

Evaluación de las Interacciones Sinérgicas de la Mezcla de Colectores para Mejorar la Flotación de los Sulfuros Minerales en una Mena Pb-Zn

Ledesma-Herrera Y. G.¹, Martínez-Torres J. D.¹, Rodríguez-Rodríguez M.¹, Delgado-Hernández S. G.², Elorza-Rodríguez E.^{1*}

¹ Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología, P.E. Ingeniería Metalúrgica, Guanajuato, Gto.,

² División de Ciencias Naturales y Exactas, P.E. Químico, Guanajuato, Gto.,
erelorza@ugto.mx

*Autor de correspondencia

Resumen

El estudio se enfocó en evaluar el efecto de diferentes combinaciones o esquemas de mezclas de colectores en el proceso de flotación de una mena de sulfuros, con la finalidad de optimizar la recuperación metálica y mejorar la selectividad frente a ganga. Las pruebas se realizaron a nivel laboratorio a condiciones controladas bajo un esquema DoE generado por un software de análisis estadístico, evaluando variables respuesta como recuperación Ag, ley Ag en concentrado y distribución de plata en concentrado de plomo.

Se evaluó el desempeño de mezclas de colectores Colector A (Aerophina 3418-A, diisobutilditiofosfinato de sodio), Colector B (7310, mezcla de tiofosfato y tionocarbamato modificado) y el Colector C (XF-630M, ditiofosfato modificado) en la flotación de una mena Pb-Zn con contenido de plata, mediante un diseño de mezclas simplex centroide con 14 pruebas. La combinación de 50% Aerophine 3418-A y 50% XF-630M alcanzó recuperaciones de Ag superiores al 54%, mientras que el uso individual de ciertos colectores permitió obtener grados de Ag en concentrado de plomo mayores a 6 300 g/Ton. La mezcla equitativa de los tres colectores también mostró buenos resultados, con recuperaciones en el intervalo de 48–63%. Las especiaciones mineralógicas de plata en concentrados indicaron que los colectores A y C favorecen la adsorción sobre especies portadoras de plata (argentita, polibasita y pirargirita), confirmando **efectos sinérgicos** entre reactivos. Aunque se detectó variabilidad entre réplicas, los resultados demuestran que las mezclas de colectores pueden optimizar simultáneamente recuperación, grado y costos de operación, frente al uso individual de un solo reactivo.

Palabras clave: Colectores flotación, Sinergia de mezcla colectores.

Introducción

Los metales se encuentran en la naturaleza como minerales¹, formando parte de rocas o depósitos, estos últimos denominados así, debido a que la concentración del metal hace posible su tratamiento y/o aprovechamiento con un beneficio económico, responsable ambiental y socialmente equitativo. En el caso de los metales base, como el plomo (Pb), el cobre (Cu) y el zinc (Zn), es común que se presenten como minerales sulfurados, lo que, para poder aprovecharlos, es necesario extraerlos de estas fuentes y someterlos a varios procesos hasta obtenerlos en su forma pura. De manera general, estos pasos se resumen en el diagrama de bloques enseguida ilustrado, ver Figura 1.

¹ Mineral: una especie natural con una composición química definida asimismo posee características físicas distintivas, las cuales pueden ser aprovechadas para su posible concentración.



Figura 1. Etapas metalúrgicas para llevar las menas minerales a metales [1].

El contenido de metal en una mena se denomina ley (TENOR, grado), la que se expresa en porcentaje, o como en el caso de los metales preciosos: Au, Ag, Pt, Os, Rh, Pd, en onzas por tonelada o gramos por tonelada. La ley o concentración mínima de metal que debe tener un depósito mineral para que sea susceptible de ser explotado depende de muchos factores, no obstante, los más obvios lo son: tamaño del depósito, menas de bajo ley solo se justifican en grandes depósitos; precio del metal, una mena de hierro con 25% Fe puede ser considerada pobre, mientras que una de 0.001% de Au (10 g Au/ton) es rica, entre otros. Las menas minerales se clasifican en dos grandes grupos, metálicas y no-metálicas (minerales industriales), estas últimas se extraen y con muy poco o nada de tratamiento se incorporan a cuatro grandes industrias: química, construcción, fertilizantes y energética. Contrariamente, las menas metálicas deben ser concentradas, y sometidas a procesos extractivos, hasta obtener metales puros o compuestos químicos [2]. El propósito esencial de la concentración de minerales es separar-recuperar los valores de interés en una pequeña masa -enriquecimiento, de manera que esta pueda ser económicamente transportada a la fundición, en donde el fundidor la tratara para recuperar estos valores en forma metálica. Comparados con los procesos químicos extractivos, los de concentración son de bajo costo, además reducen la cantidad de material a tratar por el fundidor, todo ello se traduce en una sustancial reducción en los costos de energía-tratamiento. Por ejemplo, el consumo de energía en fundición se reduce 60-80 kW-h, esto con relación a una tonelada (1000 kg) de mena. Debe recalarse que, conforme las menas de alto grado disminuyan, la energía consumida durante el procesamiento o concentración de los minerales se volverá decisiva [2].

La flotación, definido como **“el proceso de separación que explota las diferencias naturales e inducidas de las propiedades superficiales de los minerales, ya sea que la superficie se humedezca fácilmente con agua, es decir, que sea hidrófila o que repela el agua, es decir, que sea hidrófoba”**, nació como una aplicación industrial en 1904, su desarrollo no fue fácil, ya que como todo proceso nuevo sufrió de múltiples tropiezos, p.e. falta de reactivos para realizar concentraciones con un buen desempeño, selectivas y eficaces. En 1913, la introducción y uso de sulfato de cobre hizo posible la flotación diferencial plomo-zinc, antes de ello el concentrado plomo-zinc se propuso ser tostado entre 400-500 °C para desactivar² la galena (PbS) y flotar la blenda (ZnS). Estos descubrimientos, en particular la activación y depresión selectiva, cambiaron la flotación de un proceso inflexible a un proceso que podría ser utilizado para la producción de concentrados de minerales individuales [2, 3].

Hoy en día, la flotación es el proceso de concentración más extensamente usado, y aunque persisten controversias con relación a algunas de sus teorías y fundamentos, el desarrollo de máquinas y reactivos para las operaciones y aplicaciones de flotación ha sido exponencial [3]. Particularmente la investigación acerca de los reactivos es de gran interés ya que estos, son los encargados de crear un ambiente químico favorable que permita tener éxito en la flotación, la figura siguiente ilustra la acción depresora del silicato de sodio sobre sílice (SiO₂) [4].

² Desactivar, el término activador implica agregar un reactivo que mejore o induzca a los minerales propiedades que favorezcan su reacción con el colector, de manera que se hagan hidrofóbicos y se agreguen a las burbujas ascendentes, por el contrario, desactivar es impartir a las superficies minerales propiedades hidrofílicas.

