Mineral	% Peso	Ag (%)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	As (%)
Galena	0.51		100.00				
Esfalerita	2.11				99.89	3.26	
Calcopirita	0.76			56.26		4.86	
Bornita	0.25			35.90		0.74	
Calcocita	0.002			0.31			
Tetrahedrita	0.03			2.14	0.06	0.03	0.78
Enargita	0.04			4.23		0.00	2.99
Pirita	1.75					0.01	
Pirrotita	0.35					4.68	
Arsenopirita	0.21					1.98	53.88
Lollingita	0.10					0.82	42.17
Freibergita	0.01	19.62		0.83	0.05	0.01	0.18
Estromeyerita	0.01	80.38		0.33			
Gangas	93.87					83.61	
Total	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

% Liberación Relativa (micras) Compósito 1						
Especie	100 mallas	200 mallas	325 mallas	Ciclón 1	Ciclón 3	Ciclón 5
	150	75	44	28	15	7
Gln	41.26	75.22	84.77	88.78	87.67	92.05
Esf	71.19	74.39	81.41	86.78	90.07	92.54
Ccp	73.11	73.14	78.24	84.86	89.29	91.05
Bor	74.18	75.92	77.79	91.80	90.67	93.02
Otros Cu	0.00	54.86	59.05	64.90	77.31	82.62
Pi	60.87	75.69	83.39	85.65	89.42	94.19
Po	37.99	51.72	61.95	71.19	77.62	84.32
Ars	66.54	66.55	70.05	82.32	85.56	96.00
Loll	60.85	66.28	75.52	86.36	89.34	95.47
Esp Ag	0.00	50.12	57.56	62.59	72.91	87.70
Gn	94.78	97.20	98.02	98.47	99.26	98.94



Liberación absoluta

Liberación absoluta, Compósito 1, P ₈₀ = 156 µm											
Combinado	Gln	Esf	Ccp	Bor	Otros Cu	Pi	Po	Ars	Loll	Esp Ag	Gn
Libre	82.7	81.7	80.8	81.8	62.2	78.6	62.7	74.1	75.7	46.9	97.4
Bin - Galena		3.0	2.0	2.4	0.3	2.9	4.5	0.8	0.0	1.5	0.1
Bin - Esfalerita	4.7		4.7	1.2	3.7	2.2	1.3	3.9	6.5	0.9	0.6
Bin - Calcopirita	0.7	3.9		4.0	5.8	0.1	0.6	4.1	0.0	3.2	0.2
Bin - Bornita	0.1	0.3	1.2		7.3	0.0	0.0	0.2	0.0	5.1	0.1
Bin - Otros Cu	0.0	0.2	1.0	1.5		0.0	0.0	0.6	1.9	5.1	0.0
Bin - Pirita	2.1	0.7	0.1	0.0	0.1		3.8	0.2	0.0	0.5	0.9
Bin - Pirrotita	0.7	0.4	0.5	0.0	0.0	0.3		0.0	0.0	0.0	0.5
Bin - Arsenopirita	0.1	0.2	0.3	0.2	0.4	0.1	0.0		4.4	0.0	0.1
Bin - Lollingita	0.0	0.3	0.0	0.0	1.2	0.0	0.0	3.3		0.0	0.0
Bin - Esp. Ag	0.1	0.1	0.3	1.0	3.6	0.0	0.0	0.0	0.0		0.0
Bin - Gangas	6.0	7.2	6.3	4.7	8.0	14.3	23.6	7.8	7.1	7.8	
Ternarios	2.8	2.0	2.7	3.2	7.3	1.5	3.5	5.1	4.4	28.9	0.1
Total	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0



