



Universidad Autónoma de San Luis Potosí
Facultad de Ingeniería
Centro de Investigación y Estudios de Posgrado

TESIS

**“IMPLEMENTACIÓN DEL PROCESO DE FLOC-FLOTACIÓN EN
UNA MENA POLIMETÁLICA CON CONTENIDOS DE PLATA, PLOMO,
COBRE Y ZINC”**

Que para obtener el grado de:

Maestría en Ingeniería de Minerales

Presenta:

I.Q. Enrique Alberto Ruiz Elorza

Asesorado por:

Dr. Antonio Aragón Piña

Coasesorado por:

Dr. Alejandro López Valdivieso

Financiado por:

**Consejo Nacional de Ciencia y Tecnología (CONACYT)
por medio de la beca de Maestría No 439442**

San Luis Potosí, S.L.P.

Septiembre 2016





Universidad Autónoma de San Luis Potosí
Facultad de Ingeniería
Centro de Investigación y Estudios de Posgrado

TESIS

“IMPLEMENTACIÓN DEL PROCESO DE FLOC-FLOTACIÓN EN UNA MENA POLIMETÁLICA CON CONTENIDOS DE PLATA, PLOMO, COBRE Y ZINC”

Que para obtener el grado de:

Maestría en Ingeniería de Minerales

Presenta:

I.Q. Enrique Alberto Ruiz Elorza

Asesorado por:

Dr. Antonio Aragón Piña

Coasesorado por:

Dr. Alejandro López Valdivieso

Sinodales:

Dra. Gladis J. Labrada Delgado _____

Dr. Aldo Amir Sánchez López _____

Dr. Javier Aguilar Carrillo de Albornoz _____

Dr. Israel Rodríguez Torres _____

San Luis Potosí, S.L.P.

Septiembre 2016



AGRADECIMIENTOS

Primero que nada quiero agradecer a Dios por haberme dado oportunidad de poder llevar a cabo este objetivo, por darme una familia que me dio las posibilidades llevar a cabo este sueño, mis hermanas y mi papa. A mi madre **María Elena Elorza Enríquez**, que siempre, fué y será mi más grande persona a seguir, a ella le debo todo lo que tengo en esta vida y que seguramente está disfrutando de todo lo que sembró en estos momentos, siempre me enseñaste a seguir a delante a pesar de todo.

A mis asesores el Dr. Antonio Aragón, Dr. Alejandro L. Valdivieso, amigos y compañeros del Instituto de Metalurgia de la Universidad Autónoma de San Luis Potosí que sin su apoyo no hubiera podido terminar el presente trabajo, en especial a Rubicelia, Armando, Mario , Alí, Roberto y en general a todas las personas que estuvieron cerca para apoyarme, estoy seguro que jamás podre recompensarlos por todo

Quiero agradecer también al CONACYT por haberme otorgado una beca con la cual pude completar mis estudios de posgrado, ya que sin ese apoyo no hubiera sido posible la manutención tomando en cuenta que estuve fuera de mi lugar de origen y no conté con ningún otro apoyo más que ese.

GRACIAS POR TODO...

ÍNDICE	PÁGINA
RESUMEN	I
LISTA DE FIGURAS	II
LISTA DE TABLAS	VIII
INTRODUCCIÓN	1
1. JUSTIFICACIÓN EN LA PÉRDIDA DE VALORES FINOS	3
2. OBJETIVOS	6
2.1 Objetivo General	6
2.2 Objetivos Específicos	6
3. ANTECEDENTES EN LA FLOTACIÓN DE PARTÍCULAS FINAS	7
3.1 Historia de avances en flotación	7
3.2 Flotación de partículas finas	10
3.3 Baja probabilidad de choque y alta probabilidad de adhesión	13
3.4 Estabilidad coloidal	15
3.4.1 Interacción de la doble capa eléctrica	15
3.4.2 Interacciones de Van Der Waals	17
3.4.3 Interacción hidrófoba	17
3.4.4 Teoría DVLO Clásica	18
3.4.5 Teoría DVLO Extendida	19
3.4.6 Curvas de energía potencial	19
3.5 Proceso de Floc-flotación	20
3.5.1 Dispersión	21
3.5.2 Hidrofobización selectiva	25
3.5.3 Floculación hidrófoba	26
3.5.4 Flotación de flóculos	29
3.6 Efecto del espumante y tamaño de burbuja en la flotación	30
3.7 Arrastre de partículas en la flotación	33
4. METODOLOGÍA	36
4.1 Mineral de estudio	36
4.2 Molienda	36
4.3 Flotación convencional	38

4.4 Floc-flotación	40
4.5 Estudios de caracterización mineralógica	43
4.6 Recuperación de agua	43
4.7 Medición del tamaño de burbuja	44
5. RESULTADOS	46
5.1 Molienda	46
5.2 Estudio por microscopía electrónica de barrido	47
5.3 Estudios de flotación convencional	49
5.4 Estudios de Floc-flotación	52
5.4.1 Efecto de la variación en la dosificación de dispersante	52
5.4.2 Efecto de la recuperación de agua	56
5.4.3 Medición de tamaño de burbuja	57
5.4.4 Efecto de la acción del aceite no polar	58
5.4.5 Efecto en la velocidad de acondicionamiento	63
5.4.6 Efecto del tiempo en acondicionamiento	67
5.5 Floc-flotación vs flotación convencional	72
6. CONCLUSIONES	74
7. BIBLIOGRAFÍA	76
ANEXOS	80

RESUMEN

La flotación convencional para la recuperación de partículas finas con un tamaño menor a 10 μm es limitada. Para recuperar estas partículas se ha desarrollado el proceso de Floc-flotación, el cual consiste en agregar selectivamente las partículas finas de interés (valor) para formar flóculos, los cuales son recuperados eficientemente por flotación. El proceso de Floc-flotación consta de cuatro etapas: dispersión, hidrofobización, formación de flóculos hidrófobos y flotación de flóculos.

En este trabajo se estudió una mena polimetálica del estado de Guerrero, México; conteniendo 1.5 g/ton Au, 120 g/ton Ag, 0.6% Pb, 3.1% Zn, 1.2% Cu y 17.7% Fe. Por flotación convencional, en flotación primaria, se obtiene un concentrado Pb-Cu con 1981 g/ton Ag y recuperación de 75.4% Ag, 8.46% Pb en grado y recuperación de 87.7% Pb, 16.7% Cu en grado y recuperación de 81.4% Cu. En el mismo sitio minero también se produce un concentrado de Zn conteniendo 24% Zn; con una recuperación de 79.5% del metal. Usando microscopía de barrido electrónico se determinó que el 70% de las pérdidas de los valores presentan tamaños menores a 15 μm . En la alimentación al proceso de flotación se presenta la heterocoagulación, donde partículas finas de valor se adhieren a partículas gruesas de ganga y partículas finas de ganga se adhieren a partículas gruesas de mineral valor.

El proceso de Floc-flotación se aplicó a esta mena polimetálica, determinando que los mejores parámetros para la flotación plomo-cobre son: 300 g/ton de hexametáfosfato de sodio en la etapa de dispersión; 18 g/ton de colector tipo ditiófosfinato y 28 g/ton de colector tipo ditiocarbamato en la de hidrofobización; 400 g/ton de queroseno en la de formación de flóculos, agitando la pulpa a 1200 r.p.m. durante 15 min; la etapa de flotación se realizó usando el espumante metil isobutil carbinol. Para la flotación de zinc, la activación del mineral se realizó con sulfato de cobre y la hidrofobización se llevó a cabo agregando 50 g/ton de xantato isopropílico; la formación de flóculos se logró con 600 g/ton de queroseno y agitando la pulpa a 1000 rpm durante 60 min; la flotación se realizó con el metil isobutil carbinol.

El proceso de Floc-flotación mejoró la recuperación de los valores y la calidad de los concentrados Pb-Cu y Zn. En la etapa Pb-Cu, la recuperación de Ag fue de 87.5% con un concentrado de grado 1576 g/ton Ag, 95.1% de recuperación de Pb y 10.14% de Pb, 89.8% de recuperación de cobre y 12.6% Cu. En el concentrado de zinc el grado fue de 35.44% Zn y la recuperación de Zn 86.5%.

LISTA DE FIGURAS

		PÁGINA
Figura 1	Pérdidas vs tamaño de partícula promedio en flotación convencional	4
Figura 2	Desarrollo de equipos para evaluar la flotación y sus fenómenos interfaciales	8
Figura 3	Avances tecnológicos en la comprensión de los fundamentos químicos de la flotación	9
Figura 4	Recuperación con respecto al tamaño de partícula	10
Figura 5	Diagrama que muestra la relación entre las propiedades físicas y químicas de las partículas finas y su comportamiento en la flotación	11
Figura 6	Zonas de interacción entre burbuja-partícula	13
Figura 7	Representación esquemática del ángulo crítico de incidencia y probabilidad de adhesión en un sistema coordenado polar	14
Figura 8	Modelo de la doble capa eléctrica	15
Figura 9	Diagrama esquemático de la energía potencial neta U_T en función de la separación de la superficie h	20
Figura 10	Esquema representativo de la Floc-flotación aplicada para la recuperación de partículas finas de mineral valor	20
Figura 11	Principales parámetros de operación en la floculación hidrófoba	21
Figura 12	Fuerzas que actúan sobre/entre las partículas en una suspensión en flujo laminar	22
Figura 13	Estabilización de partículas minerales por: a) fuerzas electrostáticas debido al cambio de pH o adsorción de iones en la solución, b) fuerzas estéricas por adsorción de un polímero, c) combinación de fuerzas estéricas y fuerzas electrostáticas	23

Figura 14	Micrografía de la heterocoagulación en partículas de un mineral de Fresnillo en su etapa agotativa de flotación	24
Figura 15	Efecto del proceso de dispersión usando HMFS como dispersante en la Floc-flotación de finos de argentita diseminada de un mineral de plata	24
Figura 16	Efecto del proceso de dispersión usando hexametáfosfato de sodio en la Floc-flotación de finos de argentita diseminada	25
Figura 17	Potencial ζ de la esfalerita en función del pH, en ausencia y presencia de xantato amílico	25
Figura 18	Fenómeno de agregación en flotación de finos y ultrafinos usando aceite como agente extensor	27
Figura 19	Diferentes estructuras de flóculos durante la agregación hidrófoba	27
Figura 20	Estudio cinético de una floculación hidrofóbica en finos de rodocrosita con adsorción de oleato de sodio determinado por Turbímetro láser	28
Figura 21	Relación entre hidrofobicidad de la partícula y la velocidad de agitación en la floculación hidrófoba de finos de esfalerita inducidos por xantato amílico	28
Figura 22	Mecanismo de adhesión de partículas en una burbuja en ascenso	29
Figura 23	Adhesión del espumante en la burbuja	31
Figura 24	Moléculas de espumante adsorbidas en la superficie de la burbuja y los puentes de hidrógeno resultantes	31
Figura 25	Tamaño de burbuja vs concentración de espumante	32
Figura 27	Ascenso de una burbuja con la capa de agua ligada y turbulencia a su paso	34

Figura 28	Estructura de la espuma	34
Figura 29	Tipos de comportamiento en recuperación de agua	35
Figura 30	Molino de bolas	36
Figura 31	Diagrama de flujo de molienda	37
Figura 32	Celda de flotación a nivel laboratorio	38
Figura 33	Esquema de flotación convencional	39
Figura 34	Esquema de Floc-flotación para la etapa plomo-cobre	40
Figura 35	Esquema de Floc-flotación para la etapa de zinc	41
Figura 36	Equipo homogeneizador Ultraturrax T10.	42
Figura 37	Toma de muestra para análisis de caracterización mineralógica	43
Figura 38	Dispositivo para determinar el tamaño de burbuja	44
Figura 39	Micrografías preparadas en ausencia y presencia de HMFS	48
Figura 40	Cinéticas de flotación en la etapa plomo-cobre de flotación convencional	50
Figura 41	Cinéticas de flotación en la etapa de zinc de flotación convencionales	51
Figura 42	Recuperación de agua en el circuito de flotación convencional	51
Figura 43	Cinéticas de flotación en la etapa de plomo-cobre para a) plomo, b) cobre, c)plata, d) zinc y e) fierro a diferentes dosificaciones de HMFS, con 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222 y 18 g/ton AP-3418.	52

Figura 44	Grado vs recuperación para a) plomo, b) cobre y c) plata en la etapa plomo-cobre a diferentes dosificaciones de HMFS, con 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222 y 18 g/ton AP-3418.	54
Figura 45	Cinéticas de flotación en la etapa de zinc para a) zinc y b) hierro a diferentes dosificaciones de HMFS, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC a pH 10.	55
Figura 46	Grado vs recuperación para zinc en la etapa de zinc, a diferentes dosificaciones de HMFS, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC a pH 10.	56
Figura 47	Recuperación de agua en función del tiempo, en la etapa plomo-cobre a diferentes adiciones de HMFS, con 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222 y 18 g/ton AP-3418.	56
Figura 48	Recuperación de zinc vs recuperación de agua, en la etapa plomo-cobre-plata a diferentes adiciones de HMFS, con 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222 y 18 g/ton AP-3418.	57
Figura 49	Tamaño de burbuja vs concentración de espumante, en ausencia y presencia de HMFS.	58
Figura 50	Cinéticas de flotación en la etapa de plomo-cobre para a) plomo, b) cobre, c)plata, d) zinc y e) hierro a diferentes dosificaciones de queroseno, con 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222, 18 g/ton AP-3418, 300 g/ton HMFS.	59
Figura 51	Grado vs recuperación para a) plomo, b) cobre y c) plata en la etapa plomo-cobre a diferentes dosificaciones de queroseno, con 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222, 18 g/ton AP-3418 y 300 g/ton de HMFS.	60
Figura 52	Cinéticas de flotación en la etapa de zinc para a) zinc y b) hierro a diferentes dosificaciones de queroseno, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton HMFS a pH 10.	62

Figura 53	Grado vs recuperación de zinc en la etapa de zinc, a diferentes dosificaciones de queroseno, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton de HMFS a pH 10.	62
Figura 54	Cinéticas de flotación en la etapa de plomo-cobre para a) plomo, b) cobre, c)plata, d) zinc y e) hierro evaluando la velocidad de agitación con acondicionamiento usando 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222, 18 g/ton AP-3418, 300 g/ton HMFS y 400 g/ton de queroseno.	63
Figura 55	Grado vs recuperación para a) plomo, b) cobre y c) plata en la etapa plomo-cobre evaluando la velocidad de agitación en acondicionamiento con 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222 , 18 g/ton AP-3418, 300 g/ton de HMFS y 400 g/ton de queroseno.	65
Figura 56	Cinéticas de flotación en la etapa de zinc para a) zinc y b) hierro evaluando la velocidad de agitación con un acondicionamiento de 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton HMFS, 600 g/ton de queroseno a pH 10.	66
Figura 57	Grado vs recuperación de zinc en la etapa de zinc, evaluando la velocidad de agitación con un acondicionamiento de 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton de HMFS, 600 g/ton de queroseno a pH 10.	67
Figura 58	Cinéticas de flotación en la etapa de plomo-cobre para a) plomo, b) cobre, c)plata, d) zinc y e) hierro evaluando el tiempo de acondicionamiento con 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222, 18 g/ton AP-3418, 300 g/ton HMFS,400 g/ton de queroseno a 1000 rpm.	68
Figura 59	Grado vs recuperación para a) plomo, b) cobre y c) plata en la etapa plomo-cobre evaluando el tiempo de acondicionamiento con 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222, 18 g/ton AP-3418, 300 g/ton de HMFS, 400 g/ton de queroseno a 1000 rpm.	70

Figura 60	Cinéticas de flotación en la etapa de zinc para a) zinc y b) hierro evaluando el tiempo de acondicionamiento, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton HMFS, 600 g/ton de queroseno, pH 10, a 1000 r.p.m.	71
Figura 61	Grado vs recuperación de zinc en la etapa de zinc, evaluando el tiempo de acondicionamiento, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton de HMFS, 600 g/ton de queroseno a pH 10.	71
Figura 62	Comparativo grado vs recuperación en concentrado plomo-cobre	73
Figura 63	Comparativo grado vs recuperación en concentrado plomo-cobre	74

LISTA DE TABLAS

		PÁGINA
Tabla I	Resumen de especies minerales identificadas	3
Tabla II	Liberación absoluta en producto de molienda	4
Tabla III	Balance metalúrgico de flotación convencional	4
Tabla IV	Contribuciones al proceso de flotación de 1860 a 1935	7
Tabla V	Alternativas emergentes para mejorar la recuperación de partículas finas y ultrafinas de minerales	12
Tabla VI	Distribución en peso del gradiente de bolas	37
Tabla VII	Esquema de reactivos para flotación convencional	39
Tabla VIII	Gradientes en molino de bolas	46
Tabla IX	Resumen de resultados en malla de referencia	46
Tabla X	Análisis de tamaño con ciclones	47
Tabla XI	Balance metalúrgico de flotación convencional	49
Tabla XII	Balances metalúrgico de flotación convencional y Floc-flotación	72
Tabla XIII	Esquema de reactivos de flotación convencional y Floc-flotación	72

INTRODUCCIÓN

Las partículas de mineral de valor son cada vez más escasas; hace algunos años el tamaño de liberación de un mineral de valor oscilaba alrededor de 100 μm . Actualmente hay tamaños de partícula cuyo valor son de 20 μm o menores, las cuales presentan una baja recuperación usando flotación convencional (Trahar, 1981, Rubio et. al. 2003, Matiolo et al, 2004).

La limitación principal para la recuperación de partículas finas es su cinética de flotación baja, por lo que se tienen que emplear tiempos de flotación altos para mejorar su recuperación. En consecuencia, se aumenta la recuperación de agua, lo que conlleva a una alta recuperación de ganga, disminuyendo así la calidad de los concentrados flotados (Torres, 2005). Otra limitante es el uso de concentraciones altas de colectores, lo cual puede afectar negativamente la selectividad del circuito y, en algunos casos, como el de minerales polimetálicos; este factor es determinante cuando se tienen dos etapas de flotación selectiva.

Desde la última década del siglo pasado se ha desarrollado el proceso denominado Floc-Flotación, el cual es usado para procesar minerales de tamaño fino (10 μm) y ultrafinos (5 μm), ajustando el proceso de flotación convencional (Lopez-Valdivieso et al., 2005). Los fundamentos del proceso se han estudiado profundamente; no obstante, la aplicación del proceso de Floc-flotación a nivel industrial aún no se ha extendido, y sólo se ha aplicado a sistemas particulares de recuperación de plata ultrafina (Espinoza-Ortega et al., 2003). Al igual que otros procedimientos propuestos para procesar partículas finas, el de Floc-Flotación se basa en el aumento en la cinética de flotación de las partículas finas de valor, a través del aglomerado selectivo de partículas finas (Song, 1991). Esta técnica mejora tanto el grado, como la recuperación en los concentrados finales.

En este trabajo de tesis, el mineral de estudio es una mena polimetálica con 1.5 g/ton Au, 120 g/ton Ag, 0.6% Pb, 3.1% Zn, 1.2% Cu, 17.7% Fe; como minerales tipo sulfuros de valor se encuentran: galena (PbS), esfalerita (ZnS), calcopirita ($CuFeS_2$), bornita (Cu_5FeS_4), calcocina (Cu_2S), y pirita (FeS_2). La plata está presente como sulfosales, estromeyerita, $((Ag,Cu)_2S)$ y freibergita $((Cu,Fe,Zn,Ag)_{12}Sb_4S_{13})$. Los estudios mineralógicos y metalúrgicos realizados para este mineral, por la compañía minera dueña del yacimiento, ha determinado que los valores están muy diseminados, por lo que debe efectuarse una molienda hasta un $P_{80} = 21 \mu\text{m}$ para obtener una liberación absoluta del 85%. El circuito de flotación propuesto para procesar el mineral consta de dos etapas para la obtención de concentrados de plomo-cobre y zinc: 1) Etapa de flotación Pb-Cu, donde se produce un concentrado Pb-Cu y se deprime el mineral de zinc, y 2) Etapa de flotación de zinc donde se produce un concentrado de zinc; cuya cola es la cola final del proceso.

En las colas existen pérdidas importantes de recuperación: 20% Ag, 12% Pb, 7% Zn y 19% Cu.

Por lo anterior, el objetivo de esta tesis es estudiar cómo recuperar los valores del mineral polimetálico que se pierden como partículas finas, aplicando el proceso de Floc-flotación, tanto para la etapa de flotación Pb-Cu como para la de Zn.

En esta tesis se presenta un capítulo de antecedentes de flotación de partículas finas, en el que se describe brevemente el proceso de flotación y; de manera detallada, los fundamentos de la interacción entre partículas minerales y partículas minerales con burbujas de aire, en un sistema acuoso. Con estos fundamentos se busca contextualizar el fenómeno de heterocoagulación producido durante el proceso de flotación del mineral polimetálico de estudio, y la manera de evitarlo. Cabe señalar que la supresión de este fenómeno es muy importante para la aplicación exitosa del proceso Floc-flotación. Además, en este capítulo se presentan las bases del proceso de Floc-flotación, y su aplicación para la recuperación de partículas de valor de tamaño fino.

El siguiente capítulo contiene la metodología aplicada para preparar el mineral a un tamaño de $P_{80} = 21 \mu\text{m}$, utilizando un molino rotatorio de bolas con un gradiente de tamaño de bolas que incluyó un aumento en el porcentaje de bola más pequeña para aumentar el efecto de abrasión y poder generar partículas más pequeñas. Además, el capítulo incluye el procedimiento de flotación convencional y de las etapas del proceso Floc-flotación, así como los equipos empleados para recuperar los minerales de valor.

El capítulo de resultados presenta la caracterización mineralógica del mineral, la cual confirma el fenómeno de heterocoagulación entre las partículas minerales antes de ser flotadas. Asimismo se muestran los resultados de la flotación convencional, y de la calidad de los concentrados de Pb-Cu y Zn, además de la recuperación de Ag, Pb, Cu, Zn y Fe en estos concentrados. También se presenta el esquema químico y las condiciones de acondicionamiento de la pulpa para cada una de las etapas del proceso de Floc-flotación, así como los resultados de la calidad de los concentrados obtenidos de Pb-Cu y Zn, y la recuperación de valores por este proceso.

Finalmente se concluye que el proceso de Floc-flotación mejora la recuperación de Ag, Pb y Cu en la etapa de flotación Pb-Cu, obteniendo un concentrado de mejor calidad en Pb y Cu; también se mejora la recuperación de Zn en la etapa de flotación de Zn con la producción de un concentrado de mejor calidad en contenido de Zn.

1. JUSTIFICACIÓN EN LA PÉRDIDA DE VALORES FINOS

El mineral de estudio es una mena polimetálica proveniente del estado de Guerrero (México), y se encuentra dentro de la zona de sulfuros masivos vulcanogénicos. La empresa propietaria del yacimiento ha proyectado instalar una planta de beneficio de flotación convencional para la recuperación de minerales de valor. En su departamento de investigación metalúrgica, durante el año 2011, se realizaron estudios de caracterización mineralógica, análisis de liberación, y pruebas de flotación convencional (para encontrar las mejores condiciones del proceso), para obtener concentrados de calidad económicamente viables.

El resumen de especies minerales identificadas por microscopía electrónica de barrido (resultados proporcionados por la empresa minera), y su distribución en peso se muestra en la Tabla I.

Tabla I. Resumen de especies minerales identificadas

Agrupación	Mineral	Fórmula química	Composición (%)
Sulfuros	Galena	PbS	1.17
	Esfalerita	ZnS	8.87
	Calcopirita	CuFeS ₂	2.36
	Bornita	Cu ₅ FeS ₄	0.45
	Calcocina	Cu ₂ S	0.07
	Tetrahedrita	Cu ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	0.79
	Pirita	FeS ₂	25.12
Especies de Ag	Freibergita	(Cu,Fe,Zn,Ag) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	0.07
	Estromeyerita	(Ag,Cu) ₂ S	0.01
Gangas	Cuarzo	SiO ₂	27.85
	Ortoclasa	KAlSi ₃ O ₈	12.64
	Barita	BaSO ₄	8.52
	Dolomita	CaMg(CO ₃) ₂	4.18
	Clorita	(Mg ₃ ,Fe ₂)Al(AlSi ₃)O ₁₀ (OH) ₈	3.40
	Albita	NaAlSi ₃ O ₈	1.16
	Calcita	CaCO ₃	0.20
	Ox-Fe	Fe ₂ O ₃ / Fe ₃ O ₄	0.62
	Augita	CaMg(Si ₂ O ₆)	0.32
	Otros	-	2.20

De acuerdo al análisis de liberación de la Tabla II, para las especies principales en el producto de molienda P₈₀= 21 μm; se observa que para las especies con valor, la liberación más baja fue para la bornita con 82.6% y la de mayor liberación es la esfalerita con 90.2%.

Tabla II. Liberación absoluta en producto de molienda

LIBERACIÓN ABSOLUTA ($P_{80} = 21 \mu\text{m}$), %							
Gln	Esf	Ccp	Bor	Tetr	Pi	Ba	Gn
84.5	90.2	85.6	82.6	80.9	91.9	92.1	93.8

**Gln=galena, Esf= esfalerita, Ccp=calcopirita, Bor=bornita, Tetr=tetrahedrita, Pi=pirita, Ba=barita, Gn= ganga

Las pruebas de flotación convencional se realizaron en dos etapas en circuito cerrado: 1) Flotación plomo-cobre, y 2) Flotación de zinc. El balance metalúrgico de la prueba de flotación en circuito cerrado se muestra en la Tabla III; este circuito cerrado no contempla etapas de limpieza. De acuerdo a lo reportado, en el concentrado plomo-cobre se recupera el 87% de plomo con grado de 8.4%; para el cobre se recupera el 81.4% con grado de 16.7%, y plata se obtiene 75.4% de plata con un grado de 1981 g/ton. En el concentrado de zinc se recuperó el 79.4 % con 52.2% en ensaye.

Tabla III. Balance Metalúrgico del proceso de flotación convencional.

PRODUCTO	PESO %	LEY					DISTRIBUCIÓN (%)				
		Ag (g/t)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza	100.0	119	0.56	1.19	3.10	17.66	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb-Cu	5.8	1981	8.46	16.70	7.19	19.67	75.4	87.7	81.4	13.5	6.5
Conc. Zn	4.7	114	0.21	1.44	52.28	7.80	4.5	1.7	5.7	79.4	2.1
Cola final	89.5	26	0.07	0.17	0.25	18.05	20.1	10.5	12.9	7.2	91.4

La Figura 1 muestra el análisis de caracterización y liberación, donde se representa el porcentaje de pérdidas en cola final con respecto al tamaño de partícula.

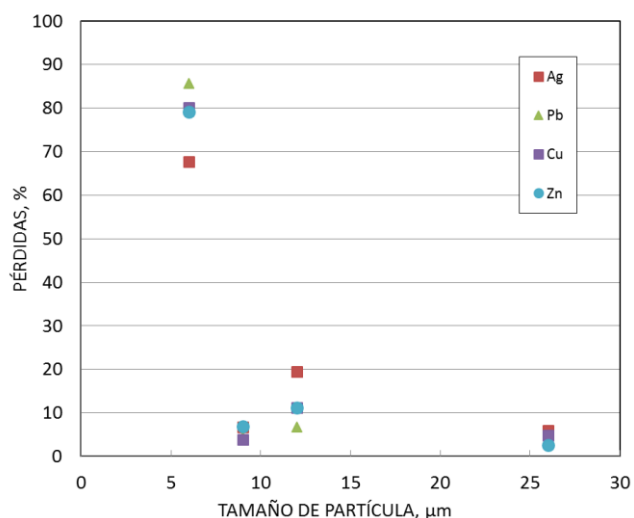


Figura 1. Pérdidas vs Tamaño de partícula promedio en flotación convencional

De acuerdo a la Figura 1, la tendencia de las pérdidas se encuentra para tamaños menores a 10 μm ; tanto para el circuito plomo-cobre, como para el circuito de zinc. El estudio de liberación relativa indicó que las partículas menores a 10 μm presentes en colas se encuentran libres en un 70%; el resto de las partículas están asociadas de forma binaria con mineral de cuarzo, lo que demuestra que las pérdidas son mayoritariamente partículas libres.

Las pérdidas por formación de lamas ha sido un problema común en el procesamiento de minerales por flotación. En investigaciones recientes a nivel industrial (Pease et al., 2004), el tamaño de partícula óptimo para recuperar minerales por flotación convencional oscila entre 35 y 140 μm ; de acuerdo a Wyslouzil et al. (2009), el tamaño adecuado es entre 10 y 250 μm para menas sulfurosas de cobre; Bulatovic et al. (2000) reportan un tamaño de 30 a 100 μm .

La mayoría de los esquemas para procesar partículas finas proponen alternativas tales como el control de tamaño de burbuja para generar tamaños adecuados para recuperar partículas finas (Yoon, 1999), la aglomeración de partículas de valor (Song et al., 1998), o la nucleación de burbujas con aire disuelto (Crossley, 2006).

En este trabajo de tesis se propone la implementación de la técnica de Floc-flotación para la recuperación de las partículas finas como proceso principal, lo que representa la primer mena polimetálica tratada por este método. Con este tratamiento se pretende recuperar las partículas finas que se pierden en colas. El fenómeno estudiado consiste en aglomerar selectivamente partículas para aumentar su tamaño promedio; esto favorece el aumento de su tamaño, lo cual incrementa la probabilidad de adhesión partícula-burbuja, por lo que es necesario estudiar detalladamente los parámetros de flotación.

2. OBJETIVOS

2.1 Objetivo general

Aumentar la recuperación de partículas finas de minerales con valor, en la etapa de flotación plomo-cobre y la etapa de zinc, floculando selectivamente los minerales con valor económico utilizando el proceso de Floc-flotación.

2.2 Objetivos específicos

- 1.- Realizar pruebas cinéticas de flotación convencional con parámetros de operación controlados.
- 2.- Identificar el fenómeno de heterocoagulación de partículas ganga-mena en el proceso de flotación convencional.
- 3.- Determinar las condiciones óptimas para la dispersión de partículas finas en la pulpa.
- 4.- Definir las condiciones químicas y físicas de floculación selectiva en minerales de plata, plomo y cobre, en la etapa de flotación plomo-cobre.
- 5.- Definir las condiciones químicas y físicas de floculación selectiva en minerales de zinc, en la etapa de flotación de zinc.
- 6.- Comparar la recuperación así como la calidad obtenida en los concentrados por flotación convencional y floc-flotación.

3. ANTECEDENTES EN LA FLOTACIÓN DE PARTÍCULAS FINAS

3.1 Historia de los avances en flotación.

El desarrollo tecnológico de la flotación de partículas en el procesamiento de minerales se efectuó principalmente durante el siglo XX. El proceso anterior a la flotación con burbujas de aire fue la flotación con aceite, donde se formaba una mezcla agua-aceite, y cuando se elevaba hacia la superficie, ésta era retirada. Tiempo después, otro avance importante en la flotación de partículas fue la generación de burbujas de dióxido de carbono a partir de carbonatos presentes en el mineral, por reducción de presión o por adición de ácido sulfúrico (Fuerstenau et. al, 2007).

Tabla IV.-Contribuciones al proceso de flotación de 1860 a 1935 (Parekh et.al 1999)

Año	Contribuyente	Aportación
1860	Haynes	Proceso bulk con aceite
1877	Bessel	Proceso en ebullición para grafito
1885	Bessel	Generación química de gas para el procesamiento de grafito
1886	Everson	Pulpas aciduladas
1902	Froment, Potter y Delprant	Gas como medio colector para mineral de sulfuros
1905	Shwarz	Sulfuro de sodio para recuperar minerales metales base oxidados
1906	Sulman, Pickard y Ballot	Introducción en el proceso de gas por medio de agitación violenta
1913	Bradford	Dioxido de azufre para deprimir la esfalerita
1913	Bradford	Sulfato de cobre para activar la esfalerita
1921	Perkins y Sayre	Colectores orgánicos específicos
1921	-	Circuitos alcalinos
1922	Sheridan, Griswold	Cianuro para deprimir la esfalerita y pirita
1924	Sulman y Edser	Jabones para flotar óxidos
1925	Keller	Colectores xantatos
1929	Gaudin	Control de pH
1929	Jeanprost	Flotación de sales solubles
1933	Nessler	Separación por flotación de mezclas de sales solubles en aqua
1934	Chapman y Littleford	Aglomeración
1934	-	Sulfatos alcalinos como colectores
1935	-	Colectores catiónicos

En la Tabla IV se describen brevemente algunas aportaciones realizadas entre 1860 y 1935 que influyeron en el proceso de flotación actual. En 1860 Haynes demostró que el aceite puede lograr separar minerales. Durante el año 1877 los hermanos Bessel patentaron el proceso de flotación para la concentración del carbón, donde utilizaban aceite y agua, en un sistema de ebullición para generar burbujas de gas. En 1905, de forma independiente y simultánea, Higgins y Chapman lograron la flotación de burbujas cargadas de mineral, al reducir el contenido de aceite hasta 1% e introducir agitación al sistema. En 1911 James instaló la primera planta industrial de flotación de sulfuro de zinc en Estados Unidos (Fuerstenau, 2007). En 1913, Bradford utilizó por primera vez el sulfato de cobre para activar la esfalerita. Gaudin en 1929 descubrió el efecto del pH en la flotación, y demostró que los iones H^+ y OH^- se adsorben sobre la superficie de los minerales, los cuales determinó que influyen en la acción del colector (Parekh et al., 1999). El uso de colectores maximizó el potencial del proceso, siendo Keller (1925) quien descubrió la aplicación a escala de los xantatos para la flotación de minerales sulfurados.

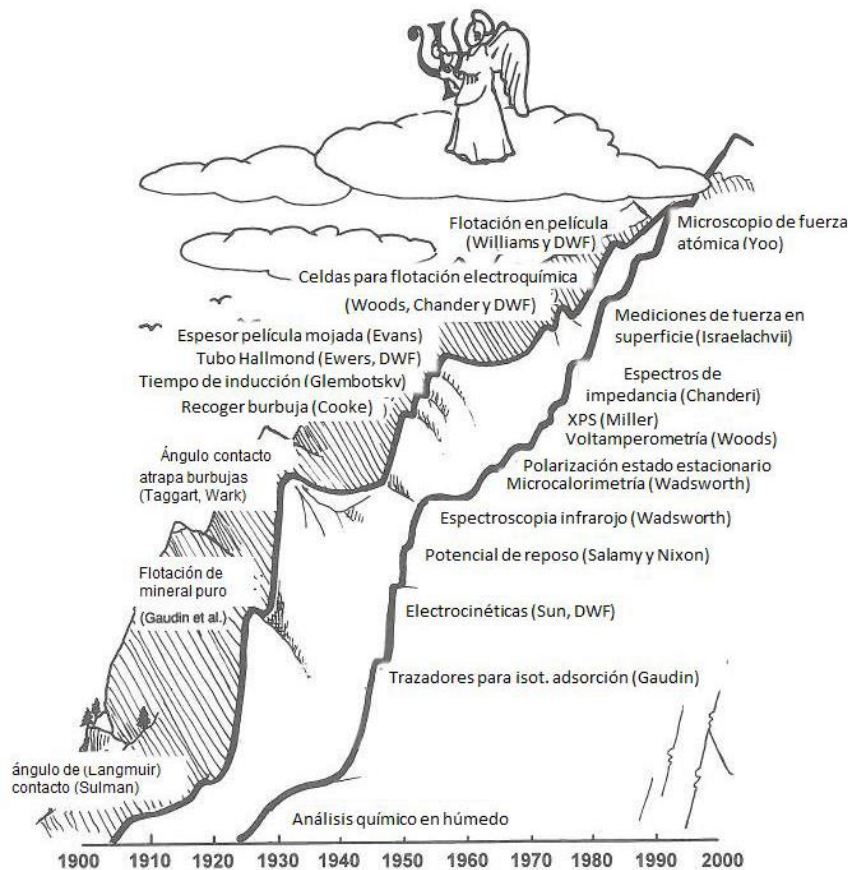


Figura 2. Desarrollo de equipos para evaluar la flotación y sus fenómenos interfaciales (Parekh et al., 1999).



Figura 3. Avances tecnológicos en la comprensión de los fundamentos químicos de la flotación (Parekh et al., 1999)

Después de 1940 las investigaciones se orientaron en el conocimiento del mecanismo físico-químico que interviene en la flotación de minerales. La radioactividad se utilizó para evaluar la interacción colector-partícula y activador-partícula en la superficie de minerales. Como consecuencia se realizaron modificaciones al tubo Hallimond, así como a los colectores de burbuja y los medidores de tiempo de inducción en la interacción partícula-burbuja. Para conocer la química de superficies de los minerales se utilizaron mediciones de velocidad electroforética con la cual se calcula el potencial z . En los años 70s se aplicaron métodos electroquímicos para evaluar la naturaleza de la superficie en la flotación de sulfuros. La Figura 2 presenta una perspectiva de técnicas utilizadas para evaluar experimentalmente la flotación y así comprender mejor los fenómenos interfaciales dentro del proceso. En la Figura 3 se muestra esquemáticamente los avances en los fundamentos de la flotación del año 1900 a 2000, donde se observa que los fundamentos del proceso de flotación han sido estudiados durante casi 100 años.

3.2 Flotación de partículas finas

Cuando un mineral es sometido a un proceso de trituración y molienda, el mineral de valor es total o parcialmente liberado, obteniendo como resultado una distribución en el tamaño de partícula. El control del tamaño de partícula en el proceso de flotación es fundamental; por lo que se emplean clasificadores (hidrociclones, mallas, etc.), los cuales regresan al circuito de molienda las partículas gruesas y envían los finos a las celdas de flotación. El término de partícula fina depende del mineral tratado, por ejemplo, para minerales de carbón varios autores han considerado el tamaño de partículas finas entre 100 μm - 200 μm (Laskowski et. al. 1992), mientras que para sulfuros son de alrededor de 10 μm (Hukki, 1961, Pease, 2004, Wyslouzil, 2009, López-Valdivieso, 2005). Estas partículas finas en procesos metalúrgicos suelen ser una limitante para obtener grados altos, ya que tienden a formar lamas (Ralston, 1992).

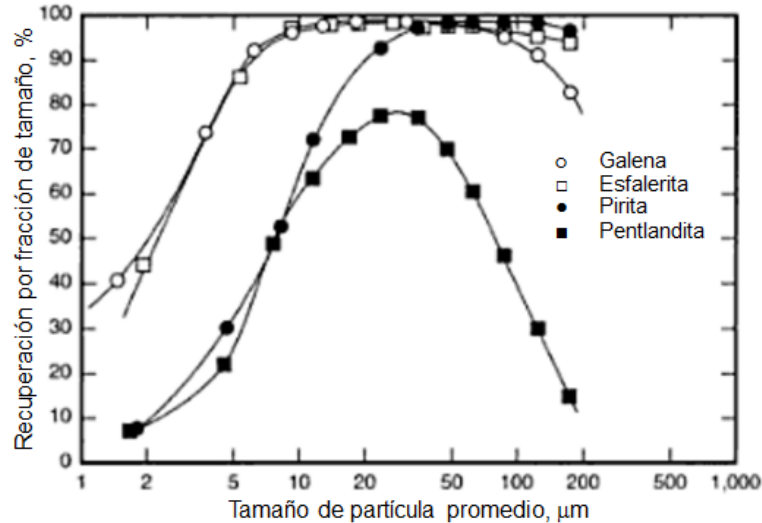


Figura 4.- Recuperación con respecto al tamaño de partícula (Pease et. al. 2006)

La flotación convencional sólo es eficiente para un determinado intervalo de tamaño de partícula; algunos investigadores han determinado valores que van desde 10 μm hasta 100 μm (Rubenstein et al., 1998, Pease et al., 2006). Fuera de este intervalo la respuesta de la flotación disminuye gradualmente, tal como se muestra en la Figura 4, donde se observa la recuperación de distintos minerales en función del tamaño de partícula.

El problema con la flotación de minerales finos está relacionado con su baja masa, por lo que su probabilidad de choque con las burbujas de aire disminuye considerablemente. Además las partículas finas tienen un área superficial elevada, lo que incrementa el consumo de agentes químicos para su procesamiento (Forssber, 1985). Otros factores tales como la composición de la superficie del

mineral, oxidación, alteraciones mineralógicas, concentración de iones disueltos; también contribuyen al problema de la recuperación de partículas ultrafinas. En la Figura 5 se muestra esquemáticamente las limitantes físico-químicas en la flotación de finos.

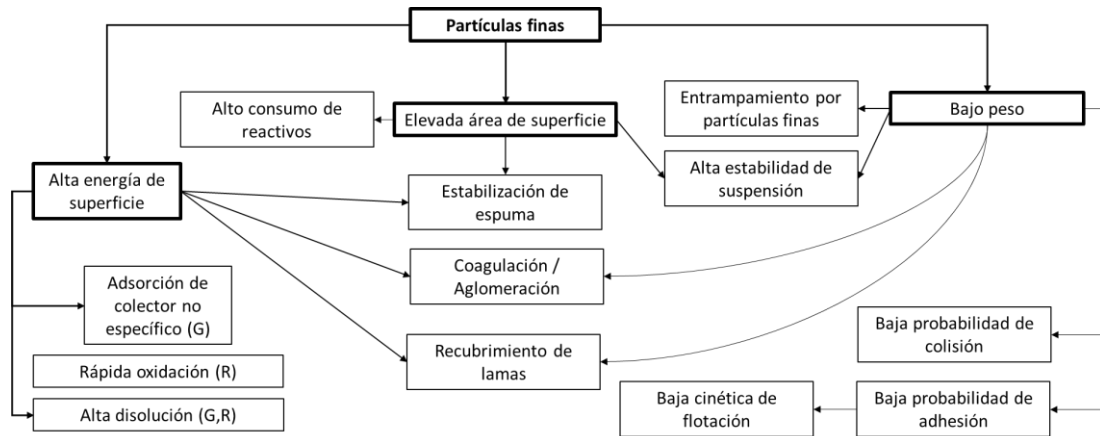


Figura 5.- Diagrama que muestra la relación entre las propiedades físicas y químicas de las partículas finas y su comportamiento en la flotación, (G) y (R) se refieren como el fenómeno afecta al grado y/o recuperación. (Fuerstenau et. al, 1980)

Debido a estas limitaciones, en casi todas las plantas de beneficio de flotación que operan bajo condiciones convencionales se presentan dificultades en los procesos que involucran granulometrías finas. No obstante, en algunas operaciones a nivel mundial se han aplicado con éxito la molienda fina y ultra fina, básicamente por las siguientes razones (Pease et. al., 2006):

- Mineralogía y liberación.
- Estrategias y restricciones de operación.
- Velocidad de flotación y área superficial.

En procesos con alto nivel de molienda, para incrementar la liberación de especies de interés en la matriz o ganga, es inevitable generar una distribución amplia de tamaños de partícula, la cual presenta generalmente valores desde 1 hasta 100 μm . Los colectores adicionados en flotación de finos son absorbidos por las partículas de valor de diferentes tamaños presentes en la pulpa; todas las partículas absorberán la misma cantidad de colector por unidad de área. Si se considera una adición constante de colector, las partículas finas y gruesas consumirán colector pero no flotarán con la misma velocidad.

Existen distintas alternativas emergentes para mejorar la recuperación de partículas finas. La Tabla V muestra las diferentes técnicas utilizadas para aumentar las calidades en los concentrados obtenidos por moliendas que generan partículas finas.