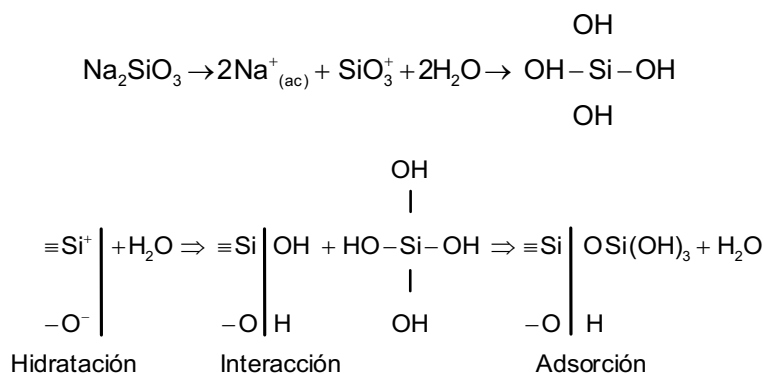


Figura 2. Acción depresora del silicato de sodio sobre sílice o cuarzo (SiO_2) [5, 6].

Debido a la complejidad del proceso y al gran número de factores e interacciones que lo influyen (200 o más), es difícil precisar la contribución particular de cada uno de ellos en el proceso global [7]. A efecto que, la química de un proceso de flotación pueda ser optimizada, debe reconocerse una clasificación simple de acuerdo con la acción particular de estos, siendo esta: colectores, espumantes y modificadores. La función principal de un colector es inducir hidrofobicidad, por lo que deben adsorberse sobre el mineral deseado, concentrándose en la interfase mineral-agua. Los colectores son moléculas heteropares, que contienen una cadena hidrocarbonada no-polar, la que hace las partículas hidrofóbicas, y un grupo polar que interactúa con la superficie mineral. Los espumantes por su parte son agregados para crear la dispersión de burbujas en la pulpa y estabilizar su formación, dando lugar a una espuma estable que permita un selectivo drenaje de ganga e incremente la cinética o velocidad de flotación. Por último, los reactivos modificadores depresores y activadores son agregados para inducir propiedades hidrofílicas a los minerales o mejorar el desempeño a la flotación, respectivamente. La Figura 3 ilustra la visión holística de los sistemas de flotación que conlleva a la optimización de estos.

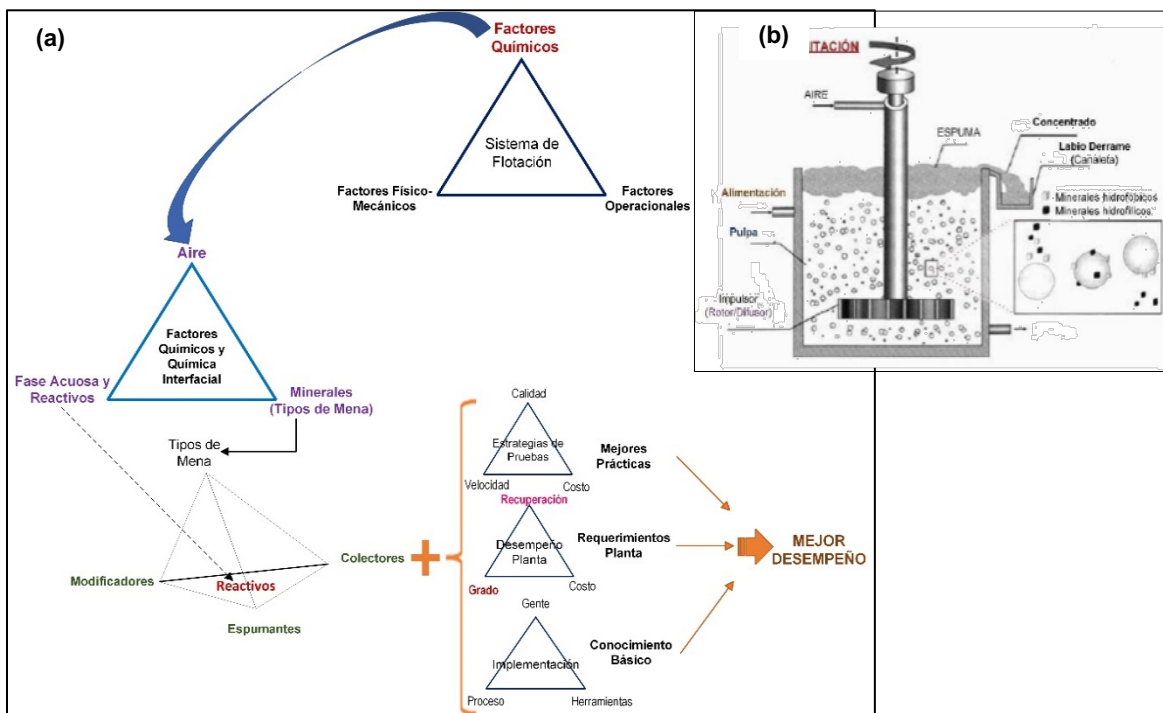


Figura 3. (a) Visión holística del sistema de flotación en la selección de reactivos y su optimización, y (b) Celda flotación, componentes y acción de concentración [2, 8].

La formulación y uso de mezclas de colectores en la flotación de sulfuros se remontan a 1957 con el trabajo de Glembovskii y sus colaboradores en Moscú. Lotter y Bradshaw analizaron el tema en 2010 y propusieron una sinergia entre diferentes tipos de reactivos seleccionados de manera ideal para lograr un mejor rendimiento [9]. Si se hace una formulación para una aplicación particular, un conjunto de mezclas de colectores debidamente organizadas puede ofrecer mejoras al proceso de flotación tales como: (a) aumento en la cinética de flotación, (b) mejora en la recuperación de partículas gruesas y medias³, y (c) reducción en la dosificación de colector [10]. En la práctica de la flotación, la mezcla de colectores frecuentemente muestra mayor efectividad que en lo individual. Fenómeno clásico de sinergismo en el que el efecto de mezcla excede la suma de los efectos individuales, y que particularmente es observado con colectores. No obstante, con frecuencia estos fenómenos son inadvertidos, ya que en la síntesis de reactivos nos son usadas moléculas puras, lo que resulta en pequeñas concentraciones de impurezas, las cuales pueden tener un efecto sinérgico positivo en la flotación. La manera de interactuar de los reactivos para dar lugar a efectos sinérgicos y compleja, ya que depende de su naturaleza química, así como de sus propiedades quimi- o fisisortivas. El análisis del sinergismo entre reactivos en los sistemas de flotación se complica por el hecho de que tenemos reactivos con diversos roles, en suma a ello los procesos de flotación son complejos [3, 4].

El presente estudio evaluó los efectos individuales de tres colectores: Colector A (Aerophina 3418-A, diisobutilditiofosfinato de sodio), Colector B (7310, mezcla de tiofosfato y tionocarbamato modificado) y el Colector C (XF-630M, ditiofosfato modificado), y sus mezclas a 50:50 y 33.33:33.33:33.33 en peso de la dosificación en gramos por tonelada. Los efectos sinérgicos se evaluarán con base a las recuperaciones-grados de concentrados de especies económicas en mena (Au, Ag, Pb, Cu y Zn), y la caracterización mineralógica de alimentación y concentrados. Se hará uso del diseño de experimentos (DOE), esta metodología lo que permite es obtener la mayor cantidad de información posible con el menor número de experimentos a realizar, esto con la finalidad de optimizar tiempos y costos. Para realizar el diseño de experimentos nos apoyaremos del software de estadística especializada Minitab®. El DoE a utilizar será el diseño de mezclas, con un tipo de diseño centroide simplex, este tipo de diseño permite evaluar de 2 hasta 10 componentes, para nuestro caso particular será de 3 componentes los colectores A, B y C con 2 réplicas [8].