COMPÓSITO 2

Composición Mineralógica

Tamaño de Fracción	% en Peso	COMPOSICION MINERALÓGICA (%)										D I S T R I B U C I Ó N (%)											
		Gln	Esf	Ccp	Bor	Ot. Cu	Pi	Po	Ars	Loll	Esp Ag	Gn	Gln	Esf	Ccp	Bor	Ot. Cu	Pi	Po	Ars	Loll	Esp Ag	Gn
100 mallas	19.6	0.15	1.42	0.89	0.17	0.07	0.61	0.16	0.46	0.47	0.01	95.5	4.8	10.4	9.9	8.5	10.6	14.6	6.0	9.5	15.5	7.7	20.5
200 mallas	29.9	0.54	2.74	1.75	0.41	0.12	1.01	0.59	1.01	0.64	0.02	91.1	25.4	30.3	29.5	31.3	27.9	36.8	33.9	31.4	32.2	22.0	29.8
325 mallas	15.0	0.90	3.42	2.14	0.58	0.14	0.94	0.63	1.15	0.81	0.05	89.1	21.3	19.1	18.2	22.3	16.4	17.2	18.3	18.0	20.4	22.6	14.7
Ciclón 1	6.2	2.72	4.57	3.36	0.87	0.26	1.47	1.12	2.80	1.96	0.05	80.5	26.5	10.5	11.7	13.8	12.0	11.1	13.2	18.1	20.3	10.1	5.5
Ciclón 3	10.4	0.65	3.63	2.50	0.41	0.21	0.57	0.54	1.07	0.35	0.05	89.7	10.7	14.0	14.7	11.0	16.6	7.3	10.8	11.6	6.2	17.6	10.2
Ciclón 5	18.9	0.38	2.25	1.50	0.27	0.12	0.57	0.50	0.57	0.17	0.03	93.3	11.4	15.7	16.0	13.0	16.5	13.2	17.9	11.3	5.5	19.9	19.3
Total	100.0	0.64	2.70	1.77	0.39	0.13	0.82	0.52	0.96	0.60	0.03	91.3	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

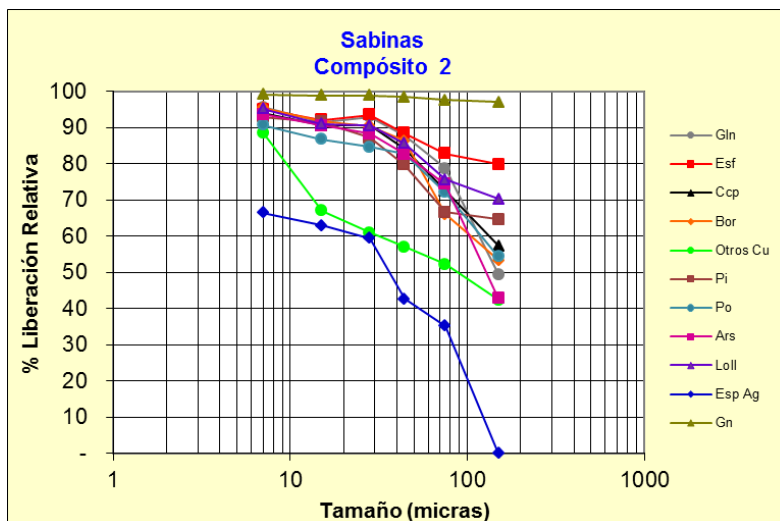
Unidad: **Sabinas**Muestra: **Composito 2**Estudio: **Análisis Modal**P₈₀: **149**