Tabla V. Alternativas emergentes para mejorar la recuperación de partículas finas y ultrafinas de minerales. (Rubio et al., 2006)

Alternativas	Consideraciones
Reducción de la generación de partículas finas y ultrafinas en planta (Remolienda en etapa agotativa)	i) Control y optimización de quebrado, molienda y etapas de remolienda; ii) Clasificación de la alimentación y flotación por serapado de finos-ultrafinos de las fracciones gruesas; iii) Introducción de flotación flash con celdas convencionales generando un concentrado de alta ley; iv) Uso de flotación flash con columnas para generar un concentrado de alta ley.
Mejorar la adhesión, colecta o captura de partículas en burbujas	i) Flotación con mayor tasa volumétrica de aire con una mayor tasa de área superficial de burbujas; ii) Flotación con aceite como agente extensor (adición de aceites emulsificados); iii) Flotación con inyección de burbujas de menor tamaño en celdas convencionales; iv) Flotación con acondicionamiento de alta intensidad como etapa de pre-flotación (Bulatovic et. al, 2000, Valderrama et al., 1998)
Tratamientos de colas	Estas alternativas están basadas en plantas de colas con alternativas anteriores (flotación con acondicionamiento de alta intensidad y flotación con agentes extensores) y columnas de flotación con altas tasas de enriquecimiento para la obtención de concentrados con leyes de mercado (Rubio, 1996)

Las alternativas con mayor potencial para minerales que presenten alta diseminación y liberación en tamaños menores a 20 μm son:

1) Incrementar el tamaño de las partículas de manera selectiva, lo que se conoce también como floculación hidrófoba.

2) Disminuir el tamaño de la burbuja.

3) Maximizar el tiempo de contacto y velocidad que permita el ascenso de burbujas

La floculación hidrófoba se basa en la interacción entre partículas en suspensión acuosa, lo cual se logra por la adsorción de algún tensoactivo sobre la superficie de los minerales. Otra característica importante reportada de la floculación hidrófoba es que es altamente selectiva, lo que favorece la eficiencia de separación. Este proceso de floculación también cuenta con un crecimiento controlado de los flóculos dado que depende de la energía cinética incorporada al sistema; es decir, la agitación. La eficiencia de agregación depende directamente

de la hidrofobicidad de las partículas, y es necesario suministrar energía cinética para favorecer la formación de flóculos (Song et al., 2001).

Para disminuir el tamaño de la burbuja existen técnicas como la flotación al vacío, inyección de aire con microdispersores y la flotación electrolítica para la generación de microburbujas a partir de la oxidación del agua.

3.3 Baja probabilidad de choque y alta probabilidad de adhesión.

Derjaguin et al. (1960) fueron los primeros en estudiar el término probabilidad de flotación. Para explicar la probabilidad de flotación de partículas en suspensión propusieron tres zonas de interacción entre burbuja-partícula, como se muestra en la Figura 6; estas zonas son:

- 1) Zona hidrodinámica. Es la región lejana a la superficie de la burbuja, donde las fuerzas hidrodinámicas son dominantes, controlando la probabilidad de choque entre la burbuja y la partícula.
- 2) Zona difusioforética. En esta zona son importantes los efectos de difusión de tensoactivos, lo que forma una región de fuerza eléctrica.
- 3) Zona de fuerza superficial (interfacial). Aquí predominan las fuerzas superficiales; una vez que el espesor de la película formada entre la burbuja y la partícula es reducido a algunos nanómetros; estas fuerzas pueden acelerar, retardar o prevenir el adelgazamiento de la película de mojado.

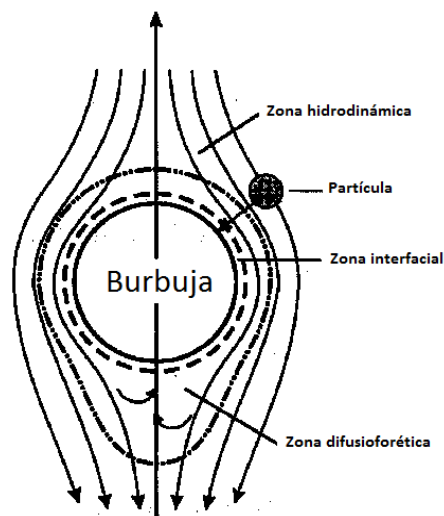


Figura 6. Zonas de interacción entre burbuja-partícula (Derjaguin et. al, 1960)

Para que ocurra la adhesión partícula-burbuja, primero debe existir una aproximación, este encuentro está gobernado por patrones hidrodinámicos en

suspensión acuosa. El segundo proceso durante la interacción burbuja-partícula es el adelgazamiento de la película de mojado hasta llegar a un espesor crítico de ruptura, lo que permite la formación de un agregado estable en la interface. La probabilidad de flotación (eficiencia de agregación burbuja-partícula) E , puede ser definida como:

$$E = E_c E_a E_s \quad [1]$$

Donde E_c es la probabilidad de choque; E_a es la probabilidad de adhesión; E_s es la probabilidad de desadherencia.

Si una partícula choca con una burbuja a cierto ángulo θ , primero ésta se deslizará sobre la superficie de la burbuja durante un cierto tiempo; este tiempo finito es llamado tiempo de deslizamiento. El tiempo de deslizamiento está determinado por la velocidad tangencial a la cual el fluido arrastra la película a lo largo de la superficie de la burbuja. Durante este lapso, la película de agua debe adelgazarse y romperse. La probabilidad de adhesión (E_a) está definida como la fracción de partículas que logran adherirse a la circunferencia de la burbuja con respecto a la total.

$$E_a = \frac{R_o^2}{(R_b + R_p)^2} = \text{sen}^2 \theta_0 \quad [2]$$

En la ecuación [2], E_a es la relación entre la sección de radio (R_o) y los radios de la burbuja más la partícula ($R_b + R_p$), todas medidas en milímetros, que están representadas en la Figura 7.

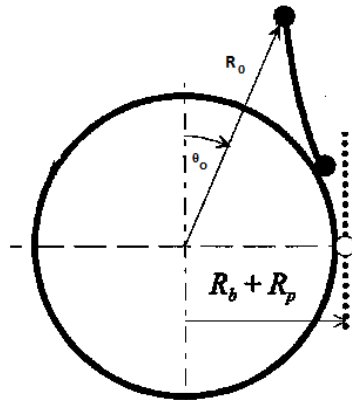


Figura 7. Representación esquemática del ángulo crítico de incidencia y la probabilidad de adhesión en un sistema coordenado polar (Dobiás, 1999)

3.4 Estabilidad coloidal

3.4.1 Interacción de la doble capa eléctrica.

La teoría de la doble capa eléctrica representa lo que sucede cuando una sustancia coloidal se estabiliza. El modelo de la doble capa eléctrica es usado para visualizar el entorno de los coloides cargados eléctricamente y explicar cómo ocurren las fuerzas repulsivas entre las partículas. En un coloide con carga eléctrica negativa en su superficie, iones positivos (también conocidos como contraiones); formarán una capa firmemente adherida alrededor de la superficie del coloide conocida como capa de Stern. Los iones positivos atraídos por las partículas negativas confrontan una fuerza repulsiva con los contra-iones adheridos en la capa de Stern, y con los otros contraiones aproximándose al coloide. El resultado de estas atracciones-repulsiones es un equilibrio dinámico que conformará una capa difusa de contraiones. La capa difusa de iones positivos tiene una alta concentración cerca del coloide y gradualmente disminuye conforme la distancia aumenta, hasta que se alcanza un equilibrio con la concentración de contraiones en la solución. Estas capas pueden ser esquematizadas en la Figura 8.

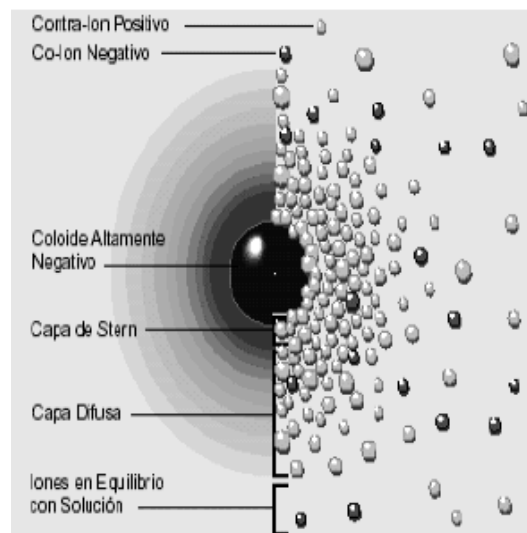


Figura 8.- Modelo de la doble capa eléctrica, (Mantilla et. al, 2007)

Los iones en la superficie, los de la capa de Stern y los de la capa difusa son los que se conocen como doble capa. El espesor de la doble capa depende tanto del tipo, como también de la concentración de los contraiones en solución. La función primordial de la doble capa es neutralizar al coloide cargado negativamente.

Los principales factores que afectan la interacción de la doble capa son:

- 1.- La carga superficial.

2.- El espesor de la doble capa eléctrica (k^{-1}).

3.- La distancia entre partículas (h).

Cuando se trata de interacción entre partículas esféricas del mismo radio, la energía potencial (U_R) de la doble capa puede calcularse a partir de la ecuación [3].

$$U_R = 64\pi a k_B T n \alpha k^{-2} Y o^2 \exp(-hk) \quad [3]$$

$$Y = Y o \exp(-kh) \quad [4]$$

$$Y = \frac{\exp\left(\frac{ze\Psi}{2k_B T}\right) - 1}{\exp\left(\frac{ze\Psi}{2k_B T}\right) + 1} \quad [5]$$

$$K = \left[\left(\frac{1000 e^2 N_A}{\epsilon K_B T} \right) \sum_i z_i^2 M_i \right]^{\frac{1}{2}} \quad [6]$$

$$\epsilon = \epsilon_r \epsilon_0 \quad [7]$$

Donde U_R es la energía debida a la doble capa eléctrica (J), K_b es la constante de Boltzman (1.38×10^{-23} J K⁻¹), T es la temperatura absoluta (K), N_A es el número de Avogadro (6.023×10^{23} mol⁻¹), a es el radio de las esferas (m), $n\alpha$ es la concentraciones de iones en el seno de la solución (moles), Y_o es un parámetro que depende del potencial zeta, h es la distancia más corta entre las esferas (m), k es el parámetro de Debye Huckel (m⁻¹), k^{-1} es el espesor de la doble capa (m), e es la carga del electrón (1.6022×10^{-19} C), z es la valencia del electrolito en la fase líquida, ϵ_0 es la permitividad en el vacío (8.854×10^{-12} C²/N m²), ϵ_r , es la permitividad relativa de un material (para el agua 78.54), M es la concentración molar, Ψ es el potencial de superficie (V). La expresión [5] sólo es válida cuando K es mayor a 10.

Para calcular la energía de interacción de las partículas heterogéneas se utiliza la ecuación [8]. Aunque la energía potencial de la doble capa eléctrica generalmente es positiva (implica repulsión), al considerar las partículas homogéneas con diferente signo, la energía de interacción puede ser negativa y por lo tanto de atracción (Hiemenz et al., 1997; Adamson, 1997).

$$U_R = 32\pi\epsilon_0\epsilon\alpha\left(\frac{kT}{ez}\right)^2 \tanh\left(\frac{ez\xi_1}{4kT}\right) \exp(-kh) \quad [8]$$

3.4.2 Interacciones de Van Der Waals

Las fuerzas atractivas entre átomos y moléculas, conocidas como fuerzas de Van Der Waals, también existen entre objetos macroscópicos, y juegan un papel importante en la interacción de las partículas coloidales. De manera similar a la interacción de la doble capa eléctrica, las fuerzas de Van Der Waals se expresan en términos de energía potencial.

Esencialmente hay dos aproximaciones para calcular las interacciones de Van Der Waals entre cuerpos macroscópicos. El primero es la constante de Hamaker, basándose en la sumatoria de todas las interacciones entre las moléculas en los cuerpos permitiendo la utilización de ecuaciones de cálculo simple. Sin embargo, el asumir solamente un efecto aditivo de las fuerzas intermoleculares esto involucra un error, por lo que con menor frecuencia también se usa la aproximación basada en las propiedades conjuntas, y la interpretación del medio como interacción de Van Der Waals para cada molécula del segundo coloide. Esto se repite para cada molécula del primer coloide y la fuerza total corresponde a la suma de todas ellas (Hiemenz et al., 1997; Adamson, 1997).

La constante de Hamaker (A) es un parámetro importante asociado a fuerzas superficiales. Tiene unidades de energía (J) y está expresada por la ecuación [9].

$$A = \left(\frac{\rho N_A \pi}{M} \right)^2 \beta \quad [9]$$

Donde ρ es la densidad de las partículas, N_A es el número de Avogadro, M es el peso molecular, β es una constante. En el caso de las moléculas no polares y polímeros líquidos, la constante de Hamaker se puede obtener mediante la ecuación [10].

$$A = 24\pi\gamma d_o^2 \quad [10]$$

Donde γ es la tensión superficial de líquido, d_o es el espaciamiento de equilibrio entre moléculas en el bulto del material.

3.4.3 Interacción hidrófoba

La interacción hidrofóbica se define como la tendencia de moléculas no polares o partículas hidrófobas a agruparse o aglomerarse cuando se encuentran inmersas en agua. La interacción hidrófoba es una atracción fuerte entre las moléculas no polares o partículas hidrófobas, que surge de los reordenamientos de configuraciones de enlaces de hidrógeno en las zonas de solvatación cuando dos especies hidrofóbicas se unen (Song et al., 2002). Mediciones directas de las fuerzas de atracción entre superficies hidrófobas (Israelachvili et al., 1984) han

mostrado que la interacción hidrófoba es una, o dos veces mayor que la interacción que la doble capa eléctrica y de Van Der Waals. Esta fuerza decae exponencialmente con el aumento de la distancia entre partículas. Rabinovich y Derjaguin (1987) señalaron que “la fuerza de interacción dependerá del grado de hidrofobización”. Como ya se ha mencionado, la floculación hidrófoba se debe a la interacción hidrófoba entre las partículas finas, por lo tanto mantiene una fuerte selectividad con respecto a las partículas hidrofílicas que no participan en la formación de los flóculos.

El agua tiende a unirse por puentes de hidrógeno con otras moléculas de agua formando estructuras estables; cuando las partículas hidrófobas ingresan al sistema acuoso, pretenden romper esos grupos de moléculas de agua, pero como la interacción entre moléculas de agua es mayor que la interacción de molécula de agua con la superficie hidrofóbica, el sistema continúa estable, y las partículas hidrófobas tienen mayor atracción entre sí que con respecto al agua (Derjaguin et al., 1960). El resultado es que las partículas hidrófobas migran a una interfase agua-aire, agua-aceite o bien, forman agregados hidrófobos.

3.4.4 Teoría DVLO clásica

De acuerdo con la teoría DVLO clásica, la barrera de energía se origina como resultado de la interacción de la doble capa eléctrica y las fuerzas de Van Der Waals. La energía potencial de interacción neta (U_T) de dos bloques de material separado por una distancia h entre sus superficies, es la suma de energía potencial en la doble capa eléctrica U_R y de Van Der Waals U_A expresada por (Hiemenz et. al, 1997)

$$U_T = U_R + U_A \quad [11]$$

La repulsión electrostática es importante cuando los coloides se aproximan y la doble capa comienza a interferir. Esta energía aumenta cuando las partículas se acercan. Para indicar la cantidad de energía a vencer para que las partículas puedan juntarse se usa una curva de repulsión electrostática. Esta energía alcanza un valor máximo cuando las partículas están casi juntas, y disminuye a cero fuera de la doble capa.

3.4.5 Teoría DVLO extendida

La teoría DVLO clásica no es aplicable a partículas hidrófobas en suspensión acuosa. Por ejemplo, una fuerte agregación ocurre en una suspensión acuosa de carbón fino cuya hidrofobicidad es natural, a pesar de que posee un potencial zeta

de -60 mV. Este fenómeno es el resultado de la interacción hidrofóbica entre partículas de carbón. Se ha encontrado que la fuerza hidrofóbica es una o dos veces mayor en orden de magnitud que la fuerza considerada en la teoría DVLO clásica. Consecuentemente, la interacción hidrofóbica reduce sustancialmente la barrera de energía la cual favorece la eficiencia de agregación.

En un estudio de floculación hidrofóbica a partir de esfalerita (Song et al., 2001) se logró obtener flóculos, a pesar de que el potencial zeta se incrementó por la adsorción del colector; esto parece contradecir la teoría DVLO, pero esto es debido a que la atracción hidrofóbica se incrementa aún más que la repulsión de la doble capa eléctrica. La teoría DVLO extendida expresa que para partículas hidrofóbicas en suspensión acuosa, la energía potencial puede calcularse como:

$$U_T = U_R + U_A + U_H \quad [12]$$

Donde U_H es la energía potencial debida a las fuerzas estructurales como pueden ser la atracción hidrofóbica, atracción magnética, repulsión por hidratación o liofílica, repulsión estérica o debida a moléculas de polímero adsorbidas (Hiemenz et al., 1997; Adamson et al., 1997).

3.4.6 Curvas de energía potencial

La Teoría DVLO explica la tendencia de los coloides a aglomerarse o permanecer separados al considerar la energía de atracción de Van Der Waals con la de repulsión electrostática de acuerdo a la ecuación [11]. La curva obtenida es llamada energía de interacción neta. Si el valor neto es positivo entonces la interacción es de tipo repulsivo, de tal manera que si se encuentra en la parte negativa es atractiva. De acuerdo a la teoría DVLO extendida, la curva de interacción neta también es el resultado de considerar las fuerzas estructurales.

El punto de energía máxima en la parte repulsiva es la barrera de energía, la cual es el estándar empleado para estimar la estabilidad del coloide. Para que un coloide se aglomere, es necesario vencer la barrera de energía que se opone al estado de agregación deseado. Cuando la barrera de energía es pequeña, se lleva a cabo la coagulación.

Para aglomerar dos partículas, éstas deben tener suficiente energía cinética, que permita vencer dicha barrera (Hiemenz et al., 1997; Adamson et al., 1997). En la Figura 9 se muestra el diagrama esquemático de la energía potencial neta U_T en función de la separación de la superficie h . De acuerdo a la figura, se observa que

la barrera de energía se encuentra en la parte positiva, lo que significa que es una energía repulsiva que se opone a la coagulación.

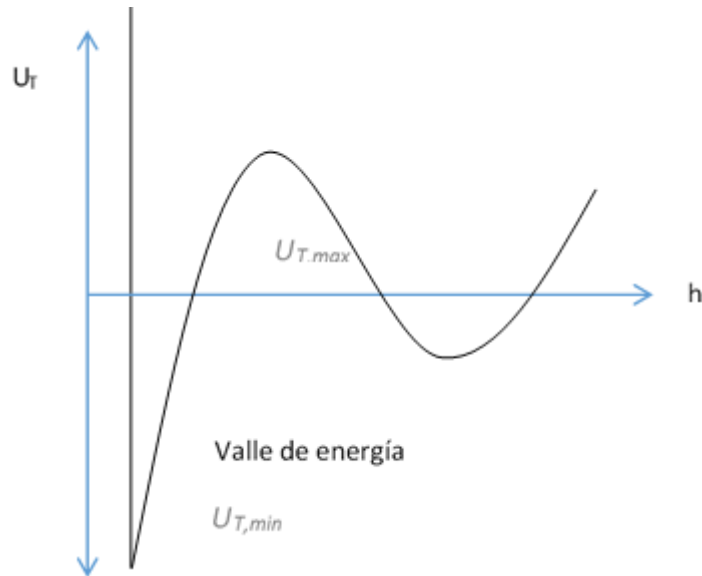


Figura 9. Diagrama esquemático de la energía potencial neta U_T en función de la separación de la superficie h

3.5 Proceso de Floc-flotación.

La separación por un método de floculación selectiva, conocido también como Floc-flotación, de partículas hidrófobas ha sido considerada como una alternativa adecuada para recuperar partículas finamente diseminadas en los minerales (Song et al., 2002). El principal objetivo de esta tecnología es incrementar el tamaño de partícula formando flóculos. Los flóculos se generan a través de una coagulación selectiva para su posterior flotación.

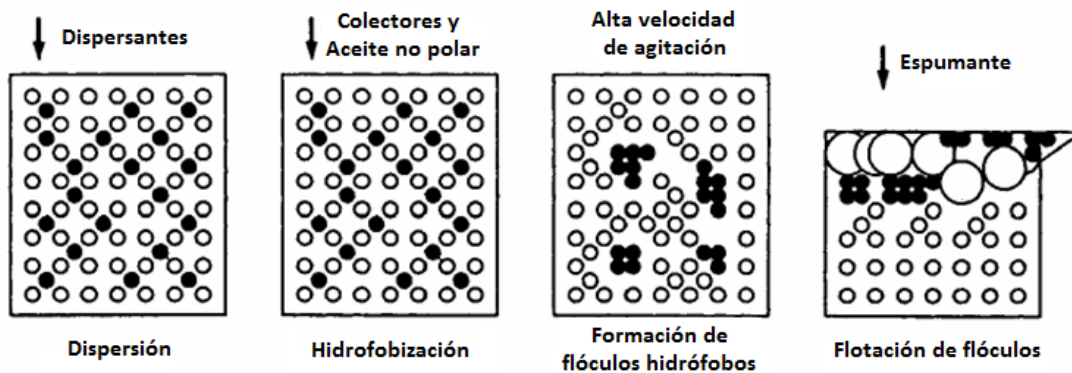


Figura 10.- Esquema representativo de la Floc-flotación aplicada para la recuperación de partículas finas de minerales valor (Song et. al, 1998)

En la Floc-flotación (Figura 10), el mineral fino primero es tratado en un proceso de dispersión para evitar la heterocoagulación; luego la pulpa pasa a la hidrofobización selectiva en donde se agregan colectores específicos. Después, la pulpa es acondicionada con un aceite no polar formando flóculos hidrofóbicos, los cuales aumentan de tamaño conforme se agitan a alta velocidad; finalmente los flóculos son separados por una flotación convencional.

El éxito de esta tecnología se basa en la optimización de los parámetros que conlleva, los cuales son: dispersión en la pulpa, hidrofobicidad en las partículas (que depende de la utilización juiciosa sobre los colectores, depresores y activadores), adición de aceite no polar y la adición de energía cinética que usualmente es incorporada como agitación mecánica (Figura 11).

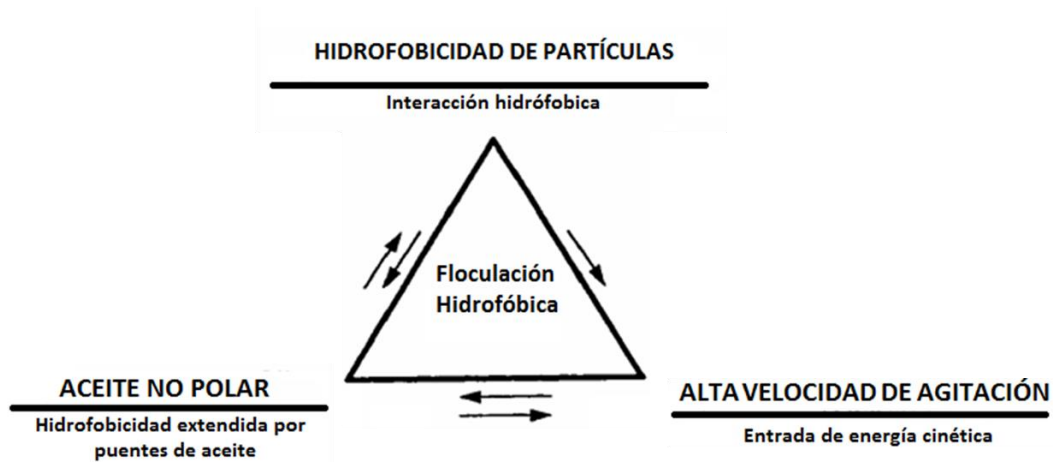


Figura 11. Principales parámetros de operación en la floculación hidrofóbica (Song et. al, 1998)

3.5.1 Dispersión

En la mayoría de operaciones en procesamiento de minerales (flotación, molienda, secado, bombeo etc.), la pulpa es una mezcla de partículas-agua sujeta a turbulencia y otros esfuerzos cortantes. El grado de turbulencia puede variar de acuerdo con el tipo de proceso y el equipo utilizado. Por ejemplo, en una celda de flotación las condiciones hidrodinámicas dependen del impulsor o de la geometría de los deflectores en el recipiente. La agitación tiene la función de mantener las partículas suspendidas en el agua, de igual manera sirve para generar y dispersar las burbujas en la celda; además de ayudar a disolver los reactivos químicos en la pulpa. (Laskowski et al., 1992)

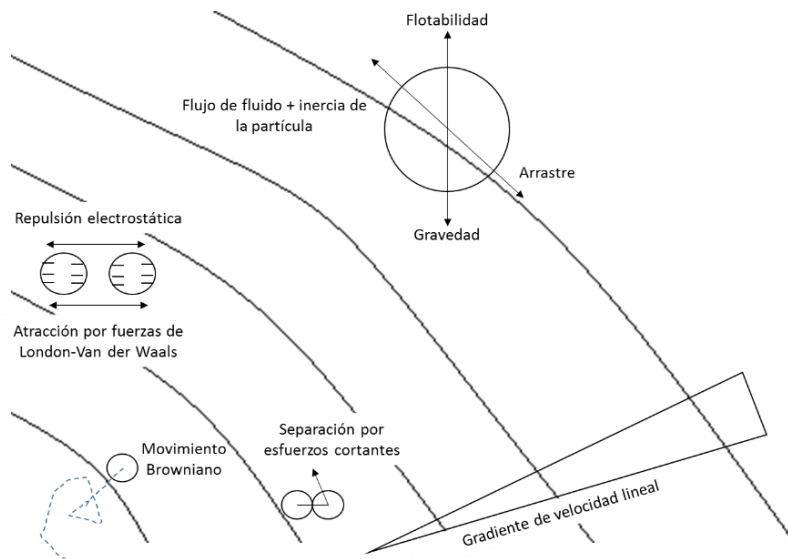


Figura 12.- Fuerzas que actúan sobre/entre las partículas en una suspensión en flujo laminar (Warren, 1986)

El tamaño de partícula es un aspecto determinante en las interacciones partícula-burbuja en una solución. Warren (1985) enfatizó que las fuerzas superficiales, las fuerzas de Van der Waals, las electrostáticas, y de movimiento Browniano, son más dominantes para partículas menores a $0.1 \mu\text{m}$; mientras que para partículas de 0.1 a $10 \mu\text{m}$, las fuerzas gravitacionales y de inercia son dominantes bajo condiciones de movimiento. Mientras que una partícula se encuentre en movimiento dentro de una solución acuosa, se pueden transferir grandes cantidades de energía cinética hacia las partículas (Laskowski et. al, 1992). Bajo estas condiciones, la energía adicionada puede impulsar la floculación cuando se supera la energía de repulsión. En la Figura 12 se observan las fuerzas que actúan sobre las partículas en flujo laminar (Warren, 1985).

Para un control adecuado en la dispersión es necesario mantener en movimiento la pulpa mineral, ya que de no ser suficiente la agitación, se puede afectar la recuperación y grado en los circuitos de flotación (Laskowski et. al, 1992). Debido a la distribución generada de tamaños en molindas finas, la dispersión no es siempre alcanzada, por lo que se puede adicionar un agente dispersante que incremente las fuerzas de repulsión. Los agentes dispersantes generan tres mecanismos de acción cuando son adicionados (ver Figura 13):

- 1.- Dispersión por cargas electrostáticas. Debido a la adición de iones por reactivos inorgánicos y/o adición de electrolitos.
- 2.- Dispersión estérica. Se utilizan polímeros hidrófilos; estos recubren las partículas y se adsorben en la superficie cambiando las propiedades de ésta.

3.- Combinación de dispersión electrostática y estérica. Actúan tanto energía electrostática como repulsión estérica.

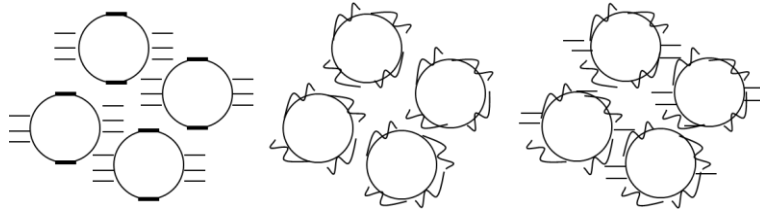


Figura 13.- Estabilización de partículas minerales por: a) fuerzas electrostáticas debido al cambio de pH o adsorción de iones en la solución, b) fuerzas estéricas por adsorción de un polímero, c) combinación de fuerzas estéricas y fuerzas electrostáticas. (Warren, 1986)

Entre los agentes dispersantes inorgánicos están el silicato de sodio, el pirofosfato de sodio o el hexametáfosfato de sodio. Como dispersantes orgánicos (estéricos) se pueden utilizar el almidón, la dextrina o la carboximetilcelulosa (CMC) (Song et al., 2001).

El término heterocoagulación se refiere a la formación de flóculos heterogéneos; es decir, partículas finas de ganga se adhieren en la superficie de minerales de valor o viceversa. Por lo general, este fenómeno se observa en pulpas que contienen partículas de tamaño ultrafino (Lu et al., 1991). La heterocoagulación entre el mineral valor y la ganga es perjudicial en la eficiencia de separación tanto para grado de concentración o de recuperación. Los heterocoágulos pueden pasar a los concentrados aumentando la recuperación, pero disminuyendo la calidad del concentrado. Por lo tanto, es necesario dispersar las partículas para evitar este fenómeno, se puede considerar que se asemeja con la molienda dado que el objetivo es liberar el mineral valioso de la ganga (Espinoza-Ortega et al., 2003). En la Figura 14 se muestran partículas ultrafinas de esfalerita y de galena adheridas sobre la superficie de cuarzo; esta micrografía corresponde a la pulpa en la etapa agotativa de un mineral proveniente de Fresnillo, Zacatecas.

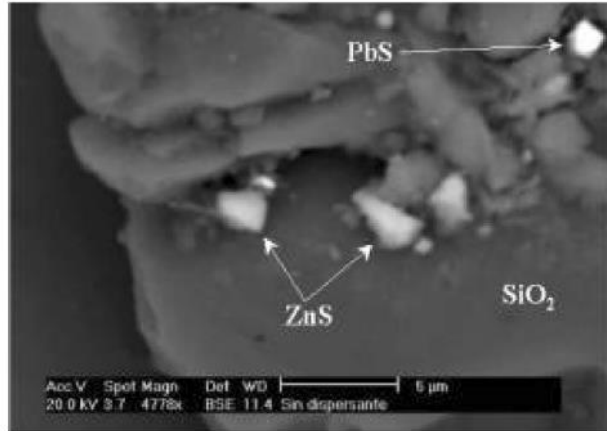


Figura 14. Micrografía de la heterocoagulación en partículas de un mineral de Fresnillo, en su etapa agotativa de flotación

En la Figura 15 se presentan los resultados de la Floc-flotación de un mineral de plata con finos de argentita, tratado con y sin dispersión (Espinoza-Ortega et al., 2003). El tamaño de partícula fue de $d_{50} = 8.3 \mu\text{m}$ (diámetro medio volumétrico). La floculación hidrófoba de la argentita fue inducida por la adición de pequeñas cantidades de Aerophine AP-3418, queroseno y una alta velocidad de agitación mecánica, seguido de una flotación convencional en una celda de flotación Denver. En el proceso de dispersión se utilizó 1 kg/ton de hexametáfosfato de sodio como dispersante adicionado en la molienda. Se puede observar que la dispersión mejora la eficiencia de Floc-flotación y es más notoria en concentrados de alta calidad que en los de baja ley.

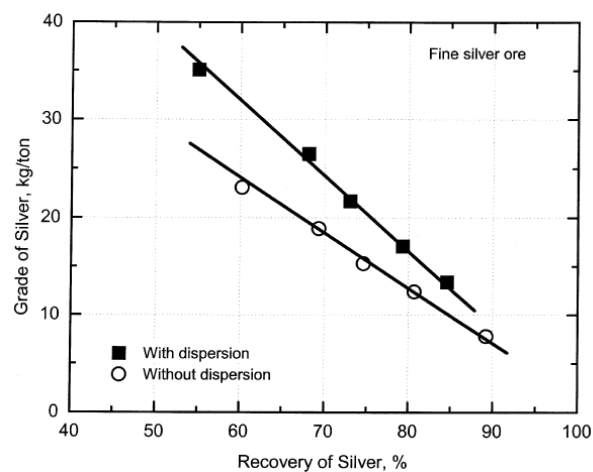


Figura 15. Efecto del proceso de dispersión usando hexametáfosfato de sodio en la Floc-flotación de finos argentita diseminada (Espinoza-Ortega et al., 2003)

3.5.2 Hidrofobización selectiva

En la etapa de hidrofobización se agregan surfactantes o también llamados colectores específicos al sistema, con el fin de hacer selectivamente hidrófobas las superficies de minerales.

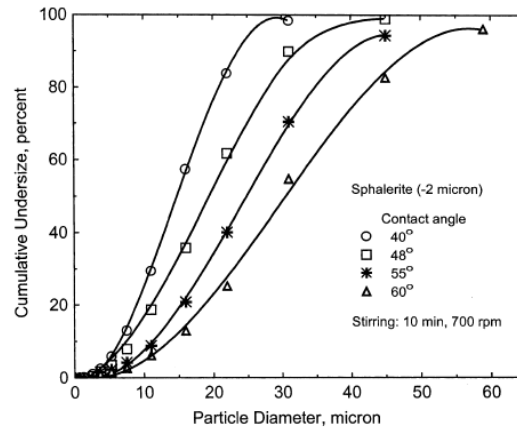


Figura 16. Efecto del ángulo de contacto de la esfalerita en el tamaño de los flóculos hidrófobos en finos de esfalerita (-2 μ m) inducido por xantato amílico (Song et al., 2001)

La selección del surfactante se basa en las características químicas y superficiales del mineral valor. Por ejemplo, en minerales de sulfuros los surfactantes generalmente tienen un grupo sulfhídrico en su estructura, tales como lo mercaptanos, xantatos, ditiofosfatos y carbamatos. En las flotaciones de óxidos es común utilizar ácidos grasos, ácido oleico, aminas etc. Entonces, se debe estudiar la relación que existe entre el poder colector y su efecto en el mineral de interés, lo que se realiza determinado primeramente las cargas de las partículas, mediante mediciones electrocinéticas (potencial ζ).

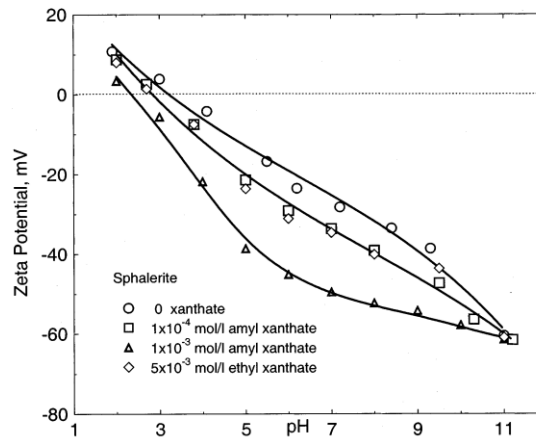


Figura 17. Potencial ζ de la esfalerita en función del pH en ausencia y presencia de Xantato Amílico. (Song et. al, 2001)

3.5.3 Floculación hidrófoba

La floculación hidrófoba consiste en formar agregados de partículas finas mediante la atracción hidrofóbica, para esto se acondiciona la pulpa a altas velocidades transmitiendo energía cinética a las partículas, logrando así que la fuerza de atracción supere a la fuerza de repulsión que las rodea formando aglomerados. En distintos casos de estudio se ha aplicado el principio de la floculación hidrofóbica mediante dos métodos:

- 1) Acondicionar las partículas finas hidrofóbicas a altas velocidades de agitación con un largo tiempo de acondicionamiento.
- 2) Agregar un aceite extensor que, por medio de la atracción hidrofóbica, forme aglomerados.

En la Floc-flotación se aplican estos dos principios simultáneamente; es decir, se adiciona energía cinética al sistema por medio de agitación mecánica y a la par se adiciona un aceite no polar en forma de emulsión. La hidrofobicidad se incrementa con la adición de un aceite que hace la función de un extensor sobre la superficie de las partículas aumentando la hidrofobicidad. Gotas de aceite en suspensión acuosa siempre se adhieren sobre superficies hidrófobas debido a fuerzas de atracción hidrófoba, lo que resulta en un recubrimiento de aceite sobre las partículas; con ello aumenta la hidrofobicidad de las partículas mejorando la floculación de partículas finas (Song et al., 1998).

La adición de aceite se realiza en forma de una emulsión generando micro gotas. El fenómeno de agregación se describe en la Figura 18, donde se observa

que el aceite se extiende individualmente con una partícula fina (F) o ultrafina (UF) (Rubio et al., 2003). La floculación hidrófoba de minerales finos puede incrementarse con la adición de un aceite no polar. El mecanismo de acción se puede describir de la siguiente manera:

- 1) Aumento de la hidrofobicidad de partículas. Las gotas de aceite no polar en suspensión acuosa se agregan con partículas hidrófobas formando una película sobre la superficie.
- 2) Se forman puentes de aceite entre las partículas hidrófobas, lo que incrementa las fuerzas de adhesión, impidiendo una ruptura por flujo turbulento. El valor de la adhesión entre partículas de mineral en soluciones acuosas son dos órdenes de magnitud mayor en presencia de aceite no polar, que van del orden de 20 a 200 g/ton (Song et al., 1998).

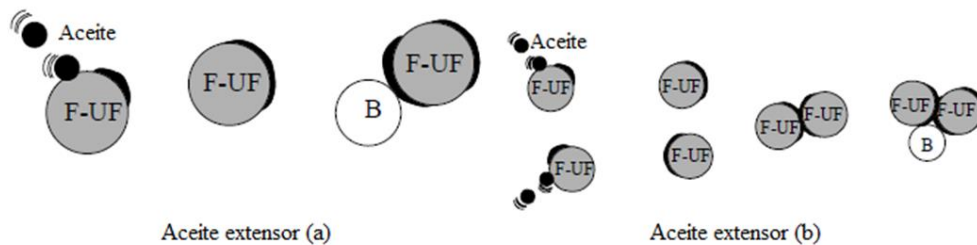


Figura 18. Fenómeno de agregación en flotación de finos (F) y ultrafinos (UF) usando aceite como agente extensor (Rubio et al., 2003).

De acuerdo a la Figura 19, las estructuras de los flóculos varían dependiendo de las interacciones entre los enlaces de las moléculas de agua

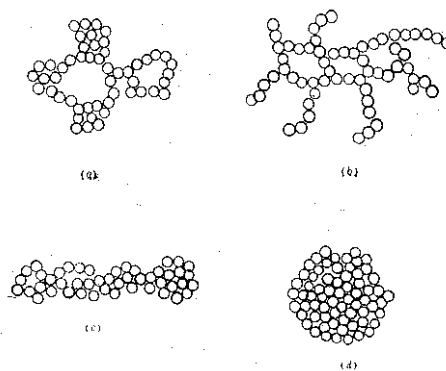


Figura 19. Diferentes estructuras de flóculos durante la agregación hidrófoba (Riddick, 1968).

Desde el punto de vista de energía potencial de interacción entre partículas, la estabilidad de los agregados de finos en el coloide es debido a la existencia de una

barrera de energía que previene la proximidad entre partículas. Comúnmente las fuerzas de atracción hidrofóbica entre minerales finos en suspensiones acuosas se presentan en una distancia muy corta (Song et al., 2002). Estas fuerzas no son suficientes para vencer la barrera de energía, pero contribuyen a formar un valle de energía primario muy estable. En consecuencia, se necesita energía adicional para vencer la barrera (ver Figura 5), y que la floculación hidrofóbica de finos de mineral se lleve a cabo.

En la Figura 20 se muestra el efecto de la velocidad de agitación en la floculación hidrofóbica de rodocrosita (MnCO_3) inducido por oleato de sodio (Song et al., 1994); el tamaño de los flóculos se obtuvo por medio de un turbímetro lasser. En el intervalo de 800 a 1200 r.p.m. se obtiene el grado de agregación más elevado. Para velocidades de agitación menores, la energía cinética no es suficiente, y a mayores velocidades de agitación, los flóculos hidrofobos se rompen debido a los flujos turbulentos formados, resultando en un bajo grado de agregación. El grado de agregación aumenta considerablemente con el aumento del tiempo de agitación, hasta alcanzar el máximo y luego decae.

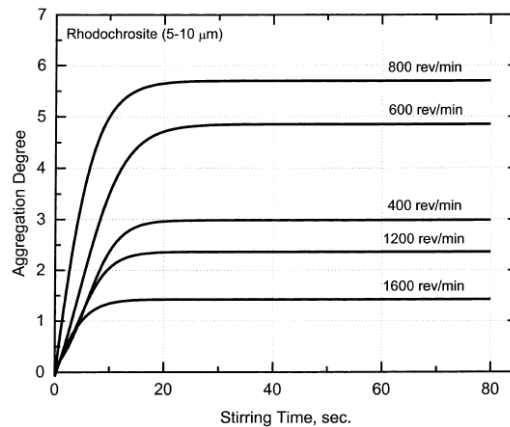


Figura 20. Estudio cinético de una floculación hidrofóbica en finos de rodocrosita (5-10 μm) con adsorción de 1×10^{-4} mol/L de oleato de sodio, determinado en un Turbímetro Lasser (Song et al., 1994).

La Figura 21 describe la relación entre la energía cinética en términos de velocidad de agitación, con la hidrofobicidad de la partícula expresada en ángulo de contacto y el tamaño de los flóculos, en la floculación hidrofóbica de finos de esfalerita menores a 2 μm inducidos por xantato amílico. Conforme se incrementa el ángulo de contacto, es decir la hidrofobicidad, es menor la velocidad de agitación requerida para formar flóculos hidrofobos con tamaño de 15 μm .

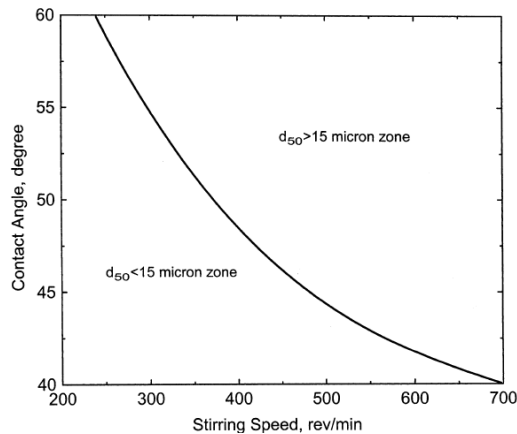


Figura 21. Relación entre la hidrofobicidad de la partícula (representado por el ángulo de contacto) y la velocidad de agitación en la floculación hidrófoba de finos de esfalerita (menores a 2 μm) inducidos por xantato amílico (Song et al. 2001)

3.5.4 Flotación de flóculos

La flotación convencional es una técnica de concentración que aprovecha las diferencias entre las propiedades superficiales o interfaciales de los minerales. Se basa en la adhesión de partículas sólidas hidrofóbicas a burbujas de gas generadas en la pulpa por algún medio externo dentro de una celda de flotación. Las burbujas de aire transportan los sólidos hacia la superficie donde son recuperados como concentrado, la fracción de partículas hidrofílicas que no se adhiere a las burbujas y permanece en la pulpa se considera como cola del proceso (Zhang, 2009).