Antecedentes

En contraste con las altas leyes de las menas polimetálicas de los años de 1900, p.e. 19.0% Pb, 18.0% Zn, algunos de los depósitos en explotación de hoy en día no alcanzan ni el uno por ciento (1.0%) de metales base, por lo que, para hacer rentables dichas operaciones, deben tratarse grandes tonelajes, o bien establecer esquemas de reactivos de bajo costo, que les permitan tener un adecuado margen de ganancia, para mantener la operación económicamente viable.

La planta de donde fue facilitado el mineral cuenta con una capacidad plena de procesamiento de 168 000 toneladas mensuales (~6 000 TPD), tiene una flotación selectiva secuencial Pb-Cu, Zn y Fe, ver Figura 4. Los concentrados de Pb-Cu son ricos en Ag, concentrados de Zn y concentrados de Fe son enviados posteriormente a una planta de lixiviación dinámica (PLD) debido a sus contenidos de Au (piritas auríferas) y Ag que se encuentran ocultos en su matriz (mineral refractario) siendo necesario reducirlos a un tamaño menor de 12 micras.

³ La separación de las partículas de interés de las de ganga se realiza a través de etapas de reducción de tamaño, lo que se traduce en una determinada liberación o separación, la liberación real o transgranular produce partículas libres y medios, estas últimas se denominan así porque están constituidas de diversas proporciones de mezclas de unas y otras.

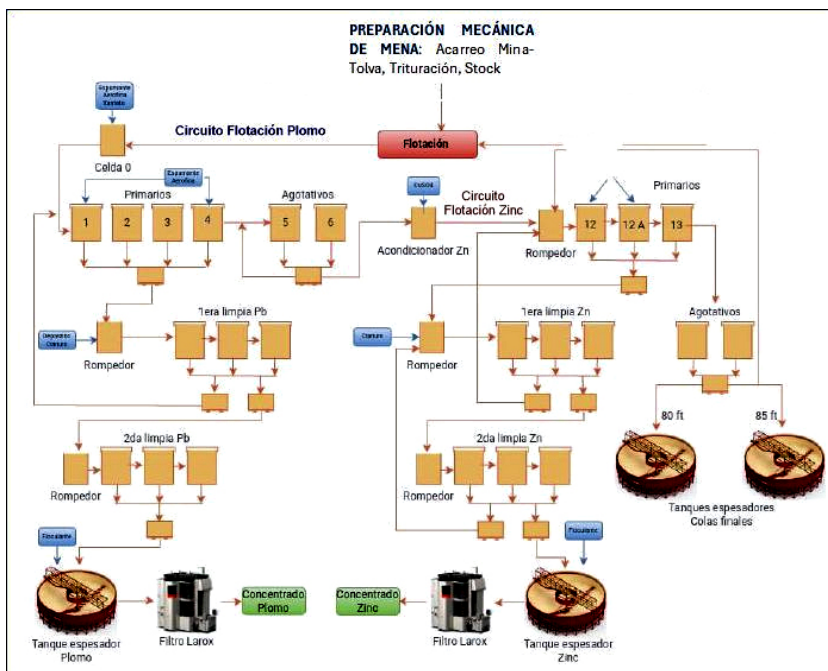


Figura 4. Diagrama de flujo para la flotación de selectiva secuencial de una mena del Distrito Fresnillo, Zac.

De acuerdo con el último modal del 2022 [11], la composición mineralógica de este yacimiento se describe en la Tabla 1. Las especies sulfuradas más abundantes-representativas, ordenadas de menor a mayor porcentaje son: calcopirita, galena, esfalerita y pirita. En cuanto a las especies de plata estas están presentes como: plata nativa, argentita, pirargirita, polibasita, freibergita y aguilarita. Por último, las especies de ganga mayoritarias presentes son cuarzo (38.52%), calcita (12.22%), ortoclasea (16.07%) y albita (7.86%).

Tabla 1. Composición mineralógica global del compuesto de la unidad minera [11].

Grupo	Mineral	Densidad	Fórmulas	Composición Mineralógica (%)								
				Cabeza	Ag (g/Ton)	% Ag/Mineral	Conc. Plomo (Pb)	Ag (g/Ton)	% Ag/Mineral	Cola Plomo (Pb)	Ag (g/Ton)	% Ag/Mineral
Sulfuros	Galena	7.4	PbS	0.93			40.00			0.18		
	Esfalerita	4.0	(Zn _{0.8} FeS _{0.15})S	3.01			22.17			2.84		
	Calcopirita	4.2	CuFeS ₂	0.16			3.90			0.08		
	Pirita	4.9	FeS ₂	3.48			8.20			3.42		
	Pirrotita	5.0	FeS	0.08			0.12			0.07		
	Arsenopirita	4.6	FeAsS	0.38			0.40			0.37		
Especies de Ag	Ag nativa	10.6	Ag	1.15	1.2	0.65	28.16	0.28	0.41	1.37	1.37	3.47
	Argentita	6.0	Ag ₂ S	76.05	66.2	37.51	2542.69	22.14	32.30	27.47	23.92	60.62
	Pirargirita	5.9	Ag ₃ SbS ₃	138.36	82.7	46.83	6315.76	37.74	55.06	21.15	12.64	32.04
	Polibasita	5.6	(Ag ₉ CuS ₄)(Ag ₄ Cu ₂ Sb _{1.25} As _{0.75} S ₇)	24.58	16.0	9.06	1042.67	6.79	9.90	1.89	1.23	3.12
	Freibergita	4.8	(Ag _{0.3} Cu _{0.5} Fe _{0.1} Zn _{0.1}) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	22.7	0.4	0.23	784.06	0.14	0.20	16.65	0.30	0.75
	Aguilarita	7.6	Ag ₄ SeS	12.68	10.1	5.71	182.98	1.46	2.12	0.00	0.00	0.00
Totales					176.5	100.00		68.54	100.00		39.45	100.00

Con base a la Tabla 2, el 89.8% de la galena en el mineral de cabeza esta liberada, el 5.5% está asociada a ganga, 2.0% con esfalerita y 2.0% con piritas (referencia modal). En el caso de las especies de plata, estas presentan solo 75% de liberación, sus asociaciones principales lo son con ganga, esfalerita, galena y asociaciones terciarias, asociaciones que prevalecen en el concentrado de plomo. Lo anterior implica que el uso de colectores selectivos permitiría obtener una buena recuperación de plomo en el concentrado de plomo sin comprometer su calidad, no obstante, la plata al tener solo 75% de liberación, su recuperación será menor a este valor, por lo que entonces deberá ponderarse un colector o mezcla de colectores que proporcione grado, pero sin sacrificar significativamente la recuperación de especies de plata.

Tabla 2. Liberación de especies y asociaciones principales de las especies de galena y plata en: cabeza, concentrado de plomo y cola de plomo [11].