Grupo	Mineral	Densidad	Fórmula	Composición Mineralógica (% Peso)						
				+100	+200	+325	+C1	+C3	+C5	Combinado
Sulfuros	Galena	7.4	PbS	0.15	0.54	0.90	2.72	0.65	0.38	0.64
	Esfalerita	4.0	(Zn,Fe)S	1.42	2.74	3.42	4.57	3.63	2.25	2.70
	Calcopirita	4.2	CuFeS ₂	0.89	1.75	2.14	3.36	2.50	1.50	1.77
	Bornita	5.1	Cu ₅ FeS ₄	0.17	0.41	0.58	0.87	0.41	0.27	0.39
	Pirita	5.0	FeS ₂	0.61	1.01	0.94	1.47	0.57	0.57	0.82
	Pirrotita	4.6	FeS	0.16	0.59	0.63	1.12	0.54	0.50	0.52
Especies de plata	Freibergita	4.8	(Ag,Cu,Fe,Zn) ₁₂ (Sb,As) ₄ S ₁₃	0.00	0.01	0.04	0.01	0.05	0.02	0.02
	Estromeyerita	6.2	AgCuS	0.01	0.01	0.01	0.04	0.00	0.01	0.01
Otros Cu	Calcocita	5.6	Cu ₂ S	0.01	0.01	0.02	0.02	0.01	0.01	0.01
	Tetrahedrita	4.9	(Cu,Fe) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	0.04	0.07	0.06	0.10	0.05	0.02	0.05
	Enargita	4.4	Cu ₃ As ₄	0.02	0.04	0.06	0.14	0.14	0.09	0.07
Especies de Arsénico	Arsenopirita	6.1	FeAsS	0.46	1.01	1.15	2.80	1.07	0.57	0.96
	Lollingita	7.4	FeAs ₂	0.47	0.64	0.81	1.96	0.35	0.17	0.60
Gangas	Andradita	3.9	Ca ₃ Fe ₂ Al(SiO ₄) ₃	36.21	41.71	36.55	36.18	18.95	20.06	33.05
	Grosularita	3.6	Ca ₃ Al ₂ Si ₃ O ₁₂	25.36	19.12	16.28	13.79	12.40	12.55	17.65
	Calcita	2.7	Ca(CO ₃)	4.18	7.24	11.59	11.55	22.53	22.66	12.06
	Wollastonita	2.8	CaSiO ₃	8.03	4.20	4.50	4.19	9.04	11.33	6.85
	Cuarzo	2.7	SiO ₂	5.44	4.96	5.25	2.01	6.55	6.89	5.44
	Diopsido	3.4	CaMgSi ₂ O ₆	4.46	4.80	5.38	5.48	4.06	4.99	4.82
	Ortoclasa	2.6	KAlSi ₃ O ₈	3.54	2.84	2.99	2.24	5.03	4.57	3.52
	Albita	2.6	NaAlSi ₃ O ₈	2.53	1.28	1.26	0.63	2.07	1.93	1.69
	Actinolita	3.0	Ca ₂ (Mg,Fe ²⁺) ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	1.42	1.47	1.44	1.28	1.86	2.52	1.68
	Ankerita	3.1	Ca(Mg,Fe)(CO ₃) ₂	0.79	1.12	1.15	0.93	1.28	1.58	1.15
	Epidota	3.4	Ca ₂ Fe ³⁺ Al ₂ (Si ₂ O ₇)(SiO ₄)O(OH)	2.05	0.88	0.83	0.61	3.07	1.37	1.41
	Fluorita	3.1	CaF ₂	0.37	0.67	1.00	1.03	0.86	0.92	0.75
	Muscovita	2.8	KAl ₂ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₂	0.63	0.33	0.40	0.16	1.02	0.80	0.55
	Clorita	2.4	(Mg ₃ ,Fe ₂)Al(AISi ₃)O ₁₀ (OH) ₈	0.16	0.24	0.26	0.15	0.54	0.56	0.31
	Apatito	3.1	Ca ₅ (PO ₄) ₃ (F,Cl,OH)	0.16	0.12	0.09	0.20	0.23	0.36	0.18
	Titanita	3.5	CaTiSiO ₅	0.16	0.12	0.10	0.10	0.16	0.20	0.15
	Ox. Fe	5.3	Fe _x O _y	0.08	0.03	0.07	0.18	0.18	0.22	0.11
	Molibdenita	5.5	MoS ₂	0.02	0.04	0.10	0.14	0.18	0.11	0.08