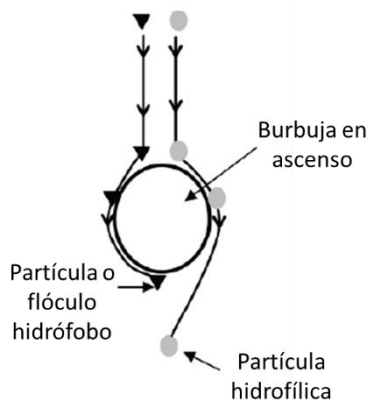


Figura 22. Mecanismo de adhesión de partículas en una burbuja en ascenso (Zhang, 2009).

La Floc-flotación sigue el mismo mecanismo que la flotación convencional, recuperando partículas floculadas en el concentrado, mientras que las partículas hidrofílicas conforman la cola del proceso.

En la generación de burbujas existen variables hidrodinámicas que pueden caracterizar la dispersión del gas en una celda o columna de flotación, y que correlacionan el comportamiento metalúrgico, o para tener una referencia de medición para escalar pruebas a nivel laboratorio. Estas variables pueden ser el contenido de gas o gas holdup, la velocidad superficial de gas, la distribución del tamaño de burbuja y el flujo de área superficial de burbuja. De estas variables, la velocidad superficial de gas permite comparar celdas o columnas de distintos tamaños (Orozco, 2012).

La velocidad de área superficial corresponde al flujo volumétrico de gas por sección transversal de área en una celda de flotación, y representa un flujo normalizado por unidad de área (Kracht et al., 2009), y se calcula en base a la ecuación [13].

$$J_G = \frac{Q_g}{A} \quad [13]$$

donde J_g es la velocidad superficial de gas (cm/s), Q_g es el flujo de aire (cm³/s) y A es el área de la sección trasversal (cm²).

3.6 Efecto del espumante y tamaño de burbuja en la flotación

Los espumantes son agentes tensoactivos o surfactantes que contienen una parte polar (hidrofílica) y una parte apolar (hidrofóbica). Tienen la capacidad de reducir el tamaño de burbuja previniendo la coalescencia, y generar una espuma estable capaz de contener el mineral enriquecido captado por las burbujas (Cho et al., 2002). La parte apolar es una cadena hidrocarbonada y la parte polar es típicamente un grupo OH. En la superficie de la burbuja (interface agua-aire), la cadena hidrocarbonada se orienta hacia el aire y el grupo polar hacia el agua. La estabilidad de la burbuja contra la coalescencia es incrementada por la fuerte interacción del grupo polar/dipolo del agua (hidratación) en la interface aire-líquido, que produce la capa de enlace (Azgomi et al., 2007). En el momento de la generación de burbujas, las moléculas de espumante se adsorben en la superficie de las burbujas con la cadena hidrocarbonada en el lado del aire y el grupo polar en el lado del agua donde su hidrógeno se enlaza con las moléculas de agua (Melo et al., 2006). La Figura 23 muestra la acción del espumante en las burbujas.

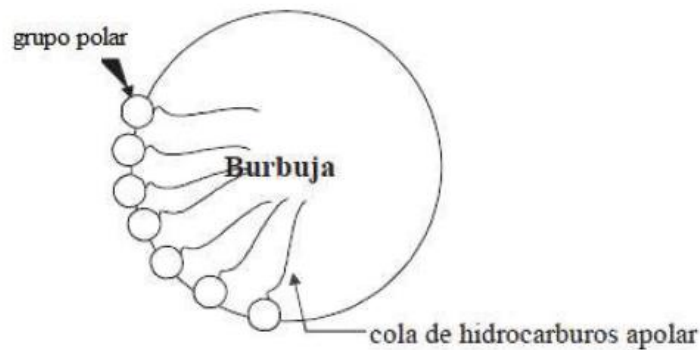


Figura 23. Adhesión del espumante en la burbuja. (Yianatos, 2005)

Una manifestación de la adsorción de espumante en la burbuja es la disminución de la tensión superficial, lo que produce un incremento en la concentración de sólidos en la espuma. La disminución de la tensión superficial también previene la coalescencia gracias a la formación de los puentes de hidrógeno con las moléculas de agua, provocando la estabilización de una capa o *film* de agua alrededor de la burbuja. Este *film* resiste el drenaje y esto retarda la coalescencia (Finch et al., 2008). Esta capa está dividida en dos partes, como lo muestra la Figura 24:

- 1) Una capa que fluye libremente, como una capa más débil.
- 2) Una capa límite o película capilar, la cual provee a la burbuja un límite estable.

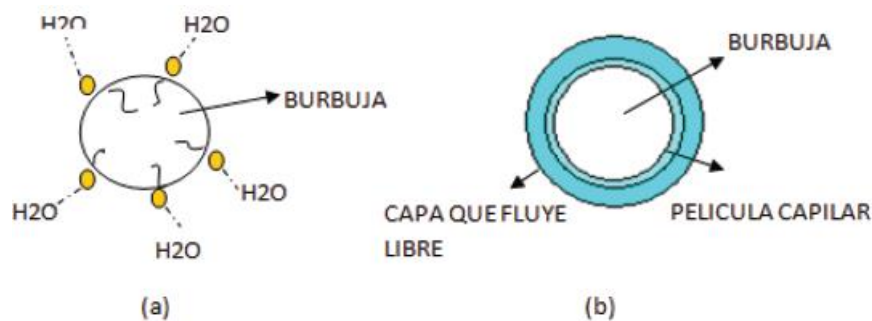


Figura 24. a) Moléculas de espumante adsorbidas en la superficie de la burbuja y los puentes de hidrógeno resultantes b) Capa de agua sobre la burbuja. (Yianatos, 2005)

El tamaño de la burbuja a nivel laboratorio está principalmente influenciado por la velocidad de área superficial, la presencia de espumante, el dispositivo que genera las burbujas y la presión de operación (Orozco, 2012).

La distribución del tamaño de burbuja es determinante en la eficiencia del proceso de flotación. En virtud del mecanismo de colisión de partículas y adherencia, las burbujas no deben ser ni excesivamente grandes o pequeñas. Rubio et al. (2002, 2006) han investigado el efecto de la mezcla de tamaños de burbuja en celdas de flotación convencionales, refiriéndose a burbujas de tamaño convencional entre 600 - 2000 μm , y tamaños finos de burbuja entre 50 - 200 μm . Los autores concluyeron que los tamaños convencionales de burbuja flotan preferentemente los tamaños de partículas mayores a 40 μm y que burbujas finas flotan partículas menores a 40 μm .

Una disminución en la coalescencia permite la reducción del tamaño de burbuja ante incrementos en la concentración de espumante. Después de cierta concentración, denominada como concentración crítica de coalescencia (CCC), se logra un tamaño mínimo casi constante. De acuerdo a la Figura 25, los espumantes alcanzan la CCC a ciertas concentraciones, esto depende principalmente del peso molecular del compuesto base (Cytec, 2002).

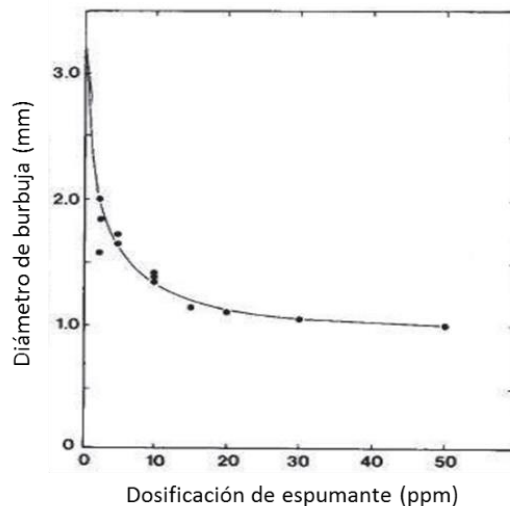


Figura 25. Tamaño de burbuja vs concentración de espumante (Cytec, 2002)

Existen tres grupos de espumantes que se utilizan principalmente en la industria y son:

- 1) Alcoholes. Son considerados espumantes débiles teniendo una baja actividad superficial; propician una cinética rápida, espuma menos estable, baja

retención de agua, mayor selectividad y baja persistencia (Azgomi et al., 2007). La actividad superficial de estos espumantes se incrementa cuando aumenta el largo de la cadena, con un máximo alrededor de seis a siete carbonos (Zhang, 2009); pueden ser alcoholes alifáticos lineales, ramificados, cíclicos y aromáticos. Preferentemente se utilizan alcoholes cíclicos cuando se requiere una espuma más persistente.

- 2) Poliglicoles. Éstos forman una familia de gran variedad de estructura y pesos moleculares. Cuando el peso molecular aumenta, aumenta la recuperación de agua. Con estos compuestos se logra una buena profundidad de espuma; espuma más estable y persistente comparada a la conseguida por alcoholes, así como una baja sensibilidad a los cambios de pH y alta retención de agua, por lo que produce una capa de hidratación más prolongada (Melo et. al, 2006).
- 3) Mezclas alcoholes-poliglicoles. Que conforman mezclas en distintas proporciones de distintos tipos de alcoholes y poliglicoles.

3.7 Arrastre de partículas en la flotación

La flotación de minerales en general se lleva a cabo por dos mecanismos: flotación verdadera y flotación por arrastre. La flotación verdadera ocurre cuando las partículas se unen a las burbujas de aire en la pulpa agitada, las burbujas generadas colectan el mineral y ascienden alcanzando la base de la espuma. Las burbujas continúan subiendo, volviéndose más grandes por coalescencia, hasta alcanzar la cima de la espuma y son colectadas llevando su carga de partículas unidas a ellas (Smith et al., 1989).

La flotación por arrastre puede concentrar tanto partículas hidrófobas como hidrofílicas. El arrastre de partículas hidrofílicas durante el ascenso de las burbujas ocurre por dos mecanismos, como se muestra en la Figura 26 (Ross, 1990):

- 1) El transporte interno de agua en la burbuja (interno).
- 2) Recuperación por adhesión en la zona de colección entre partículas hidrófobas (arrastre).

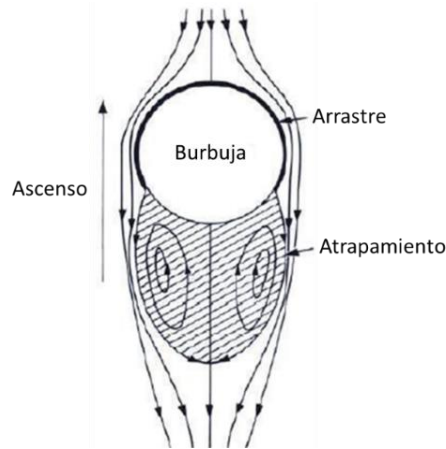


Figura 27. Ascenso de una burbuja con la capa de agua ligada y turbulencia a su paso (Smith et al., 1989)

Existe una fuerte asociación entre el transporte de agua y de partículas, tanto de ganga como de la especie mineral de interés hacia la espuma. Las partículas finas son las más susceptibles de ser arrastradas a la fase espuma, mientras que no es relevante para partículas gruesas (Trahar, 1981). Sin embargo, desde la espuma puede retornar material hacia la pulpa, por drenaje a través de las distintas partes que conforman su estructura, como lo muestra la Figura 28.

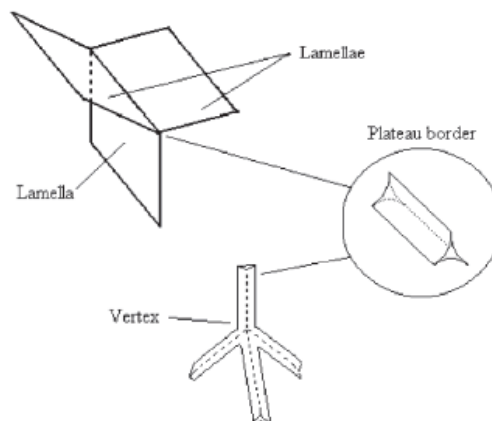


Figura 28. Estructura de la espuma (Yianatos, 2005)

Los procesos que toman lugar en la espuma son el drenaje, la ruptura del film, la coalescencia y la difusión. El drenaje de líquidos desde los films y los *plateau borders* es influenciado por la acción de la gravedad. El líquido fluye a través de los films hacia los *plateau borders* debido a la diferencia en la curvatura y desde ahí a

los vértices. Esto produce un adelgazamiento del film que puede romperlo, promoviendo la coalescencia de dos o más burbujas (Ventura-Medina et al., 2002).

Las mismas fuerzas que previenen la coalescencia y mantienen una dispersión fina de burbujas en la zona de pulpa, también promueven la formación de una espuma estable. En los sistemas de flotación, las partículas adheridas a la burbuja promueven la estabilidad de la espuma. Las partículas pueden ser consideradas físicamente como un bloqueo del drenaje, lo que genera un incremento en la viscosidad de la espuma (Moyo et al., 2005).

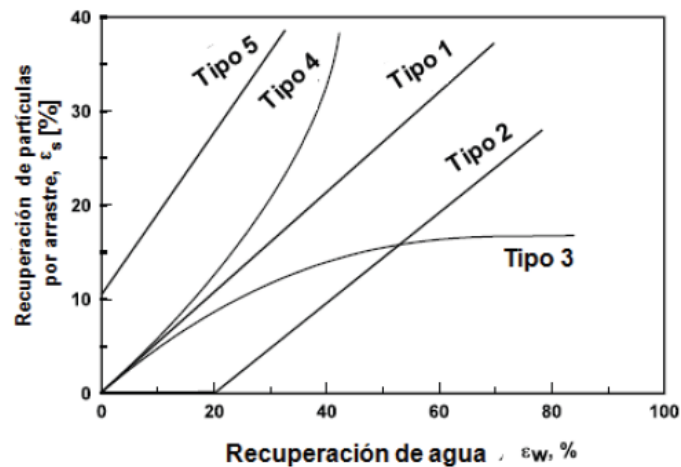


Figura 29. Tipos de comportamiento en recuperación de agua (Yianatos, 2005).

La importancia del control de agua por transporte en la espuma radica en que también controla la cantidad de ganga arrastrada, influyendo directamente en la recuperación total del proceso. El agua no es selectiva al arrastrar partículas, la cantidad de agua en el concentrado tiene mayor impacto en la recuperación de ganga y por tanto en la ley del concentrado final (Trahar, 1981; Warren, 1985; Smith, 1989). Por lo tanto no se puede evitar que durante el arrastre de agua ocurra un arrastre de partículas hidrófilas (Gamboa 2008).

Según Konopacka et al. (2010), existen cinco tipos de comportamientos en la recuperación de agua versus recuperación de partículas por arrastre. De acuerdo a la Figura 29, la forma de estas curvas depende de varios factores. Los más importantes son el tipo de flotación (batch o continua, la velocidad y tiempo de colección de espuma, dosificación de espumante). Los cinco tipos de curvas pueden ser clasificados en lineal (Tipo 1), lineal desplazada hacia abajo (Tipo 2), creciente con estanco (Tipo 3), creciente (Tipo 4) y lineal desplazada hacia arriba (Tipo 5).

4. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

4.1 Mineral de estudio

El mineral de estudio proveniente del estado de Guerrero, pertenece a un yacimiento tipo vulcanogénico. La muestra mineral se recibió en lotes de 1 kg, y proviene de un compuesto generado para la segunda etapa de investigación metalúrgica por parte de la empresa dueña del yacimiento. El material contiene las mismas características litológicas que el utilizado para el estudio previo, cuyos resultados se plantearon en la justificación. Se retomó información de la investigación previa del 2011 para utilizar las mismas condiciones de molienda, porcentaje de sólidos y esquema químico. Para realizar el estudio químico de cabeza se tomó aleatoriamente 1 lote de muestra. El análisis químico de cabeza y demás ensayos se realizaron en el laboratorio químico del Instituto de Metalurgia de la Universidad Autónoma de San Luis Potosí.

4.2 Molienda

Para asemejar el producto de molienda utilizado en las pruebas de flotación previas a esta investigación, se obtuvo un tamaño de P_{80} igual o poco menor a 21 μm . Las pruebas de molienda se efectuaron en un molino rotatorio de bolas impulsado por rodillos; en la Figura 30 se muestra los componentes del sistema del molino de bolas utilizado, y en la Tabla VI la distribución en peso del gradiente de bolas. Las dimensiones del molino fueron: diámetro interno de 20 cm con largo de 28 cm, el peso del gradiente de bolas inicialmente fue de 12.5 kg.

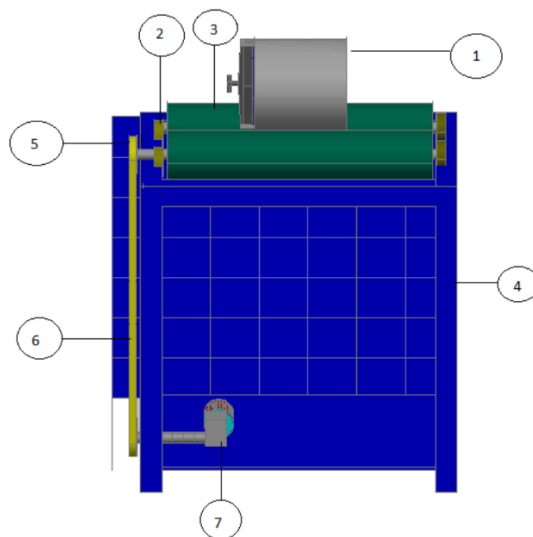


Figura 30. Molino de bolas: 1) cámara de molienda, 2) rodajes, 3) rodillos vulcanizados, 4) mesa de soporte, 5) poleas, 6) transmisión y 7) motor

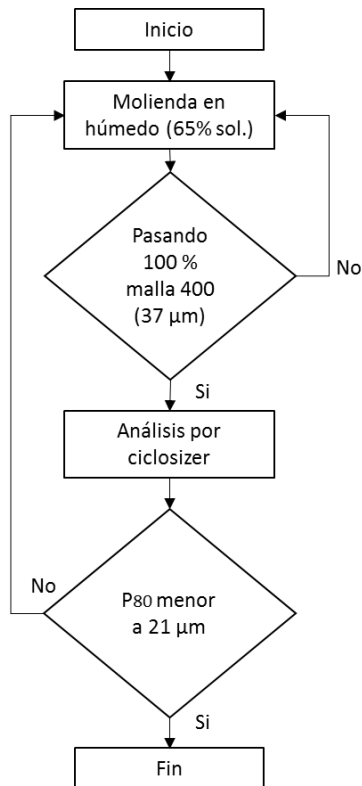


Figura 31. Diagrama de flujo de molienda

La experimentación se realizó por lotes de 1 kg con 65% de sólidos a distintos tiempos de molienda (15, 30, 45, 60 y 70 min).

Para lograr el objetivo planteado ($P_{80} \leq 21 \mu\text{m}$), se utilizó el procedimiento ilustrado en la Figura 31. Se tamizó sobre una malla 400 ($37 \mu\text{m}$) como primer referencia, cuando el producto pasó a través de la malla al 100%, se utilizó un Ciclosizer marca Warman modelo M6, el cual puede separar las partículas en tamaños de 27, 20, 15 11 y $9 \mu\text{m}$, para determinar la distribución de tamaño.

Tabla VI. Distribución en peso del gradiente de bolas

Tamaño (pulg.)	Gradiente	
	Peso (%)	Peso (Kg)
1	39.4	4.9
3/4	22.3	2.8
1/2	12.8	1.6
3/8	12.8	1.6
1/4	12.8	1.6
Total =	100.0	12.5

4.3 Flotación convencional

Las pruebas de flotación convencional se realizaron en una celda de flotación con capacidad de 4.5 L. La celda está equipada con un sistema de agitación variable por medio de un variador de corriente, flujo de aire controlado, sistema de acondicionamiento, dispositivo para controlar el nivel de pulpa constante con capacidad de 4 L y potenciómetro. Dado que el mecanismo de agitación está ubicado en la parte inferior de la celda, esto favorece la colección completa de la espuma sobre toda la superficie. La Figura 32 muestra el equipo manejado, donde se observa la celda con todos sus accesorios.

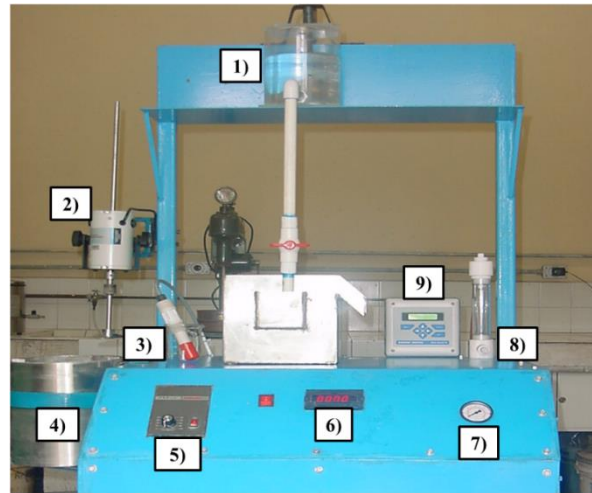


Figura 32. Celda de flotación a nivel laboratorio; 1) recipiente controlador de nivel de pulpa, 2) motor para tanque de acondicionamiento, 3) electrodo de pH, 4) tanque de acondicionamiento, 5) controlador de velocidad de agitación, 6) monitor revoluciones por minuto 7) medidor de presión de aire, 8) flujómetro de aire en celda, 9) potenciómetro.

Durante las pruebas y en ambas etapas, los parámetros mecánicos se mantuvieron constantes. El aire se mantuvo a un flujo de 10 L/min, la velocidad de agitación fue 1000 r.p.m. y el tiempo de acondicionamiento se adecuó en función del procedimiento y etapa de flotación correspondiente (ver Tabla VII). El valor de 10 L/min de aire se definió en base al $J_g = 0.53$ cm/s generado en la celda de flotación. El porcentaje de sólidos utilizado fue de 22% al agregar 1 kg de muestra seca y aforando con agua la celda. En la Tabla VI se muestra la concentración de reactivos así como el tiempo, pH y velocidad de agitación para las diferentes etapas. La Figura 33 muestra el diagrama del proceso con los puntos de dosificación de reactivos.

En la etapa de molienda se agregó NaCN para deprimir la pirita, ZnSO₄ para deprimir minerales de zinc en la etapa plomo-cobre, Na₂CO₃ como modificador de superficie y CaO como regulador de pH.

Tabla VII. Esquema de reactivos para flotación convencional.

ETAPA	REACTIVOS (g/ton)									TIEMPO (min)	pH	R.P.M.
	NaCN	ZnSO ₄	XIP	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	AP-3418	MIBC	AP-8222	Cal			
Molienda	400	1200			800				250	70		
Acondicionamiento Pb-Cu								28		10		1000
Flotación Pb-Cu						18	20			20		1000
Acondicionamiento Zn				560						10	10.5	1000
Flotación de Zn			50				10			20	10.5	1000

Las pruebas se realizaron en circuito abierto, para estudiar la cinética de flotación en dos etapas: 1) Etapa plomo-cobre y 2) Etapa de zinc.

1) Etapa plomo-cobre

Para tener un derrame constante durante la prueba se acopló el alimentador del tanque de control de nivel en un costado de la celda, el agua del tanque de control de nivel se manejó con la misma concentración de espumante que se utiliza durante la prueba (10 g/ton). El acondicionamiento duró 10 min; se agregó AP-8222, el cual es un colector tipo tionocarbamato que no es soluble en agua. Antes de comenzar con la flotación se adicionó colector AP-3418 del tipo ditiofosfinato y metil-isobutil carbinol (MIBC) como espumante. Se inyectó aire, y se abrió la válvula del agua de recuperación y se comenzó a recolectar la espuma con una velocidad de 20 paleos por minuto. El contenedor de concentrado se cambió para muestrear en los lapsos de 0.5, 1, 2, 3, 5, 8, 12, 16 y 20 min.

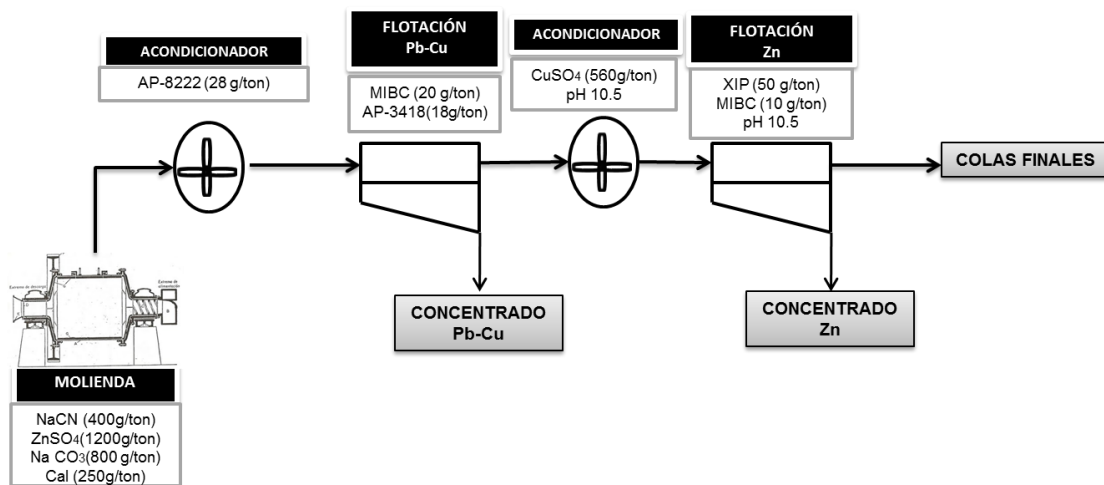


Figura 33. Esquema de flotación convencional.

2) Etapa de zinc

La salida (cola) de la etapa plomo-cobre es la entrada de la etapa de flotación de zinc. Antes de comenzar a flotar, se llenó nuevamente el tanque de control de nivel; esta vez, además de espumante, se agregó CaO hasta alcanzar un pH 10.5 para no desestabilizar las condiciones superficiales durante el experimento. Los minerales de zinc se activaron acondicionándolos con CuSO_4 , y regulando el pH en 10.5 durante 10 min. El pH alcalino ayuda a evitar la flotación de pirita (hierro).. Después del acondicionamiento se agregó como colector xantato isopropílico de potasio (XIP) y como espumante nuevamente MIBC. La metodología de muestreo en la etapa plomo-cobre fue la misma para la etapa de Zn. Al final, la pulpa remanente en la celda se considera como la cola final del proceso.

Los productos de las pruebas de flotación, tanto de concentrado para ambos circuitos como de la cola final, se enviaron a análisis químico del laboratorio del Instituto de Metalurgia de San Luis Potosí y se determinaron las concentraciones de plata, plomo, cobre, zinc y hierro.

4.4 Floc-flotación

El proceso de Floc-flotación fue aplicado en ambas etapas del circuito de flotación convencional. Como ya se mencionó, las etapas siguientes fueron necesarias: 1) Dispersión, 2) Hidrofobización selectiva, 3) Floculación hidrófoba y 4) Flotación de floculos.

La Figura 34 describe la metodología utilizada para la Floc-flotación en la etapa plomo-cobre y la Figura 35 en la etapa de zinc.

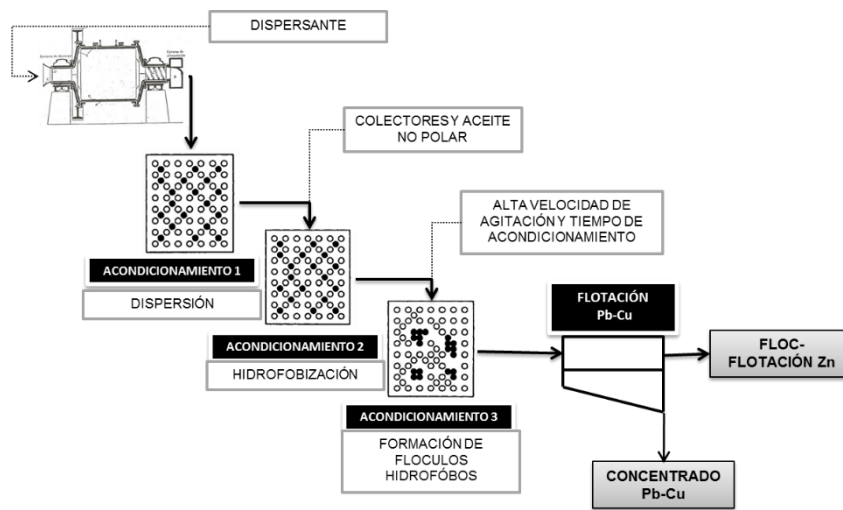


Figura 34. Esquema de Floc-flotación para la etapa plomo-cobre.

Los tiempos de flotación, colectores, activadores, modificadores de superficie y espumantes fueron los mismos utilizados que en la flotación convencional.

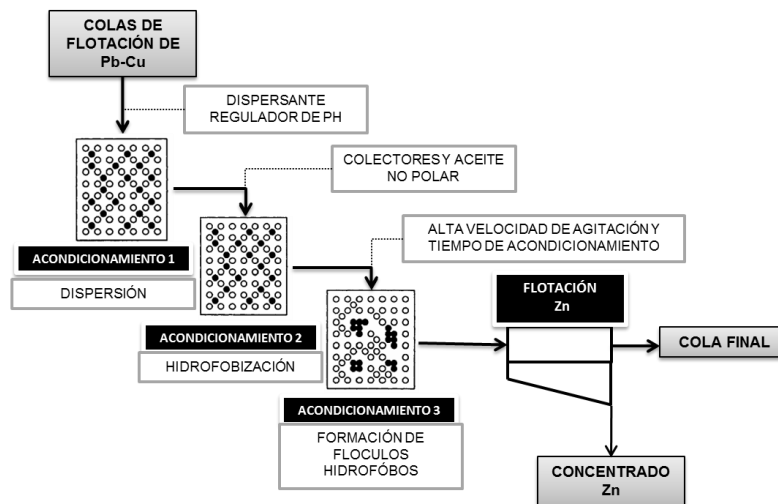


Figura 35. Esquema de Floc-flotación para la etapa de zinc.

1) Dispersión

Para dispersar las partículas se utilizó hexametáfosfato de sodio (HMFS), debido a que en la mayoría de los casos de minerales polimetálicos ha producido resultados más favorables en comparación con los dispersantes orgánicos. Además de que los reactivos orgánicos pueden deprimir las especies de galena y calcopirita (Foszcz, 2011).

Se utilizaron dosificaciones de 100, 200 y 500 g/ton para ambas etapas de flotación, la metodología y cantidades de reactivos fueron los mismos que en la flotación convencional. En la etapa plomo-cobre se agregó HMFS desde la etapa de molienda para tener un mayor tiempo de residencia; el tiempo de acondicionamiento fue de 10 min (al igual que en la flotación convencional). En la etapa de zinc se agregó durante la etapa de acondicionamiento.

2) Hidrofobización selectiva

Una vez definida la cantidad óptima de dispersante para ambas etapas de flotación, se realizó la hidrofobización selectiva con la adición de colectores. En la etapa plomo-cobre se adicionó 18 g/ton de AP-8222 en el acondicionamiento y antes de comenzar la etapa de flotación se agregó AP-3418. Para contribuir al efecto de los colectores se agregó keroseno, el cual fue previamente emulsificado y homogenizado en agua con un agitador Ultraturrax marca IKA modelo T10 (Figura

36) a 5000 r.p.m. durante 10 min; esto crea una capa hidrófoba más resistente en las partículas por medio de puentes de aceite (Song et al., 2002).



Figura 36. Equipo homogeneizador Ultraturrax T10.

Las dosificaciones utilizadas de keroseno para ambas etapas fueron: 200, 400 y 600 g/ton. La adición de la emulsión de keroseno en la etapa plomo-cobre fue después de la etapa de acondicionamiento y después de haber agregado el colector AP-3418; en la etapa de zinc se agregó después de adicionar el XIP. Después de agregar la emulsión en ambas etapas se continuó con la flotación convencional.

3) Floculación hidrofóbica

Después de establecer las condiciones de dispersión e hidrofobización más adecuadas, se trabajó sobre la optimización de la floculación hidrofóbica. Es decir, que después de dispersar y agregar la emulsión de keroseno se experimentó a diferentes condiciones de acondicionamiento para generar la mayor cantidad de flóculos de partículas con minerales de valor. Se definió un tiempo de 10 min de acondicionamiento con keroseno para experimentar a diferentes velocidades de agitación (800–1500 r.p.m.) para ambas etapas de flotación. Después de determinar la velocidad óptima para la formación de flóculos en cada etapa, se experimentó con los tiempos de acondicionamiento (15, 25 y 60 min). Después de cada acondicionamiento, la metodología para realizar las pruebas fue la misma usada anteriormente en la flotación convencional.

4.5 Estudios de caracterización mineralógica

Para estudiar el fenómeno de heterocoagulación de partículas finas, se realizó un estudio de caracterización mineralógica para una muestra de pulpa en ausencia y presencia de dispersante. El muestreo de pulpa se efectuó al término del acondicionamiento en la etapa plomo-cobre en ausencia y presencia de dispersante como se muestra en la Figura 37.

La muestra sin dispersante se tomó a partir de la prueba de flotación convencional, y la muestra con dispersante se tomó del acondicionamiento con 300 g/ton de HMFS.

Con una pipeta se muestreó 1 mL de la mezcla agua, la cual se colocó en un vaso de precipitado con 100 mL de agua destilada. Esta solución se mantuvo en agitación y se extrajo 0.5 mL para colocarla directamente sobre una película adherible. La muestra fue secada a temperatura ambiente y después recubierta con carbón.

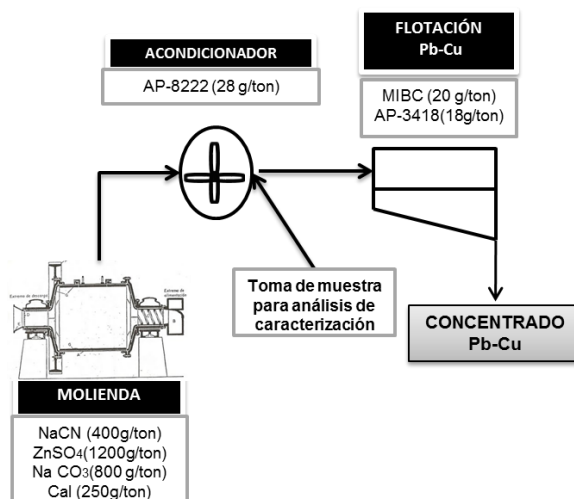


Figura 37. Toma de muestra para su análisis por caracterización mineralógica.

Para el análisis de caracterización mineralógica se utilizó un microscopio electrónico de barrido marca Jeol modelo JSM-6610LV, equipado con espectrómetro de Fluorescencia de rayos X marca OXFORD modelo X-MAX.

4.6 Recuperación de agua

El monitorear la recuperación de agua es importante para definir el arrastre de partículas en una flotación selectiva. La recuperación de agua se monitoreo durante la definición de la cantidad de dispersante ya que se generó una espumación atípica

en presencia de hexametáfosfato, generando un arrastre importante de partículas de zinc y ganga en la etapa plomo-cobre. El agua recuperada se calculó a partir de la pulpa recuperada durante el proceso de flotación en la etapa plomo-cobre y etapa de zinc. Esta recuperación fue calculada a partir de la ecuación 13.

$$R_w = \frac{p_w}{P_t} * 100 \quad [13]$$

donde R_w es el porcentaje de agua recuperada, p_w es el peso de agua recuperada en el concentrado, P_t es el peso total de agua en la celda de flotación.

4.7 Medición del tamaño de burbuja

Para caracterizar el tamaño de burbuja presente en la celda de flotación, se utilizó la técnica de análisis de imágenes. El análisis de imágenes se aplica en procesos de flotación para determinar la distribución del tamaño de burbuja. El proceso se basa con la adquisición de fotografías de alta resolución (usualmente del orden de 50 pixeles/mm).

Esta técnica involucra fotografiar las burbujas por medio de un dispositivo, como el mostrado en la Figura 38.

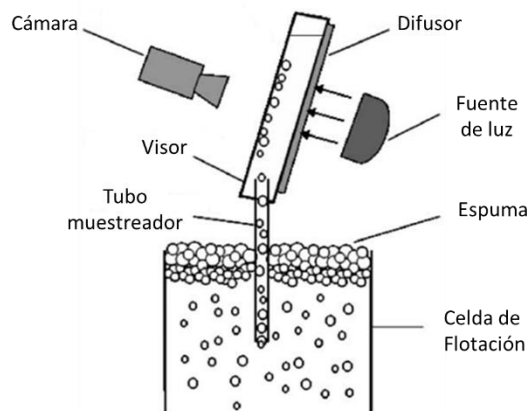


Figura 38. Dispositivo para determinar el tamaño de burbuja.

El instrumento utilizado está diseñado en el analizador *Bubble Viewer* desarrollado en la Universidad de McGill. Desde la celda de flotación se muestrea pulpa usando un tubo vertical de 1/2" de diámetro que conduce el agua con burbujas hacia un visor, el cual se ilumina desde la parte posterior, de modo tal que la luz atraviesa el visor antes de llegar a la cámara. El visor fue colocado con una inclinación de 15°, lo que tiene como objetivo crear una capa única de burbujas para

evitar su superposición. La velocidad de adquisición de la cámara fue 1 fotografía por segundo, ya que este tiempo es suficiente para que las burbujas fotografiadas salgan del campo visual de la cámara y se evite el remuestreo. Una vez tomadas las fotografías, se procedió al procesamiento, el cual consistió de 6 pasos:

- 1) Conversión de la imagen a escala de grises. Esto solo en caso de que la imagen sea en color.
- 2) Definición del umbral. Con esto se determinó qué objetos son burbujas; en este paso se binariza la imagen (cada pixel es transformado en blanco y negro). Dado que la imagen se encuentra en escala de grises, se definió un umbral de separación que depende de la iluminación.
- 3) Segmentación. Aquí un objeto se define como un conjunto de pixeles negros contiguos. La imagen binaria contiene objetos denominados Binary Large Objects (*blobs*, por sus siglas en inglés). Para seleccionar los *blobs*, primeramente se eliminaron los objetos muy pequeños que corresponden comúnmente a ruido de la imagen, luego se seleccionaron secciones negras de la imagen binaria que están conectadas en alguna de las 8 direcciones seleccionadas (norte, sur, este, oeste, noroeste, noreste, sureste y suroeste). Los *blobs* pueden presentar agujeros o zonas más claras en su interior, los cuales son rellenados y medidos. (Acuña, 2007)
- 4) Medición de objetos binarios o *blobs*. Para determinar cuáles son los objetos en la matriz de la fotografía binarizada que corresponden a las burbujas, se realizaron mediciones de las características geométricas (área, eje mayor, eje menor, perímetro, etc.). Las propiedades geométricas dependen de la resolución y tamaño de los objetos medidos.
- 5) Clasificación de *blobs*. Los objetos medidos se clasificaron mediante un filtro que eliminó aquellas figuras que no son burbujas, por medio de un factor de forma. De este modo se analizó la relación entre el factor de forma del objeto y el factor de forma de una esfera perfecta, si ésta es mayor a 0.9, el objeto corresponde a una burbuja.

La medición de tamaño de burbuja se realizó en la celda de flotación sobre la fase agua-aire, para lo cual se evaluaron dos condiciones: 1) En presencia de espumante y 2) En presencia de espumante con 20 g/ton y 300 g/ton de HMFS.

5. RESULTADOS

5.1 Molienda

Para las pruebas de molienda se utilizaron 2 gradientes diferentes de bolas, esto para generar un mayor efecto de abrasión dentro del molino. La abrasión, según Crabtree et al. (1964), se genera por desgaste y presión producida por la carga de bolas cuando el molino gira. Conforme se reduce el tamaño de los huecos entre las bolas, aumenta el efecto de abrasión. La Tabla VII presenta la distribución de los gradientes utilizados en la etapa de molienda, donde se observa la comparación entre ambos. En el tamaño de $\frac{1}{4}$ ", el peso del gradiente 2 se aumentó de 5% a 17.8%, quedando como peso total 13 kg; es decir, se incrementó hasta 0.5 kg. Con este ajuste se logró una mejor eficiencia en la molienda.

Tabla VIII. Gradientes en molino de bolas

Tamaño (pulg.)	Gradiente 1		Gradiente 2	
	Peso (%)	Peso (Kg)	Peso (%)	Peso (Kg)
1	39.4	4.9	37.9	4.9
3/4	22.3	2.8	21.5	2.8
1/2	12.8	1.6	12.3	1.6
3/8	12.8	1.6	12.3	1.6
1/4	12.8	1.6	16.1	2.1
Total =	100.0	12.5	100.0	13.0

Tabla IX. Resumen de resultados en malla de referencia

Tiempo de molienda (min)	% Acumulado a $-38\mu\text{m}$	
	Collar 1	Collar 2
20	80.1	81.3
40	85.2	92.1
60	89.3	95.4
70	92.5	99.8

El efecto del aumento de abrasión se observa en la Tabla IX, donde se comparan los porcentajes pasando a $-38\mu\text{m}$ (malla 400), que es la primera referencia utilizada para determinar el tiempo de molienda. Cuando los tamaños de partícula son menores a $20\mu\text{m}$, la viscosidad de la pulpa aumenta considerablemente hasta el punto de formar una pasta; este punto se ha

denominado porcentaje de sólidos crítico, lo cual implica que la energía empleada no cumpla la función de disminuir el tamaño de partícula (Martínez, 2013). Por esta razón se optimizó el porcentaje de sólidos de 60% a 52%, dadas las características de la pulpa y para mejorar el manejo de la misma en operaciones posteriores.

Dado el tamaño de partícula fino obtenido, su análisis se realizó por ciclones para 60 y 70 min de molienda, usando el gradiente 2. Las condiciones del gradiente y el porcentaje de sólidos modificados establecieron 70 min como el tiempo de molienda adecuado para las pruebas de flotación convencional y de Floc-Flotación. De acuerdo a la Tabla X, para un análisis granulométrico correspondiente a 70 minutos se obtuvo un $P_{80} = 17 \mu\text{m}$; el análisis de 60 min se puede ver en el Anexo 3.

Tabla X. Análisis de tamaño con ciclones

Tamaño (malla)	Tamaño (micras)	Peso (g) Retenido	Peso (%)	Porcentaje Acum. (-)
C1	27	5.1	5.10	94.90
C2	20	5.8	5.80	89.10
C3	15	15.8	15.80	73.31
C4	11	13.1	13.10	60.21
C5	9	10.8	10.82	49.39
Total		100.0	100.0	
$P_{80} =$		17	μm	

5.2 Estudio por microscopía electrónica de barrido.

En la Figura 39 se muestra un comparativo entre las micrografías obtenidas para 2 muestras de pulpa, en ausencia y presencia de dispersante. La muestra 1 fue tomada de la prueba convencional de flotación después del acondicionamiento sin agente dispersante, y la muestra 2 después de la etapa de acondicionamiento usando 300 g/ton de HMFS. Las micrografías sin dispersante muestran claramente el fenómeno de heterocoagulación, y como la presencia del dispersante ayuda a evitarlo. Por ejemplo: en la figura a) se observaron partículas de calcopirita menores a $2 \mu\text{m}$ adheridas sobre una partícula de cuarzo (heterocoagulación); la fotografía del inciso c) muestra partículas ultrafinas de esfalerita superpuestas entre partículas de ortoclasa, y en la imagen e) se observaron partículas de galena menores de $1 \mu\text{m}$ adheridas en partículas de cuarzo. Las partículas de mineral de valor adheridas en ganga disminuyen la recuperación del concentrado final, y las partículas finas de ganga adheridas sobre el mineral de valor afectan el grado de concentrado. La propagación de las partículas finas gracias a la presencia de dispersante ayuda a una mejor selectividad en la flotación de minerales finos ya que éste logra despejar la superficie de los minerales.