PRODUCTO	K ₈₀ micras	Liberación (%)							Asociaciones Principales	
		Gn	Esf	Ccp	Pi	Ars	E-Ag	Gn	Gn	Esp. Ag
Cabeza	54	89.8	88	88.6	88.2	78.1	75.0	96.7	5.5% Gn 2.0% Esf 2.0% Ter	9.4% Gn 6.0% Esf 4.3% Ter, 2.5 Gn
Conc. Pb	24	90.2	66.1	72.9	72.5	53.5	75.7	74.7	5.2% Esf 1.5% Pi	9.5% Gn 6.5% Ter 3.0% Esf
Cola Pb	56	82.7	87.9	55.4	86.7	80.4	40.2	96.8	7.6% Gn 4.1% Ter 2.6% Esf	25.0% Pi 21.8% Gn 5.2% Ter, 4.3% Esf, 3.2% Gn

NOTA: Significado de abreviaturas: Gn-galena, Esf-esfalerita, Ccp calcopirita, Pi pirita, Ars arsenopirita, E-Ag especies de plata, Gn ganga, Ter asociaciones ternarias.

La flotación de los metales base en la unidad se hace usando una concentración por flotación selectiva plomo-zinc. En el que el esquema de reactivos colectores del proceso de flotación contempla el uso de Aerofina-3418 y A-7310, el primero de los cuales tiene un alto costo (16 USD/kg). Además de otras particularidades del proceso, p.e. molienda ultrafina, consumo-costo cianuro, la viabilidad económica de la operación se ve comprometida, por lo que se requiere: (a) evaluar modificar el esquema de reactivos colectores por alternativas de menor costo, aprovechando el posible efecto sinérgico entre ellos, (b) ajustar el grado de molienda ultrafina requerido para lixiviación del concentrado y, (c) definir la concentración de cianuro que resulte en un menor consumo. La Figura 5, ilustra el Diseño de Mezclas generado por el software de análisis estadístico, el que a su vez nos permitirá evaluar el efecto individual y combinado de colector.

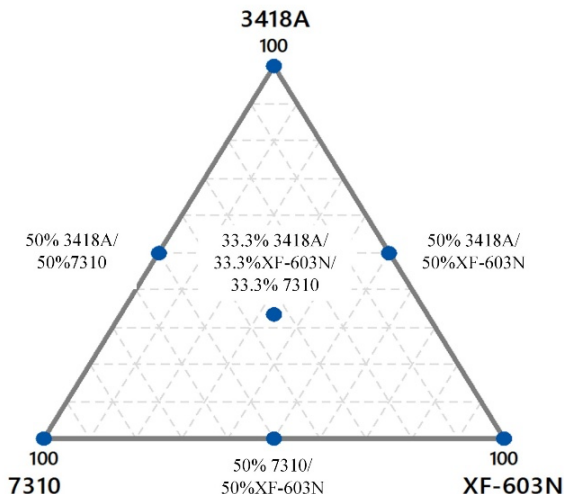


Figura 5. Esquema de pruebas de flotación para evaluar los colectores Colector A (Aerophina 3418-A, diisobutilditiofosfinato de sodio), Colector B (7310, mezcla de tiofosfato y tionocarbamato modificado) y el Colector C (XF-603N, ditiiofosfato modificado).

Metodología Experimental

Reactivos y Mena de Estudio

Los reactivos utilizados en el curso de este estudio lo fueron grado industrial, provistos por una unidad minera de la localidad de Fresnillo, Zacatecas, la Tabla 3 lista los reactivos de prueba, así como la concentración a la que fue adicionado al sistema de flotación.

Tabla 3. Reactivos utilizados y sus características.

NOMBRE	FÓRMULA	PESO MOLECULAR	Concentración
Cianuro de sodio	NaCN	49.07	1% w/w
Sulfato de zinc	ZnSO ₄ ·7H ₂ O	287.58	5% w/w
Xantato	C ₄ H ₇ S ₂ Na	142.16	1% w/w
Colector A	Aerophina 3418-A, diisobutilditiofosfinato de sodio	No disponible	100%
Colector B	7310, mezcla de tiofosfato y tionocarbamato modificado)	No disponible	100%
Colector C	630M, ditiofosfato modificado	No disponible	100%
Espumante	Mezcla de alcohol y glicol	No disponible	100%

Mena de Estudio

La mena mineral usada durante el estudio es una porción representativa de mena, 100 kg, proveniente de una unidad minera de la localidad de Fresnillo, Zacatecas. El análisis químico de dicha muestra s lista en Tabla 4.

Tabla 4. Análisis químico de la muestra de mena de estudio [11].

PRODUCTO	g/Ton		Ensaye (%)						
	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ins HCl	CorgT
Cabeza	0.64	192	0.82	0.06	1.81	4.59	0.22	62.57	0.35

Caracterización mineralógica

Las características mineralógicas de la muestra de estudio fueron mencionadas en la sección anterior, en la Figura 6 ilustra tres fotomicrografías de las asociaciones minerales entre los diferentes minerales, véase Figura 6.

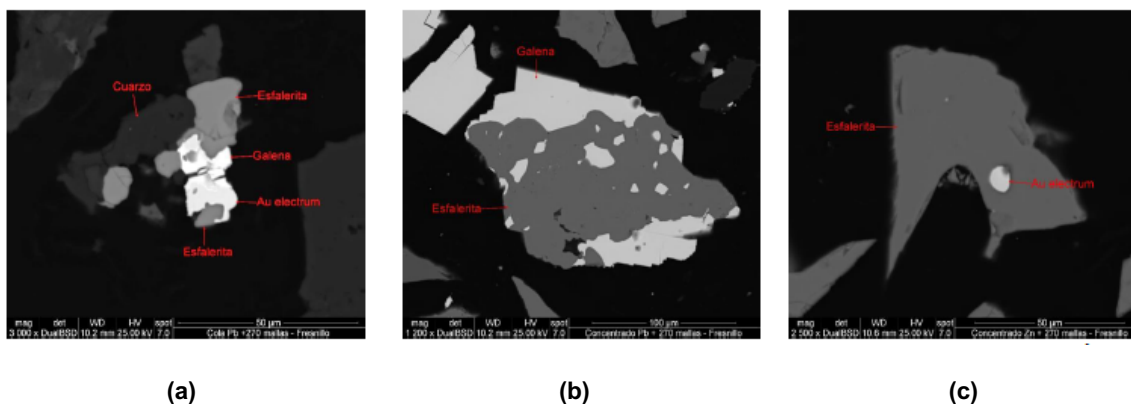


Figura 6. Fotomicrografías de asociación minerales: (a) partícula multifase en cola de plomo; (b) partícula binaria en concentrado de plomo; (c) oro electrum encapsulado en partícula de esfalerita, concentrado de zinc.