Distribución elemental y liberación relativa

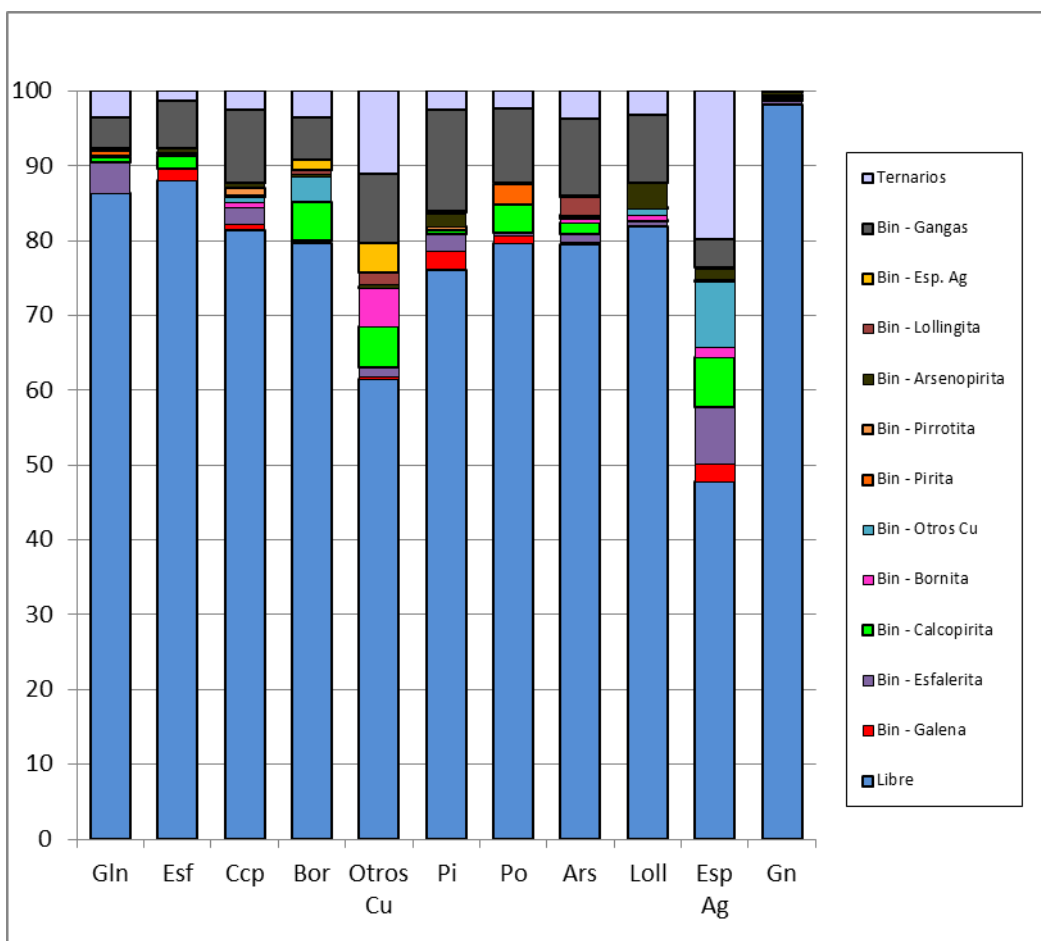
Distribución elemental, Compósito 2							
Mineral	% Peso	Ag (%)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	As (%)
Galena	0.64		100.00				
Esfalerita	2.70				99.85	1.72	
Calcopirita	1.77			65.56		6.88	
Bornita	0.39			27.08		0.67	
Calcocita	0.01			1.15			
Tetrahedrita	0.05			2.05	0.09	0.03	0.32
Enargita	0.07			3.40		0.01	1.00
Pirita	0.82					5.51	
Pirrotita	0.52					4.75	
Arsenopirita	0.96					5.07	48.47
Lollingita	0.60					2.78	50.14
Freibergita	0.02	28.17		0.65	0.06		0.07
Estromeyerita	0.01	71.83		0.11			
Gangas	91.44					72.58	
Total	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