La dispersión de las partículas fue lograda principalmente por el aumento en el número de cargas superficiales en la fase líquida lo que evita que las partículas se aglomeren. Sin embargo, es necesario tener en cuenta que otro tipo de interacciones podrían afectar la generación de cama de espuma, lo cual será discutido más adelante en la sección de recuperación de agua.

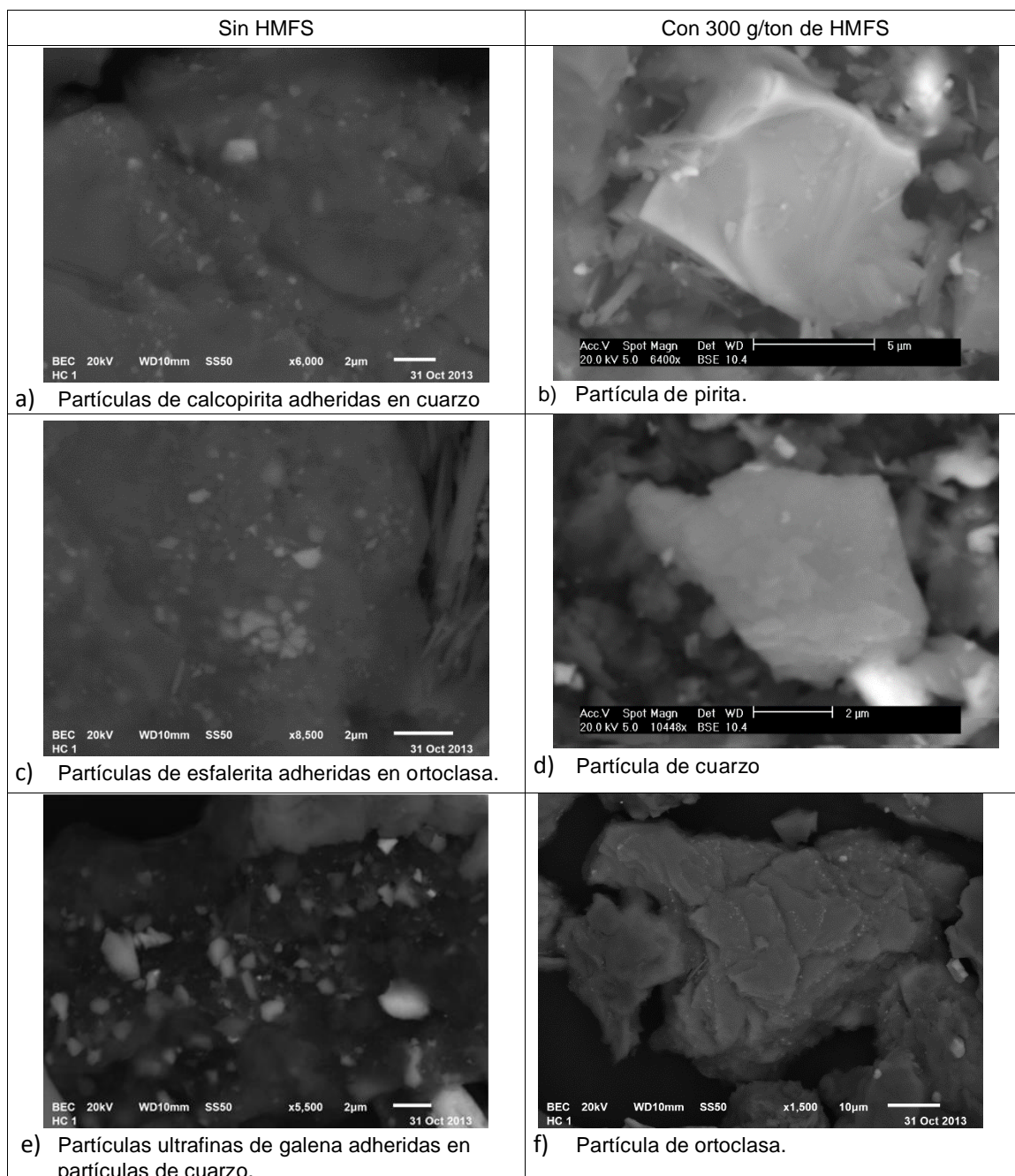


Figura 39. Micrografías preparadas en ausencia y presencia de HMFS

5.3 Estudios de flotación convencional

La Tabla XI presenta el balance metalúrgico para la prueba de flotación convencional, los valores representan los acumulativos de las pruebas cinéticas y se muestran tanto para la etapa plomo-cobre como para la etapa de zinc.

Tabla XI. Balance Metalúrgico de flotación convencional.

PRODUCTO	PESO %	LEY					DISTRIBUCIÓN (%)				
		Ag (g/t)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
CABEZA	100.0	154	0.86	1.14	3.25	9.46	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
CONC. Pb-Cu	10.5	1216	7.09	9.53	5.21	9.55	82.9	86.5	87.8	16.8	10.6
CONC. Zn	10.6	114	0.34	0.56	24.37	7.58	7.9	4.2	5.2	79.5	8.5
COLAS	78.9	20	0.17	0.11	0.16	8.70	9.2	9.4	6.9	3.8	80.9

De acuerdo a la tabla, la cola final del proceso de flotación presentó pérdidas similares a las pruebas convencionales reportadas en el 2011. El contenido de valor de plomo y cobre se detectó en las colas, debido al rango limitado de tamaño sobre el que el proceso de flotación actúa eficazmente (10-100 μ m). 9.4% de plomo y 6.9% de cobre se pierden en las colas; las principales pérdidas en la etapa de zinc son asociadas a la falta de selectividad en la etapa plomo-cobre, obteniéndose 16.8% de zinc en el concentrado plomo-cobre, con pérdidas de 3.8% en cola final.

La Figura 40 muestra las cinéticas de recuperación de cada elemento para la etapa plomo-cobre. La cinética de plomo está un tanto limitada con respecto a lo esperado, con aproximadamente 81% en 8 min de flotación.

La cinética de flotación para el cobre presentó un comportamiento muy singular hasta el minuto 5, donde al parecer se logra una activación importante, aunque para 8 min tan solo logra 62% de recuperación.

Los minerales con contenidos de plata presentaron una cinética de baja velocidad, observándose una recuperación de 75.1% para 8 min de flotación; esto puede ser explicado dado que la mayor parte de la plata se encuentra como sulfosales, las cuales no presentan generalmente la misma flotabilidad natural que presentaría un sulfuro; y también debido al tamaño de 17 μ m lo cual también influye en bajas cinéticas (considerando que 21 μ m fue el objetivo para la liberación adecuada).

La Figura 41 muestra las cinéticas para la etapa de zinc; tanto para el a) zinc como para el b) hierro. El zinc en la etapa de zinc fue recuperado en 8 min con un porcentaje de 79.1. La proporción de 16.8% del zinc total activado en el

concentrado plomo-cobre no se considera alta, ya que en circuito abierto o cerrado para la etapa primaria y/o agotativa, el tiempo de flotación en pruebas convencionales no rebasa los 12 min.

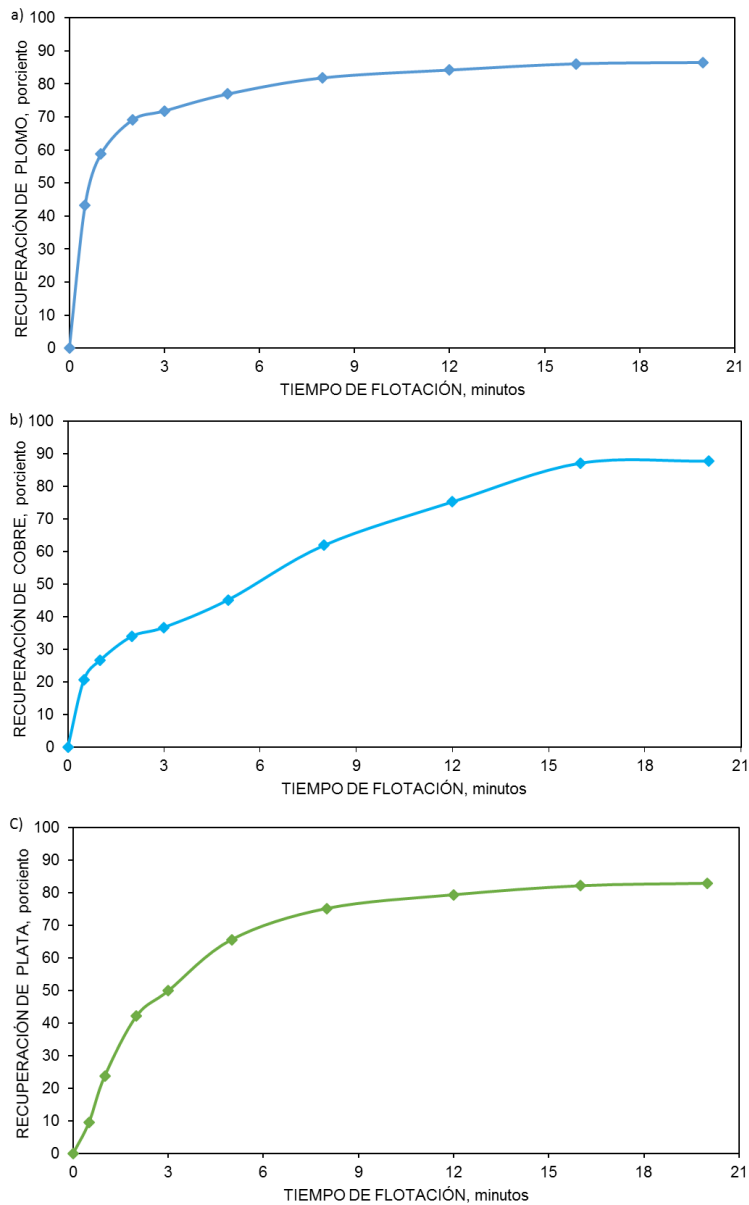
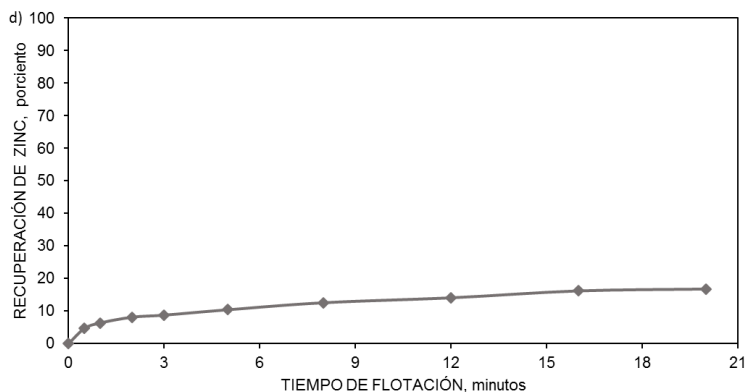


Figura 40. Cinéticas de flotación en la etapa plomo-cobre en flotación convencional. a) plomo, b) cobre, c) plata, d) zinc.



Continuación. Figura 40. Cinéticas de flotación en la etapa plomo-cobre en flotación convencional. a) plomo, b) cobre, c) plata, d) zinc.

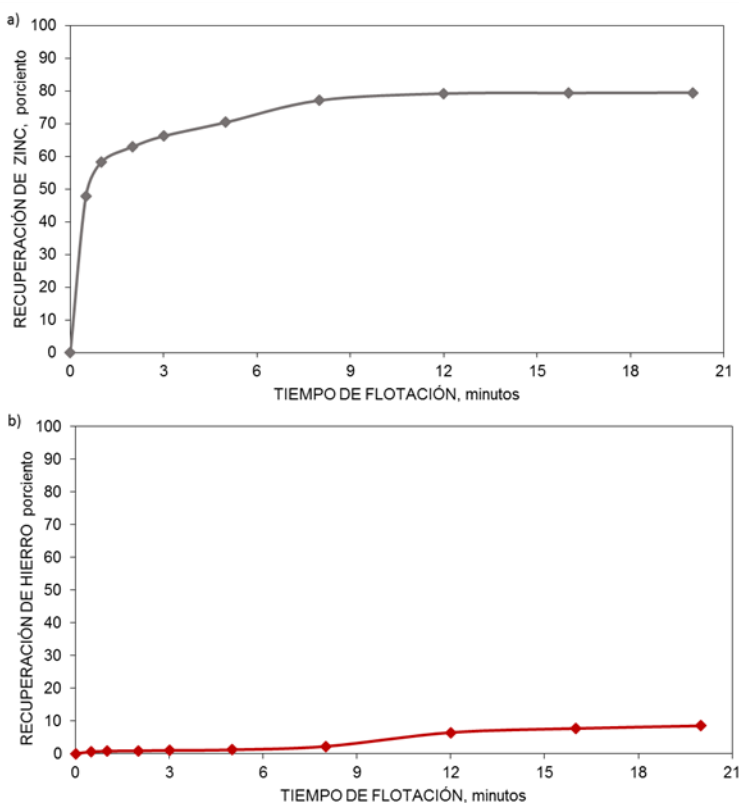


Figura 41. Cinéticas de flotación en la etapa de zinc en flotación convencional: a) zinc, b) hierro.

En la Figura 42 se graficó la cantidad de agua recuperada en la flotación plomo-cobre y flotación de zinc. El porcentaje de agua recuperada se utilizó como punto de comparación para identificar el comportamiento de arrastre en el proceso de Floc-flotación. De acuerdo a la figura, se observa que los arrastres son del Tipo lineal 5 desplazado hacia arriba según la descripción de Yianatos (2005), en donde

indica que el comportamiento es adecuado para una velocidad de colección constante.

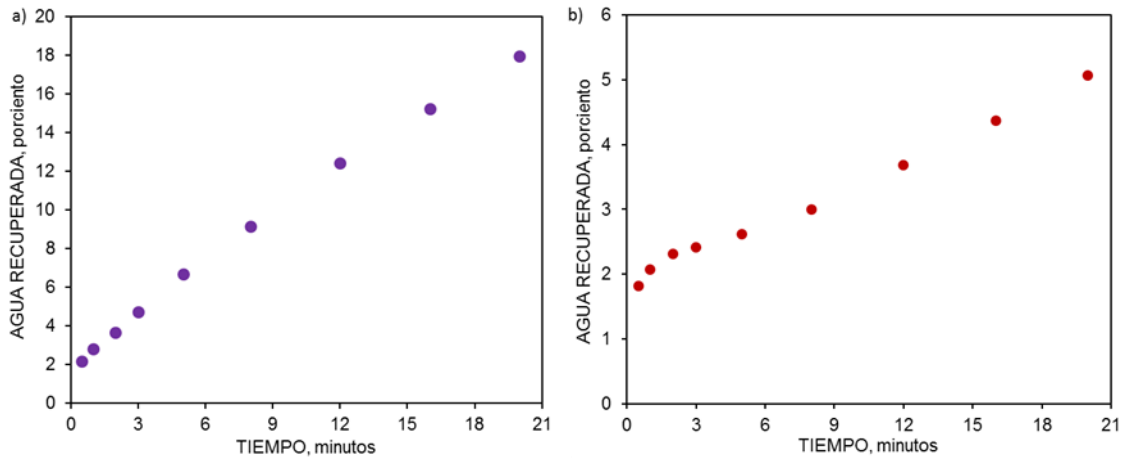


Figura 42. Recuperación de agua en flotación convencional de a) plomo-cobre y b) zinc.

En la flotación plomo-cobre se obtuvo una recuperación de agua acumulada de 17%, mientras que en la flotación de zinc fue de solo 5%.

5.4 Estudio de Floc-flotación

5.4.1 Efecto de la variación en la dosificación de dispersante.

La adición del dispersante se realizó en la etapa de molienda, manteniendo las mismas dosificaciones de demás colectores, activadores, depresores y espumante, además de seguir la misma metodología para el muestreo de concentrados.

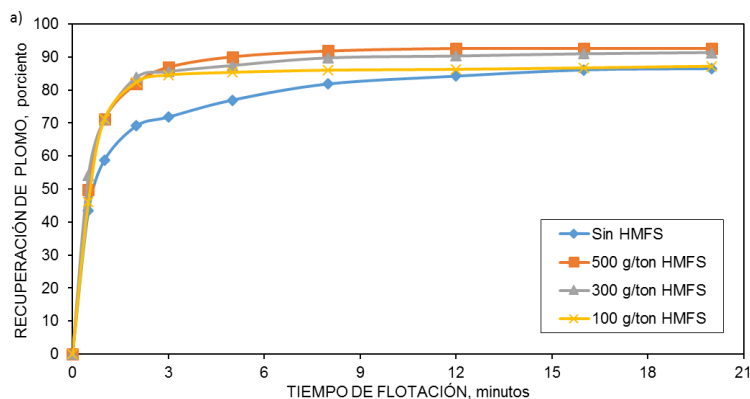
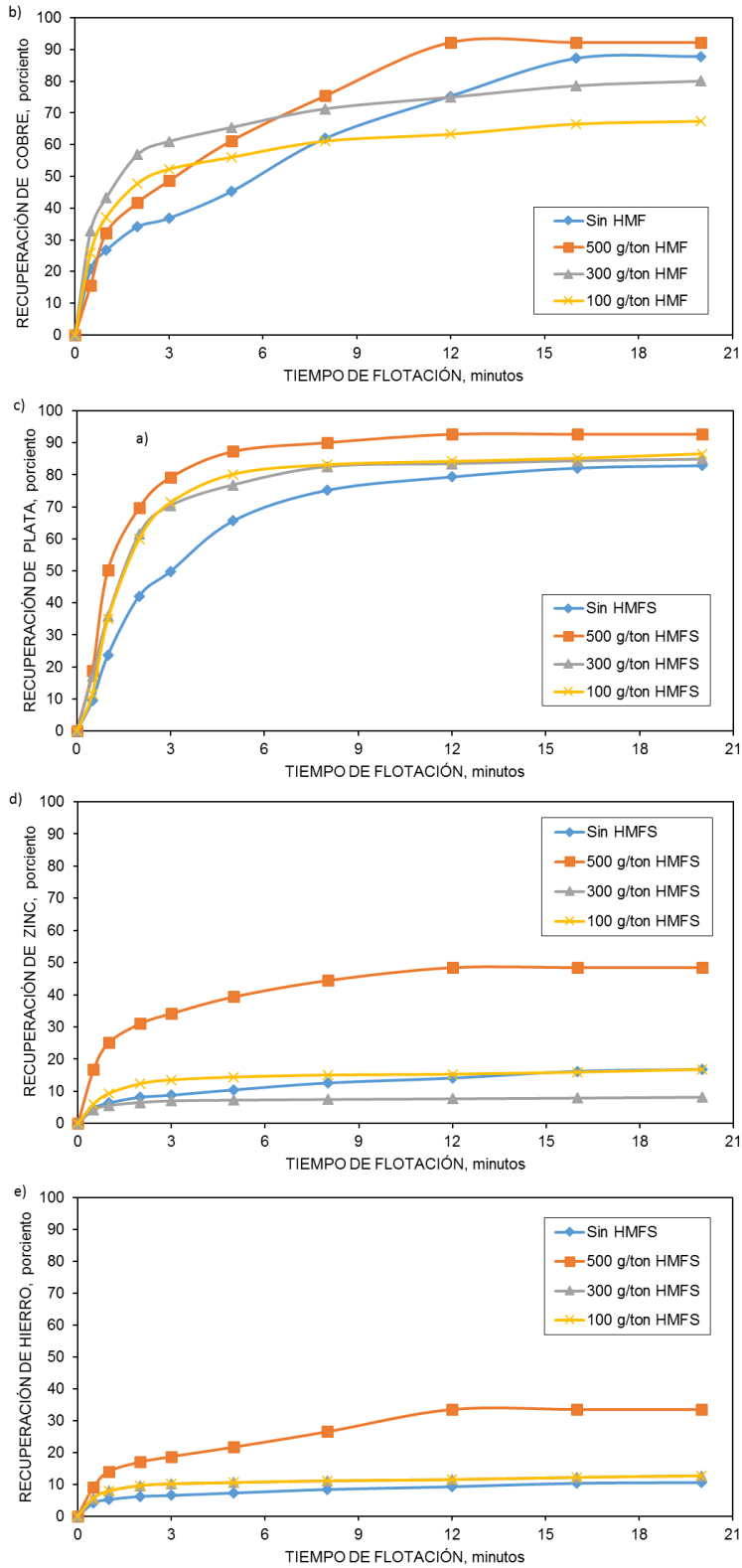


Figura 43. Cinéticas de flotación en la etapa de plomo-cobre para a) plomo, b) cobre, c) plata, d) zinc y e) hierro a diferentes dosificaciones de HMFS, con 20 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222 y 18 g/ton AP-3418.



Continuación. Figura 43. Cinéticas de flotación en la etapa de plomo-cobre para a) plomo, b) cobre, c) plata, d) zinc y e) hierro a diferentes dosificaciones de HMFS, con 20 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222 y 18 g/ton AP-3418.

En la Figura 43 se muestra el efecto de la cantidad adicionada de dispersante en función del tiempo de flotación durante la etapa de flotación plomo-cobre. La velocidad de recuperación para todos los elementos aumenta proporcionalmente con respecto a la cantidad de HMFS agregado, sin embargo cuando se agregó 500 g/ton de HMFS se incrementó la flotabilidad de zinc e hierro en el circuito plomo-cobre, recuperándose más de 40% de zinc y 30 % de hierro. Durante la prueba se observó físicamente un efecto de espumación mucho más fuerte; la estabilidad en la cama de espuma hizo derramar en demasía pulpa, por lo que se definió la técnica de agua recuperada para relacionar las pérdidas por arrastre.

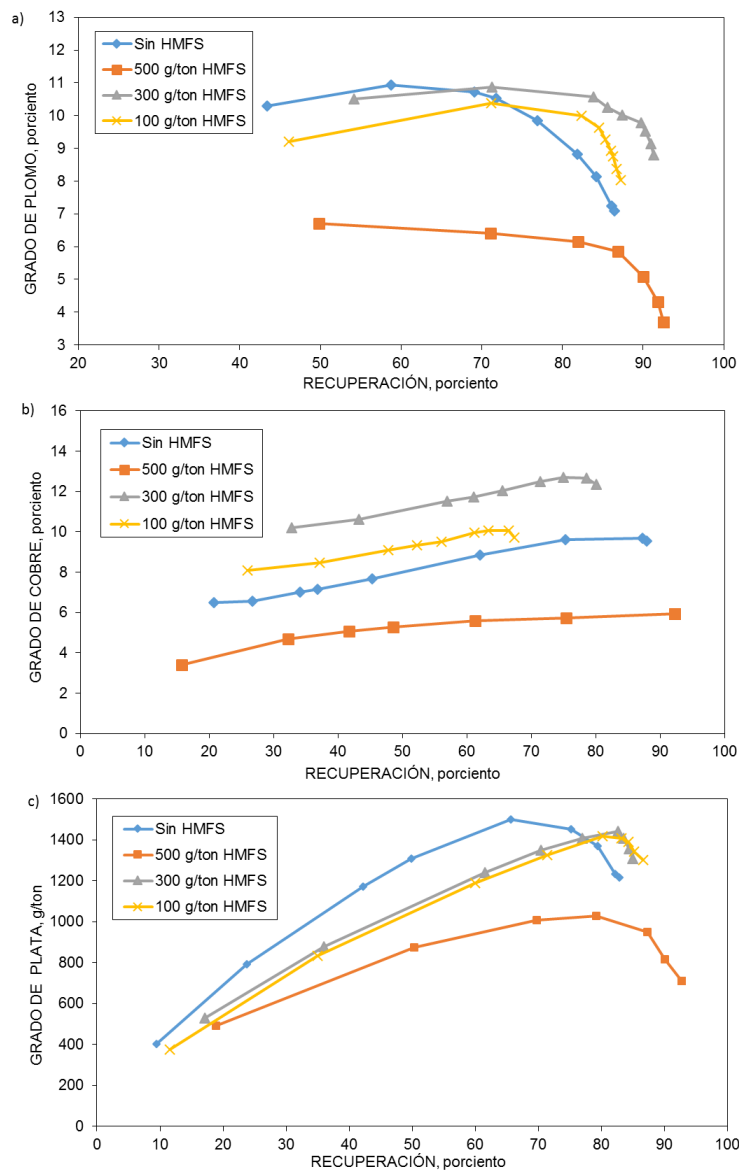


Figura 44. Grado vs recuperación para a) plomo, b) cobre y c) plata en la etapa plomo-cobre a diferentes dosificaciones de HMFS, con 20 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222 y 18 g/ton AP-3418.

La Figura 44 presenta las curvas de grado recuperación en la etapa plomo-cobre, para los minerales de valor evaluando la adición de dispersante. Este tipo de gráficas definen la eficiencia de la prueba al relacionar la recuperación con la calidad del concentrado, por lo tanto la definición de la dosificación más adecuada de dispersante se basó en este comportamiento. Aquí se observó el efecto positivo de una dosificación de 300 g/ton, para el cual se obtuvo tanto mejor recuperación como grado de concentrado para plomo, cobre y plata.

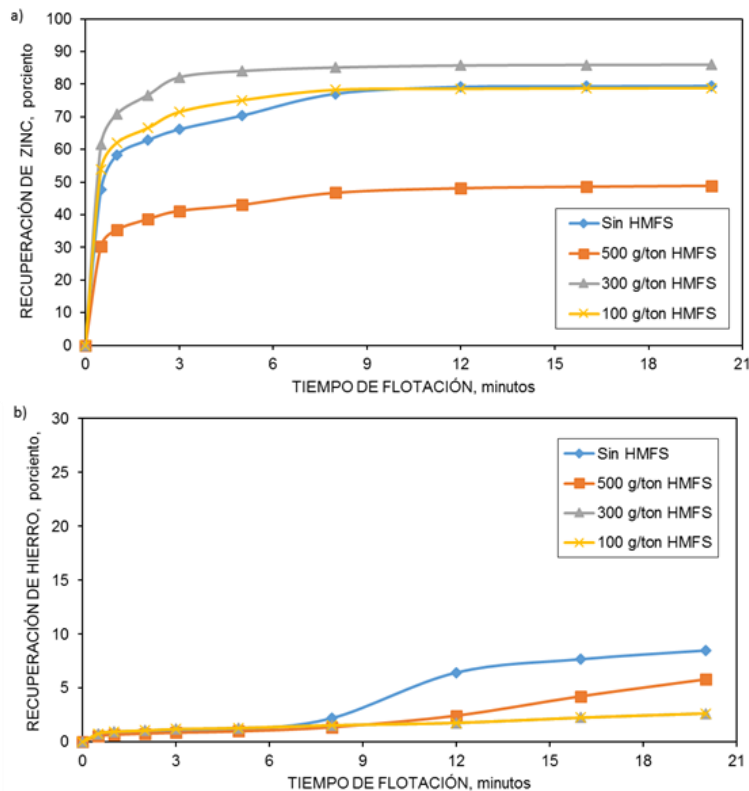


Figura 45. Cinéticas de flotación en la etapa de zinc para a) zinc y b) hierro a diferentes dosificaciones de HMFS, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC a pH 10.

En la Figura 45 se observan las cinéticas de zinc y hierro para la etapa de zinc, donde nuevamente se detectó el mismo efecto presentado en la etapa plomo-cobre, lo que afectó la recuperación de zinc ya que fue previamente flotado. La mejor recuperación fue adicionando 300 g/ton de HMFS desde molienda, con esto se logró hasta un 80% de zinc.

En la Figura 46 se demuestra, con la curva grado-recuperación, para la etapa de zinc que con 300 g/ton de HMFS aumenta tanto el grado como la recuperación del concentrado de zinc, que en gran medida es debido a la mejor selectividad con respecto al hierro, como se observa en la Figura 45 inciso b) y también a una menor activación de zinc en el concentrado plomo-cobre.

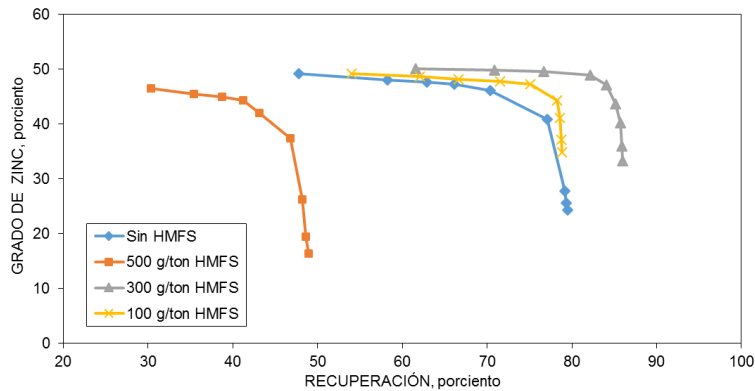


Figura 46. Grafico grado vs recuperación para zinc en la etapa de zinc, a diferentes dosificaciones de HMFS, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC a pH 10.

5.4.2 Efecto de la recuperación de agua

Para caracterizar el efecto de arrastre de partículas se cuantificaron las recuperaciones de agua con respecto al tiempo de flotación en la flotación plomo-cobre. El porcentaje de agua es referido con respecto al volumen total utilizado. De acuerdo a la Figura 47, se comprobó que existe un incremento de 23% en la recuperación de agua agregando 500 g/ton de HMFS.

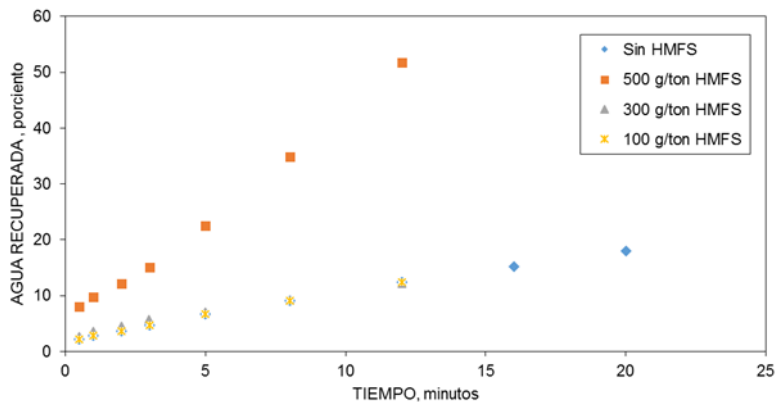


Figura 47. Recuperación de agua en función del tiempo, en la etapa plomo-cobre a diferentes adiciones de HMFS, con 20 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222 y 18 g/ton AP-3418.

Asimismo se trazó la recuperación de zinc en función del porcentaje de recuperación de agua (Figura 48). Los resultados muestran la relación directa de la

activación de zinc conforme aumenta el arrastre de agua para la dosificación de 500 g/ton; cuando se modifica la cantidad de HMFS en el sistema no hay una correlación clara en función de la concentración agregada. El comportamiento para 500 g/ton es debido a que las partículas de ganga evitan el drenaje interno sobre la estructura de la espuma por lo que no pueden fluir con facilidad las partículas; de acuerdo a los resultados, la dosificación adecuada de HMFS en la molienda debe ser de 300 g/ton.

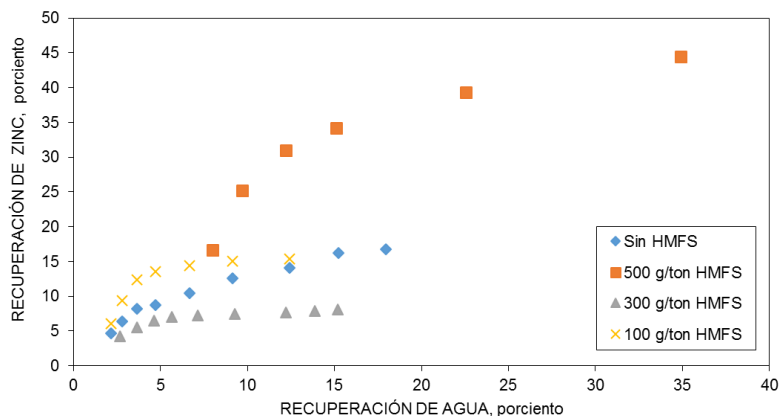


Figura 48. Recuperación de zinc vs recuperación de agua, en la etapa plomo-cobre-plata a diferentes adiciones de HMFS, con 20 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222 y 18 g/ton AP-3418.

5.4.3 Medición de tamaño de burbuja

En la Figura 49 se muestra el tamaño de burbuja (diámetro en mm, d_{32}) en función de la concentración de espumante. El diámetro mínimo se considera cuando se llega a la concentración crítica de coalescencia, que en ausencia de dispersante fue de 0.69 mm y con 500 g/ton de HMFS fue de 0.7 mm. La presencia de HMFS no disminuyó el tamaño, pero si permite la nucleación de más burbujas, lo que crea una capa de hidratación de mayor grosor. Asimismo, la adición de HMFS en la pulpa mineral estabilizó la altura de la cama de espuma.

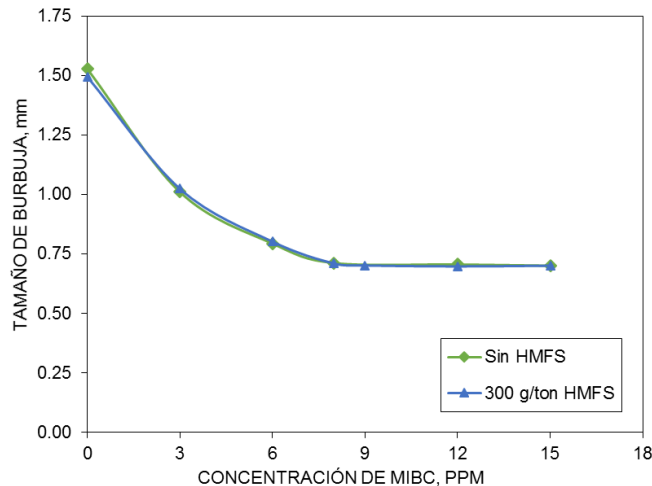


Figura 49. Tamaño de burbuja vs concentración de espumante, en ausencia y presencia de HMFS.

El resultado de la medición de tamaño de burbuja con el espumante MIBC en ausencia y presencia de HMFS, indica que no hay relación aparente entre el tamaño de burbuja y la adición de HMFS.

5.4.4 Efecto de la acción del aceite no polar

Definidas las condiciones de dispersión, adicional al esquema de reactivos de flotación convencional, se adicionó queroseno en forma de emulsión para ambas etapas de flotación durante el acondicionamiento. La presencia de keroseno incrementa normalmente el efecto de los colectores.

En las Figuras 50 (cinéticas) y 51 (curvas grado-recuperación), se muestra para la etapa plomo-cobre el efecto de la adición de queroseno, bajo condiciones físicas y químicas constantes de flotación convencional, adicionando 300g/ton de HMFS. De acuerdo a la figuras, se observa una mejora en las cinéticas conforme aumenta la dosificación del queroseno; para 400 g/ton aumentó la recuperación y calidad de plomo cobre y plata, debido que se controló la flotación de zinc y ganga. Cuando la concentración aumenta a 600 g/ton disminuye tanto la recuperación como el grado principalmente debido a gangas no sulfurosas, esto porque en la Figura 52 se observa una menor cinética de zinc y hierro. Las gráficas grado vs recuperación de la etapa plomo cobre (Figura 51), confirman que el mejor resultado fue usando 400 g/ton de queroseno ya que aumentó la recuperación de plomo y plata; para cobre no se incrementó la recuperación pero el grado se elevó desde 10 hasta 16%.

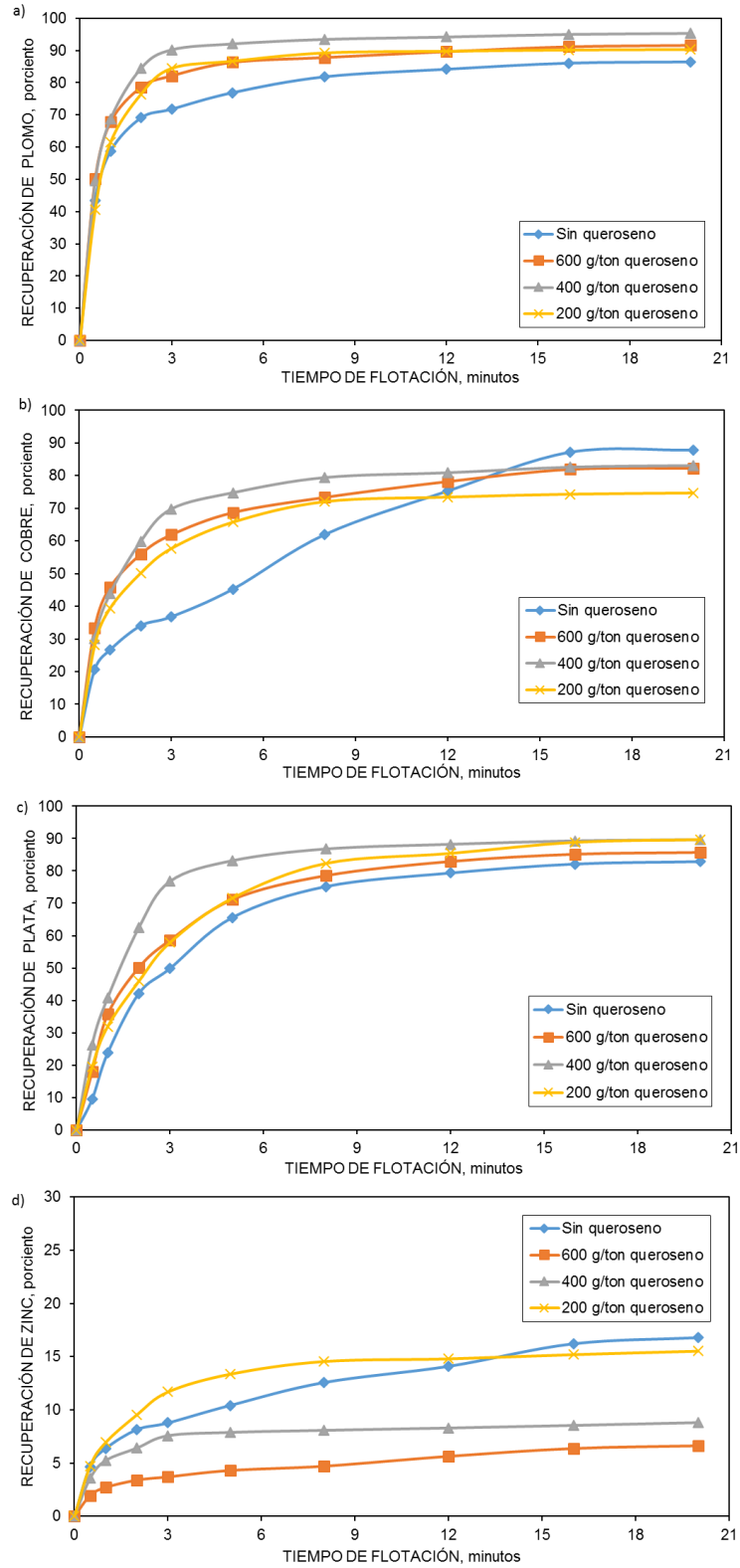
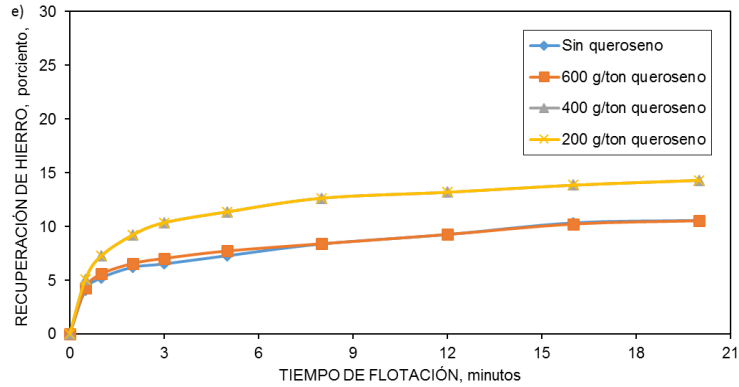


Figura 50. Cinéticas de flotación en la etapa de plomo-cobre para a) plomo, b) cobre, c)plata, d) zinc y e) hierro a diferentes dosificaciones de queroseno, con 20 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222, 18g/ton AP-3418, 300 g/ton HMFS.



Continuación. Figura 50. Cinéticas de flotación en la etapa de plomo-cobre para a) plomo, b) cobre, c) plata, d) zinc y e) hierro a diferentes dosificaciones de queroseno, con 20 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222, 18g/ton AP-3418, 300 g/ton HMFS.

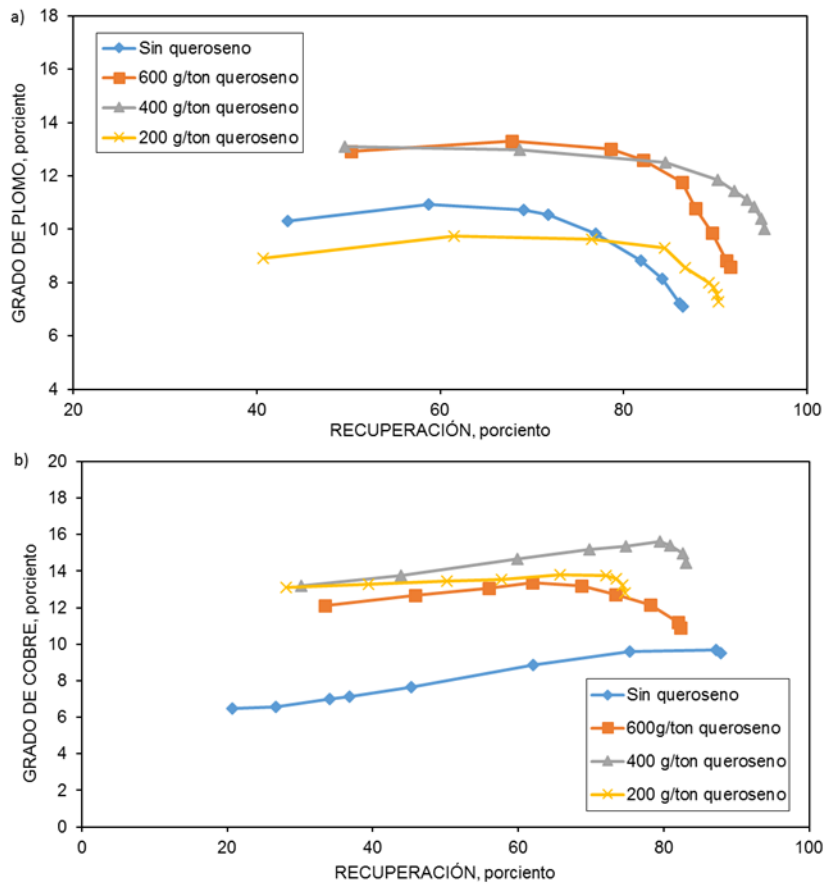
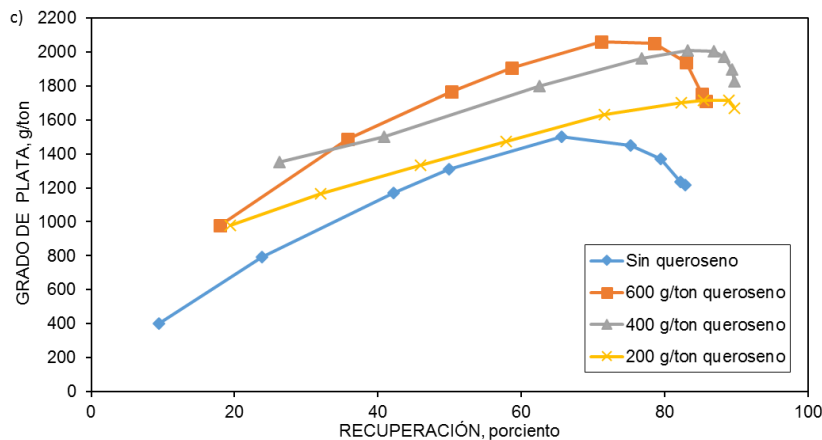


Figura 51. Grado vs recuperación para a) plomo, b) cobre y c) plata en la etapa plomo-cobre a diferentes dosificaciones de queroseno, con 20 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222, 18 g/ton AP-3418 y 300 g/ton de HMFS.