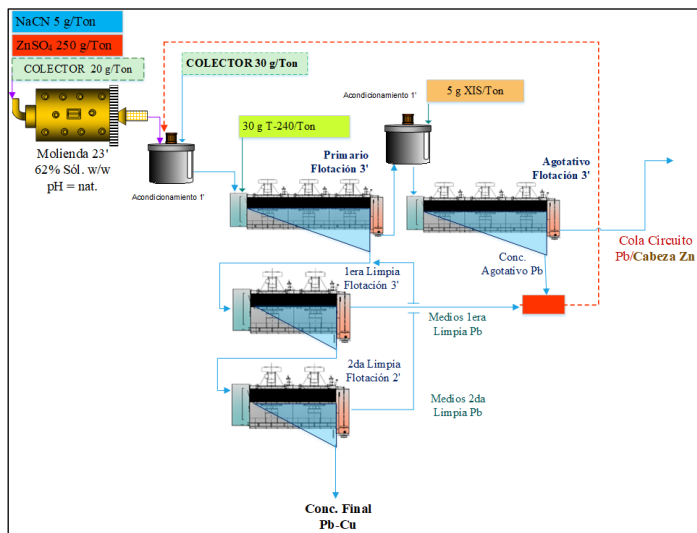
Generación de curva de molienda

Utilizando un molino de bola 8"x8" con una carga de bola de 10.3 kg, se molieron a diferentes tiempos porciones de 1 kg de muestra con 600 ml de agua por tres tiempos definidos p.e 15, 20 y 30 minutos. Al termino de cada molienda el total de la muestra molida se lavó por la malla 200 (74 μ), la porción retenida se decantó, secó y se le determinó su distribución de tamaño de partícula. Para cada una de las moliendas se dibujó el gráfico respectivo usando como coordenadas porciento de acumulativo negativo contra tamaño de partícula en micras, enseguida se determinó el P₈₀ de cada curva, se hizo una regresión lineal, finalmente a partir de la ecuación obtenida se determinó el tiempo de molienda para dar un tamaño de 65 micras, para nuestro caso el tiempo de molienda resultó ser de 23 minutos.

Pruebas de Flotación

La evaluación del probable efecto de sinergia entre colectores se evaluó utilizando pruebas de flotación abiertas en el circuito de flotación de plomo. Cada prueba se realizó en una celda ESSA marca FLSmidth. El suministro de aire tanto en las etapas de primario, agotativo y limpias se fijó a 8 L/min, la velocidad de paleteo quedó establecida para las etapas de primario y agotativo es 1 paleteada /2 segundos, y en limpias 2 paleteada/3 segundos. En la Figura 7 ilustra el diagrama de flotación de la prueba estándar de la unidad.

En la flotación de primarios, se utilizó una celda de 5 litros, la pulpa molida se vació a celda y se ajustó el volumen a un total de 4.8 L con agua de la red municipal. Se colocó el rotor correspondiente al tamaño de celda y se activó la agitación a 500 rpm durante tres minutos como tiempo de acondicionamiento. Al inicio de este acondicionamiento se adicionó el resto de colector (30 g/Ton), quince segundos antes de finalizar el tiempo de acondicionamiento se agrega el espumante y se procede a flotar por tres minutos el concentrado primario. Una vez finalizada la etapa primaria se agregan 5 g/Ton de xantato isopropílico, y se procede a flotar la etapa agotativa por tres minutos.



COLECTOR	Masa (g)/10 gotas		
	A-7310	A-3418	A-630
▲	0.1048	0.1398	0.0666
▲	10.5 mg/gota	14.0 mg/gota	6.7 mg/gota
▲	0.1972	0.2131	0.1181
▲	20.0 mg/gota	21.0 mg/gota	11.0 mg/gota
▲	0.0299	0.0342	0.0604
▲	3.0 mg/gota	3.4 mg/gota	6.1 mg/gota
▲	0.0689	0.0718	0.0848
▲	7.0 mg/gota	7.2 mg/gota	8.5 mg/gota

Figura 7. Diagrama de flujo de prueba estándar de la unidad minera.

Las limpias al concentrado primario se realizaron en una celda de 2.5 litros ajustando el nivel de la celda hasta 2.2 litros con agua de la red municipal, utilizándose en cada caso el rotor correspondiente a este tamaño de celda. La velocidad del rotor se ajustó a 500 rpm y se flotó durante tres minutos obteniéndose los productos de concentrado de primera limpia y medios uno. En cada prueba se realizaron dos limpias teniendo en cuenta que para cada prueba los productos de estas sumaron un total de cinco. Al termino de cada prueba los productos de esta se filtraron, se secaron a una temperatura aproximada a 80°C, se pesaron y se analizaron. Finalmente, los resultados; masas de productos y análisis químicos se usaron para calcular el balance metalúrgico de cada experimento.

Se realizaron 7 esquemas con tres colectores diferentes que nos permitirá evaluar el desempeño individual y los probables efectos de sinergia de la mezcla de estos, los experimentos se realizaron por duplicado generando un total de 14 pruebas, las cantidades de colector (y/o colectores) a dosificar en cada prueba se realizó bajo la metodología DOE definida anteriormente en la sección de diseño de mezclas con el apoyo de software estadístico, ver tabla siguiente, Tabla 5.

Tabla 5. Esquema de dosificación de colectores por cada prueba de flotación.

Orden Corrida	Colector A (g/t)	Colector B (g/t)	Colector C (g/t)
1	0	0	50
1'	0	0	50
2	25.0	0	25.0
2'	25.0	0	25.0
3	50	0	0
3'	50	0	0
4	50	50	0.0
4'	50	50	0
5	0	0	50
5'	0	0	50
6	0	0	50
6'	0	0	50
7	16.67	16.67	16.67
7'	16.67	16.67	16.67

Resultados

Los resultados de prueba en cada uno de los esquemas son resumidos en la Tabla 6, cada prueba como se hizo referencia en párrafos anteriores se realizó por duplicado así mismo su realización fue llevada a cabo por alumnos diferentes, la o el que lo hicieron de forma aleatoria.

Tabla 6. Resultados de prueba de los diferentes esquemas de colectores.

Orden Corrida	Colector A (g/t)	Colector B (g/t)	Colector C (g/t)	Ag g/Ton	% Rec. Ag
1	0	0	50	3692.0	54.6
1'	0	0	50	3864.6	37.1
2	25.0	0	25.0	3268	64.8
2'	25.0	0	25.0	3185	23.0
3	50	0	0	2594	17.4
3'	50	0	0	3910	41.8
4	50	50	0.0	3840	51.3
4'	50	50	0	3812	36.8
5	0	0	50	2791	42.8
5'	0	0	50	4100	37.0
6	0	0	50	5775	52.4
6'	0	0	50	3199.6	37.0
7	16.67	16.67	16.67	6332	48.3
7'	16.67	16.67	16.67	4281	40.9

El análisis estadístico de los resultados presenta una gran variabilidad entre pruebas, por lo que nuestros resultados cualitativamente tienen baja confiabilidad. La Figura 8, ilustra el gráfico de cajas de las recuperaciones de plata en concentrados de plomo obtenidas bajo los diferentes esquemas establecidos- estudiados; colectores individuales y mezclas (50:50 y 33.3:33.3:33.3).

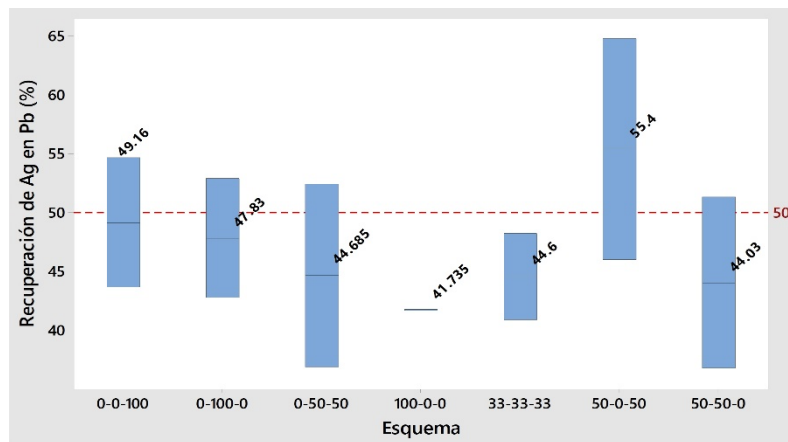


Figura 8. Gráfico de cajas de los resultados de prueba, porcentaje de recuperación de plata (% Rec. Ag) en concentrado de plomo (Conc. Pb) bajo los diferentes esquemas de estudio. Línea roja indica % Rec. Ag/Conc. Pb) en prueba estándar o referente⁴.