% Liberación Relativa (micras) Compósito 2						
Especie	100 mallas	200 mallas	325 mallas	Ciclón 1	Ciclón 3	Ciclón 5
	150	75	44	28	15	7
Gln	49.53	78.75	87.81	93.03	91.50	95.71
Esf	79.86	82.89	88.48	93.59	92.23	95.18
Ccp	57.35	72.62	84.30	90.61	90.64	93.94
Bor	53.36	66.14	86.43	90.48	91.76	95.61
Otros Cu	42.39	52.25	57.07	60.97	67.01	88.71
Pi	64.63	66.61	79.78	87.18	91.67	92.98
Po	54.34	72.22	82.67	84.76	86.75	90.77
Ars	42.79	74.40	82.74	88.33	90.66	93.67
Loll	70.38	75.73	85.70	90.64	91.08	95.25
Esp Ag	0.00	35.30	42.65	59.53	62.98	66.56
Gn	97.03	97.71	98.48	98.89	98.94	99.26



Liberación absoluta

Liberación absoluta, Compósito 2, P ₈₀ = 149 µm											
Combinado	Gln	Esf	Ccp	Bor	Otros Cu	Pi	Po	Ars	Loll	Esp Ag	Gn
Libre	86.4	88.0	81.4	79.6	61.5	76.2	79.6	79.5	82.0	47.8	98.2
Bin - Galena		1.6	0.8	0.1	0.2	2.4	0.9	0.3	0.0	2.4	0.1
Bin - Esfalerita	4.0		2.2	0.3	1.4	2.4	0.4	1.2	0.6	7.6	0.5
Bin - Calcopirita	0.8	1.7		5.1	5.4	0.4	3.8	1.4	0.2	6.6	0.4
Bin - Bornita	0.0	0.0	0.8		5.2	0.0	0.0	0.5	0.6	1.3	0.0
Bin - Otros Cu	0.0	0.2	0.7	3.4		0.0	0.0	0.1	0.9	8.8	0.1
Bin - Pirita	0.8	0.2	0.1	0.0	0.0		2.8	0.4	0.0	0.2	0.2
Bin - Pirrotita	0.1	0.1	1.2	0.0	0.0	0.5		0.1	0.0	0.0	0.1
Bin - Arsenopirita	0.1	0.4	0.5	0.3	0.4	1.7	0.1		3.5	1.5	0.2
Bin - Lollingita	0.0	0.1	0.0	0.6	1.6	0.3	0.0	2.4		0.3	0.1
Bin - Esp. Ag	0.2	0.0	0.1	1.3	4.0	0.2	0.0	0.1	0.0		0.0
Bin - Gangas	4.1	6.4	9.7	5.6	9.3	13.5	10.0	10.3	9.1	3.6	
Ternarios	3.5	1.2	2.5	3.6	11.1	2.5	2.3	3.7	3.1	19.9	0.1
Total	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0



COMPÓSITO 3

Composición Mineralógica

Tamaño de Fracción	% en Peso	COMPOSICION MINERALOGICA (%)											DISTRIBUCION (%)										
		Gln ^①	Esf	Ccp	Bor	Ot.Cu	Pl	Po	Ars	Loll	Esp.Au-Ag ^②	Gn	Gln ^①	Esf	Ccp	Bor	Ot.Cu	Pl	Po	Ars	Loll	Esp.Au-Ag ^②	Gn
+100	19.6	0.43	1.88	0.70	0.14	0.02	1.43	0.20	0.22	0.07	0.04	94.86	5.59	10.69	10.94	22.70	12.78	13.12	12.60	5.81	4.57	8.70	20.68
+200	29.9	1.44	3.95	1.47	0.11	0.02	2.53	0.34	0.71	0.49	0.07	88.88	28.36	34.13	34.98	26.27	21.60	35.26	31.94	28.27	49.42	24.35	29.46
+325	15.0	1.79	4.54	1.53	0.14	0.03	2.78	0.36	1.31	0.43	0.14	87.02	17.77	19.75	18.31	16.74	13.50	19.52	17.21	26.31	21.41	25.50	14.52
+C1	6.2	6.19	5.88	2.01	0.37	0.06	4.23	0.49	2.60	0.62	0.18	77.43	25.27	10.52	9.89	18.65	10.62	12.23	9.59	21.52	12.94	13.54	5.32
+C3	10.4	1.73	4.72	1.70	0.11	0.04	1.96	0.29	0.68	0.14	0.08	88.57	11.90	14.21	14.11	9.48	12.38	9.54	9.71	9.44	4.89	10.09	10.25
+C5	18.9	0.89	1.96	0.78	0.04	0.05	1.17	0.32	0.34	0.11	0.08	94.31	11.11	10.70	11.76	6.16	29.13	10.33	18.95	8.65	6.77	17.81	19.77
Total	100.0	1.52	3.46	1.26	0.12	0.03	2.14	0.32	0.75	0.30	0.08	90.06	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