Continuación. Figura 51. Grado vs recuperación para a) plomo, b) cobre y c) plata en la etapa plomo-cobre a diferentes dosificaciones de queroseno, con 20 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222, 18 g/ton AP-3418 y 300 g/ton de HMFS.

Tomado en cuenta los resultados anteriores se estableció una dosificación de 400 g/ton de queroseno en la etapa plomo-cobre. La Figura 52 presenta los resultados para el circuito de zinc, donde se observa un aumento en la cinética de zinc conforme se adiciona mayor cantidad queroseno, pero también, para 600 g/ton la cinética del hierro en el circuito de zinc también se aceleró, esto probablemente se debe a que se forman flóculos a partir de las partículas hidrófobas libres de hierro. Para un tiempo de 8 min se observó una activación de las partículas hidrófobas de hierro; al estar estas partículas suspendidas en la pulpa se flocculan junto con las partículas de esfalerita ensuciando el concentrado. A pesar de este comportamiento, la dosificación de 600 g/ton (Figura 53) presenta la mejor curva grado-recuperación, lo que indica que a pesar de activar partículas de hierro es selectivo con respecto a la ganga no sulfurosa. No se agregó más de 600 g/ton ya que en la práctica, la estabilidad de la espuma no alcanza a derramar la pulpa durante la prueba de flotación.

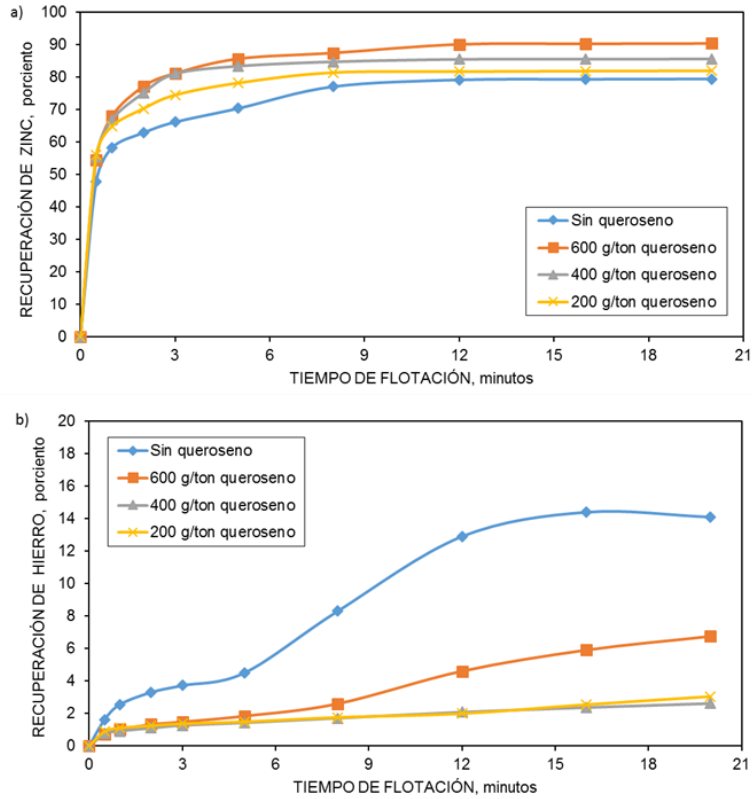


Figura 52. Cinéticas de flotación en la etapa de zinc para a) zinc y b) hierro a diferentes dosificaciones de queroseno, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton HMFS a pH 10.

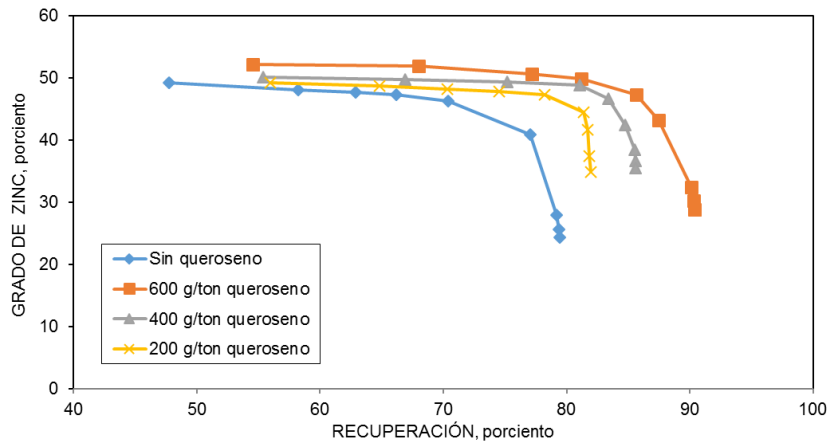


Figura 53. Grado vs recuperación de zinc en la etapa de zinc, a diferentes dosificaciones de queroseno, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton de HMFS a pH 10.

5.4.5 Efecto en la velocidad de acondicionamiento

Una vez definidas las condiciones de dispersión y la cantidad de queroseno para ambas etapas de flotación, se optimizó la etapa de formación de flóculos. Para esto se evaluó la velocidad de agitación durante el acondicionamiento, además de adicionar los reactivos de la flotación convencional en presencia de 300 g/ton de HMFS adicionados en molienda, 400 g/ton de queroseno en el acondicionamiento de etapa plomo-cobre y 600 g/ton de queroseno en el acondicionamiento de la etapa de zinc.

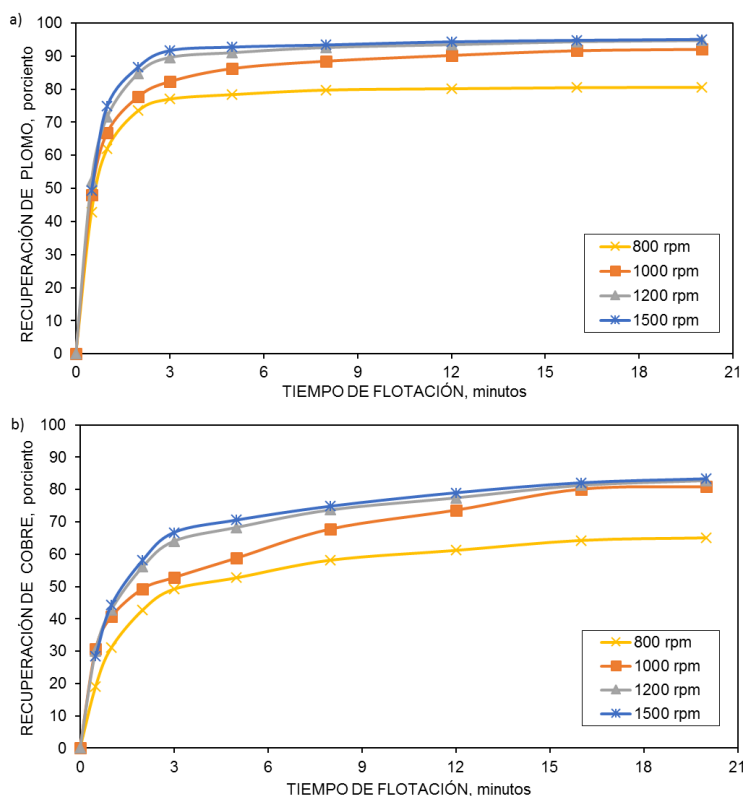
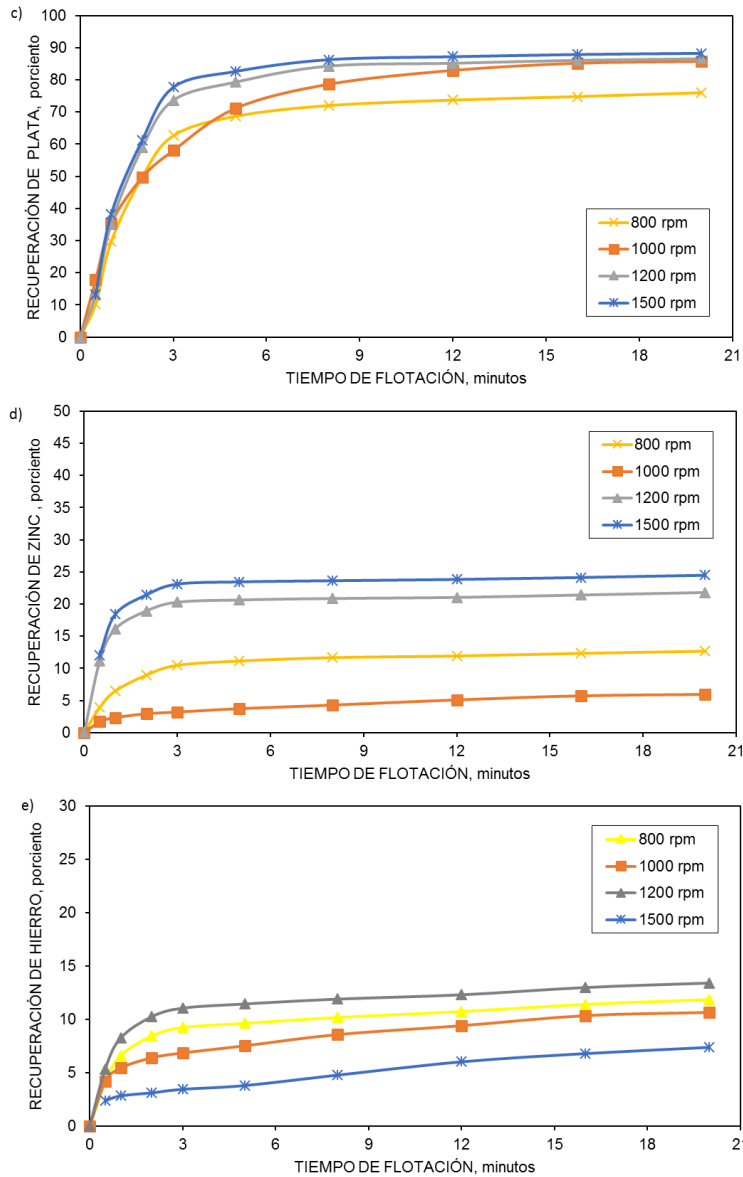


Figura 54. Cinéticas de flotación en la etapa de plomo-cobre para a) plomo, b) cobre, c)plata, d) zinc y e) hierro evaluando la velocidad de agitación en acondicionamiento con 20g/ton de MIBC, 28g/ton de AP-8222, 18g/ton AP-3418, 300g/ton HMFS y 400g/ton de queroseno.



Continuación. Figura 54. Cinéticas de flotación en la etapa de plomo-cobre para a) plomo, b) cobre, c)plata, d) zinc y e) hierro evaluando la velocidad de agitación en acondicionamiento con 20g/ton de MIBC, 28g/ton de AP-8222, 18g/ton AP-3418, 300g/ton HMFS y 400g/ton de queroseno.

Las Figuras 54 (cinéticas en la etapa plomo-cobre) y 55 (curvas grado-recuperación) muestran los resultados para velocidades de acondicionamiento de 800 – 1500 rpm. Las cinéticas de recuperación aumentan con la adición de energía cinética, e incluso para 1500 r.p.m., aumentan la cinética de plomo, cobre y plata pero también se incrementa la flotabilidad de zinc. Si aumenta la velocidad de recuperación de zinc en el circuito plomo-cobre, la recuperación de este metal será

limitada en la etapa de flotación de zinc. En la Figura 55 se observa un mejor comportamiento de la curva grado recuperación para plomo y plata a 1000 rpm para la etapa plomo-cobre; para el cobre, la mejor condición fue de 1200 rpm. En base a estos resultados se definió una agitación de 1000 rpm como la velocidad ideal; no obstante que la recuperación de cobre disminuyó en un 5 %. Un exceso de energía de agitación genera la adición de partículas de zinc en los flóculos hidrófobos lo que afecta su recuperación en la etapa de flotación de zinc.

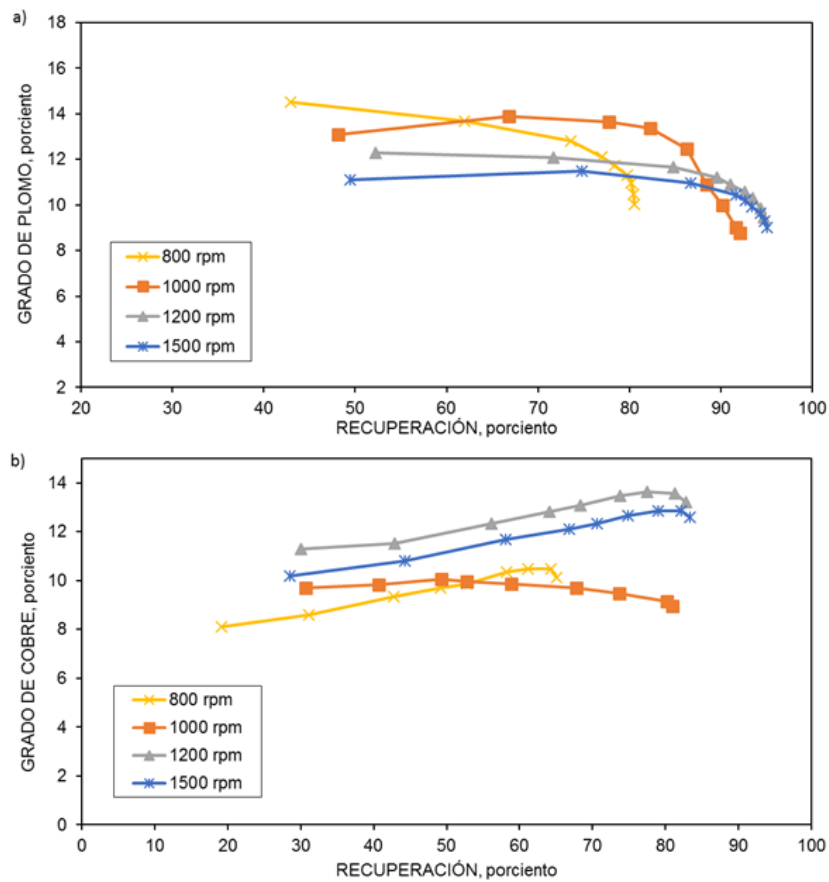
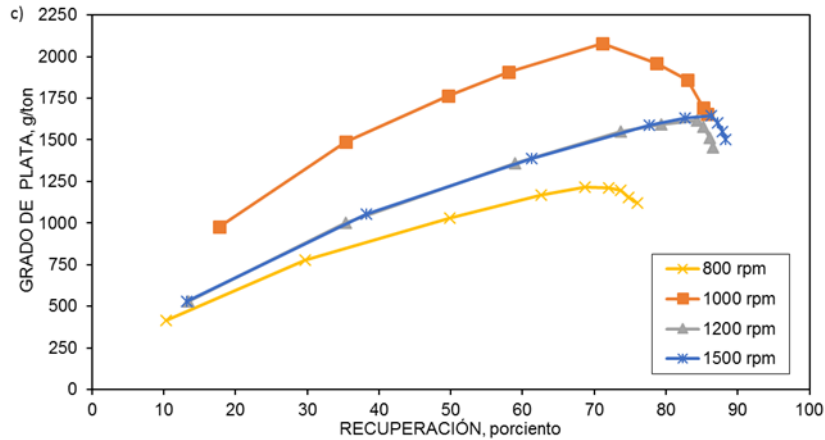


Figura 55. Grado vs recuperación para a) plomo, b) cobre y c) plata en la etapa plomo-cobre evaluando la velocidad de agitación en acondicionamiento con 40_g/ton de MIBC, 28_g/ton de AP-8222-, 18_g/ton AP-3418, 300_g/ton de HMFS y 400_g/ton de queroseno.



Continuación. Figura 55. Grado vs recuperación para a) plomo, b) cobre y c) plata en la etapa plomo-cobre evaluando la velocidad de agitación en acondicionamiento con 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222, 18 g/ton AP-3418, 300 g/ton de HMFS y 400 g/ton de queroseno.

Para el circuito de zinc en lugar de incrementarse la velocidad de recuperación de zinc conforme aumenta la velocidad; la agitación la disminuye, con excepción para 1000 r.p.m. En el caso del hierro para 1500 y 1000 r.p.m., su activación fue mayor con respecto a 800 y 1200 r.p.m. También para la etapa de flotación de zinc se define 1000 r.p.m. como la velocidad más adecuada para la formación selectiva de flóculos hidrófobos, obteniendo una mejor cinética y una curva de grado de recuperación como la mostrada en la Figura 56.

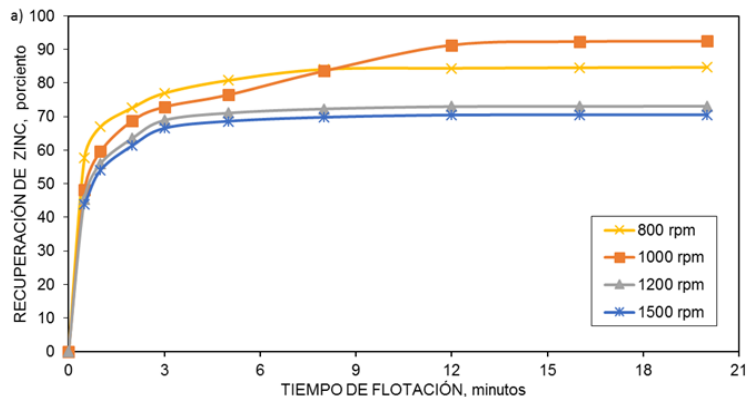
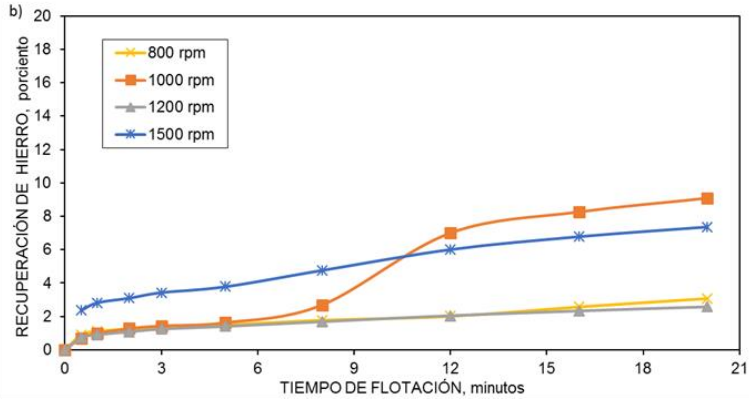


Figura 56. Cinéticas de flotación en la etapa de zinc para a) zinc y b) hierro evaluando la velocidad de agitación en acondicionamiento, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton HMFS, 600 g/ton de queroseno a pH 10.



Continuación. Figura 56. Cinéticas de flotación en la etapa de zinc para a) zinc y b) hierro evaluando la velocidad de agitación en acondicionamiento, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton HMFS, 600 g/ton de queroseno a pH 10.

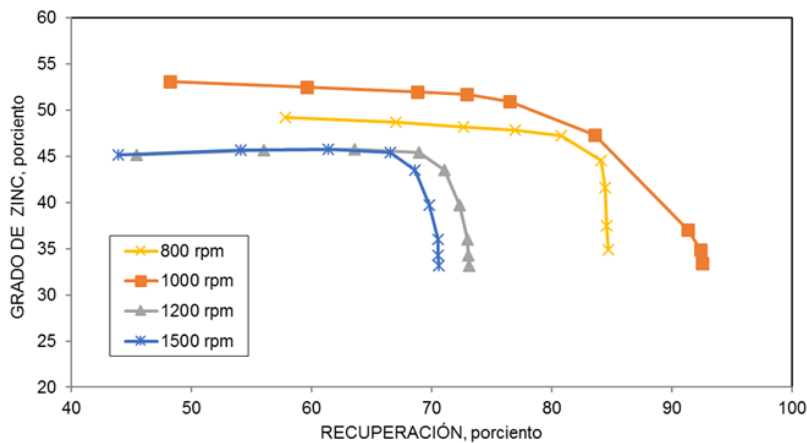


Figura 57. Grado vs recuperación de zinc en la etapa de zinc, evaluando la velocidad de agitación en acondicionamiento, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton de HMFS, 600 g/ton de queroseno a pH 10.

5.4.6 Efecto del tiempo en acondicionamiento

Una vez definidas las condiciones de dispersión: 300 g/ton de HMFS, 400 g/ton y 600 g/ton para las etapas de plomo-cobre y zinc respectivamente, velocidad de agitación de 1000 r.p.m. en ambos circuitos de flotación; se evaluó el tiempo de acondicionamiento para maximizar la formación de los flóculos hidrófobos selectivos.

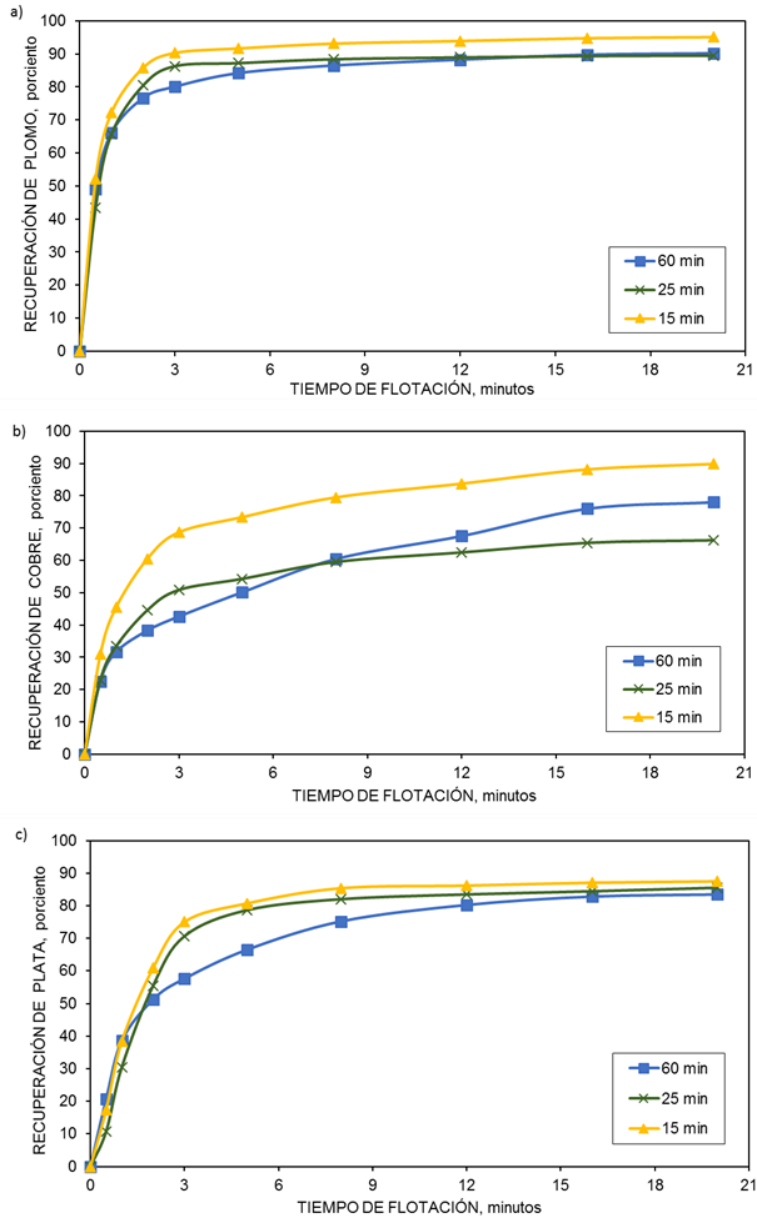
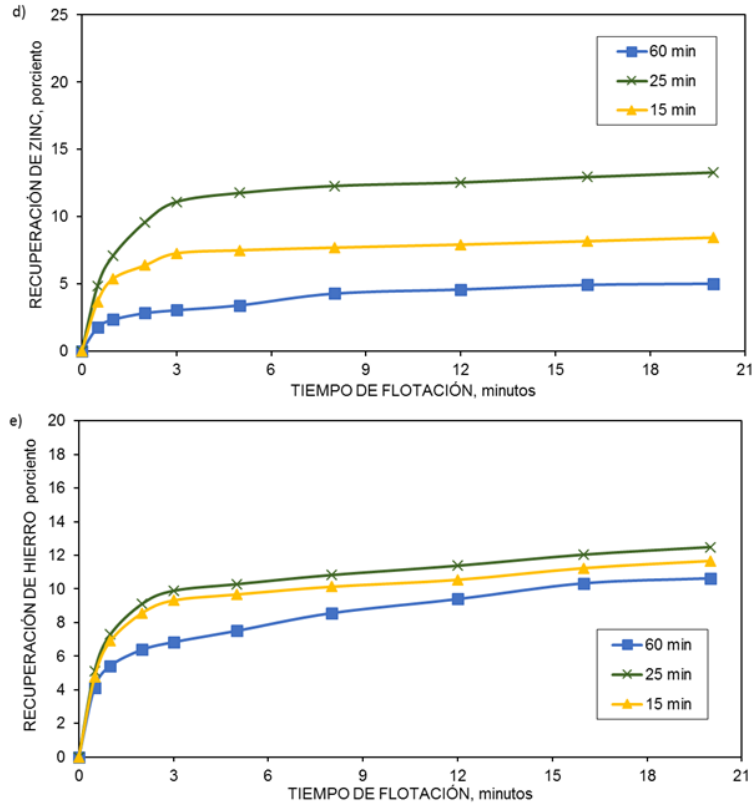


Figura 58. Cinéticas de flotación en la etapa de plomo-cobre para a) plomo, b) cobre, c)plata, d) zinc y e) hierro evaluando el tiempo de acondicionamiento con 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222, 18 g/ton AP-3418, 300g/ton HMFS,400 g/ton de queroseno a 1000 r.p.m.



Continuación. Figura 58. Cinéticas de flotación en la etapa de plomo-cobre para a) plomo, b) cobre, c)plata, d) zinc y e) hierro evaluando el tiempo de acondicionamiento con 40 g/ton de MIBC, 28 g/ton de AP-8222, 18 g/ton AP-3418, 300 g/ton HMFS,400 g/ton de queroseno a 1000 r.p.m.

Como se muestra en la Figura 58, durante el acondicionamiento para la etapa plomo-cobre, las cinéticas de los minerales de valor aumentan conforme es mayor el tiempo de acondicionamiento, pero también aumenta la velocidad de recuperación de zinc para esta etapa de flotación; mientras más tiempo de acondicionamiento existe más activación de esfalerita. Por tal motivo las curvas grado recuperación de la Figura 60 en la etapa plomo-cobre se favorecen ajustando el tiempo a 15 min en plomo, plata y cobre. A partir de ese lapso las partículas de esfalerita se adhieren a los flóculos formados de minerales de plomo y cobre, disminuyendo el grado del concentrado plomo-cobre. Otra consecuencia de la disminución de la calidad es que después de un tiempo de acondicionamiento los flóculos comienzan a romperse por exceso de energía cinética adicionada.

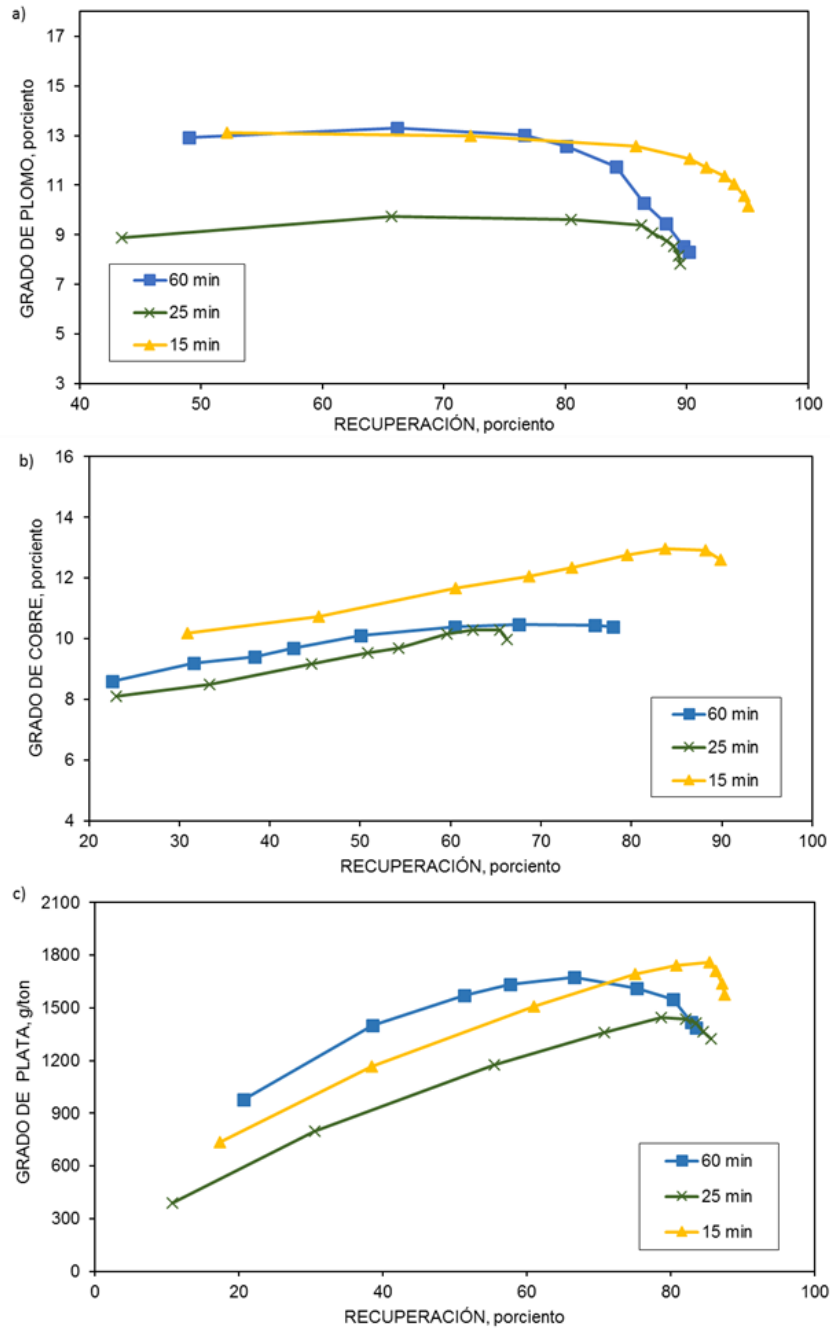


Figura 59. Grado vs recuperación para a) plomo, b) cobre y c) plata en la etapa plomo-cobre evaluando el tiempo de acondicionamiento con 40_g/ton de MIBC, 28_g/ton de AP-8222 , 18 g/ton AP-3418, 300 g/ton de HMFS, 400 g/ton de queroseno a 1000 rpm.

De acuerdo a la Figura 60, en la etapa de flotación de zinc, conforme es mayor el tiempo de acondicionamiento aumenta la cinética y por lo tanto la recuperación final del concentrado de zinc. En este caso para minerales de zinc es necesario adicionar más energía para flocular las partículas, en el caso de la gráfica grado-recuperación esta tendencia se repite. El mejor resultado se obtuvo con 60 min de

acondicionamiento, esto da tiempo a que las partículas formen flóculos más estables.

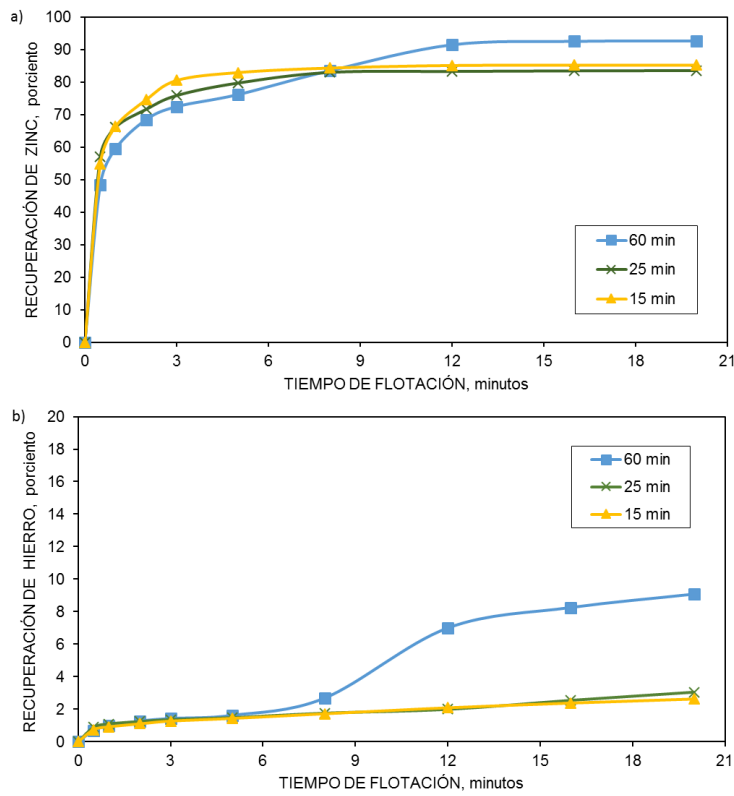


Figura 60. Cinéticas de flotación en la etapa de zinc para a) zinc y b) hierro evaluando el tiempo de acondicionamiento, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton HMFS, 600 g/ton de queroseno, pH 10, a 1000 r.p.m.

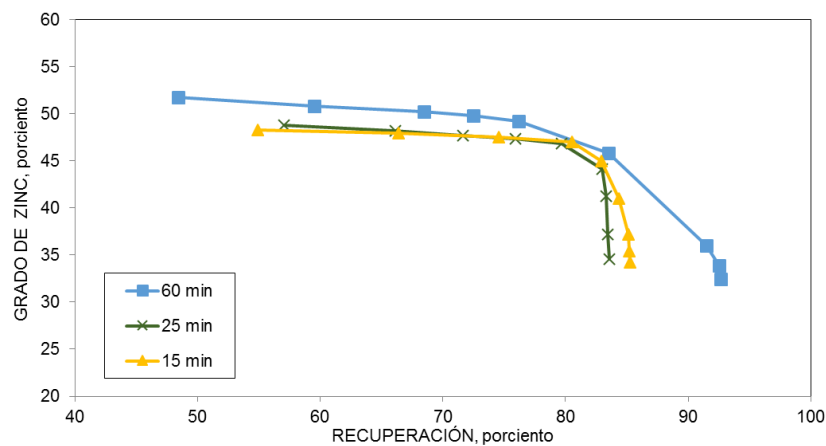


Figura 61. Grado vs recuperación de zinc en la etapa de zinc, evaluando el tiempo de acondicionamiento, con 50 g/ton XIP, 10 g/ton de MIBC, 300 g/ton de HMFS, 600 g/ton de queroseno a pH 10.

5.5 Floc-flotación vs flotación convencional

Los resultados, según muestra el balance metalúrgico de la Tabla XII, indican que el proceso de Floc-flotación, en comparación con el proceso convencional, mejoró la calidad y recuperación en ambos circuitos. En el concentrado plomo-cobre mejoró la recuperación y grado de plomo en 8.6 y 3 unidades porcentuales respectivamente, la mejoría del cobre fue de 2% en recuperación y 3.1 unidades de grado. La plata aumentó 360 g/ton en grado y se recuperó 4.6% adicional con respecto a la flotación convencional.

Tabla XII. Balances Metalúrgicos de flotación convencional y floc-flotación

FLOTACIÓN CONVENCIONAL											
PRODUCTO	PESO %	LEY					DISTRIBUCIÓN (%)				
		Ag (g/t)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
CABEZA	100.0	154	0.86	1.14	3.25	9.46	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
CONC. Pb-Cu	10.5	1216	7.09	9.53	5.21	9.55	82.9	86.5	87.8	16.8	10.6
CONC. Zn	10.6	114	0.34	0.56	24.37	7.58	7.9	4.2	5.2	79.5	8.5
COLAS	78.9	20	0.17	0.11	0.16	8.70	9.2	9.4	6.9	3.8	80.9

FLOC-FLOTACIÓN											
PRODUCTO	PESO %	LEY					DISTRIBUCIÓN (%)				
		Ag (g/t)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
CABEZA	100.0	154	0.86	1.14	3.25	9.46	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
CONC. Pb-Cu	9.6	1576	10.14	12.60	2.55	10.20	87.5	95.1	89.8	8.3	11.7
CONC. Zn	7.2	162	0.13	0.74	35.44	3.07	6.7	0.9	4.0	86.1	2.6
COLAS	83.2	12	0.05	0.10	0.16	8.64	5.8	4.1	6.2	5.6	85.7

Tabla XIII. Esquema de reactivos de flotación convencional y Floc-flotación

FLOTACIÓN CONVENCIONAL												
ETAPA	REACTIVOS (g/t)									TIEMPO (min)	pH	R.P.M.
	NaCN	ZnSO ₄	XIP	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	AP-3418	MIBC	AP-8222	CaI			
Molienda	400	1200			800				250	70		
Acondicionamiento Pb-Cu								28		10		1000
Flotación Pb-Cu						18	20			20		1000
Acondicionamiento Zn				560						10	10.5	1000
Flotación de Zn			50				10			20	10.5	1000

FLOC-FLOTACIÓN														
ETAPA	REACTIVOS (g/t)											TIEMPO (min)	pH	R.P.M.
	NaCN	ZnSO ₄	XIP	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	Quer.	HMFS	AP-3418	MIBC	AP-8222	CaI			
Molienda	400	1200			800		300			250		70		
Acondicionamiento Pb-Cu						400		18		28		15		1000
Flotación Pb-Cu									20			20		1000
Acondicionamiento Zn			50	560		600						60	10.5	1000
Flotación de Zn								10				20	10.5	1000

La Tabla XIII describe el esquema químico final utilizado para la Floc-flotación, donde se observa la diferencia con respecto a la flotación convencional: la adición de 300 g/ton HMFS en molienda, 5 min más de acondicionamiento en la etapa plomo-cobre donde se agregan los colectores, así como 400 g/ton de queroseno.

En la etapa de zinc, el acondicionamiento fue 6 veces mayor, además se agregó 560 g/ton de sulfato de cobre, ajustando el pH a 10.5, se adicionó el colector y 600 g/ton de queroseno. En el balance de la Tabla XII se observa que se aumentó la recuperación de hierro en la etapa plomo-cobre, pero el aumento en la calidad del concentrado plomo-cobre se atribuye a la flotación fue más selectiva con respecto a la ganga no sulfurosa. Además se incrementó la selectividad con respecto al zinc en la etapa plomo-cobre disminuyendo su recuperación de 16.8 a 8.5%; es decir, se redujo su concentración en más de la mitad. Esta selectividad en grado equivale a un 2.7% menos que en la flotación convencional. En el circuito de zinc el grado se incrementó 11 unidades porcentuales y la recuperación mejoró 6.7 unidades; el grado tiene una mejora importante al disminuir el contenido de hierro en el concentrado de zinc. Las colas de flotación se observaron con menor contenido de los minerales de valor, disminuyendo 2% en promedio (plomo, cobre, plata y zinc).

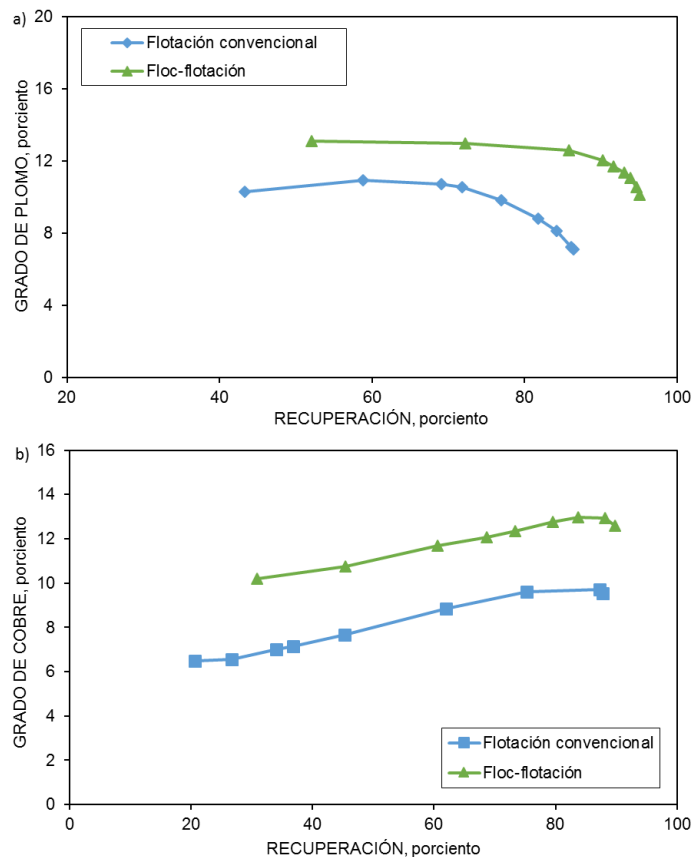
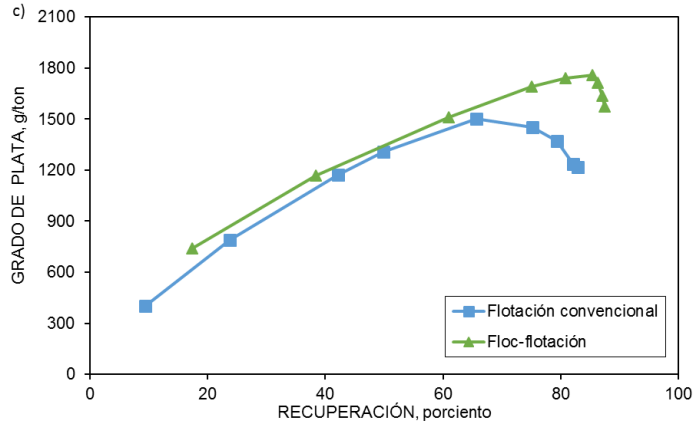


Figura 62. Comparativo grado vs recuperación en concentrado plomo-cobre



Continuación. Figura 62. Comparativo grado vs recuperación en concentrado plomo-cobre

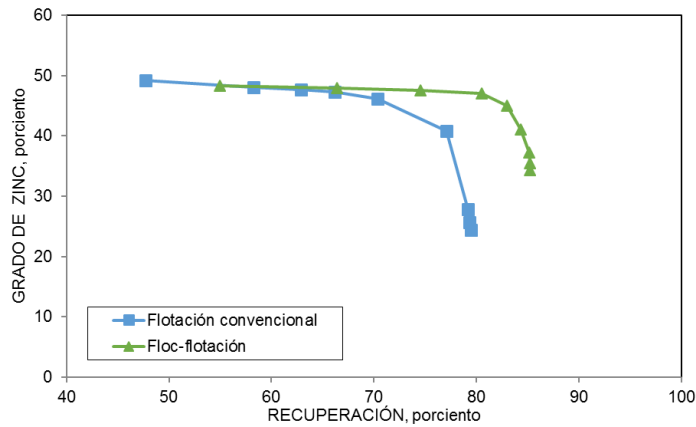


Figura 63. Comparativo grado vs recuperación en concentrado de zinc

Las gráficas grado vs recuperación se muestran en las Figuras 62 y 63 para la etapa plomo-cobre y la etapa de zinc, respectivamente. En la Figura 62 se observa que la curva es mejor para la Floc-flotación para todos los minerales de valor, es decir para plomo, cobre y plata. La Figura 63 muestra claramente la mejora observada en el balance metalúrgico, la curva grado vs recuperación para el concentrado de zinc usando la Floc-flotación muestra un mayor porcentaje con respecto a la flotación convencional.