Además del análisis estadístico se obtuvieron los gráficos de contorno de los esquemas de mezcla tanto para el porcentaje de recuperación de plata en concentrado de plomo y la gráfica de contorno de mezclas para grado de plata en concentrado de plomo. Dichos gráficos son mostrados en la Figura 8.

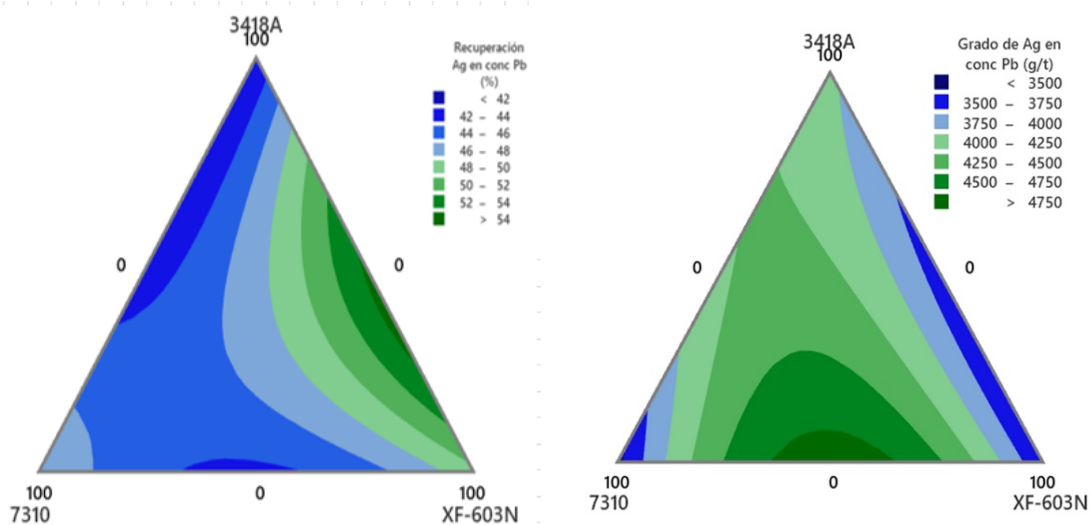


Figura 8. a) Gráfica de contorno de los diferentes esquemas de mezclas de colectores recuperación de plata en concentrado de plomo, y b) grado de plata con concentrado de plomo.

⁴ Prueba estándar, refiere a la prueba de laboratorio que bajo condiciones y parámetros de laboratorio réplica los resultados de la planta industrial.

Con relación a las caracterizaciones mineralógicas solo se realizaron las de concentrados finales de esquemas en que se usaron el 100% de los colectores A (Aerophina-3418), B (7310) y C(XF-630M). Las Tablas 7 a 9, resumen lo más relevante de estas caracterizaciones, las relaciones texturales de los minerales de plata, así como una micrografía de cada una de ellas [12].

Tabla 7. Caracterización mineralógica del concentrado de plomo obtenido con 100% colector A, especiación minerales de plata [12].

Concentrado Final 100% Colector A (Aerophina 3418-A, diisobutilditiofosfato de sodio). Como especies de plata encontradas se tienen: **Argentita** Ag_2S 60%, **Aguilarita** $Ag_2(S,Se)$ 20%, **Polibasita** $(Ag,Cu)_{16-21}S_{11}$ 10%, **Pirargirita** Ag_3SbS_3 10%.

Características texturales de las especies de plata en concentrado final, 100% colector A.

Asociación	Proporción %	Tipo de unión	Tamaño (μm)	
			Promedio	Variación
Características texturales de la Argentita (60%)				
Argentita	100	Libre	25	10 - 35
Características texturales de la Aguilarita (20%)				
Aguilarita libre	90	Libre	15	10 – 20
Aguilarita-Esfalerita	10	Uniones simples (tipo 1a y 1b)	15	10 – 20
Características texturales de la Polibasita (10%)				
Polibasita	100	Libre	25	20 - 35
Características texturales de la Pirargirita (10%)				
Pirargirita	100	Libre	25	20 - 30

Microfotografía, se aprecian varias partículas de Argentita (Arg) libres y de gran tamaño, rodeadas de Galena, Esfalerita y cuarzo. 900 X.

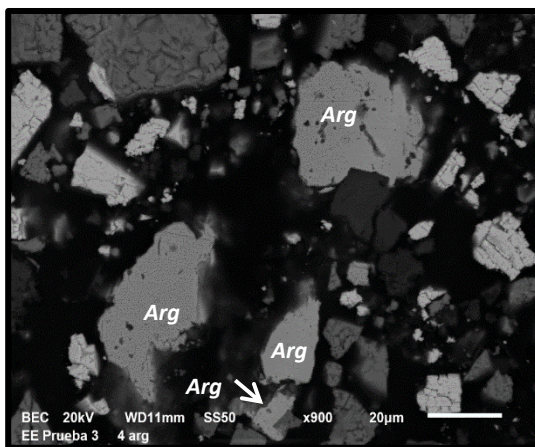


Tabla 8. Caracterización mineralógica del concentrado de plomo obtenido dosificando 100% de colector B, especiación minerales de plata [12].

Concentrado Final 100% Colector B (7310, mezcla de tiofosfato y tionocarbamato modificado) Como especies de plata se encontró **Pirargirita** Ag_3SbS_3 10%.

Características texturales de las especies de plata en concentrado final, 100% colector B.

Asociación	Proporción %	Tipo de unión	Tamaño (μm)	
			Promedio	Variación
Características texturales de la Pirargirita (100%)				
Pirargirita	100	Libre	30	20-60

Microfotografía, Partículas libres de la sulfosal de plata Pirargirita (Pyr), y de Galena (Gln). 1,400 X.

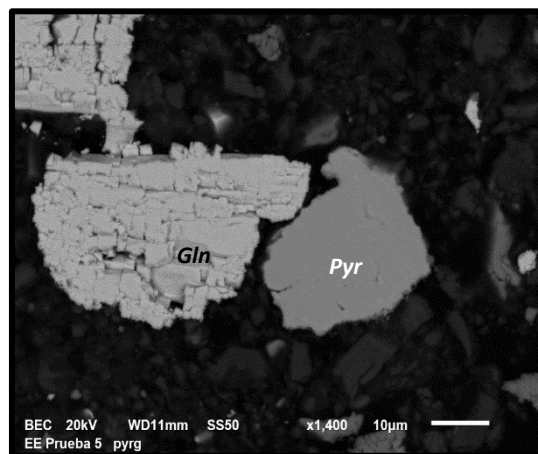


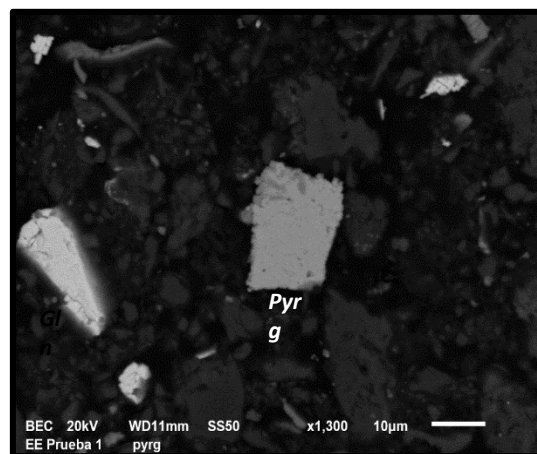
Tabla 9. Caracterización mineralógica del concentrado de plomo obtenido con 100% colector C, especiación minerales de plata [12].