① Incluye bournonita

② Incluye argentita, aguilanita, freibergita, pirargirita, estromeyerita

Muestra: COMPOSITO 3

Unidad: SABINAS Estudio: Análisis Modal

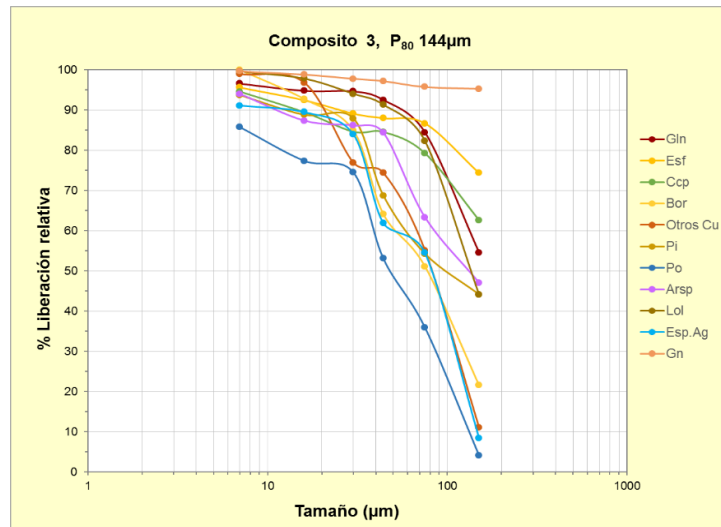
P₈₀ 144 µm

Grupo	Mineral	Densidad	Fórmula	COMPOSICIÓN MINERALÓGICA (% peso)						
				+100	+200	+325	+C1	+C3	+C5	Combinado
Sulfuros	Galena	7.4	PbS	0.43	1.42	1.73	6.13	1.70	0.83	1.48
	Esfalerita	4.0	Zn _n Fe _y S	1.88	3.95	4.54	5.88	4.72	1.96	3.46
	Calcopirita	4.2	CuFeS ₂	0.70	1.47	1.53	2.01	1.70	0.78	1.26
	Bornita	5.1	Cu ₅ FeS ₄	0.14	0.11	0.14	0.37	0.11	0.04	0.12
	Calcocita	5.7	Cu ₂ S	<0.01		0.01	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01
	Enargita	4.5	Cu ₃ AsS ₄	0.01	<0.01	<0.01	<0.01	0.01	0.01	0.01
	Tenantita	4.6	(Cu _{0.73} Fe _{0.2} Zn _{0.07}) ₁₂ (Sb _{0.8} As _{0.4}) ₄ S ₁₃	0.00	0.02	0.01	0.04	0.02	0.03	0.02
	Estanita	4.4	Cu ₂ FeSnS ₄	<0.01			0.01	0.01	0.01	0.00
	Pirita	4.9	FeS ₂	1.43	2.53	2.78	4.23	1.96	1.17	2.14
	Pirrotita	5.0	FeS	0.20	0.34	0.36	0.49	0.29	0.32	0.32
	Arsenopirita	4.6	FeAsS	0.22	0.71	1.31	2.60	0.68	0.34	0.75
Bournonita		PbCuSbS ₃		<0.01			<0.01	<0.01	<0.01	
Molibdenita	5.0	MoS ₂	<0.01	0.01	0.07	0.06	0.03	0.05	0.03	
Especies Ag	Ag nativa	10.6	Ag			<0.01	<0.01		<0.01	<0.01
	Argentita	6.0	Ag ₂ S	<0.01		<0.01	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01
	Freibergita	4.8	(Ag _{0.17} Cu _{0.05} Fe _{0.12} Zn _{0.06}) ₁₂ Sb ₃ AsS ₁₃	0.03	0.05	0.07	0.10	0.04	0.02	0.04
	Pirargirita	5.9	Ag ₃ SbS ₃		<0.01	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01
	Estromeyerita	6.2	AgCuS		<0.01	<0.01	0.01	0.01	<0.01	<0.01
	Aguilarita	7.5	Ag ₄ SeS		<0.01	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01