La mejora en el grado para ambas etapas fue gracias a que se evitó el fenómeno de la heterocoagulación por efecto del dispersante, que mediante el aumento de cargas estáticas en la pulpa por concentración iónica evita que las partículas de mena se aglomeren en la ganga y viceversa. También influye la mejora debido al efecto de la floculación selectiva de partículas hidrofobas, esto por la agregación de queroseno como agente extensor, que junto con el colector,

promueve una sinergia con la cual las partículas ultrafinas aumentan su hidrofobicidad. Para maximizar la aglomeración de partículas se optimizaron los parámetros de velocidad y tiempo de agitación, la cual ayuda a vencer la barrera de energía, dado que la interacción hidrofóba es mayor a las fuerzas de repulsión.

6. CONCLUSIONES

En la flotación convencional para un tamaño $P_{80} = 17 \mu\text{m}$ se obtuvo una recuperación y calidad limitadas debido a la baja probabilidad de adhesión de las partículas a las burbujas, además de la baja selectividad en la etapa de flotación plomo-cobre donde la activación de zinc es una limitante. Asimismo se identificó la heterocoagulación entre partículas de mena con ganga mediante el uso de microscopía electrónica de barrido. El uso de hexametáfosfato de sodio como dispersante promovió la selectividad evitando la heterocoagulación, no obstante para dosificaciones superiores a 300 g/ton provoca un exceso de espuma, aumentando la recuperación de zinc y ganga en la etapa plomo-cobre por arrastre que se verificó en un estudio de agua recuperada. El estudio de tamaño de burbuja no indicó disminución en el tamaño de las burbujas con la adición de HMFS. La dosificación óptima de HMFS fue de 300 g/ton en molienda como única para ambos circuitos.

Se comprobó que la adición de queroseno aumenta el poder colector y ayuda a la estabilidad de los flóculos formados, la dosificación con mejores resultados fue de 400 g/ton para la etapa plomo-cobre y en la etapa de zinc fue de 600 g/ton. Un exceso de queroseno en el circuito plomo-cobre provoca una activación de esfalerita lo que limitó la recuperación de zinc en la etapa de zinc; en el circuito de zinc el exceso de queroseno provoca la activación de especies de hierro.

Se determinó que la velocidad adecuada para formar flóculos a partir partículas hidrofóbicas es de 1000 r.p.m. para ambos circuitos de flotación, aunque en la etapa plomo-cobre esta velocidad no fue la mejor para la calidad del cobre, en la etapa posterior cuando se ajustó el tiempo de acondicionamiento la recuperación de cobre se mantuvo y se mejoró la calidad. A una velocidad mayor los flóculos hidrofóbicos se rompen y decae tanto recuperación como el grado para ambos circuitos.

El tiempo de acondicionamiento en el circuito de plomo-cobre fue 15 min, a un mayor tiempo se floculan también partículas de esfalerita. En el circuito de flotación de zinc, el tiempo óptimo de acondicionamiento fue 60 min, debido a una menor cinética en la formación de flóculos posiblemente afectada por las condiciones de pH o por la misma naturaleza de la esfalerita.

La implementación del proceso de Floc-flotación mejoró la recuperación y grado en el circuito de plomo-cobre, así como la selectividad con respecto a la ganga y activación de zinc. La recuperación de plomo fue de 95.1% con grado de 10.14%, en cobre la recuperación fue de 89.8% con grado 12.6%, para plata la recuperación fue de 87.5% y grado de 1576 g/ton. El concentrado de zinc se obtuvo

con grado de 35.44% con una recuperación de 86.5%. Las pérdidas en plomo se redujeron de 9.4% a 4.1 %, en cobre de 6.9 a 6.2%, para plata de 9.2% a 5.8% y en zinc se redujo la activación en el circuito plomo-cobre de 16.8% a 5.6%.

7. BIBLIOGRAFÍA

1. Adamson, W.A. 1997, "Physical chemistry of surfaces", sixth edition 169-185.
2. Azgomi F. Gómez C.O, J.A. Finch. 2007. "Correspondence of gas holdup and bubble size in presence of different frothers". International Journal of mineral Processing, Vol. 83, 1-11.
3. Bulatovic, S.M., Wyslouzil, D.M., 2000. "Development and application of new technology for the treatment of complex massive sulphide ores case study - Faro lead/zinc concentrator" Minerals Engineering, Vol.12, 129-145.
4. Cho Y.S, Laskowski J.S. 2002. "Effect of flotation frothers on bubble size and foam stability". International Journal of mineral Processing, Vol. 64, 69-80.
5. Crossley, A., Valade, Matthew. 2006. "A review of the technological developments of dissolved air flotation" Journal of water supply, 7-8.
6. Crozier, R.Klimpel, R. 1989. Frothers: Plant Practice. Mineral Processing
7. Cytec Industries Inc. 2002. Mining Chemicals Handbook, 121-125.
8. Derjaguin D.V. and Dukhin S.S., 1960, "Theory of flotation of small and médium size particles" Trans. Inst. Minning Met. 70-221.
9. Dobias, B., Qiu, X., Rybinski, W., 1999. "Solid-Liquid dispersions, Surfactant Science Series Vol. 81, 108-115
10. Espinoza-Ortega O., Song S., López-Valdivieso A., Galindo-Murillo F., Reyes-Bahena J.L., 2003 "Regrinding and floc-flotation of silver sulphide scavenger concentrate" Mineral Processing and Extractive Metallurgy, 112, 91-94.
11. Finch J.A., J.E Nasset y Acuña C. 2008."Role of frothers on Bubble production an behaviour in flotation". International Journal of Mineral Engineering, Vol. 21, 949-957
12. Forssberg, K. S. 1985. "Flotation of Sulphide Minerals". Development in mineral processing Elsevier, 111-139.
13. Foszcz D. and Drzymala, 2011 "Differentiation of organic carbón, copper and other metals contents by segregating flotation of final polish industrial copper concentrates in the prescence of dextrin" Physicochemical Problems of Mineral Processing 17-26.
14. Fuerstenau M., Jameson G., Yoon R. 2007 "Froth Flotation A Century of Innovation. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration", Inc. 3-64.
15. Fuerstenau, D.W., Chander, S., Abouzeid, A.M., 1980. "The recovery of fine particles by physical separation methods". Beneficiation of Mineral Fines: Problems and Research Needs 3-59.
16. Guo J., 1989. "Kinetics of hydrophobic aggregation of mineral fines". Master thesis, Wuhan Iron and Steel University, China, 93-97.
17. Hiemenz C.P., and Rajagopalan R., 1997 "Principles of colloid and Surface chemesty" Third Edition, Marcel Dekker Inc. 353-362.

18. Hukki R.T. 1961 "Proposal for a Solomonian Settlement between the Theories of von Rittinger, Kick and Bond," Transactions on AIME, Vol. 220. 403-408.
19. Israelachvili J.N. and Pashely R.M., 1984 "Measurement of the hydrophobic interaction between two hydrophobic surfaces in aqueous electrolyte solutions" Journal of Colloid and Interface Science, 500-514.
20. Konopacka, Z. Drzymala, J. 2010. "Types of particles recovery-water recovery entrainment plots useful in flotation research". Adsorption, Vol. 16 313-220
21. Kracht, W., Finch, J.A., 2009. Using sound to study bubble coalescence. Journal of Colloid and Interface Science , 237-245, 332.
22. Laskowski, J.S., Ralston, J 1992 "Oil assisted fine particle processing". Colloid Chemistry in Mineral Processing. Elsevier, 361-394.
23. López-Valdivieso, A., Song, S., Castro-Larragoitia, S., Torres-Salinas, P. 2005 "Proceso de Floc-flotación para mejorar la recuperación de oro, plata, y sulfuros metálicos de tamaño fino" AIMMGM XXVI Convención Internacional de Minería, Veracruz, Ver. 12-15
24. Lu S. and Song S., 1991, "Hydrophobic interaction in flocculation and flotation" Colloids and Surfaces , 49-60.
25. Mantilla C., Pedraza J., Laverde D., 2008 "Application of zeta potential studies in the development of an alternative process for the flotation of feldspar minerals". DYNA Vol. 75, 154.
26. Melo F., Laskowski J.S. 2006. "Fundamental properties of flotation frothers and their effect on flotation". Minerals Engineering, Vol. 19, 766-773.
27. Orozco-López, Y.R. 2012. "Estudio del efecto del tipo y concentración de espumante en la selectividad del proceso de flotación a escala laboratorio". Tesis de Licenciatura en Ingeniería Civil Química. Santiago de Chile. Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería Química y Biotecnología. 103.
28. Parekh B., Miller J. 1999 "Advances in Flotation Technology". Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. XI-XXXIII
29. Pease J, Curry D, Young M. 2006. "Designing Flotation Circuits for High Fines Recovery". Minerals Engineering, Vol. 19, 6-8,
30. Pease J. D., Young M. F., Curry D., Johnson N. W. 2004 "Improving fines recovery by grinding finer". Publications of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Metallurgical Plant Design and Operating Strategies, Vol. 4, 65-78.
31. Rabinovich Y.I. and DeJaguin B.V., 1988 "Interaction of hydrophobized filaments in aqueous electrolyte solutions" Colloids and Surfaces, 234-251.
32. Ralston J., 1992, "The influence of particle size and contact angle in flotation". Developments in Minerals Processing , 203-224.
33. Riddick T.M. 1968 Zeta-meter Manual, Zeta-Meter Inc. New York

34. Ross V.E. 1990. "Flotation and Entrainment of particles during Batch Flotation Test". Minerals Engineering, Vol. 3, 145-156.
35. Rubinstein J.B. and Samygin V.D., 1998 "Effect of particle and bubble size on flotation kinetics in coal process" Fuel and Energy Abstracts Vol. 2, 51-80.
36. Rubio, J. Capponi, F., Matiolo, E., Nunes, D. Guerrero, C.P., Berkowitz, G., 2003 "Advances in flotation of mineral fines". Proceedings XXII International Mineral Processing Congress, 1014-1022.
37. Rubio, J., Capponi, F., Matiolo, E., 2006. "Flotation of sulphides ore fines and ultrafines particles". XXIII International Mineral Processing Congress. Promed Limited & Lacivert Ofset Limited, Vol. 1. 587-592
38. Rubio, J., 2002 "Unconventional flocculation and flotation techniques". Flotation and flocculation: From Fundamentals to Applications, Proceedings from Strategic Conference and Workshop, 17-32.
39. Smith P.G, Warren L.J. 1989. "Entrainment of Particles into Flotation Froths". Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. Vol 5, 123-145.
40. Song S. and López-Valdivieso A., 2002 "Parametric aspect of hydrophobic flocculation technology" Mineral Processing and Extractive Metallurgy, 101-127.
41. Song S. and López-Valdivieso., 1998 "Hydrophobic flocculation for beneficiating fine coal and minerals" Separation Science and Technology, 1195-1212.
42. Song S. and Lu S., 1994 "Hydrophobic flocculation of fine hematite, siderite and rhodochrosite particles in aqueous solution" Journal of Colloid and Interface Science , 35-42.
43. Song S. and Lu S., 2002 "Theory and application of hydrophobic flocculation technology" Proceedings of XXI International Mineral Processing Congress, Elsevier Amsterdam 34-41.
44. Song S., López-Valdivieso A., Espinoza-Ortega O., 2009 "Role of sodium hexametaphosphate in the flotation of acanthite fines from finely disseminated ores" Separation Science and Technology, 2971-2982.
45. Song S., López-Valdivieso A., Reyes-Bahena J.L., Bermejo-Pérez H.I., 2001 "Hydrophobic flocculation of sphalerite fines in aqueous suspensions induced by ethyl and amyl xantates" Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects, 159-169
46. Torres, L. 2005 "Recuperación de partículas finas de oro y plata por flotación de transporte con partículas de calcopirita" Tesis Maestría en Ingeniería de Minerales, Universidad Autónoma de San Luis Potosí, 72-73
47. Trahar, W.J. 1981, "A rational interpretation of role of particle size in flotation". International Journal of Mineral Processing, 289-327.

48. Ventura-Medina E, Cilliers J. 2002. "A model to describe flotation performance based on physics of foams and froth image analysis". *International Journal of Mineral Processing*, Vol. 67, 79-99.
49. Wyslouzil, H. E., Kohmeunch, J., Christodoulou, L., & Fan, M. 2009. "Coarse and fine particle flotation". *Proceedings of the 48th Conference of Metallurgists and Extractive Metallurgy Review*, Vol. 5, 257-279
50. Yianatos, Juan. 2005. "Apuntes de Flotación de minerales". Departamento de procesos químicos, biotecnológicos y ambientales, Universidad Técnica Federico Santa María, Chile.
51. Yoon, R. Parekh, B.K., Miller, J.D. 1999. "Bubble-particle interactions in flotation". *Advances in Flotation Technology*. SME, 95-112.
52. Zhang, Weing. 2009. "Water overflow rate and bubble surface area flux in flotation". Tesis de Maestría en Ingeniería. Montreal, Canadá. McGill University, Departamento de minería e Ingeniería de Materiales. 105 h.

ANEXOS

Anexo 1. Balances metalúrgicos

OBJETIVO : Prueba flotación convencional **PRUEBA No. 12**
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico **K₉₀: 21 μm**

Producto	BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:										Recuperación %					Contenidos					
	Peso g	Min.	Peso		Leyes, g/t. %					Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
			%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %												
Cinetica Pb t=0.5	36.0	0.5	3.62	403	10.30	6.50	4.20	10.70	0.12	9.5	44.0	20.7	4.7	4.1	10.7	14.58	0.37	0.24	0.15	0.39	0.00
Cinetica Pb t=1	10.0	1.0	1.00	2190	13.20	6.80	5.50	10.70	0.31	14.3	15.7	6.0	1.7	1.1	7.4	22.01	0.13	0.07	0.06	0.11	0.00
Cinetica Pb t=2	9.1	2.0	0.91	3090	9.70	9.20	6.30	10.30	0.59	18.4	10.5	7.4	1.8	1.0	13.0	28.26	0.09	0.08	0.06	0.09	0.01
Cinetica Pb t=3	3.2	3.0	0.32	3700	7.20	9.70	6.40	9.30	0.88	7.7	2.7	2.7	0.6	0.3	6.8	11.90	0.02	0.03	0.02	0.03	0.00
Cinetica Pb t=5	8.6	5.0	0.86	2800	5.10	11.10	6.20	8.30	0.84	15.7	5.2	8.4	1.6	0.8	17.4	24.20	0.04	0.10	0.05	0.07	0.01
Cinetica Pb t=8	12.4	8.0	1.25	1180	3.38	15.30	5.60	8.30	0.63	9.6	5.0	16.8	2.1	1.1	19.0	14.70	0.04	0.19	0.07	0.10	0.01
Cinetica Pb t=12	9.3	12.0	0.93	690	2.18	16.20	5.30	8.90	0.48	4.2	2.4	13.3	1.5	0.9	10.8	6.45	0.02	0.15	0.05	0.08	0.00
Cinetica Pb t=16	13.2	16.0	1.33	320	0.50	10.20	5.20	7.70	0.39	2.8	0.8	11.9	2.1	1.1	12.5	4.24	0.01	0.14	0.07	0.10	0.01
Cinetica Pb t=20	2.5	20.0	0.25	460	0.20	2.80	7.40	8.80	0.40	0.8	0.1	0.6	0.6	0.2	2.4	1.16	0.00	0.01	0.02	0.02	0.00
Cinetica Zn t=0.5	31.4	0.5	3.16	120	0.25	0.33	49.20	1.62	0.00	2.5	0.9	0.9	47.7	0.5	0.0	3.79	0.01	0.01	1.55	0.05	0.00
Cinetica Zn t=1	7.8	1.0	0.78	120	0.31	0.49	43.60	2.56	0.00	0.6	0.3	0.3	10.5	0.2	0.0	0.94	0.00	0.00	0.34	0.02	0.00
Cinetica Zn t=2	3.5	2.0	0.35	150	0.31	0.66	42.80	3.30	0.00	0.3	0.1	0.2	4.6	0.1	0.0	0.53	0.00	0.00	0.15	0.01	0.00
Cinetica Zn t=3	2.6	3.0	0.26	160	0.33	0.69	40.80	3.72	0.00	0.3	0.1	0.2	3.3	0.1	0.0	0.42	0.00	0.00	0.11	0.01	0.00
Cinetica Zn t=5	4.0	5.0	0.40	150	0.36	0.73	34.00	4.50	0.00	0.4	0.2	0.3	4.2	0.2	0.0	0.60	0.00	0.00	0.14	0.02	0.00
Cinetica Zn t=8	11.8	8.0	1.19	150	0.35	0.88	18.40	8.30	0.00	1.2	0.5	0.9	6.7	1.0	0.0	1.78	0.00	0.01	0.22	0.10	0.00
Cinetica Zn t=12	30.9	12.0	3.11	90	0.41	0.65	2.20	12.90	0.00	1.8	1.5	1.8	2.1	4.2	0.0	2.79	0.01	0.02	0.07	0.40	0.00
Cinetica Zn t=16	8.1	16.0	0.81	90	0.35	0.58	0.71	14.40	0.00	0.5	0.3	0.4	0.2	1.2	0.0	0.73	0.00	0.00	0.01	0.12	0.00
Cinetica Zn t=20	5.4	20.0	0.54	100	0.44	0.50	0.58	14.10	0.00	0.4	0.3	0.2	0.1	0.8	0.0	0.54	0.00	0.00	0.00	0.08	0.00
Cola	785.3		78.92	18	0.10	0.10	0.16	9.70	0.00	9.2	9.5	6.9	3.8	80.9	0.0	14.21	0.08	0.08	0.12	7.65	0.00
Cabeza Calc.	995		100.00	154	0.85	1.14	3.25	9.46	0.04	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	153.82	0.85	1.14	3.25	9.46	0.04
Cabeza Ens.																					

Producto	BALANCE ACUMULATIVO :										Recuperación %					Contenidos				
	Min.	Peso		Leyes, g/t. %					Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
		%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %												
Pb t=0.5	0.5	3.62	403	10.30	6.50	4.20	10.70	0.12	9.5	44.0	20.7	4.7	4.1	10.7	14.58	0.37	0.24	0.15	0.39	0.00
Pb t=0.5+1	1.0	4.62	791	10.93	6.57	4.48	10.70	0.16	23.8	59.6	26.7	6.4	5.2	18.1	36.59	0.51	0.30	0.21	0.49	0.01
Pb t=0.5+1+2	2.0	5.54	1171	10.73	7.00	4.78	10.63	0.23	42.2	70.1	34.1	8.1	6.2	31.1	64.84	0.59	0.39	0.26	0.59	0.01
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	5.86	1310	10.53	7.15	4.87	10.56	0.27	49.9	72.8	36.8	8.8	6.5	37.9	76.74	0.62	0.42	0.29	0.62	0.02
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	6.72	1501	9.84	7.66	5.04	10.27	0.34	65.6	78.0	45.2	10.4	7.3	55.3	100.94	0.66	0.51	0.34	0.69	0.02
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	7.97	1451	8.83	8.85	5.13	9.96	0.39	75.2	83.0	62.0	12.6	8.4	74.3	115.65	0.70	0.71	0.41	0.79	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	8.90	1371	8.13	9.62	5.15	9.85	0.40	79.4	85.4	75.3	14.1	9.3	85.1	122.09	0.72	0.86	0.46	0.88	0.04
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	10.23	1235	7.14	9.70	5.15	9.57	0.40	82.1	86.2	87.2	16.2	10.4	97.6	126.34	0.73	0.99	0.53	0.98	0.04
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	10.48	1216	6.97	9.53	5.21	9.55	0.40	82.9	86.3	87.8	16.8	10.6	100.0	127.49	0.73	1.00	0.55	1.00	0.04
Zn t=0.5	0.5	3.16	120	0.25	0.33	49.20	1.62	0.00	2.5	0.9	0.9	47.7	0.5	0.0	3.79	0.01	0.01	1.55	0.05	0.00
Zn t=0.5+1	1.0	3.94	120	0.26	0.37	48.09	1.81	0.00	3.1	1.2	1.3	58.3	0.8	0.0	4.73	0.01	0.01	1.89	0.07	0.00
Zn t=0.5+1+2	2.0	4.29	122	0.27	0.39	47.65	1.93	0.00	3.4	1.3	1.5	62.9	0.9	0.0	5.25	0.01	0.02	2.04	0.08	0.00
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	4.55	125	0.27	0.41	47.26	2.03	0.00	3.7	1.4	1.6	66.2	1.0	0.0	5.67	0.01	0.02	2.15	0.09	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	4.95	127	0.28	0.43	46.18	2.23	0.00	4.1	1.6	1.9	70.4	1.2	0.0	6.28	0.01	0.02	2.29	0.11	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	6.14	131	0.29	0.52	40.82	3.40	0.00	5.2	2.1	2.8	77.1	2.2	0.0	8.05	0.02	0.03	2.51	0.21	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	9.25	117	0.33	0.56	27.85	6.59	0.00	7.1	3.6	4.6	79.2	6.4	0.0	10.85	0.03	0.05	2.57	0.61	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	10.06	115	0.33	0.57	25.65	7.23	0.00	7.5	3.9	5.0	79.4	7.7	0.0	11.58	0.03	0.06	2.58	0.73	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	10.60	114	0.34	0.56	24.37	7.58	0.00	7.9	4.2	5.2	79.5	8.5	0.0	12.12	0.04	0.06	2.58	0.80	0.00
Cola final		78.92	18	0.10	0.10	0.16	9.70	0.00	9.2	9.5	6.9	3.8	80.9	0.0	14.21	0.08	0.08	0.12	7.65	0.00
Cabeza calculada		100.00	154	0.85	1.14	3.25	9.46	0.04	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	154	0.85	1.14	3.25	9.46	0.04

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)											Tiempo (min)	
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	Ca	Quer.	HMF5	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC		pH
Molienda	1200	400		800	250.0								70
Acond Pb-Cu								28					1000
Flotación Pb-Cu							18			20			20
Acond Zn			560								10.5		1000
Flotación Zn											20		20

OBJETIVO : Prueba flotación con HMFS **PRUEBA No. 17**
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico **K₉₉: 21 μm**

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:																					
Producto	Peso		Peso	Leyes, g/t, %							Recuperación %						Contenidos				
	g	Min.		%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cinetica Pb t=0.5	77.2	0.5	7.59	490	6.70	3.40	8.10	10.80	0.12	18.9	49.83	15.66	16.67	9.07	8.14	37.18	0.51	0.26	0.61	0.82	0.01
Cinetica Pb t=1	38.0	1.0	3.74	1654	5.80	7.30	8.40	12.10	0.31	31.4	21.23	16.55	8.51	5.00	10.02	61.78	0.22	0.27	0.31	0.45	0.01
Cinetica Pb t=2	23.1	2.0	2.27	1678	4.90	6.90	9.50	11.70	0.59	19.4	10.90	9.51	5.85	2.94	11.78	38.10	0.11	0.16	0.22	0.27	0.01
Cinetica Pb t=3	15.9	3.0	1.56	1192	3.20	7.20	7.40	9.90	0.88	9.5	4.90	6.83	3.14	1.71	12.04	18.63	0.05	0.11	0.12	0.15	0.01
Cinetica Pb t=5	29.9	5.0	2.94	543	1.10	7.10	6.50	9.20	0.84	8.1	3.17	12.67	5.18	2.99	21.58	15.96	0.03	0.21	0.19	0.27	0.02
Cinetica Pb t=8	36.6	8.0	3.60	150	0.50	6.50	5.20	12.10	0.63	2.7	1.76	14.20	5.07	4.82	20.03	5.40	0.02	0.23	0.19	0.44	0.02
Cinetica Pb t=12	39.7	12.0	3.90	132	0.20	7.10	3.80	16.20	0.48	2.6	0.76	16.82	4.02	7.00	16.40	5.15	0.01	0.28	0.15	0.63	0.02
Cinetica Pb t=16	0.0	16.0	0.00	0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Cinetica Pb t=20	0.0	20.0	0.00	0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Cinetica Zn t=0.5	24.5	0.5	2.41	65	0.90	0.60	46.50	2.00	0.00	0.8	2.12	0.88	30.37	0.53	0.00	1.57	0.02	0.01	1.12	0.05	0.00
Cinetica Zn t=1	4.7	1.0	0.46	68	0.08	1.60	40.20	2.88	0.00	0.2	0.04	0.45	5.04	0.15	0.00	0.31	0.00	0.01	0.19	0.01	0.00
Cinetica Zn t=2	3.1	2.0	0.30	76	0.09	2.10	39.70	3.01	0.00	0.1	0.03	0.39	3.28	0.10	0.00	0.23	0.00	0.01	0.12	0.01	0.00
Cinetica Zn t=3	2.6	3.0	0.26	91	0.07	1.80	36.40	3.09	0.00	0.1	0.02	0.28	2.52	0.09	0.00	0.20	0.00	0.00	0.09	0.01	0.00
Cinetica Zn t=5	3.5	5.0	0.34	42	0.03	4.00	20.10	3.33	0.00	0.1	0.01	0.84	1.88	0.13	0.00	0.14	0.00	0.01	0.07	0.01	0.00
Cinetica Zn t=8	8.5	8.0	0.84	33	0.02	1.20	16.20	4.10	0.00	0.1	0.02	0.61	3.67	0.38	0.00	0.28	0.00	0.01	0.14	0.03	0.00
Cinetica Zn t=12	21.8	12.0	2.14	34	0.04	0.30	2.40	4.54	0.00	0.4	0.08	0.39	1.39	1.08	0.00	0.73	0.00	0.01	0.05	0.10	0.00
Cinetica Zn t=16	25.0	16.0	2.46	21	0.04	0.10	0.70	6.60	0.00	0.3	0.10	0.15	0.47	1.80	0.00	0.52	0.00	0.00	0.02	0.16	0.00
Cinetica Zn t=20	18.0	20.0	1.77	12	0.03	0.30	0.58	8.00	0.00	0.1	0.05	0.32	0.28	1.57	0.00	0.21	0.00	0.01	0.01	0.14	0.00
Cola	645.3		63.43	16	0.08	0.09	0.16	8.64	0.00	5.2	5.0	3.5	2.7	60.7	0.0	10	0.05	0.06	0.10	5.48	0.00
Cabeza Calc.	1017		100.00	197	1.02	1.65	3.69	9.03	0.11	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	197	1.02	1.65	3.69	9.03	0.11
Cabeza Ens.																					

BALANCE ACUMULATIVO :																					
Producto	Min.	Peso	Leyes, g/t, %							Recuperación %						Contenidos					
			%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Pb t=0.5	0.5	7.59	490	6.70	3.40	8.10	10.80	0.12	18.9	49.83	15.7	16.7	9.1	8.1	37.18	0.51	0.26	0.61	0.82	0.01	
Pb t=0.5+1	1.0	11.32	874	6.40	4.69	8.20	11.23	0.18	50.3	71.1	32.2	25.2	14.1	18.2	98.96	0.73	0.53	0.93	1.27	0.02	
Pb t=0.5+1+2	2.0	13.59	1008	6.15	5.06	8.42	11.31	0.25	69.7	82.0	41.7	31.0	17.0	29.9	137.06	0.84	0.69	1.14	1.54	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	15.16	1027	5.85	5.28	8.31	11.16	0.31	79.2	86.9	48.6	34.2	18.7	42.0	155.69	0.89	0.80	1.26	1.69	0.05	
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	18.10	949	5.08	5.57	8.02	10.84	0.40	87.3	90.0	61.2	39.3	21.7	63.6	171.64	0.92	1.01	1.45	1.96	0.07	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	21.69	816	4.32	5.73	7.55	11.05	0.44	90.1	91.8	75.4	44.4	26.5	83.6	177.04	0.94	1.24	1.64	2.40	0.10	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	25.59	712	3.69	5.94	6.98	11.84	0.44	92.7	92.6	92.2	48.4	33.5	100.0	182.19	0.94	1.52	1.79	3.03	0.11	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	25.59	712	3.69	5.94	6.98	11.84	0.44	92.7	92.6	92.2	48.4	33.5	100.0	182.19	0.94	1.52	1.79	3.03	0.11	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	25.59	712	3.69	5.94	6.98	11.84	0.44	92.7	92.6	92.2	48.4	33.5	100.0	182.19	0.94	1.52	1.79	3.03	0.11	
Zn t=0.5	0.5	2.41	65	0.90	0.60	46.50	2.00	0.00	0.8	2.1	0.9	30.4	0.5	0.0	1.57	0.02	0.01	1.12	0.05	0.00	
Zn t=0.5+1	1.0	2.87	65	0.77	0.76	45.49	2.14	0.00	1.0	2.2	1.3	35.4	0.7	0.0	1.88	0.02	0.02	1.31	0.06	0.00	
Zn t=0.5+1+2	2.0	3.17	66	0.70	0.89	44.93	2.22	0.00	1.1	2.2	1.7	38.7	0.8	0.0	2.11	0.02	0.03	1.43	0.07	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	3.43	68	0.66	0.96	44.30	2.29	0.00	1.2	2.2	2.0	41.2	0.9	0.0	2.34	0.02	0.03	1.52	0.08	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	3.77	66	0.60	1.23	42.09	2.38	0.00	1.3	2.2	2.8	43.1	1.0	0.0	2.49	0.02	0.05	1.59	0.09	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	4.61	60	0.49	1.23	37.40	2.70	0.00	1.4	2.2	3.4	46.8	1.4	0.0	2.76	0.02	0.06	1.72	0.12	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	6.75	52	0.35	0.93	26.29	3.28	0.00	1.8	2.3	3.8	48.1	2.5	0.0	3.49	0.02	0.06	1.78	0.22	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	9.21	44	0.27	0.71	19.46	4.17	0.00	2.0	2.4	4.0	48.6	4.2	0.0	4.01	0.02	0.07	1.79	0.38	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	10.98	38	0.23	0.65	16.42	4.78	0.00	2.1	2.5	4.3	48.9	5.8	0.0	4.22	0.03	0.07	1.80	0.53	0.00	
Cola final		63.43	16	0.08	0.09	0.16	8.64	0.00	5.2	5.0	3.5	2.7	60.7	0.0	10.15	0.05	0.06	0.10	5.48	0.00	
Cabeza calculada		100.00	197	1.02	1.65	3.69	9.03	0.11	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	197	1.02	1.65	3.69	9.03	0.11	

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)											Tiempo (min)		
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	CaI	Quer.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC		pH	RPM
Molienda	1200	400		800	250.0		500				28			70
Acond Pb-Cu													1000	10
Flotación Pb-Cu								18			20		1000	20
Acond Zn			560									10.5	1000	10
Flotación Zn											20	10.5	1000	20

OBJETIVO : Prueba flotación con HMFS **PRUEBA No. 19**
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico **K₉₉: 21 μm**

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:																						
Producto	Peso		Peso	Leyes, g/t, %							Recuperación %						Contenidos					
	g	Min.		%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Cinetica Pb t=0.5	44.0	0.5	4.45	376	9.20	8.10	4.00	10.80	0.12	11.6	46.10	25.92	6.01	5.63	17.02	16.73	0.41	0.36	0.18	0.48	0.01	
Cinetica Pb t=1	16.2	1.0	1.64	2073	13.60	9.50	6.00	12.10	0.31	23.5	25.09	11.19	3.32	2.32	15.67	33.97	0.22	0.16	0.10	0.20	0.00	
Cinetica Pb t=2	12.1	2.0	1.22	2956	8.10	12.10	7.30	11.70	0.59	25.0	11.16	10.65	3.02	1.68	22.63	36.18	0.10	0.15	0.09	0.14	0.01	
Cinetica Pb t=3	4.7	3.0	0.48	3459	4.10	13.10	7.40	9.90	0.88	11.4	2.19	4.48	1.19	0.55	13.05	16.44	0.02	0.06	0.04	0.05	0.00	
Cinetica Pb t=5	3.9	5.0	0.39	3245	1.80	13.30	6.50	9.20	0.84	8.8	0.80	3.77	0.87	0.42	10.32	12.80	0.01	0.05	0.03	0.04	0.00	
Cinetica Pb t=8	3.6	8.0	0.36	1180	1.60	19.50	5.20	12.10	0.63	3.0	0.66	5.11	0.64	0.52	7.22	4.30	0.01	0.07	0.02	0.04	0.00	
Cinetica Pb t=12	2.1	12.0	0.21	720	1.10	14.20	3.80	16.20	0.48	1.1	0.26	2.17	0.27	0.40	3.18	1.53	0.00	0.03	0.01	0.03	0.00	
Cinetica Pb t=16	4.3	16.0	0.43	320	0.90	10.20	4.30	13.60	0.39	1.0	0.44	3.19	0.63	0.69	5.30	1.39	0.00	0.04	0.02	0.06	0.00	
Cinetica Pb t=20	4.4	20.0	0.45	460	1.00	2.80	5.60	9.70	0.40	1.4	0.50	0.90	0.84	0.51	5.59	2.05	0.00	0.01	0.02	0.04	0.00	
Cinetica Zn t=0.5	32.1	0.5	3.25	170	0.20	2.50	49.20	2.05	0.00	3.8	0.73	5.84	53.97	0.78	0.00	5.52	0.01	0.08	1.60	0.07	0.00	
Cinetica Zn t=1	5.2	1.0	0.53	190	0.31	4.20	45.40	2.88	0.00	0.7	0.18	1.59	8.07	0.18	0.00	1.00	0.00	0.02	0.24	0.02	0.00	
Cinetica Zn t=2	3.1	2.0	0.31	190	0.26	4.30	43.10	3.01	0.00	0.4	0.09	0.97	4.57	0.11	0.00	0.60	0.00	0.01	0.14	0.01	0.00	
Cinetica Zn t=3	3.4	3.0	0.34	220	0.24	3.70	42.10	3.09	0.00	0.5	0.09	0.92	4.89	0.12	0.00	0.76	0.00	0.01	0.14	0.01	0.00	
Cinetica Zn t=5	2.7	5.0	0.27	230	0.20	5.40	38.70	3.33	0.00	0.4	0.06	1.06	3.57	0.11	0.00	0.63	0.00	0.01	0.11	0.01	0.00	
Cinetica Zn t=8	5.1	8.0	0.52	220	0.18	6.20	18.40	4.10	0.00	0.8	0.10	2.30	3.21	0.25	0.00	1.13	0.00	0.03	0.09	0.02	0.00	
Cinetica Zn t=12	4.3	12.0	0.43	230	0.17	4.30	2.20	4.54	0.00	0.7	0.08	1.34	0.32	0.23	0.00	1.00	0.00	0.02	0.01	0.02	0.00	
Cinetica Zn t=16	6.2	16.0	0.63	180	0.15	1.10	0.71	6.60	0.00	0.8	0.11	0.50	0.15	0.48	0.00	1.13	0.00	0.01	0.00	0.04	0.00	
Cinetica Zn t=20	4.1	20.0	0.41	220	0.09	0.20	0.58	8.00	0.00	0.6	0.04	0.06	0.08	0.39	0.00	0.91	0.00	0.00	0.00	0.03	0.00	
Cola	827.2		83.67	8	0.12	0.30	0.16	8.64	0.00	4.6	11.3	18.1	4.4	84.6	0.0	7	0.10	0.25	0.13	7.23	0.00	
Cabeza Calc.	989		100.00	145	0.89	1.39	2.96	8.54	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	145	0.89	1.39	2.96	8.54	0.03	
Cabeza Ens.																						

BALANCE ACUMULATIVO :																					
Producto	Min.	Peso	Leyes, g/t, %							Recuperación %						Contenidos					
			%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Pb t=0.5	0.5	4.45	376	9.20	8.10	4.00	10.80	0.12	11.6	46.1	25.9	6.0	5.6	17.0	16.73	0.41	0.36	0.18	0.48	0.01	
Pb t=0.5+1	1.0	6.09	833	10.38	8.48	4.54	11.15	0.17	35.0	71.2	37.1	9.3	7.9	32.7	50.70	0.63	0.52	0.28	0.68	0.01	
Pb t=0.5+1+2	2.0	7.31	1188	10.00	9.08	5.00	11.24	0.24	60.0	82.3	47.8	12.4	9.6	55.3	86.88	0.73	0.66	0.37	0.82	0.02	
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	7.79	1327	9.64	9.33	5.15	11.16	0.28	71.4	84.5	52.2	13.5	10.2	68.4	103.32	0.75	0.73	0.40	0.87	0.02	
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	8.18	1419	9.26	9.52	5.21	11.07	0.31	80.2	85.3	56.0	14.4	10.6	78.7	116.12	0.76	0.78	0.43	0.91	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	8.55	1409	8.94	9.94	5.21	11.11	0.32	83.2	86.0	61.1	15.0	11.1	85.9	120.42	0.76	0.85	0.45	0.95	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	8.76	1392	8.75	10.05	5.18	11.23	0.32	84.2	86.3	63.3	15.3	11.5	89.1	121.94	0.77	0.88	0.45	0.98	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	9.19	1342	8.38	10.06	5.14	11.34	0.33	85.2	86.7	66.5	16.0	12.2	94.4	123.34	0.77	0.92	0.47	1.04	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	9.64	1301	8.04	9.72	5.16	11.27	0.33	86.6	87.2	67.4	16.8	12.7	100.0	125.38	0.77	0.94	0.50	1.09	0.03	
Zn t=0.5	0.5	3.25	170	0.20	2.50	49.20	2.05	0.00	3.8	0.7	5.8	54.0	0.8	0.0	5.52	0.01	0.08	1.60	0.07	0.00	
Zn t=0.5+1	1.0	3.77	173	0.22	2.74	48.67	2.17	0.00	4.5	0.9	7.4	62.0	1.0	0.0	6.52	0.01	0.10	1.84	0.08	0.00	
Zn t=0.5+1+2	2.0	4.09	174	0.22	2.86	48.24	2.23	0.00	4.9	1.0	8.4	66.6	1.1	0.0	7.11	0.01	0.12	1.97	0.09	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	4.43	178	0.22	2.92	47.77	2.30	0.00	5.4	1.1	9.3	71.5	1.2	0.0	7.87	0.01	0.13	2.12	0.10	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	4.70	181	0.22	3.07	47.24	2.36	0.00	5.9	1.2	10.4	75.1	1.3	0.0	8.50	0.01	0.14	2.22	0.11	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	5.22	185	0.22	3.38	44.39	2.53	0.00	6.7	1.3	12.7	78.3	1.5	0.0	9.63	0.01	0.18	2.32	0.13	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	5.65	188	0.21	3.45	41.14	2.68	0.00	7.3	1.3	14.0	78.6	1.8	0.0	10.63	0.01	0.19	2.33	0.15	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	6.28	187	0.21	3.21	37.11	3.08	0.00	8.1	1.5	14.5	78.7	2.3	0.0	11.76	0.01	0.20	2.33	0.19	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	6.70	189	0.20	3.03	34.84	3.38	0.00	8.8	1.5	14.6	78.8	2.6	0.0	12.68	0.01	0.20	2.33	0.23	0.00	
Cola final		83.67	8	0.12	0.30	0.16	8.64	0.00	4.6	11.3	18.1	4.4	84.6	0.0	6.69	0.10	0.25	0.13	7.23	0.00	
Cabeza calculada		100.00	145	0.89	1.39	2.96	8.54	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	145	0.89	1.39	2.96	8.54	0.03	

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)										Tiempo (min)			
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	CaI	Quer.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP		MIBC	pH	RPM
Molienda	1200	400		800	250.0		100				28		1000	70
Acond Pb-Cu													1000	10
Flotación Pb-Cu								18			20		1000	20
Acond Zn			560									10.5	1000	10
Flotación Zn											20	10.5	1000	20

OBJETIVO : Prueba flotación con HMFS PRUEBA No. 20
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico K_{ap}: 21 μm

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:																					
Producto	Peso g	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %						Recuperación %						Contenidos					
				Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Cinetica Pb t=0.5	45.1	0.5	4.58	530	10.50	10.20	2.60	9.80	0.12	17.1	54.19	32.80	4.21	5.35	18.85	24.30	0.48	0.47	0.12	0.45	0.01
Cinetica Pb t=1	12.1	1.0	1.23	2180	12.30	12.10	3.10	11.10	0.31	18.9	17.03	10.44	1.35	1.62	12.64	26.82	0.15	0.15	0.04	0.14	0.00
Cinetica Pb t=2	12.1	2.0	1.23	2956	9.10	15.80	2.20	10.80	0.59	25.6	12.60	13.63	0.96	1.58	24.46	36.36	0.11	0.19	0.03	0.13	0.01
Cinetica Pb t=3	3.6	3.0	0.37	3459	4.30	16.10	3.80	9.30	0.88	8.9	1.77	4.13	0.49	0.41	10.80	12.66	0.02	0.06	0.01	0.03	0.00
Cinetica Pb t=5	3.4	5.0	0.35	2654	4.70	18.30	1.90	8.70	0.84	6.5	1.83	4.44	0.23	0.36	9.73	9.17	0.02	0.06	0.01	0.03	0.00
Cinetica Pb t=8	3.8	8.0	0.39	2103	5.30	21.70	1.50	10.10	0.63	5.7	2.30	5.88	0.20	0.46	8.24	8.12	0.02	0.08	0.01	0.04	0.00
Cinetica Pb t=12	2.8	12.0	0.28	450	1.80	18.30	2.10	11.10	0.48	0.9	0.58	3.65	0.21	0.38	4.59	1.28	0.01	0.05	0.01	0.03	0.00
Cinetica Pb t=16	4.1	16.0	0.42	308	1.40	12.30	1.50	12.10	0.39	0.9	0.66	3.60	0.22	0.60	5.46	1.28	0.01	0.05	0.01	0.05	0.00
Cinetica Pb t=20	3.8	20.0	0.39	180	0.90	5.40	1.90	8.70	0.40	0.5	0.39	1.46	0.26	0.40	5.22	0.70	0.00	0.02	0.01	0.03	0.00
Cinetica Zn t=0.5	34.2	0.5	3.48	235	0.60	2.80	50.10	1.90	0.00	5.7	2.35	6.83	61.52	0.79	0.00	8.17	0.02	0.10	1.74	0.07	0.00
Cinetica Zn t=1	5.4	1.0	0.55	176	0.06	3.40	48.10	2.10	0.00	0.7	0.04	1.31	9.33	0.14	0.00	0.97	0.00	0.02	0.26	0.01	0.00
Cinetica Zn t=2	3.5	2.0	0.36	123	0.06	3.20	46.40	2.90	0.00	0.3	0.02	0.80	5.83	0.12	0.00	0.44	0.00	0.01	0.17	0.01	0.00
Cinetica Zn t=3	3.6	3.0	0.37	103	0.04	3.20	42.20	3.40	0.00	0.3	0.02	0.82	5.45	0.15	0.00	0.38	0.00	0.01	0.15	0.01	0.00
Cinetica Zn t=5	2.9	5.0	0.29	87	0.03	3.70	18.40	3.60	0.00	0.2	0.01	0.77	1.92	0.13	0.00	0.26	0.00	0.01	0.05	0.01	0.00
Cinetica Zn t=8	4.6	8.0	0.47	89	0.50	5.40	6.50	3.90	0.00	0.3	0.26	1.77	1.07	0.22	0.00	0.42	0.00	0.03	0.03	0.02	0.00
Cinetica Zn t=12	5.1	12.0	0.52	78	0.30	2.30	3.40	4.60	0.00	0.3	0.18	0.84	0.62	0.28	0.00	0.40	0.00	0.01	0.02	0.02	0.00
Cinetica Zn t=16	7.2	16.0	0.73	30	0.10	1.20	0.60	7.10	0.00	0.2	0.08	0.62	0.16	0.62	0.00	0.22	0.00	0.01	0.00	0.05	0.00
Cinetica Zn t=20	5.4	20.0	0.55	34	0.09	0.20	0.40	9.10	0.00	0.1	0.06	0.08	0.08	0.59	0.00	0.19	0.00	0.00	0.00	0.05	0.00
Cola	821.0		83.46	12	0.06	0.11	0.20	8.64	0.00	7.0	5.6	6.1	5.9	85.8	0.0	10	0.05	0.09	0.17	7.21	0.00
Cabeza Calc.	984		100.00	142	0.89	1.43	2.83	8.40	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	142	0.89	1.43	2.83	8.40	0.03
Cabeza Ens.																					