Concentrado Final, 100% Colector C (XF-630M, ditiófosfato modificado). Como especies de plata se encontraron: **Argentita** Ag_2S 20%, **Polibasita** $(Ag,Cu)_{16}Sb_2S_{11}$ 40%, **Pirargirita** Ag_3SbS_3 40%.

Características texturales de las especies de plata en concentrado final, 100% colector C.

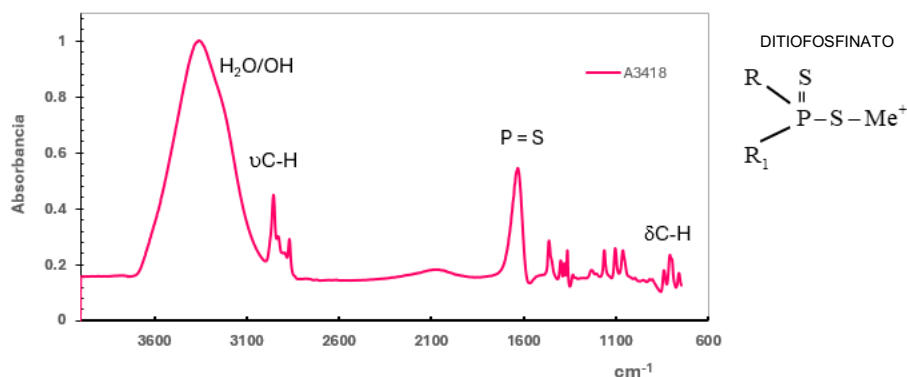
Asociación	Proporción %	Tipo de unión	Tamaño (µm)	
			Promedio	Variación
Características texturales de la Pirargirita (40%)				
Pirargirita	100	Libre	25	20 - 30
Características texturales de la Polibasita (40%)				
Polibasita	100	Libre	25	20 - 30
Características texturales de la Argentita (20%)				
Argentita	100	Libre	20	10-30

Microfotografía, al centro, partícula libre de la sulfosal de plata **Pirargirita** (Pyrg), se aprecia también **Galena** (Gln) libre 1,300 X.

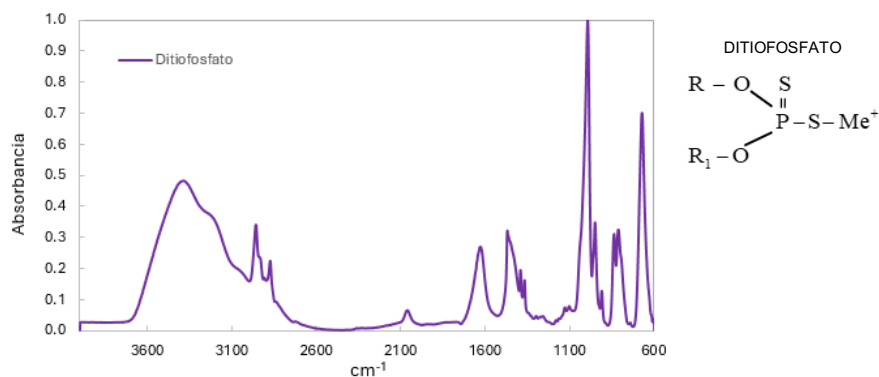


Además del análisis estadístico se obtuvieron los gráficos de contorno de los esquemas de mezcla tanto para el porcentaje de recuperación de plata en concentrado de plomo y la gráfica de contorno de mezclas para grado de plata en concentrado de plomo. Dichos gráficos son mostrados en la Figura 8.

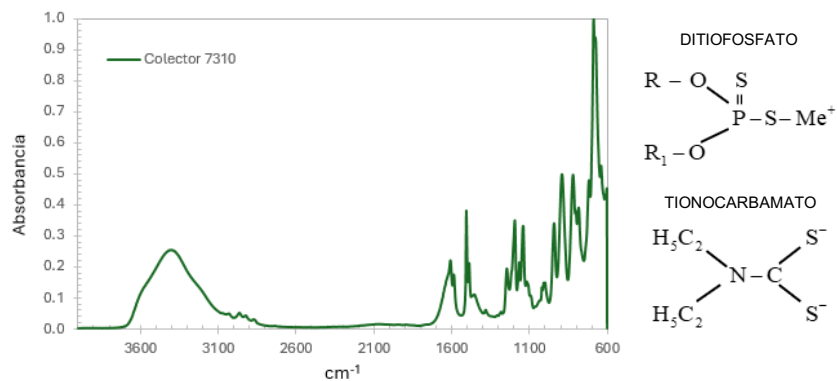
Los espectros de infrarrojo de los diferentes colectores son ilustrados en la Figura 9, se observa que será necesario realizar un estudio RAMAN a fin de conocer mejor la estructura.



Colector A-3418 (diisobutilditiofosinato de sodio): El infrarrojo, muestra la presencia de cadenas alifáticas del isobutilo, la vibración ancha e intensa a 3330 cm^{-1} , sugiere la presencia de agua o hidroxilos en la estructura, se considera que el reactivo se encuentra como solución acuosa.



Colector B Ditioposfato Modificado (XF-630M): El espectro de FTIR, sugiere la presencia de agua o hidroxilos en la estructura, así como la presencia de grupos aromáticos con las señales a 1460 cm^{-1} (C=C), $995, 802, 669 \text{ cm}^{-1}$ (δC-H).



Colector C 7310 (Mezcla de tiosfosfato y tionocarbamato modificado): El espectro de FTIR, sugiere la presencia de agua o hidroxilos en la estructura, así como la presencia de grupos aromáticos con las señales a 1590 cm^{-1} (C=C), $658, 881, 822 \text{ cm}^{-1}$ (δC-H)

Figura 9. Espectro de Infrarrojo de colectores A, B y C.

Discusión de Resultados

Los resultados obtenidos en este estudio muestran que el comportamiento de la flotación de los minerales de plata de la mena de Pb-Zn depende fuertemente de la naturaleza y combinación de los colectores usados. En particular, la mezcla 50%A-50%C mostró recuperaciones de Ag superiores al 54%, lo que sugiere un efecto sinérgico entre ambos reactivos. Esta respuesta concuerda con estudios previos que reportan que la combinación de colectores de distinta formulación y selectividad pueden mejorar la adsorción sobre superficies minerales heterogéneas, favoreciendo la recuperación sin comprometer la selectividad.