Otras esp. As	Lollingita	7.4	FeAs ₂	0.07	0.49	0.43	0.62	0.14	0.11	0.30
Gangas y otras especies de óxidos	Actinolita	3.0	Ca ₂ (Mg,Fe ²⁺) ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	0.26	0.06	0.07	0.06	0.07	0.10	0.11
	Albita	2.6	NaAlSi ₃ O ₈	3.75	2.29	2.07	1.59	1.86	2.59	2.51
	Andradita	3.9	Ca ₃ Fe ₂ Al(SiO ₄) ₃	13.14	14.73	15.44	13.20	10.44	5.59	12.26
	Ankerita	3.0	Ca(Mg,Fe)(CO ₃) ₂	0.58	0.61	0.67	0.71	0.67	0.56	0.62
	Apatito	3.1	Ca ₅ (PO ₄) ₃ (F, Cl, OH)	0.16	0.14	0.14	0.10	0.29	0.33	0.19
	Augita	3.5	(Ca,Mg,Fe) ₂ (Si,Al) ₂ O ₆	3.35	2.61	2.61	2.52	2.82	2.39	2.73
	Biotita	3.1	K(Mg, Fe) ₃ AlSi ₃ O ₁₀ (OH, F) ₂	0.72	0.75	0.76	0.73	0.65	1.14	0.81
	Calcita	2.7	Ca(CO ₃)	10.33	16.41	22.01	22.37	31.20	36.82	21.82
	Clorita	3.0	(Al,Mg,Fe) ₁₀ (Si,Al) ₈ O ₁₀	0.87	0.68	0.75	0.47	0.60	1.14	0.79
	Cuarzo	2.7	SiO ₂	18.84	16.32	12.66	10.85	11.54	13.21	14.84
	Diopsido	3.3	CaMgSi ₂ O ₆	3.83	3.23	3.03	2.90	2.99	2.21	3.08
	Dolomita	2.9	CaMg(CO ₃) ₂	1.46	1.38	1.55	1.43	1.43	1.29	1.41
	Epidota	3.4	Ca ₂ Fe ³⁺ Al ₂ (Si ₂ O ₇)(SiO ₄)O(OH)	3.57	2.95	2.88	2.15	2.32	1.90	2.75
	Fluorita	3.2	CaF ₂	0.13	0.37	0.74	0.68	0.69	0.46	0.45
	Grosularita	3.6	Ca ₃ Al ₂ Si ₃ O ₁₂	12.18	10.98	7.81	6.56	6.57	5.11	8.90
	Labradorita	2.8	(Ca _{0.8} Na _{0.4})Si ₂ AlO ₆	5.67	2.92	2.25	1.61	2.11	3.53	3.31
	Muscovita	2.8	KAl ₂ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₂	1.86	1.31	1.52	1.03	1.36	2.03	1.57
	Ortoclasa	2.7	K(AlSi ₃ O ₈)	6.99	6.12	5.79	4.71	5.78	7.41	6.36
	Ox.Fe	2.6	Fe _x O _y	0.01	0.12	0.10	0.17	0.13	0.29	0.13
	Titanita	3.6	CaTiSiO ₅	0.49	0.21	0.33	0.27	0.34	0.36	0.33
Wollastonita	3.0	CaSiO ₃ - Ca ₃ (Si ₂ O ₇)	5.42	4.20	3.28	2.93	3.92	4.56	4.26	
Otros		-	1.25	0.48	0.53	0.37	0.79	1.29	0.82	