BALANCE ACUMULATIVO :																					
Producto	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %						Recuperación %						Contenidos						
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	
Pb t=0.5	0.5	4.58	530	10.50	10.20	2.60	9.80	0.12	17.1	54.2	32.8	4.2	5.3	18.9	24.30	0.48	0.47	0.12	0.45	0.01	
Pb t=0.5+1	1.0	5.81	879	10.88	10.60	2.71	10.08	0.16	36.0	71.2	43.2	5.6	7.0	31.5	51.11	0.63	0.62	0.16	0.59	0.01	
Pb t=0.5+1+2	2.0	7.04	1242	10.57	11.51	2.62	10.20	0.24	61.5	83.8	56.9	6.5	8.6	56.0	87.47	0.74	0.81	0.18	0.72	0.02	
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	7.41	1351	10.26	11.74	2.68	10.16	0.27	70.4	85.6	61.0	7.0	9.0	66.8	100.13	0.76	0.87	0.20	0.75	0.02	
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	7.76	1409	10.01	12.03	2.64	10.09	0.29	76.9	87.4	65.4	7.2	9.3	76.5	109.31	0.78	0.93	0.20	0.78	0.02	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	8.14	1442	9.79	12.49	2.59	10.09	0.31	82.6	89.7	71.3	7.4	9.8	84.7	117.43	0.80	1.02	0.21	0.82	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	8.43	1409	9.52	12.68	2.57	10.13	0.31	83.5	90.3	75.0	7.7	10.2	89.3	118.71	0.80	1.07	0.22	0.85	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	8.84	1357	9.14	12.67	2.52	10.22	0.32	84.4	91.0	78.6	7.9	10.8	94.8	119.99	0.81	1.12	0.22	0.90	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	9.23	1308	8.79	12.36	2.49	10.16	0.32	84.9	91.4	80.0	8.1	11.2	100.0	120.69	0.81	1.14	0.23	0.94	0.03	
Zn t=0.5	0.5	3.48	235	0.60	2.80	50.10	1.90	0.00	5.7	2.3	6.8	61.5	0.8	0.0	8.17	0.02	0.10	1.74	0.07	0.00	
Zn t=0.5+1	1.0	4.03	227	0.53	2.88	49.83	1.93	0.00	6.4	2.4	8.1	70.8	0.9	0.0	9.14	0.02	0.12	2.01	0.08	0.00	
Zn t=0.5+1+2	2.0	4.38	219	0.49	2.91	49.55	2.01	0.00	6.7	2.4	8.9	76.7	1.0	0.0	9.57	0.02	0.13	2.17	0.09	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	4.75	210	0.45	2.93	48.98	2.11	0.00	7.0	2.4	9.8	82.1	1.2	0.0	9.95	0.02	0.14	2.33	0.10	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	5.04	202	0.43	2.98	47.19	2.20	0.00	7.2	2.4	10.5	84.0	1.3	0.0	10.21	0.02	0.15	2.38	0.11	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	5.51	193	0.44	3.18	43.74	2.34	0.00	7.5	2.7	12.3	85.1	1.5	0.0	10.62	0.02	0.18	2.41	0.13	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	6.03	183	0.42	3.11	40.27	2.54	0.00	7.8	2.9	13.1	85.7	1.8	0.0	11.03	0.03	0.19	2.43	0.15	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	6.76	166	0.39	2.90	35.98	3.03	0.00	7.9	3.0	13.7	85.9	2.4	0.0	11.25	0.03	0.20	2.43	0.21	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	7.31	156	0.37	2.70	33.30	3.49	0.00	8.0	3.0	13.8	86.0	3.0	0.0	11.43	0.03	0.20	2.43	0.25	0.00	
Cola final		83.46	12	0.06	0.11	0.20	8.64	0.00	7.0	5.6	6.1	5.9	85.8	0.0	10.02	0.05	0.09	0.17	7.21	0.00	
Cabeza calculada		100.00	142	0.89	1.43	2.83	8.40	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	142	0.89	1.43	2.83	8.40	0.03	

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)												Tiempo (min)	
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	CaI	Quer.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC	pH		RPM
Molienda	1200	400		800	250.0		300				28			70
Acond Pb-Cu													1000	10
Flotación Pb-Cu							18					20	1000	20
Acond Zn			560									10.5	1000	10
Flotación Zn											20	10.5	1000	20

OBJETIVO : Prueba flotación con Queroseno **PRUEBA No. 24**
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico **K_{ap}: 21 μm**

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:																					
Producto	Peso		Leyes, g/t, %	Recuperación %										Contenidos							
	g	Min.		%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cinetica Pb t=0.5	39.9	0.5	4.01	980	8.90	13.10	3.80	10.80	0.12	19.4	40.67	28.12	4.70	5.08	10.95	39.29	0.36	0.53	0.15	0.43	0.00
Cinetica Pb t=1	15.3	1.0	1.54	1654	11.90	13.70	4.70	12.10	0.31	12.6	20.85	11.28	2.23	2.18	10.50	25.43	0.18	0.21	0.07	0.19	0.00
Cinetica Pb t=2	14.2	2.0	1.43	1980	9.20	14.10	5.90	11.70	0.59	14.0	14.96	10.77	2.60	1.96	18.85	28.25	0.13	0.20	0.08	0.17	0.01
Cinetica Pb t=3	9.8	3.0	0.98	2456	7.10	14.30	7.10	9.90	0.88	11.9	7.97	7.54	2.16	1.14	19.32	24.18	0.07	0.14	0.07	0.10	0.01
Cinetica Pb t=5	9.3	5.0	0.93	2970	2.10	16.10	5.80	9.20	0.84	13.7	2.24	8.06	1.67	1.01	17.47	27.75	0.02	0.15	0.05	0.09	0.01
Cinetica Pb t=8	8.9	8.0	0.89	2430	2.50	13.10	4.30	12.10	0.63	10.7	2.55	6.27	1.19	1.27	12.68	21.73	0.02	0.12	0.04	0.11	0.01
Cinetica Pb t=12	2.9	12.0	0.29	2146	1.60	8.90	2.80	16.20	0.48	3.1	0.53	1.39	0.25	0.55	3.12	6.25	0.00	0.03	0.01	0.05	0.00
Cinetica Pb t=16	4.1	16.0	0.41	1689	0.80	4.10	3.10	13.60	0.39	3.4	0.38	0.90	0.39	0.66	3.59	6.96	0.00	0.02	0.01	0.06	0.00
Cinetica Pb t=20	3.9	20.0	0.39	420	0.30	1.70	2.70	9.70	0.40	0.8	0.13	0.36	0.33	0.45	3.52	1.65	0.00	0.01	0.01	0.04	0.00
Cinetica Zn t=0.5	36.7	0.5	3.69	170	0.18	2.50	49.20	2.05	0.00	3.1	0.76	4.94	55.98	0.89	0.00	6.27	0.01	0.09	1.81	0.08	0.00
Cinetica Zn t=1	6.3	1.0	0.63	190	0.15	4.20	45.40	2.88	0.00	0.6	0.11	1.42	8.87	0.21	0.00	1.20	0.00	0.03	0.29	0.02	0.00
Cinetica Zn t=2	4.1	2.0	0.41	190	0.18	4.30	43.10	3.01	0.00	0.4	0.08	0.95	5.48	0.15	0.00	0.78	0.00	0.02	0.18	0.01	0.00
Cinetica Zn t=3	3.2	3.0	0.32	220	0.17	3.70	42.10	3.09	0.00	0.3	0.06	0.64	4.18	0.12	0.00	0.71	0.00	0.01	0.14	0.01	0.00
Cinetica Zn t=5	3.1	5.0	0.31	230	0.18	5.40	38.70	3.33	0.00	0.4	0.06	0.90	3.72	0.12	0.00	0.72	0.00	0.02	0.12	0.01	0.00
Cinetica Zn t=8	5.6	8.0	0.56	220	0.12	6.20	18.40	4.10	0.00	0.6	0.08	1.87	3.19	0.27	0.00	1.24	0.00	0.03	0.10	0.02	0.00
Cinetica Zn t=12	4.4	12.0	0.44	230	0.17	4.30	2.20	4.54	0.00	0.5	0.09	1.02	0.30	0.24	0.00	1.02	0.00	0.02	0.01	0.02	0.00
Cinetica Zn t=16	7.1	16.0	0.71	180	0.09	1.10	0.71	6.60	0.00	0.6	0.07	0.42	0.16	0.55	0.00	1.28	0.00	0.01	0.01	0.05	0.00
Cinetica Zn t=20	5.3	20.0	0.53	220	0.07	0.20	0.58	8.00	0.00	0.6	0.04	0.06	0.10	0.50	0.00	1.17	0.00	0.00	0.00	0.04	0.00
Cola	811.2		81.50	8	0.09	0.30	0.10	8.64	0.00	3.2	8.4	13.1	2.5	82.7	0.0	7	0.07	0.24	0.08	7.04	0.00
Cabeza Calc.	995		100.00	202	0.88	1.87	3.24	8.52	0.04	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	202	0.88	1.87	3.24	8.52	0.04
Cabeza Ens.																					

BALANCE ACUMULATIVO :																				
Producto	Min.	Peso		Leyes, g/t, %						Recuperación %					Contenidos					
		%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Pb t=0.5	0.5	4.01	980	8.90	13.10	3.80	10.80	0.12	19.4	40.7	28.1	4.7	5.1	11.0	39.29	0.36	0.53	0.15	0.43	0.00
Pb t=0.5+1	1.0	5.55	1167	9.73	13.27	4.05	11.16	0.17	32.0	61.5	39.4	6.9	7.3	21.5	64.71	0.54	0.74	0.22	0.62	0.01
Pb t=0.5+1+2	2.0	6.97	1333	9.62	13.44	4.43	11.27	0.26	45.9	76.5	50.2	9.5	9.2	40.3	92.96	0.67	0.94	0.31	0.79	0.02
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	7.96	1472	9.31	13.54	4.76	11.10	0.33	57.9	84.5	57.7	11.7	10.4	59.6	117.14	0.74	1.08	0.38	0.88	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	8.89	1630	8.55	13.81	4.87	10.90	0.39	71.6	86.7	65.8	13.4	11.4	77.1	144.90	0.76	1.23	0.43	0.97	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	9.79	1703	8.00	13.75	4.82	11.01	0.41	82.3	89.2	72.0	14.5	12.6	89.8	166.62	0.78	1.35	0.47	1.08	0.04
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	10.08	1715	7.81	13.61	4.76	11.16	0.41	85.4	89.8	73.4	14.8	13.2	92.9	172.88	0.79	1.37	0.48	1.12	0.04
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	10.49	1714	7.54	13.23	4.69	11.26	0.41	88.9	90.2	74.3	15.2	13.9	96.5	179.83	0.79	1.39	0.49	1.18	0.04
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	10.88	1668	7.28	12.82	4.62	11.20	0.41	89.7	90.3	74.7	15.5	14.3	100.0	181.48	0.79	1.39	0.50	1.22	0.04
Zn t=0.5	0.5	3.69	170	0.18	2.50	49.20	2.05	0.00	3.1	0.8	4.9	56.0	0.9	0.0	6.27	0.01	0.09	1.81	0.08	0.00
Zn t=0.5+1	1.0	4.32	173	0.18	2.75	48.64	2.17	0.00	3.7	0.9	6.4	64.8	1.1	0.0	7.47	0.01	0.12	2.10	0.09	0.00
Zn t=0.5+1+2	2.0	4.73	174	0.18	2.88	48.16	2.24	0.00	4.1	0.9	7.3	70.3	1.2	0.0	8.25	0.01	0.14	2.28	0.11	0.00
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	5.05	177	0.18	2.94	47.78	2.30	0.00	4.4	1.0	7.9	74.5	1.4	0.0	8.96	0.01	0.15	2.41	0.12	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	5.37	180	0.18	3.08	47.25	2.36	0.00	4.8	1.1	8.8	78.2	1.5	0.0	9.68	0.01	0.17	2.53	0.13	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	5.93	184	0.17	3.38	44.51	2.52	0.00	5.4	1.2	10.7	81.4	1.8	0.0	10.92	0.01	0.20	2.64	0.15	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	6.37	187	0.17	3.44	41.57	2.66	0.00	5.9	1.2	11.7	81.7	2.0	0.0	11.93	0.01	0.22	2.65	0.17	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	7.08	187	0.16	3.20	37.46	3.06	0.00	6.5	1.3	12.2	81.9	2.5	0.0	13.22	0.01	0.23	2.65	0.22	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	7.62	189	0.16	2.99	34.88	3.41	0.00	7.1	1.4	12.2	82.0	3.0	0.0	14.39	0.01	0.23	2.66	0.26	0.00
Cola final		81.50	8	0.09	0.30	0.10	8.64	0.00	3.2	8.4	13.1	2.5	82.7	0.0	6.52	0.07	0.24	0.08	7.04	0.00
Cabeza calculada		100.00	202	0.88	1.87	3.24	8.52	0.04	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	202	0.88	1.87	3.24	8.52	0.04

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)											Tiempo (min)		
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	CaI	Quer.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC		pH	RPM
Molienda	1200	400		800	250.0		300			28			70	
Acond Pb-Cu						200						1000	20	
Flotación Pb-Cu							18				20		20	
Acond Zn			560			200					10.5	1000	20	
Flotación Zn											20	10.5	1000	20

OBJETIVO : Prueba flotación con Queroseno **PRUEBA No. 24**
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico **K_{ap}: 21 μm**

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:											Recuperación %					Contenidos					
Producto	Peso g	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %						Recuperación %					Contenidos						
				Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Cinetica Pb t=0.5	40.5	0.5	4.05	1350	13.10	13.20	2.60	9.80	0.12	26.3	49.56	30.16	3.56	4.72	12.84	54.64	0.53	0.53	0.11	0.40	0.00
Cinetica Pb t=1	16.1	1.0	1.61	1879	12.70	15.10	3.10	11.10	0.31	14.5	19.10	13.72	1.69	2.13	12.76	30.23	0.20	0.24	0.05	0.18	0.00
Cinetica Pb t=2	15.7	2.0	1.57	2867	10.80	18.10	2.20	10.80	0.59	21.6	15.84	16.03	1.17	2.02	24.06	44.98	0.17	0.28	0.03	0.17	0.01
Cinetica Pb t=3	9.1	3.0	0.91	3270	6.70	19.30	3.80	9.30	0.88	14.3	5.70	9.91	1.17	1.01	20.71	29.74	0.06	0.18	0.03	0.08	0.01
Cinetica Pb t=5	4.8	5.0	0.48	2765	4.10	18.30	1.90	8.70	0.84	6.4	1.84	4.96	0.31	0.50	10.41	13.26	0.02	0.09	0.01	0.04	0.00
Cinetica Pb t=8	3.8	8.0	0.38	1976	3.90	21.70	1.50	10.10	0.63	3.6	1.38	4.65	0.19	0.46	6.25	7.50	0.01	0.08	0.01	0.04	0.00
Cinetica Pb t=12	3.1	12.0	0.31	965	2.60	8.40	2.10	11.10	0.48	1.4	0.75	1.47	0.22	0.41	3.85	2.99	0.01	0.03	0.01	0.03	0.00
Cinetica Pb t=16	4.8	16.0	0.48	465	1.80	6.30	1.50	12.10	0.39	1.1	0.81	1.71	0.24	0.69	4.85	2.23	0.01	0.03	0.01	0.06	0.00
Cinetica Pb t=20	4.1	20.0	0.41	180	0.80	2.10	1.90	8.70	0.40	0.4	0.31	0.49	0.26	0.42	4.27	0.74	0.00	0.01	0.01	0.04	0.00
Cinetica Zn t=0.5	32.7	0.5	3.27	235	0.08	2.80	50.10	1.90	0.00	3.7	0.24	5.17	55.35	0.74	0.00	7.68	0.00	0.09	1.64	0.06	0.00
Cinetica Zn t=1	7.1	1.0	0.71	176	0.03	3.40	48.10	2.10	0.00	0.6	0.02	1.36	11.54	0.18	0.00	1.25	0.00	0.02	0.34	0.01	0.00
Cinetica Zn t=2	5.3	2.0	0.53	123	0.06	3.20	46.40	2.90	0.00	0.3	0.03	0.96	8.31	0.18	0.00	0.65	0.00	0.02	0.25	0.02	0.00
Cinetica Zn t=3	4.1	3.0	0.41	103	0.04	3.20	42.20	3.40	0.00	0.2	0.02	0.74	5.85	0.17	0.00	0.42	0.00	0.01	0.17	0.01	0.00
Cinetica Zn t=5	3.8	5.0	0.38	87	0.03	3.70	18.40	3.60	0.00	0.2	0.01	0.79	2.36	0.16	0.00	0.33	0.00	0.01	0.07	0.01	0.00
Cinetica Zn t=8	6.1	8.0	0.61	89	0.50	5.40	6.50	3.90	0.00	0.3	0.28	1.86	1.34	0.28	0.00	0.54	0.00	0.03	0.04	0.02	0.00
Cinetica Zn t=12	6.7	12.0	0.67	78	0.30	2.30	3.40	4.60	0.00	0.3	0.19	0.87	0.77	0.37	0.00	0.52	0.00	0.02	0.02	0.03	0.00
Cinetica Zn t=16	3.4	16.0	0.34	30	0.10	1.20	0.60	7.10	0.00	0.0	0.03	0.23	0.07	0.29	0.00	0.10	0.00	0.00	0.00	0.02	0.00
Cinetica Zn t=20	2.3	20.0	0.23	34	0.09	0.20	0.40	9.10	0.00	0.0	0.02	0.03	0.03	0.25	0.00	0.08	0.00	0.00	0.00	0.02	0.00
Cola	827.1		82.66	12	0.05	0.11	0.20	8.64	0.00	4.8	3.9	4.9	5.6	85.0	0.0	10	0.04	0.09	0.17	7.14	0.00
Cabeza Calc.	1001		100.00	208	1.07	1.77	2.96	8.40	0.04	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	208	1.07	1.77	2.96	8.40	0.04
Cabeza Ens.																					

BALANCE ACUMULATIVO :											Recuperación %					Contenidos				
Producto	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %						Recuperación %					Contenidos						
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Pb t=0.5	0.5	4.05	1350	13.10	13.20	2.60	9.80	0.12	26.3	49.6	30.2	3.6	4.7	12.8	54.64	0.53	0.53	0.11	0.40	0.00
Pb t=0.5+1	1.0	5.66	1500	12.99	13.74	2.74	10.17	0.17	40.8	68.7	43.9	5.2	6.8	25.6	84.88	0.73	0.78	0.16	0.58	0.01
Pb t=0.5+1+2	2.0	7.23	1797	12.51	14.69	2.62	10.31	0.26	62.5	84.5	59.9	6.4	8.9	49.7	129.86	0.90	1.06	0.19	0.74	0.02
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	8.14	1962	11.86	15.20	2.76	10.19	0.33	76.8	90.2	69.8	7.6	9.9	70.4	159.60	0.96	1.24	0.22	0.83	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	8.61	2007	11.43	15.38	2.71	10.11	0.36	83.2	92.0	74.8	7.9	10.4	80.8	172.86	0.98	1.32	0.23	0.87	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	8.99	2005	11.11	15.64	2.66	10.11	0.37	86.8	93.4	79.4	8.1	10.8	87.0	180.37	1.00	1.41	0.24	0.91	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	9.30	1971	10.83	15.40	2.64	10.14	0.38	88.2	94.2	80.9	8.3	11.2	90.9	183.36	1.01	1.43	0.25	0.94	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	9.78	1897	10.39	14.95	2.58	10.24	0.38	89.3	95.0	82.6	8.5	11.9	95.7	185.59	1.02	1.46	0.25	1.00	0.04
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	10.19	1828	10.00	14.44	2.56	10.18	0.38	89.7	95.3	83.1	8.8	12.4	100.0	186.33	1.02	1.47	0.26	1.04	0.04
Zn t=0.5	0.5	3.27	235	0.08	2.80	50.10	1.90	0.00	3.7	0.2	5.2	55.3	0.7	0.0	7.68	0.00	0.09	1.64	0.06	0.00
Zn t=0.5+1	1.0	3.98	224	0.07	2.91	49.74	1.94	0.00	4.3	0.3	6.5	66.9	0.9	0.0	8.93	0.00	0.12	1.98	0.08	0.00
Zn t=0.5+1+2	2.0	4.51	213	0.07	2.94	49.35	2.05	0.00	4.6	0.3	7.5	75.2	1.1	0.0	9.58	0.00	0.13	2.22	0.09	0.00
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	4.92	203	0.07	2.96	48.75	2.16	0.00	4.8	0.3	8.2	81.0	1.3	0.0	10.00	0.00	0.15	2.40	0.11	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	5.30	195	0.06	3.02	46.58	2.26	0.00	5.0	0.3	9.0	83.4	1.4	0.0	10.33	0.00	0.16	2.47	0.12	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	5.91	184	0.11	3.26	42.44	2.43	0.00	5.2	0.6	10.9	84.7	1.7	0.0	10.88	0.01	0.19	2.51	0.14	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	6.58	173	0.13	3.16	38.47	2.65	0.00	5.5	0.8	11.7	85.5	2.1	0.0	11.40	0.01	0.21	2.53	0.17	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	6.92	166	0.13	3.07	36.61	2.87	0.00	5.5	0.8	12.0	85.6	2.4	0.0	11.50	0.01	0.21	2.53	0.20	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	7.15	162	0.13	2.98	35.44	3.07	0.00	5.6	0.8	12.0	85.6	2.6	0.0	11.58	0.01	0.21	2.53	0.22	0.00
Cola final		82.66	12	0.05	0.11	0.20	8.64	0.00	4.8	3.9	4.9	5.6	85.0	0.0	9.92	0.04	0.09	0.17	7.14	0.00
Cabeza calculada		100.00	208	1.07	1.77	2.96	8.40	0.04	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	208	1.07	1.77	2.96	8.40	0.04

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)											Tiempo (min)						
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	CaI	Que.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC		pH	RPM				
Molienda	1200	400		800	250.0		400			300		28					1000	20
Acond Pb-Cu							400										1000	20
Flotación Pb-Cu										18							1000	20
Acond Zn			560				400					10.5				1000	20	
Flotación Zn												20				1000	20	

OBJETIVO : Prueba flotación con Queroseno PRUEBA No. 29
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico K_{ap}: 21 μm

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:													Recuperación %					Contenidos				
Producto	Peso g	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %						Recuperación %					Contenidos							
				Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	
Cinetica Pb t=0.5	35.8	0.5	3.64	980	12.91	12.10	2.10	10.70	0.12	18.0	50.28	33.40	1.96	4.27	13.73	35.68	0.47	0.44	0.08	0.39	0.00	
Cinetica Pb t=1	11.1	1.0	1.13	3124	14.53	14.50	2.60	10.70	0.31	17.8	17.55	12.41	0.75	1.32	10.64	35.26	0.16	0.16	0.03	0.12	0.00	
Cinetica Pb t=2	8.6	2.0	0.87	3276	11.52	15.30	3.10	10.30	0.59	14.4	10.78	10.15	0.69	0.99	15.95	28.65	0.10	0.13	0.03	0.09	0.01	
Cinetica Pb t=3	4.5	3.0	0.46	3659	7.21	17.20	2.60	9.30	0.88	8.4	3.53	5.97	0.30	0.47	12.39	16.74	0.03	0.08	0.01	0.04	0.00	
Cinetica Pb t=5	7.5	5.0	0.76	3265	5.13	11.70	3.10	8.30	0.84	12.5	4.19	6.77	0.61	0.69	19.69	24.90	0.04	0.09	0.02	0.06	0.01	
Cinetica Pb t=8	7.3	8.0	0.74	1975	1.86	8.30	2.10	8.30	0.63	7.4	1.48	4.67	0.40	0.68	14.53	14.66	0.01	0.06	0.02	0.06	0.00	
Cinetica Pb t=12	8.7	12.0	0.88	980	1.93	7.20	4.10	8.90	0.48	4.4	1.83	4.83	0.93	0.86	13.07	8.67	0.02	0.06	0.04	0.08	0.00	
Cinetica Pb t=16	11.3	16.0	1.15	387	1.23	4.30	2.50	7.70	0.00	2.2	1.51	3.75	0.74	0.97	0.00	4.45	0.01	0.05	0.03	0.09	0.00	
Cinetica Pb t=20	3.1	20.0	0.32	354	1.32	1.40	3.10	8.80	0.00	0.6	0.45	0.33	0.25	0.30	0.00	1.12	0.00	0.00	0.01	0.03	0.00	
Cinetica Zn t=0.5	40.2	0.5	4.09	120	0.12	0.41	52.10	1.62	0.00	2.5	0.52	1.27	54.52	0.73	0.00	4.91	0.00	0.02	2.13	0.07	0.00	
Cinetica Zn t=1	10.1	1.0	1.03	120	0.24	0.38	51.30	2.56	0.00	0.6	0.26	0.30	13.49	0.29	0.00	1.23	0.00	0.00	0.53	0.03	0.00	
Cinetica Zn t=2	8.3	2.0	0.84	150	0.16	0.67	42.30	3.30	0.00	0.6	0.14	0.43	9.14	0.31	0.00	1.27	0.00	0.01	0.36	0.03	0.00	
Cinetica Zn t=3	3.9	3.0	0.40	160	0.18	0.76	39.70	3.72	0.00	0.3	0.08	0.23	4.03	0.16	0.00	0.63	0.00	0.00	0.16	0.01	0.00	
Cinetica Zn t=5	7.1	5.0	0.72	150	0.21	0.67	24.30	4.50	0.00	0.5	0.16	0.37	4.49	0.36	0.00	1.08	0.00	0.00	0.18	0.03	0.00	
Cinetica Zn t=8	8.2	8.0	0.83	150	0.14	0.78	8.40	8.30	0.00	0.6	0.12	0.49	1.79	0.76	0.00	1.25	0.00	0.01	0.07	0.07	0.00	
Cinetica Zn t=12	29.1	12.0	2.96	90	0.11	0.38	3.50	6.20	0.00	1.3	0.35	0.85	2.65	2.01	0.00	2.66	0.00	0.01	0.10	0.18	0.00	
Cinetica Zn t=16	8.1	16.0	0.82	90	0.08	0.27	0.80	14.40	0.00	0.4	0.07	0.17	0.17	1.30	0.00	0.74	0.00	0.00	0.01	0.12	0.00	
Cinetica Zn t=20	5.4	20.0	0.55	100	0.07	0.14	0.70	14.10	0.00	0.3	0.04	0.06	0.10	0.85	0.00	0.55	0.00	0.00	0.00	0.08	0.00	
Cola	765.1		77.80	18	0.08	0.23	0.15	9.70	0.00	7.1	6.7	13.6	3.0	82.7	0.0	14	0.06	0.18	0.12	7.55	0.00	
Cabeza Calc.	983		100.00	198	0.93	1.32	3.91	9.13	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	198	0.93	1.32	3.91	9.13	0.03	
Cabeza Ens.																						

BALANCE ACUMULATIVO :													Recuperación %					Contenidos				
Producto	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %						Recuperación %					Contenidos								
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As		
Pb t=0.5	0.5	3.64	980	12.91	12.10	2.10	10.70	0.12	18.0	50.3	33.4	2.0	4.3	13.7	35.68	0.47	0.44	0.08	0.39	0.00		
Pb t=0.5+1	1.0	4.77	1487	13.29	12.67	2.22	10.70	0.17	35.7	67.8	45.8	2.7	5.6	24.4	70.94	0.63	0.60	0.11	0.51	0.01		
Pb t=0.5+1+2	2.0	5.64	1765	13.02	13.08	2.35	10.64	0.23	50.2	78.6	56.0	3.4	6.6	40.3	99.59	0.73	0.74	0.13	0.60	0.01		
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	6.10	1907	12.58	13.39	2.37	10.54	0.28	58.6	82.1	61.9	3.7	7.0	52.7	116.33	0.77	0.82	0.14	0.64	0.02		
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	6.86	2058	11.75	13.20	2.45	10.29	0.34	71.2	86.3	68.7	4.3	7.7	72.4	141.23	0.81	0.91	0.17	0.71	0.02		
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	7.61	2050	10.79	12.72	2.42	10.09	0.37	78.6	87.8	73.4	4.7	8.4	86.9	155.89	0.82	0.97	0.18	0.77	0.03		
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	8.49	1938	9.87	12.14	2.59	9.97	0.38	82.9	89.6	78.2	5.6	9.3	100.0	164.56	0.84	1.03	0.22	0.85	0.03		
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	9.64	1753	8.84	11.21	2.58	9.70	0.34	85.2	91.1	81.9	6.4	10.2	100.0	169.01	0.85	1.08	0.25	0.94	0.03		
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	9.96	1709	8.60	10.90	2.60	9.67	0.32	85.7	91.6	82.3	6.6	10.6	100.0	170.13	0.86	1.09	0.26	0.96	0.03		
Zn t=0.5	0.5	4.09	120	0.12	0.41	52.10	1.62	0.00	2.5	0.5	1.3	54.5	0.7	0.0	4.91	0.00	0.02	2.13	0.07	0.00		
Zn t=0.5+1	1.0	5.11	120	0.14	0.40	51.94	1.81	0.00	3.1	0.8	1.6	68.0	1.0	0.0	6.14	0.01	0.02	2.66	0.09	0.00		
Zn t=0.5+1+2	2.0	5.96	124	0.15	0.44	50.57	2.02	0.00	3.7	0.9	2.0	77.2	1.3	0.0	7.40	0.01	0.03	3.01	0.12	0.00		
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	6.36	126	0.15	0.46	49.90	2.13	0.00	4.1	1.0	2.2	81.2	1.5	0.0	8.04	0.01	0.03	3.17	0.14	0.00		
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	7.08	129	0.15	0.48	47.28	2.37	0.00	4.6	1.2	2.6	85.7	1.8	0.0	9.12	0.01	0.03	3.35	0.17	0.00		
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	7.91	131	0.15	0.51	43.19	2.99	0.00	5.2	1.3	3.1	87.5	2.6	0.0	10.37	0.01	0.04	3.42	0.24	0.00		
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	10.87	120	0.14	0.48	32.38	3.87	0.00	6.6	1.6	3.9	90.1	4.6	0.0	13.04	0.02	0.05	3.52	0.42	0.00		
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	11.69	118	0.14	0.46	30.16	4.61	0.00	6.9	1.7	4.1	90.3	5.9	0.0	13.78	0.02	0.05	3.53	0.54	0.00		
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	12.24	117	0.13	0.45	28.84	5.03	0.00	7.2	1.8	4.2	90.4	6.8	0.0	14.33	0.02	0.05	3.53	0.62	0.00		
Cola final		77.80	18	0.08	0.23	0.15	9.70	0.00	7.1	6.7	13.6	3.0	82.7	0.0	14.00	0.06	0.18	0.12	7.55	0.00		
Cabeza calculada		100.00	198	0.93	1.32	3.91	9.13	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	198	0.93	1.32	3.91	9.13	0.03		

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)											Tiempo (min)	
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	CaI	Que.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC		pH
Molienda	1200	400		800	250.0	600	300			28			70
Acond Pb-Cu						600				28			20
Flotación Pb-Cu							18						20
Acond Zn			560			600						10.5	20
Flotación Zn												10.5	20

OBJETIVO : Variación en velocidad de acondicionamiento **PRUEBA No. 32**
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico **K_{ap}: 21 μm**

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:																					
Producto	Peso		Min.	Leyes, g/t, %							Recuperación %					Contenidos					
	g	%		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Cinetica Pb t=0.5	32.1	0.5	3.25	415	14.50	8.10	3.80	10.80	0.12	10.4	42.90	19.13	3.91	4.13	11.98	13.47	0.47	0.26	0.12	0.35	0.00
Cinetica Pb t=1	17.1	1.0	1.73	1456	12.10	9.50	4.70	12.10	0.31	19.4	19.07	11.95	2.57	2.47	15.96	25.18	0.21	0.16	0.08	0.21	0.01
Cinetica Pb t=2	13.1	2.0	1.32	1976	9.60	12.10	5.90	11.70	0.59	20.1	11.59	11.66	2.48	1.83	23.65	26.18	0.13	0.16	0.08	0.16	0.01
Cinetica Pb t=3	6.7	3.0	0.68	2456	5.60	13.10	7.10	9.90	0.88	12.8	3.46	6.46	1.52	0.79	17.96	16.64	0.04	0.09	0.05	0.07	0.01
Cinetica Pb t=5	3.6	5.0	0.36	2149	4.10	13.30	5.80	9.20	0.84	6.0	1.36	3.52	0.67	0.40	9.20	7.82	0.01	0.05	0.02	0.03	0.00
Cinetica Pb t=8	3.8	8.0	0.38	1133	3.90	19.50	4.30	12.10	0.63	3.3	1.37	5.45	0.52	0.55	7.36	4.35	0.01	0.07	0.02	0.05	0.00
Cinetica Pb t=12	2.9	12.0	0.29	754	1.60	14.20	2.80	16.20	0.48	1.7	0.43	3.03	0.26	0.56	4.24	2.21	0.00	0.04	0.01	0.05	0.00
Cinetica Pb t=16	4.1	16.0	0.41	341	0.80	10.20	3.10	13.60	0.39	1.1	0.30	3.08	0.41	0.67	4.88	1.41	0.00	0.04	0.01	0.06	0.00
Cinetica Pb t=20	3.9	20.0	0.39	398	0.30	2.80	2.70	9.70	0.40	1.2	0.11	0.80	0.34	0.45	4.78	1.57	0.00	0.01	0.01	0.04	0.00
Cinetica Zn t=0.5	36.7	0.5	3.71	170	0.20	2.50	49.20	2.05	0.00	4.9	0.68	6.75	57.83	0.90	0.00	6.31	0.01	0.09	1.83	0.08	0.00
Cinetica Zn t=1	6.3	1.0	0.64	190	0.16	4.20	45.40	2.88	0.00	0.9	0.09	1.95	9.16	0.22	0.00	1.21	0.00	0.03	0.29	0.02	0.00
Cinetica Zn t=2	4.1	2.0	0.41	190	0.18	4.30	43.10	3.01	0.00	0.6	0.07	1.30	5.66	0.15	0.00	0.79	0.00	0.02	0.18	0.01	0.00
Cinetica Zn t=3	3.2	3.0	0.32	220	0.15	3.70	42.10	3.09	0.00	0.5	0.04	0.87	4.31	0.12	0.00	0.71	0.00	0.01	0.14	0.01	0.00
Cinetica Zn t=5	3.1	5.0	0.31	230	0.20	5.40	38.70	3.33	0.00	0.6	0.06	1.23	3.84	0.12	0.00	0.72	0.00	0.02	0.12	0.01	0.00
Cinetica Zn t=8	5.6	8.0	0.57	220	0.12	6.20	18.40	4.10	0.00	1.0	0.06	2.55	3.30	0.27	0.00	1.25	0.00	0.04	0.10	0.02	0.00
Cinetica Zn t=12	4.4	12.0	0.45	230	0.17	4.30	2.20	4.54	0.00	0.8	0.07	1.39	0.31	0.24	0.00	1.02	0.00	0.02	0.01	0.02	0.00
Cinetica Zn t=16	7.1	16.0	0.72	180	0.09	1.10	0.71	6.60	0.00	1.0	0.06	0.57	0.16	0.56	0.00	1.29	0.00	0.01	0.01	0.05	0.00
Cinetica Zn t=20	5.3	20.0	0.54	220	0.07	0.20	0.58	8.00	0.00	0.9	0.03	0.08	0.10	0.51	0.00	1.18	0.00	0.00	0.00	0.04	0.00
Cola	825.6		83.50	20	0.24	0.30	0.10	8.64	0.00	12.8	18.3	18.2	2.6	85.1	0.0	17	0.20	0.25	0.08	7.21	0.00
Cabeza Calc.	989		100.00	130	1.10	1.37	3.16	8.48	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	130	1.10	1.37	3.16	8.48	0.03
Cabeza Ens.																					

BALANCE ACUMULATIVO :																				
Producto	Min.	Peso		Leyes, g/t, %							Recuperación %					Contenidos				
		g	%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Pb t=0.5	0.5	3.25	415	14.50	8.10	3.80	10.80	0.12	10.4	42.9	19.1	3.9	4.1	12.0	13.47	0.47	0.26	0.12	0.35	0.00
Pb t=0.5+1	1.0	4.98	777	13.67	8.59	4.11	11.25	0.19	29.7	62.0	31.1	6.5	6.6	27.9	38.66	0.68	0.43	0.20	0.56	0.01
Pb t=0.5+1+2	2.0	6.30	1029	12.81	9.33	4.49	11.35	0.27	49.9	73.6	42.7	9.0	8.4	51.6	64.84	0.81	0.59	0.28	0.71	0.02
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	6.98	1168	12.11	9.69	4.74	11.21	0.33	62.7	77.0	49.2	10.5	9.2	69.5	81.48	0.85	0.68	0.33	0.78	0.02
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	7.34	1216	11.71	9.87	4.79	11.11	0.35	68.7	78.4	52.7	11.1	9.6	78.7	89.31	0.86	0.72	0.35	0.82	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	7.73	1212	11.32	10.35	4.77	11.16	0.37	72.0	79.7	58.2	11.7	10.2	86.1	93.66	0.88	0.80	0.37	0.86	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	8.02	1195	10.97	10.49	4.70	11.34	0.37	73.7	80.2	61.2	11.9	10.7	90.3	95.87	0.88	0.84	0.38	0.91	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	8.44	1153	10.47	10.48	4.62	11.45	0.37	74.8	80.5	64.3	12.3	11.4	95.2	97.29	0.88	0.88	0.39	0.97	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	8.83	1120	10.02	10.13	4.53	11.37	0.37	76.0	80.6	65.1	12.7	11.8	100.0	98.86	0.88	0.89	0.40	1.00	0.03
Zn t=0.5	0.5	3.71	170	0.20	2.50	49.20	2.05	0.00	4.9	0.7	6.8	57.8	0.9	0.0	6.31	0.01	0.09	1.83	0.08	0.00
Zn t=0.5+1	1.0	4.35	173	0.19	2.75	48.64	2.17	0.00	5.8	0.8	8.7	67.0	1.1	0.0	7.52	0.01	0.12	2.12	0.09	0.00
Zn t=0.5+1+2	2.0	4.76	174	0.19	2.88	48.16	2.24	0.00	6.4	0.8	10.0	72.7	1.3	0.0	8.31	0.01	0.14	2.29	0.11	0.00
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	5.09	177	0.19	2.94	47.78	2.30	0.00	6.9	0.9	10.9	77.0	1.4	0.0	9.02	0.01	0.15	2.43	0.12	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	5.40	180	0.19	3.08	47.25	2.36	0.00	7.5	0.9	12.1	80.8	1.5	0.0	9.74	0.01	0.17	2.55	0.13	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	5.97	184	0.18	3.38	44.51	2.52	0.00	8.4	1.0	14.7	84.1	1.8	0.0	10.99	0.01	0.20	2.66	0.15	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	6.41	187	0.18	3.44	41.57	2.66	0.00	9.2	1.1	16.0	84.4	2.0	0.0	12.01	0.01	0.22	2.67	0.17	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	7.13	187	0.17	3.20	37.46	3.06	0.00	10.2	1.1	16.6	84.6	2.6	0.0	13.30	0.01	0.23	2.67	0.22	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	7.67	189	0.17	2.99	34.88	3.41	0.00	11.1	1.2	16.7	84.7	3.1	0.0	14.48	0.01	0.23	2.67	0.26	0.00
Cola final		83.50	20	0.24	0.30	0.10	8.64	0.00	12.8	18.3	18.2	2.6	85.1	0.0	16.70	0.20	0.25	0.08	7.21	0.00
Cabeza calculada		100.00	130	1.10	1.37	3.16	8.48	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	130	1.10	1.37	3.16	8.48	0.03

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)											Tiempo (min)		
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	CaI	Quer.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC		pH	RPM
Molienda	1200	400		800	250.0		300			28			70	
Acond Pb-Cu							300					800	20	
Flotación Pb-Cu								18			20		1000	20
Acond Zn			560			600					10.5	800	20	
Flotación Zn										20	10.5	1000	20	

OBJETIVO : Variación en velocidad de acondicionamiento **PRUEBA No. 34**
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico **K_{ap}: 21 μm**

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:																					
Producto	Peso g	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %							Recuperación %							Contenidos			
				Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Cinetica Pb t=0.5	40.5	0.5	4.07	530	12.30	11.30	8.90	11.20	0.12	13.4	52.25	30.04	11.11	5.33	14.71	21.59	0.50	0.46	0.36	0.46	0.00
Cinetica Pb t=1	16.1	1.0	1.62	2180	11.50	12.10	10.10	15.40	0.31	21.9	19.42	12.79	5.01	2.92	14.62	35.31	0.19	0.20	0.16	0.25	0.00
Cinetica Pb t=2	12.8	2.0	1.29	2956	9.80	15.80	7.10	13.20	0.59	23.6	13.16	13.28	2.80	1.99	22.48	38.07	0.13	0.20	0.09	0.17	0.01
Cinetica Pb t=3	6.8	3.0	0.68	3459	6.70	17.80	6.50	10.10	0.88	14.7	4.78	7.95	1.36	0.81	17.73	23.66	0.05	0.12	0.04	0.07	0.01
Cinetica Pb t=5	3.4	5.0	0.34	2654	4.10	19.10	3.40	9.80	0.84	5.6	1.46	4.26	0.36	0.39	8.45	9.08	0.01	0.07	0.01	0.03	0.00
Cinetica Pb t=8	3.8	8.0	0.38	2103	3.90	21.70	1.90	10.10	0.63	5.0	1.55	5.41	0.22	0.45	7.16	8.04	0.01	0.08	0.01	0.04	0.00
Cinetica Pb t=12	3.1	12.0	0.31	450	2.60	18.30	1.80	11.10	0.48	0.9	0.85	3.72	0.17	0.40	4.41	1.40	0.01	0.06	0.01	0.03	0.00
Cinetica Pb t=16	4.8	16.0	0.48	308	1.80	12.30	2.50	12.10	0.39	0.9	0.91	3.88	0.37	0.68	5.56	1.49	0.01	0.06	0.01	0.06	0.00
Cinetica Pb t=20	4.1	20.0	0.41	180	0.80	5.40	3.10	8.70	0.40	0.5	0.34	1.45	0.39	0.42	4.89	0.74	0.00	0.02	0.01	0.04	0.00
Cinetica Zn t=0.5	32.7	0.5	3.29	235	0.08	2.80	45.10	1.90	0.00	4.8	0.27	6.01	45.47	0.73	0.00	7.73	0.00	0.09	1.48	0.06	0.00
Cinetica Zn t=1	7.1	1.0	0.71	176	0.03	3.40	48.10	2.10	0.00	0.8	0.02	1.58	10.53	0.18	0.00	1.26	0.00	0.02	0.34	0.02	0.00
Cinetica Zn t=2	5.3	2.0	0.53	123	0.06	3.20	46.40	2.90	0.00	0.4	0.03	1.11	7.58	0.18	0.00	0.66	0.00	0.02	0.25	0.02	0.00
Cinetica Zn t=3	4.1	3.0	0.41	103	0.04	3.20	42.20	3.40	0.00	0.3	0.02	0.86	5.33	0.16	0.00	0.42	0.00	0.01	0.17	0.01	0.00
Cinetica Zn t=5	3.8	5.0	0.38	87	0.03	3.70	18.40	3.60	0.00	0.2	0.01	0.92	2.16	0.16	0.00	0.33	0.00	0.01	0.07	0.01	0.00
Cinetica Zn t=8	6.1	8.0	0.61	89	0.50	5.40	6.50	3.90	0.00	0.3	0.32	2.16	1.22	0.28	0.00	0.55	0.00	0.03	0.04	0.02	0.00
Cinetica Zn t=12	6.7	12.0	0.67	78	0.30	2.30	3.40	4.60	0.00	0.3	0.21	1.01	0.70	0.36	0.00	0.53	0.00	0.02	0.02	0.03	0.00
Cinetica Zn t=16	3.4	16.0	0.34	30	0.10	1.20	0.60	7.10	0.00	0.1	0.04	0.27	0.06	0.28	0.00	0.10	0.00	0.00	0.00	0.02	0.00
Cinetica Zn t=20	2.3	20.0	0.23	34	0.09	0.20	0.40	9.10	0.00	0.0	0.02	0.03	0.03	0.25	0.00	0.08	0.00	0.00	0.00	0.02	0.00
Cola	827.1		83.21	12	0.05	0.06	0.20	8.64	0.00	6.2	4.3	3.3	5.1	84.0	0.0	10	0.04	0.05	0.17	7.19	0.00
Cabeza Calc.	994		100.00	161	0.96	1.53	3.26	8.56	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	161	0.96	1.53	3.26	8.56	0.03
Cabeza Ens.																					