El colector B, aplicado de forma individual, produjo concentrados de plomo con grados de Ag de 6 300 g/Ton, lo que indica una alta afinidad por especies de plata específicas (Pirargirita, Ag_3SbS_3), posiblemente aquellas presentes como finas inclusiones en galena. Sin embargo, su desempeño en términos de recuperación fue limitado, lo que refuerza la idea de que un único colector no garantiza simultáneamente grado y recuperación óptimos. Asimismo, la mezcla equitativa de los tres colectores (A, B y C) logró recuperaciones entre 48% y 63%, confirmando que las combinaciones equilibradas optimizan el desempeño metalúrgico, especialmente en sistemas mineralógicos con relaciones texturales complejas, donde argentita, polibasita, freibergita y pirargirita representan fases con comportamientos de flotación distintos. La caracterización mineralógica mostró que los colectores A y C tienen una mayor capacidad de interacción con estas especies, lo que explica el aumento en recuperación al emplearlos juntos.

Es importante señalar que la variabilidad entre réplicas indica la necesidad de, primeramente, habilitación y sistematización de los procedimientos de realización-ejecución de pruebas flotación, y segundo, mantener entre prueba y prueba, en la medida de lo posible, los factores operacionales (gasto de aire, nivel de pulpa en celda, dosificación de espumante). Lo anterior resalta la necesidad de réplicas adicionales para reducir la dispersión experimental y validar la reproducibilidad del efecto sinérgico.

Finalmente, los resultados confirman que la estrategia de emplear un **Diseño de Mezclas Simplex Centroid** constituye una herramienta estadística adecuada para evaluar de manera integral la sinergia entre colectores, permitiendo establecer relaciones cuantitativas entre la composición de mezclas y desempeño metalúrgico. No obstante, es indispensable complementar estas observaciones con una caracterización mineralógica detallada de los concentrados, así como el análisis estructural de los reactivos colectores, lo que permita validar con solidez los efectos de sinergia observados y tener una mejor comprensión de los mecanismos de adsorción involucrados.

Conclusiones

Los resultados obtenidos en este estudio muestran que el uso de mezclas de colectores puede ofrecer ventajas significativas en la flotación de minerales sulfurados complejos, particularmente en menas con liberación parcial de especies de plata. La combinación equitativa de los colectores A (Aerophine 3418-A), B (7310) y C (XF-630M) permite alcanzar una buena recuperación de plata con un aceptable grado de plata en el concentrado de plomo, esto sugiere que las diferentes composiciones y mecanismos de acción de estos reactivos pueden complementarse eficazmente. La sinergia entre colectores no solo mejora el rendimiento del proceso, sino que también brinda una oportunidad para optimizar costos operativos al reducir el uso de reactivos de alto costo sin sacrificar eficiencia.

Si bien las pruebas presentaron cierta variabilidad entre réplicas, los resultados permiten identificar tendencias claras que respaldan el potencial técnico de las mezclas de colectores frente al uso individual de cada uno. De acuerdo con el gráfico de contornos % Rec. Ag/Conc. Pb vs. esquemas, las mejores recuperaciones de plata $\geq 54\%$, se localizan en la combinación 50% Aerophina-3418 y 50% de XF-630M, es decir, es decir en zonas o áreas que aducen a efectos de sinergia. La especiación mineralógica de los minerales de plata en concentrados muestra que, tanto el colector A (ditiofosfinato) como el C (ditiofosfato modificado) observan una buena a muy buena adsorción-colección de hacia todas las especies de plata, lo que probaría efectos de sinergia entre colectores.

De forma general, este enfoque representa una estrategia práctica y adaptable para enfrentar los retos que plantean las menas polimetálicas de baja ley y asociaciones mineralógicas complejas. La implementación de esquemas de flotación con colectores combinados puede traducirse en una mejora en la recuperación de valores metálicos y, al mismo tiempo, en una operación más rentable y sostenible.

Agradecimientos

Los alumnos Yessenia Guadalupe Ledesma Herrera¹, Juan Diego Martínez Torres¹ y Susana Guadalupe Delgado Hernández², alumnos de los Programas Educativos de ⁽¹⁾ Ingeniería Metalúrgica y ⁽²⁾ Química, y el profesor Enrique Elorza Rodríguez, agradecen a la directora del XXX Verano de la Ciencia por la oportunidad y confianza. Asimismo, agradecen a la Universidad de Guanajuato, la beca otorgada y el facilitarnos sus instalaciones para la realización de este proyecto. En especial a la Dra. Ma. Mercedes Salazar Hernández Coordinadora del programa de maestría en Ingeniería Metalúrgica y Materiales por la realización de los espectros infrarrojos y su interpretación.

Bibliografía/Referencias

1. Habashi, F. (1999). *Hidrometallurgy. Principles of Extractive Metallurgy*, ed. E. Metallurgy., New York: Gordon and Breach.
2. Wills, B. A. & Finch, J. A. (2016). *Froth Flotation*, in *Wills' Mineral Processing Technology, An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*. Elsevier. 265-368.
3. Fuerstenau, D. W. (2007). *A Century of Developments in the Chemistry of Flotation Processing*, in *Froth Flotation, a Century of Innovation*, G.J.a.R.-H.Y. M. C. Fuerstenau, Editor. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.: United States of America. 1-843.
4. Bradshaw, D. J., Harris, P. J. & O'Connor*, C. T. (1998). *Synergistic interactions between reagents in sulphide flotation*. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy JULY/AUGUST 1998 189, 189-194.
5. Silva, J. P. P., Baltar, C. A. M., Peres, A. E. C. & Leite, J. Y. P. (2012). Identification of sodium silicate species used as flotation depressants. *Minerals & Metallurgical Processing*, 29(4), 207-210.
6. Guang, H., W., Shuming, h. Wang & Qicheng, F. (2020). Interaction mechanism of tannic acid with pyrite surfaces and its response to flotation separation of chalcopyrite from pyrite in a low-alkaline medium. *Journal of Materials Research and Technology*, 9(3), 4421-4430.
7. Crozier, R. D. (1992). *Flotation, Theory, Reagents and Ore testing*. Oxford, England: Pergamon Press. 1-345.
8. Nagaraj, D. R., Farinato, R. S. & Arinaitwe, E. (2019). *Flotation Chemicals and Chemistry*, in *SME Mineral Processing & Extractive Metallurgy Handbook*, S.K.K.y.C.A.Y. Robert C. Dunne, Editor., The Society for Mining, Metallurgy & Exploration (SME): Englewood, Colorado, USA. 967-1010.
9. Lotter, N. O. & Bradshaw, D. (2010). The formulation and use of mixed collectors in sulphide flotation. *Minerals Engineering*, 23, 945-951.
10. Lotter, N. O. & Bradshaw, D. J. (2018). *The Formulation and Use of Mixed Collectors in Sulphide Flotation-Valuable Performance Gains*. in *Proceedings of the First Global Conference on Extractive Metallurgy*.
11. Santiago, C. G. D., Ontiveros, K. A., & García, J. F. (2022). *Análisis modal compósitos marzo y mayo 2022*, M. Fresnillo, Editor. Torreón, Coah., 1-35.
12. Aragón, A. P. (2025). *ESTUDIO DE CARACTERIZACIÓN DE ESPECIES MINERALES DE PLATA, EN TRES MUESTRAS DE MINERAL PROCESADO*, Muestras, Editor., Universidad de San Luis Potosí: Instituto de Metalurgia, 1 -28.