Distribución elemental y liberación relativa

Distribución elemental, Composito 3 - P ₈₀ 144µm							
Mineral	% Peso	Ag (%)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	As (%)
Galena	1.48		99.92				
Esfalerita	3.46				99.91	5.43	
Calcopirita	1.26			80.40		9.43	
Bornita	0.12			14.45		0.34	
Calcocita	<0.01			0.60			
Enargita	0.01			0.53			0.20
Tenantita	0.02			1.21	0.03	0.04	0.25
Estanita	0.00			0.25			0.01
Pirita	2.14					24.54	
Pirrotita	0.32					4.93	
Arsenopirita	0.75					6.31	60.74
Bournonita	<0.01		0.08	0.06			
Molibdenita	0.03						
Ag nativa	<0.01	3.13					
Argentita	<0.01	7.27					
Freibergita	0.04	60.70		2.41	0.06	0.05	0.35
Pirargirita	<0.01	18.10					
Estromeyerita	<0.01	9.97		0.10			
Aguilarita	<0.01	0.83					
Lollingita	0.30					2.00	38.46
Gangas	90.07					46.91	
Total	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

% Liberación Relativa (micras), Composito 3						
Especie	+100	+200	+325	+C1	+C3	+C5
		150	75	44	30	16
Gln	54.56	84.44	92.50	94.61	94.75	96.54
Esf	74.32	86.65	87.94	89.08	92.40	95.58
Ccp	62.59	79.25	84.53	84.59	89.44	94.57
Bor	21.54	51.10	64.12	84.89	92.74	100.00
Otros Cu	11.05	55.08	74.38	76.93	96.80	98.97
Pi	44.14	54.27	68.73	87.91	88.80	93.69
Po	4.08	35.90	53.08	74.46	77.35	85.75
Arsp	47.06	63.32	84.36	86.16	87.36	94.01
Lol	44.05	82.30	91.32	94.03	97.80	99.62
Esp.Ag	8.38	54.46	61.87	83.91	89.45	91.11
Gn	95.25	95.71	97.17	97.76	98.78	99.59



Liberación absoluta

Liberación absoluta Composito 3 P ₈₀ 144µm											
Combinado	Gln	Esf	Ccp	Bor	Otros Cu	Pi	Po	Arsp	Lol	Esp.Ag	Gn
Libre	89.3	87.6	82.2	59.8	72.3	67.2	52.0	77.8	85.9	66.4	97.0
Bin - galena		2.5	0.7	21.5	0.0	2.6	0.1	0.9	0.0	2.3	0.3
Bin - esfalerita	2.2		2.7	1.4	0.0	1.5	0.4	0.1	0.0	0.4	0.7
Bin - calcopirita	1.1	1.4		5.6	4.7	1.4	5.5	0.7	0.0	4.1	0.3
Bin - bornita	0.1	0.1	0.1		3.3	0.0	0.0	0.0	0.0	0.6	0.0
Bin - otros cu	0.0	0.0	0.2	0.6		0.0	0.0	0.0	1.1	0.1	0.0
Bin - pirita	0.7	0.7	1.0	0.0	0.0		6.4	0.6	0.0	2.9	0.8
Bin - pirrotita	0.0	0.1	1.3	0.0	0.0	4.3		0.1	0.0	0.0	0.4
Bin - arsenopirita	0.1	0.1	0.1	0.0	0.2	0.2	0.0		9.4	0.1	0.2
Bin - lollingita	0.0	0.0	0.2	0.0	1.6	0.0	0.0	1.1		0.0	0.0
Bin - esp.ag	0.0	0.0	0.1	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0		0.0
Bin - gangas	5.4	6.0	7.9	10.6	10.6	19.6	25.8	15.4	2.6	9.2	
Ternarios	1.1	1.5	3.7	0.4	7.2	3.2	9.9	3.3	1.0	13.9	0.2
Total	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