BALANCE ACUMULATIVO :																					
Producto	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %							Recuperación %							Contenidos				
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	
Pb t=0.5	0.5	4.07	530	12.30	11.30	8.90	11.20	0.12	13.4	52.2	30.0	11.1	5.3	14.7	21.59	0.50	0.46	0.36	0.46	0.00	
Pb t=0.5+1	1.0	5.69	999	12.07	11.53	9.24	12.39	0.17	35.3	71.7	42.8	16.1	8.2	29.3	56.90	0.69	0.66	0.53	0.71	0.01	
Pb t=0.5+1+2	2.0	6.98	1360	11.65	12.32	8.85	12.54	0.25	59.0	84.8	56.1	18.9	10.2	51.8	94.97	0.81	0.86	0.62	0.88	0.02	
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	7.67	1548	11.21	12.80	8.64	12.33	0.31	73.7	89.6	64.0	20.3	11.0	69.5	118.63	0.86	0.98	0.66	0.94	0.02	
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	8.01	1595	10.91	13.07	8.41	12.22	0.33	79.3	91.1	68.3	20.6	11.4	78.0	127.71	0.87	1.05	0.67	0.98	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	8.39	1618	10.59	13.47	8.12	12.12	0.34	84.3	92.6	73.7	20.9	11.9	85.1	135.75	0.89	1.13	0.68	1.02	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	8.70	1576	10.30	13.64	7.89	12.08	0.35	85.2	93.5	77.4	21.0	12.3	89.5	137.15	0.90	1.19	0.69	1.05	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	9.19	1509	9.85	13.57	7.61	12.09	0.35	86.1	94.4	81.3	21.4	13.0	95.1	138.64	0.91	1.25	0.70	1.11	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	9.60	1452	9.47	13.22	7.41	11.94	0.35	86.6	94.7	82.8	21.8	13.4	100.0	139.38	0.91	1.27	0.71	1.15	0.03	
Zn t=0.5	0.5	3.29	235	0.08	2.80	45.10	1.90	0.00	4.8	0.3	6.0	45.5	0.7	0.0	7.73	0.00	0.09	1.48	0.06	0.00	
Zn t=0.5+1	1.0	4.00	224	0.07	2.91	45.64	1.94	0.00	5.6	0.3	7.6	56.0	0.9	0.0	8.99	0.00	0.12	1.83	0.08	0.00	
Zn t=0.5+1+2	2.0	4.54	213	0.07	2.94	45.73	2.05	0.00	6.0	0.3	8.7	63.6	1.1	0.0	9.64	0.00	0.13	2.07	0.09	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	4.95	203	0.07	2.96	45.43	2.16	0.00	6.3	0.3	9.6	68.9	1.3	0.0	10.07	0.00	0.15	2.25	0.11	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	5.33	195	0.06	3.02	43.49	2.26	0.00	6.5	0.4	10.5	71.1	1.4	0.0	10.40	0.00	0.16	2.32	0.12	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	5.95	184	0.11	3.26	39.67	2.43	0.00	6.8	0.7	12.7	72.3	1.7	0.0	10.95	0.01	0.19	2.36	0.14	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	6.62	173	0.13	3.16	35.98	2.65	0.00	7.1	0.9	13.7	73.0	2.1	0.0	11.47	0.01	0.21	2.38	0.18	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	6.96	166	0.13	3.07	34.24	2.87	0.00	7.2	0.9	13.9	73.1	2.3	0.0	11.58	0.01	0.21	2.38	0.20	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	7.19	162	0.13	2.98	33.15	3.07	0.00	7.2	0.9	14.0	73.1	2.6	0.0	11.65	0.01	0.21	2.38	0.22	0.00	
Cola final		83.21	12	0.05	0.06	0.20	8.64	0.00	6.2	4.3	3.3	5.1	84.0	0.0	9.99	0.04	0.05	0.17	7.19	0.00	
Cabeza calculada		100.00	161	0.96	1.53	3.26	8.56	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	161	0.96	1.53	3.26	8.56	0.03	

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)												Tiempo (min)	
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	CaI	Quer.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC	pH		RPM
Molienda	1200	400		800	250.0		300			28				70
Acond Pb-Cu							300						1200	20
Flotación Pb-Cu								18			20		1000	20
Acond Zn			560			600					10.5	1200	20	
Flotación Zn										20	10.5	1000	20	

OBJETIVO : Variación en velocidad de acondicionamiento **PRUEBA No. 37**
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico **K_{ap}: 21 μm**

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:																					
Producto	Peso g	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %						Recuperación %					Contenidos						
				Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Cinetica Pb t=0.5	35.8	0.5	3.62	980	13.10	9.70	2.10	10.70	0.12	17.8	48.14	30.68	1.70	4.14	12.62	35.43	0.47	0.35	0.08	0.39	0.00
Cinetica Pb t=1	11.1	1.0	1.12	3124	16.40	10.20	2.60	10.70	0.31	17.6	18.69	10.00	0.65	1.28	9.79	35.02	0.18	0.11	0.03	0.12	0.00
Cinetica Pb t=2	8.6	2.0	0.87	3276	12.40	11.40	3.10	10.30	0.59	14.3	10.95	8.66	0.60	0.96	14.67	28.46	0.11	0.10	0.03	0.09	0.01
Cinetica Pb t=3	4.5	3.0	0.45	3659	9.80	8.70	2.60	9.30	0.88	8.4	4.53	3.46	0.26	0.45	11.39	16.63	0.04	0.04	0.01	0.04	0.00
Cinetica Pb t=5	7.5	5.0	0.76	3452	5.13	9.10	3.10	8.30	0.84	13.1	3.95	6.03	0.52	0.67	18.10	26.15	0.04	0.07	0.02	0.06	0.01
Cinetica Pb t=8	11.7	8.0	1.18	1263	1.86	8.70	2.10	8.30	0.63	7.5	2.23	8.99	0.55	1.05	21.41	14.92	0.02	0.10	0.02	0.10	0.01
Cinetica Pb t=12	8.7	12.0	0.88	980	1.93	7.60	4.10	8.90	0.48	4.3	1.72	5.84	0.81	0.84	12.02	8.61	0.02	0.07	0.04	0.08	0.00
Cinetica Pb t=16	11.3	16.0	1.14	387	1.23	6.50	2.50	7.70	0.00	2.2	1.43	6.49	0.64	0.94	0.00	4.42	0.01	0.07	0.03	0.09	0.00
Cinetica Pb t=20	3.1	20.0	0.31	354	1.32	2.80	3.10	8.80	0.00	0.6	0.42	0.77	0.22	0.30	0.00	1.11	0.00	0.01	0.01	0.03	0.00
Cinetica Zn t=0.5	40.2	5.0	4.06	119	0.12	0.41	53.10	1.62	0.00	2.4	0.50	1.46	48.19	0.70	0.00	4.83	0.00	0.02	2.16	0.07	0.00
Cinetica Zn t=1	10.1	1.0	1.02	122	0.24	0.38	50.10	2.56	0.00	0.6	0.25	0.34	11.42	0.28	0.00	1.24	0.00	0.00	0.51	0.03	0.00
Cinetica Zn t=2	8.3	2.0	0.84	150	0.16	0.67	48.90	3.30	0.00	0.6	0.14	0.49	9.16	0.30	0.00	1.26	0.00	0.01	0.41	0.03	0.00
Cinetica Zn t=3	3.9	3.0	0.39	160	0.18	0.76	46.80	3.72	0.00	0.3	0.07	0.26	4.12	0.16	0.00	0.63	0.00	0.00	0.18	0.01	0.00
Cinetica Zn t=5	4.0	5.0	0.40	150	0.21	0.67	39.60	4.50	0.00	0.3	0.09	0.24	3.58	0.19	0.00	0.61	0.00	0.00	0.16	0.02	0.00
Cinetica Zn t=8	11.8	8.0	1.19	150	0.14	0.78	26.70	8.30	0.00	0.9	0.17	0.81	7.11	1.06	0.00	1.79	0.00	0.01	0.32	0.10	0.00
Cinetica Zn t=12	30.9	12.0	3.12	90	0.11	0.38	11.10	12.90	0.00	1.4	0.35	1.04	7.74	4.31	0.00	2.81	0.00	0.01	0.35	0.40	0.00
Cinetica Zn t=16	8.1	16.0	0.82	90	0.08	0.27	5.60	14.40	0.00	0.4	0.07	0.19	1.02	1.26	0.00	0.74	0.00	0.00	0.05	0.12	0.00
Cinetica Zn t=20	5.4	20.0	0.55	100	0.07	0.14	1.10	14.10	0.00	0.3	0.04	0.07	0.13	0.82	0.00	0.55	0.00	0.00	0.01	0.08	0.00
Cola	765.1		77.28	18	0.08	0.21	0.09	9.70	0.00	7.0	6.3	14.2	1.6	80.3	0.0	14	0.06	0.16	0.07	7.50	0.00
Cabeza Calc.	990		100.00	199	0.98	1.14	4.47	9.34	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	199	0.98	1.14	4.47	9.34	0.03
Cabeza Ens.																					

BALANCE ACUMULATIVO :																				
Producto	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %						Recuperación %					Contenidos						
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Pb t=0.5	0.5	3.62	980	13.10	9.70	2.10	10.70	0.12	17.8	48.1	30.7	1.7	4.1	12.6	35.43	0.47	0.35	0.08	0.39	0.00
Pb t=0.5+1	1.0	4.74	1487	13.88	9.82	2.22	10.70	0.17	35.4	66.8	40.7	2.3	5.4	22.4	70.46	0.66	0.47	0.11	0.51	0.01
Pb t=0.5+1+2	2.0	5.61	1765	13.65	10.06	2.35	10.64	0.23	49.7	77.8	49.3	3.0	6.4	37.1	98.91	0.77	0.56	0.13	0.60	0.01
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	6.06	1907	13.36	9.96	2.37	10.54	0.28	58.0	82.3	52.8	3.2	6.8	48.5	115.54	0.81	0.60	0.14	0.64	0.02
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	6.82	2078	12.45	9.87	2.45	10.29	0.34	71.2	86.3	58.8	3.7	7.5	66.6	141.69	0.85	0.67	0.17	0.70	0.02
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	8.00	1958	10.88	9.69	2.40	10.00	0.38	78.7	88.5	67.8	4.3	8.6	88.0	156.62	0.87	0.78	0.19	0.80	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	8.88	1861	10.00	9.49	2.57	9.89	0.39	83.0	90.2	73.7	5.1	9.4	100.0	165.23	0.89	0.84	0.23	0.88	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	10.02	1693	9.00	9.15	2.56	9.64	0.35	85.2	91.6	80.1	5.7	10.3	100.0	169.65	0.90	0.92	0.26	0.97	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	10.33	1653	8.77	8.95	2.58	9.61	0.34	85.8	92.1	80.9	6.0	10.6	100.0	170.75	0.91	0.93	0.27	0.99	0.03
Zn t=0.5	0.5	4.06	119	0.12	0.41	53.10	1.62	0.00	2.4	0.5	1.5	48.2	0.7	0.0	4.83	0.00	0.02	2.16	0.07	0.00
Zn t=0.5+1	1.0	5.08	120	0.14	0.40	52.50	1.81	0.00	3.1	0.7	1.8	59.6	1.0	0.0	6.08	0.01	0.02	2.67	0.09	0.00
Zn t=0.5+1+2	2.0	5.92	124	0.15	0.44	51.99	2.02	0.00	3.7	0.9	2.3	68.8	1.3	0.0	7.33	0.01	0.03	3.08	0.12	0.00
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	6.31	126	0.15	0.46	51.66	2.13	0.00	4.0	1.0	2.5	72.9	1.4	0.0	7.96	0.01	0.03	3.26	0.13	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	6.72	128	0.15	0.47	50.94	2.27	0.00	4.3	1.0	2.8	76.5	1.6	0.0	8.57	0.01	0.03	3.42	0.15	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	7.91	131	0.15	0.52	47.29	3.18	0.00	5.2	1.2	3.6	83.6	2.7	0.0	10.36	0.01	0.04	3.74	0.25	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	11.03	119	0.14	0.48	37.05	5.93	0.00	6.6	1.6	4.6	91.3	7.0	0.0	13.17	0.02	0.05	4.09	0.65	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	11.85	117	0.13	0.47	34.87	6.51	0.00	7.0	1.6	4.8	92.4	8.3	0.0	13.90	0.02	0.06	4.13	0.77	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	12.39	117	0.13	0.45	33.39	6.85	0.00	7.3	1.7	4.9	92.5	9.1	0.0	14.45	0.02	0.06	4.14	0.85	0.00
Cola final		77.28	18	0.08	0.21	0.09	9.70	0.00	7.0	6.3	14.2	1.6	80.3	0.0	13.91	0.06	0.16	0.07	7.50	0.00
Cabeza calculada		100.00	199	0.98	1.14	4.47	9.34	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	199	0.98	1.14	4.47	9.34	0.03

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)											Tiempo (min)		
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	Cal	Que.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC		pH	RPM
Molienda	1200	400		800	250.0		300			28			1000	70
Acond Pb-Cu						300							1000	20
Flotación Pb-Cu							18				20		1000	20
Acond Zn			560			600					10.5	1000	1000	20
Flotación Zn											20	10.5	1000	20

OBJETIVO : Variación en velocidad de acondicionamiento **PRUEBA No. 40**
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico **K_{ap}: 21 μm**

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:																					
Producto	Peso g	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %						Recuperación %						Contenidos					
				Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Cinetica Pb t=0.5	45.5	0.5	4.52	530	11.10	10.20	8.90	13.10	0.12	13.2	49.43	28.55	12.06	7.82	14.70	23.96	0.50	0.46	0.40	0.59	0.01
Cinetica Pb t=1	21.1	1.0	2.10	2180	12.30	12.10	10.10	15.40	0.31	25.1	25.40	15.70	6.35	4.26	17.04	45.71	0.26	0.25	0.21	0.32	0.01
Cinetica Pb t=2	14.3	2.0	1.42	2956	8.50	15.80	7.10	13.20	0.59	23.1	11.90	13.90	3.02	2.48	22.35	42.01	0.12	0.22	0.10	0.19	0.01
Cinetica Pb t=3	8.7	3.0	0.86	3459	5.80	16.10	6.50	12.10	0.88	16.4	4.94	8.62	1.68	1.38	20.19	29.90	0.05	0.14	0.06	0.10	0.01
Cinetica Pb t=5	3.4	5.0	0.34	2654	3.20	18.30	3.40	11.10	0.84	4.9	1.06	3.83	0.34	0.50	7.52	8.97	0.01	0.06	0.01	0.04	0.00
Cinetica Pb t=8	3.2	8.0	0.32	2103	2.10	21.70	1.90	11.50	0.63	3.7	0.66	4.27	0.18	0.48	5.36	6.69	0.01	0.07	0.01	0.04	0.00
Cinetica Pb t=12	3.7	12.0	0.37	450	2.60	18.30	1.80	11.10	0.48	0.9	0.94	4.16	0.20	0.54	4.68	1.65	0.01	0.07	0.01	0.04	0.00
Cinetica Pb t=16	4.1	16.0	0.41	308	1.10	12.30	2.50	12.10	0.39	0.7	0.44	3.10	0.31	0.65	4.22	1.25	0.00	0.05	0.01	0.05	0.00
Cinetica Pb t=20	3.7	20.0	0.37	180	0.80	5.40	3.10	19.10	0.40	0.4	0.29	1.23	0.34	0.93	3.93	0.66	0.00	0.02	0.01	0.07	0.00
Cinetica Zn t=0.5	32.7	0.5	3.25	235	0.08	2.80	45.10	5.50	0.00	4.2	0.26	5.63	43.92	2.36	0.00	7.64	0.00	0.09	1.47	0.18	0.00
Cinetica Zn t=1	7.1	1.0	0.71	176	0.03	3.40	48.10	4.90	0.00	0.7	0.02	1.48	10.17	0.46	0.00	1.24	0.00	0.02	0.34	0.03	0.00
Cinetica Zn t=2	5.3	2.0	0.53	123	0.06	3.20	46.40	4.10	0.00	0.4	0.03	1.04	7.32	0.29	0.00	0.65	0.00	0.02	0.24	0.02	0.00
Cinetica Zn t=3	4.1	3.0	0.41	103	0.04	3.20	42.20	6.10	0.00	0.2	0.02	0.81	5.15	0.33	0.00	0.42	0.00	0.01	0.17	0.02	0.00
Cinetica Zn t=5	3.8	5.0	0.38	87	0.03	3.70	18.40	7.10	0.00	0.2	0.01	0.86	2.08	0.35	0.00	0.33	0.00	0.01	0.07	0.03	0.00
Cinetica Zn t=8	6.1	8.0	0.61	89	0.50	5.40	6.50	12.20	0.00	0.3	0.30	2.03	1.18	0.98	0.00	0.54	0.00	0.03	0.04	0.07	0.00
Cinetica Zn t=12	6.7	12.0	0.67	78	0.30	2.30	3.40	14.20	0.00	0.3	0.20	0.95	0.68	1.25	0.00	0.52	0.00	0.02	0.02	0.09	0.00
Cinetica Zn t=16	3.4	16.0	0.34	30	0.10	1.20	0.60	17.30	0.00	0.1	0.03	0.25	0.06	0.77	0.00	0.10	0.00	0.00	0.00	0.06	0.00
Cinetica Zn t=20	2.3	20.0	0.23	34	0.09	0.20	0.40	19.30	0.00	0.0	0.02	0.03	0.03	0.58	0.00	0.08	0.00	0.00	0.00	0.04	0.00
Cola	827.1		82.19	12	0.05	0.07	0.20	6.78	0.00	5.4	4.0	3.6	4.9	73.6	0.0	10	0.04	0.06	0.16	5.57	0.00
Cabeza Calc.	1006		100.00	182	1.02	1.62	3.34	7.57	0.04	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	182	1.02	1.62	3.34	7.57	0.04
Cabeza Ens.																					

BALANCE ACUMULATIVO :																				
Producto	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %						Recuperación %						Contenidos					
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Pb t=0.5	0.5	4.52	530	11.10	10.20	8.90	13.10	0.12	13.2	49.4	28.5	12.1	7.8	14.7	23.96	0.50	0.46	0.40	0.59	0.01
Pb t=0.5+1	1.0	6.62	1053	11.48	10.80	9.28	13.83	0.18	38.2	74.8	44.2	18.4	12.1	31.7	69.67	0.76	0.71	0.61	0.92	0.01
Pb t=0.5+1+2	2.0	8.04	1389	10.95	11.69	8.89	13.72	0.25	61.3	86.7	58.1	21.4	14.6	54.1	111.68	0.88	0.94	0.72	1.10	0.02
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	8.90	1590	10.45	12.11	8.66	13.56	0.31	77.7	91.7	66.8	23.1	15.9	74.3	141.59	0.93	1.08	0.77	1.21	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	9.24	1629	10.19	12.34	8.47	13.47	0.33	82.6	92.7	70.6	23.5	16.4	81.8	150.55	0.94	1.14	0.78	1.24	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	9.56	1645	9.92	12.65	8.25	13.40	0.34	86.3	93.4	74.9	23.6	16.9	87.2	157.24	0.95	1.21	0.79	1.28	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	9.93	1601	9.65	12.86	8.01	13.32	0.35	87.2	94.3	79.0	23.8	17.5	91.8	158.89	0.96	1.28	0.80	1.32	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	10.33	1550	9.31	12.84	7.80	13.27	0.35	87.9	94.8	82.1	24.1	18.1	96.1	160.15	0.96	1.33	0.81	1.37	0.04
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	10.70	1503	9.02	12.58	7.63	13.47	0.35	88.3	95.1	83.4	24.5	19.0	100.0	160.81	0.97	1.35	0.82	1.44	0.04
Zn t=0.5	0.5	3.25	235	0.08	2.80	45.10	5.50	0.00	4.2	0.3	5.6	43.9	2.4	0.0	7.64	0.00	0.09	1.47	0.18	0.00
Zn t=0.5+1	1.0	3.96	224	0.07	2.91	45.64	5.39	0.00	4.9	0.3	7.1	54.1	2.8	0.0	8.88	0.00	0.11	1.80	0.21	0.00
Zn t=0.5+1+2	2.0	4.48	213	0.07	2.94	45.73	5.24	0.00	5.2	0.3	8.2	61.4	3.1	0.0	9.53	0.00	0.13	2.05	0.23	0.00
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	4.89	203	0.07	2.96	45.43	5.31	0.00	5.5	0.3	9.0	66.6	3.4	0.0	9.95	0.00	0.14	2.22	0.26	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	5.27	195	0.06	3.02	43.49	5.44	0.00	5.6	0.3	9.8	68.6	3.8	0.0	10.27	0.00	0.16	2.29	0.29	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	5.87	184	0.11	3.26	39.67	6.14	0.00	5.9	0.6	11.9	69.8	4.8	0.0	10.81	0.01	0.19	2.33	0.36	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	6.54	173	0.13	3.16	35.98	6.96	0.00	6.2	0.8	12.8	70.5	6.0	0.0	11.33	0.01	0.21	2.35	0.46	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	6.88	166	0.13	3.07	34.24	7.47	0.00	6.3	0.9	13.1	70.6	6.8	0.0	11.43	0.01	0.21	2.35	0.51	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	7.11	162	0.13	2.98	33.15	7.85	0.00	6.3	0.9	13.1	70.6	7.4	0.0	11.51	0.01	0.21	2.36	0.56	0.00
Cola final		82.19	12	0.05	0.07	0.20	6.78	0.00	5.4	4.0	3.6	4.9	73.6	0.0	9.86	0.04	0.06	0.16	5.57	0.00
Cabeza calculada		100.00	182	1.02	1.62	3.34	7.57	0.04	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	182	1.02	1.62	3.34	7.57	0.04

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)												Tiempo (min)		
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	Cal	Quer.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC	pH		RPM	
Molienda	1200	400		800	250.0		300			28				70	
Acond Pb-Cu						300							1500	20	
Flotación Pb-Cu							18					20		1000	20
Acond Zn			560			600						10.5	1500	20	
Flotación Zn											20	10.5	1000	20	

OBJETIVO : Variación en tiempo de acondicionamiento **PRUEBA No. 44**
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico **K_{ap}: 21 μm**

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:																						
Producto	Peso		Peso %	Leyes, g/t, %							Recuperación %						Contenidos					
	g	Min.		Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	
Cinetica Pb t=0.5	39.9	0.5	4.01	390	8.90	8.10	3.80	10.80	0.12	10.8	43.44	23.00	4.82	5.10	14.71	15.64	0.36	0.32	0.15	0.43	0.00	
Cinetica Pb t=1	15.3	1.0	1.54	1865	11.90	9.50	4.70	12.10	0.31	19.8	22.27	10.34	2.29	2.19	14.10	28.69	0.18	0.15	0.07	0.19	0.00	
Cinetica Pb t=2	13.1	2.0	1.32	2756	9.20	12.10	5.90	11.70	0.59	25.0	14.74	11.28	2.46	1.81	23.36	36.30	0.12	0.16	0.08	0.15	0.01	
Cinetica Pb t=3	6.7	3.0	0.67	3276	7.10	13.10	7.10	9.90	0.88	15.2	5.82	6.25	1.51	0.79	17.74	22.07	0.05	0.09	0.05	0.07	0.01	
Cinetica Pb t=5	3.6	5.0	0.36	3198	2.10	13.30	5.80	9.20	0.84	8.0	0.92	3.41	0.66	0.39	9.08	11.57	0.01	0.05	0.02	0.03	0.00	
Cinetica Pb t=8	3.8	8.0	0.38	1276	2.50	19.50	4.30	12.10	0.63	3.4	1.16	5.27	0.52	0.54	7.27	4.87	0.01	0.07	0.02	0.05	0.00	
Cinetica Pb t=12	2.9	12.0	0.29	721	1.60	14.20	2.80	16.20	0.48	1.4	0.57	2.93	0.26	0.56	4.19	2.10	0.00	0.04	0.01	0.05	0.00	
Cinetica Pb t=16	4.1	16.0	0.41	341	0.80	10.20	3.10	13.60	0.39	1.0	0.40	2.98	0.40	0.66	4.82	1.41	0.00	0.04	0.01	0.06	0.00	
Cinetica Pb t=20	3.9	20.0	0.39	398	0.30	2.80	2.70	9.70	0.40	1.1	0.14	0.78	0.33	0.45	4.73	1.56	0.00	0.01	0.01	0.04	0.00	
Cinetica Zn t=0.5	36.7	0.5	3.69	170	0.18	2.50	49.20	2.05	0.00	4.3	0.81	6.53	57.44	0.89	0.00	6.27	0.01	0.09	1.82	0.08	0.00	
Cinetica Zn t=1	6.3	1.0	0.63	190	0.15	4.20	45.40	2.88	0.00	0.8	0.12	1.88	9.10	0.21	0.00	1.20	0.00	0.03	0.29	0.02	0.00	
Cinetica Zn t=2	4.1	2.0	0.41	190	0.18	4.30	43.10	3.01	0.00	0.5	0.09	1.25	5.62	0.15	0.00	0.78	0.00	0.02	0.18	0.01	0.00	
Cinetica Zn t=3	3.2	3.0	0.32	220	0.17	3.70	42.10	3.09	0.00	0.5	0.07	0.84	4.29	0.12	0.00	0.71	0.00	0.01	0.14	0.01	0.00	
Cinetica Zn t=5	3.1	5.0	0.31	230	0.18	5.40	38.70	3.33	0.00	0.5	0.07	1.19	3.82	0.12	0.00	0.72	0.00	0.02	0.12	0.01	0.00	
Cinetica Zn t=8	5.6	8.0	0.56	220	0.12	6.20	18.40	4.10	0.00	0.9	0.08	2.47	3.28	0.27	0.00	1.24	0.00	0.03	0.10	0.02	0.00	
Cinetica Zn t=12	4.4	12.0	0.44	230	0.17	4.30	2.20	4.54	0.00	0.7	0.09	1.35	0.31	0.24	0.00	1.02	0.00	0.02	0.01	0.02	0.00	
Cinetica Zn t=16	7.1	16.0	0.71	180	0.09	1.10	0.71	6.60	0.00	0.9	0.08	0.56	0.16	0.55	0.00	1.28	0.00	0.01	0.01	0.05	0.00	
Cinetica Zn t=20	5.3	20.0	0.53	220	0.07	0.20	0.58	8.00	0.00	0.8	0.05	0.08	0.10	0.50	0.00	1.17	0.00	0.00	0.00	0.04	0.00	
Cola	825.6		83.00	8	0.09	0.30	0.10	8.64	0.00	4.6	9.1	17.6	2.6	84.5	0	7	0.07	0.25	0.08	7.17	0.00	
Cabeza Calc.	995		100.00	145	0.82	1.41	3.16	8.49	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	145	0.82	1.41	3.16	8.49	0.03	
Cabeza Ens.																						

BALANCE ACUMULATIVO :																					
Producto	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %							Recuperación %						Contenidos					
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	
Pb t=0.5	0.5	4.01	390	8.90	8.10	3.80	10.80	0.12	10.8	43.4	23.0	4.8	5.1	14.7	15.64	0.36	0.32	0.15	0.43	0.00	
Pb t=0.5+1	1.0	5.55	799	9.73	8.49	4.05	11.16	0.17	30.5	65.7	33.3	7.1	7.3	28.8	44.33	0.54	0.47	0.22	0.62	0.01	
Pb t=0.5+1+2	2.0	6.87	1174	9.63	9.18	4.40	11.26	0.25	55.5	80.4	44.6	9.6	9.1	52.2	80.63	0.66	0.63	0.30	0.77	0.02	
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	7.54	1362	9.40	9.53	4.65	11.14	0.31	70.7	86.3	50.9	11.1	9.9	69.9	102.69	0.71	0.72	0.35	0.84	0.02	
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	7.90	1446	9.07	9.70	4.70	11.05	0.33	78.7	87.2	54.3	11.7	10.3	79.0	114.27	0.72	0.77	0.37	0.87	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	8.28	1438	8.77	10.16	4.68	11.10	0.35	82.0	88.4	59.5	12.3	10.8	86.3	119.14	0.73	0.84	0.39	0.92	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	8.58	1414	8.52	10.29	4.62	11.27	0.35	83.5	88.9	62.5	12.5	11.4	90.5	121.24	0.73	0.88	0.40	0.97	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	8.99	1365	8.17	10.29	4.55	11.38	0.35	84.4	89.3	65.5	12.9	12.0	95.3	122.65	0.73	0.92	0.41	1.02	0.03	
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	9.38	1324	7.84	9.98	4.47	11.31	0.35	85.5	89.5	66.2	13.3	12.5	100.0	124.21	0.74	0.94	0.42	1.06	0.03	
Zn t=0.5	0.5	3.69	170	0.18	2.50	49.20	2.05	0.00	4.3	0.8	6.5	57.4	0.9	0.0	6.27	0.01	0.09	1.82	0.08	0.00	
Zn t=0.5+1	1.0	4.32	173	0.18	2.75	48.64	2.17	0.00	5.1	0.9	8.4	66.5	1.1	0.0	7.48	0.01	0.12	2.10	0.09	0.00	
Zn t=0.5+1+2	2.0	4.74	174	0.18	2.88	48.16	2.24	0.00	5.7	1.0	9.7	72.2	1.3	0.0	8.26	0.01	0.14	2.28	0.11	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	5.06	177	0.18	2.94	47.78	2.30	0.00	6.2	1.1	10.5	76.4	1.4	0.0	8.97	0.01	0.15	2.42	0.12	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	5.37	180	0.18	3.08	47.25	2.36	0.00	6.7	1.1	11.7	80.3	1.5	0.0	9.68	0.01	0.17	2.54	0.13	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	5.93	184	0.17	3.38	44.51	2.52	0.00	7.5	1.2	14.2	83.5	1.8	0.0	10.92	0.01	0.20	2.64	0.15	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	6.37	187	0.17	3.44	41.57	2.66	0.00	8.2	1.3	15.5	83.9	2.0	0.0	11.94	0.01	0.22	2.65	0.17	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	7.09	187	0.16	3.20	37.46	3.06	0.00	9.1	1.4	16.1	84.0	2.6	0.0	13.22	0.01	0.23	2.65	0.22	0.00	
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	7.62	189	0.16	2.99	34.88	3.41	0.00	9.9	1.4	16.1	84.1	3.1	0.0	14.40	0.01	0.23	2.66	0.26	0.00	
Cola final		83.00	8	0.09	0.30	0.10	8.64	0.00	4.6	9.1	17.6	2.6	84.5	0.0	6.64	0.07	0.25	0.08	7.17	0.00	
Cabeza calculada		100.00	145	0.82	1.41	3.16	8.49	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	145	0.82	1.41	3.16	8.49	0.03	

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)												Tiempo (min)	
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	CaI	Quer.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC	pH		RPM
Molienda	1200	400		800	250.0		300			28			1200	70
Acond Pb-Cu							300						20	25
Flotación Pb-Cu								18					20	20
Acond Zn			560			600						10.5	1000	25
Flotación Zn												20	10.5	20

OBJETIVO : Variación en tiempo de acondicionamiento **PRUEBA No. 46**
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico **K_{ap}: 21 μm**

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:																					
Producto	Peso g	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %						Recuperación %						Contenidos					
				Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Cinetica Pb t=0.5	40.5	0.5	4.07	738	13.10	10.20	2.60	9.80	0.12	17.4	52.12	30.87	3.58	4.76	14.71	30.07	0.53	0.42	0.11	0.40	0.00
Cinetica Pb t=1	16.1	1.0	1.62	2245	12.70	12.10	3.10	11.10	0.31	21.0	20.09	14.56	1.70	2.14	14.62	36.36	0.21	0.20	0.05	0.18	0.00
Cinetica Pb t=2	12.8	2.0	1.29	3024	10.80	15.80	2.20	10.80	0.59	22.5	13.58	15.11	0.96	1.66	22.48	38.94	0.14	0.20	0.03	0.14	0.01
Cinetica Pb t=3	6.8	3.0	0.68	3564	6.70	16.10	3.80	9.30	0.88	14.1	4.48	8.18	0.88	0.76	17.73	24.38	0.05	0.11	0.03	0.06	0.01
Cinetica Pb t=5	3.4	5.0	0.34	2867	4.10	18.30	1.90	8.70	0.84	5.7	1.37	4.65	0.22	0.35	8.45	9.81	0.01	0.06	0.01	0.03	0.00
Cinetica Pb t=8	3.8	8.0	0.38	2103	3.90	21.70	1.50	10.10	0.63	4.7	1.46	6.16	0.19	0.46	7.16	8.04	0.01	0.08	0.01	0.04	0.00
Cinetica Pb t=12	3.1	12.0	0.31	450	2.60	18.30	2.10	11.10	0.48	0.8	0.79	4.24	0.22	0.41	4.41	1.40	0.01	0.06	0.01	0.03	0.00
Cinetica Pb t=16	4.8	16.0	0.48	308	1.80	12.30	1.50	12.10	0.39	0.9	0.85	4.41	0.24	0.70	5.56	1.49	0.01	0.06	0.01	0.06	0.00
Cinetica Pb t=20	4.1	20.0	0.41	180	0.80	5.40	1.90	8.70	0.40	0.4	0.32	1.65	0.26	0.43	4.89	0.74	0.00	0.02	0.01	0.04	0.00
Cinetica Zn t=0.5	32.7	0.5	3.29	235	0.08	0.88	50.10	1.90	0.00	4.5	0.26	2.15	55.68	0.75	0.00	7.73	0.00	0.03	1.65	0.06	0.00
Cinetica Zn t=1	7.1	1.0	0.71	176	0.03	0.70	48.10	2.10	0.00	0.7	0.02	0.37	11.61	0.18	0.00	1.26	0.00	0.01	0.34	0.02	0.00
Cinetica Zn t=2	5.3	2.0	0.53	123	0.06	0.69	46.40	2.90	0.00	0.4	0.03	0.27	8.36	0.18	0.00	0.66	0.00	0.00	0.25	0.02	0.00
Cinetica Zn t=3	4.1	3.0	0.41	103	0.04	0.76	42.20	3.40	0.00	0.2	0.02	0.23	5.88	0.17	0.00	0.42	0.00	0.00	0.17	0.01	0.00
Cinetica Zn t=5	3.8	5.0	0.38	87	0.03	0.50	18.40	3.60	0.00	0.2	0.01	0.14	2.38	0.16	0.00	0.33	0.00	0.00	0.07	0.01	0.00
Cinetica Zn t=8	6.1	8.0	0.61	89	0.50	0.44	6.50	3.90	0.00	0.3	0.30	0.20	1.35	0.29	0.00	0.55	0.00	0.00	0.04	0.02	0.00
Cinetica Zn t=12	6.7	12.0	0.67	78	0.30	0.55	3.40	4.60	0.00	0.3	0.20	0.28	0.77	0.37	0.00	0.53	0.00	0.00	0.02	0.03	0.00
Cinetica Zn t=16	3.4	16.0	0.34	30	0.10	0.77	0.60	7.10	0.00	0.1	0.03	0.20	0.07	0.29	0.00	0.10	0.00	0.00	0.00	0.02	0.00
Cinetica Zn t=20	2.3	20.0	0.23	34	0.09	0.80	0.40	9.10	0.00	0.0	0.02	0.14	0.03	0.25	0.00	0.08	0.00	0.00	0.00	0.02	0.00
Cola	827.1		83.21	12	0.05	0.10	0.20	8.64	0.00	5.8	4.1	6.2	5.6	85.7	0.0	10	0.04	0.08	0.17	7.19	0.00
Cabeza Calc.	994		100.00	173	1.02	1.35	2.96	8.39	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	173	1.02	1.35	2.96	8.39	0.03
Cabeza Ens.																					

BALANCE ACUMULATIVO :																				
Producto	Min.	Peso %	Leyes, g/t, %						Recuperación %						Contenidos					
			Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Pb t=0.5	0.5	4.07	738	13.10	10.20	2.60	9.80	0.12	17.4	52.1	30.9	3.6	4.8	14.7	30.07	0.53	0.42	0.11	0.40	0.00
Pb t=0.5+1	1.0	5.69	1167	12.99	10.74	2.74	10.17	0.17	38.4	72.2	45.4	5.3	6.9	29.3	66.43	0.74	0.61	0.16	0.58	0.01
Pb t=0.5+1+2	2.0	6.98	1509	12.58	11.67	2.64	10.29	0.25	61.0	85.8	60.5	6.2	8.6	51.8	105.37	0.88	0.82	0.18	0.72	0.02
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	7.67	1693	12.06	12.07	2.75	10.20	0.31	75.1	90.3	68.7	7.1	9.3	69.5	129.75	0.92	0.93	0.21	0.78	0.02
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	8.01	1743	11.72	12.33	2.71	10.13	0.33	80.7	91.6	73.4	7.3	9.7	78.0	139.56	0.94	0.99	0.22	0.81	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	8.39	1759	11.36	12.76	2.65	10.13	0.34	85.4	93.1	79.5	7.5	10.1	85.1	147.60	0.95	1.07	0.22	0.85	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	8.70	1712	11.05	12.96	2.63	10.17	0.35	86.2	93.9	83.8	7.7	10.5	89.5	149.00	0.96	1.13	0.23	0.88	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	9.19	1638	10.56	12.93	2.57	10.27	0.35	87.1	94.7	88.2	8.0	11.2	95.1	150.49	0.97	1.19	0.24	0.94	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	9.60	1576	10.14	12.60	2.55	10.20	0.35	87.5	95.1	89.8	8.3	11.7	100.0	151.23	0.97	1.21	0.24	0.98	0.03
Zn t=0.5	0.5	3.29	235	0.08	0.88	50.10	1.90	0.00	4.5	0.3	2.2	55.7	0.7	0.0	7.73	0.00	0.03	1.65	0.06	0.00
Zn t=0.5+1	1.0	4.00	224	0.07	0.85	49.74	1.94	0.00	5.2	0.3	2.5	67.3	0.9	0.0	8.99	0.00	0.03	1.99	0.08	0.00
Zn t=0.5+1+2	2.0	4.54	213	0.07	0.83	49.35	2.05	0.00	5.6	0.3	2.8	75.6	1.1	0.0	9.64	0.00	0.04	2.24	0.09	0.00
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	4.95	203	0.07	0.82	48.75	2.16	0.00	5.8	0.3	3.0	81.5	1.3	0.0	10.07	0.00	0.04	2.41	0.11	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	5.33	195	0.06	0.80	46.58	2.26	0.00	6.0	0.3	3.2	83.9	1.4	0.0	10.40	0.00	0.04	2.48	0.12	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	5.95	184	0.11	0.76	42.44	2.43	0.00	6.3	0.6	3.4	85.2	1.7	0.0	10.95	0.01	0.05	2.52	0.14	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	6.62	173	0.13	0.74	38.47	2.65	0.00	6.6	0.8	3.6	86.0	2.1	0.0	11.47	0.01	0.05	2.55	0.18	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	6.96	166	0.13	0.74	36.61	2.87	0.00	6.7	0.9	3.8	86.1	2.4	0.0	11.58	0.01	0.05	2.55	0.20	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	7.19	162	0.13	0.74	35.44	3.07	0.00	6.7	0.9	4.0	86.1	2.6	0.0	11.65	0.01	0.05	2.55	0.22	0.00
Cola final		83.21	12	0.05	0.10	0.20	8.64	0.00	5.8	4.1	6.2	5.6	85.7	0.0	9.99	0.04	0.08	0.17	7.19	0.00
Cabeza calculada		100.00	173	1.02	1.35	2.96	8.39	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	173	1.02	1.35	2.96	8.39	0.03

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)												Tiempo (min)	
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	CaI	Quer.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC	pH		RPM
Molienda	1200	400		800	250.0		300			28			1200	70
Acond Pb-Cu							300						1200	15
Flotación Pb-Cu								18				20	1000	20
Acond Zn			560			600						10.5	1000	15
Flotación Zn											20	10.5	1000	20

OBJETIVO : Variación en tiempo de acondicionamiento **PRUEBA No. 49**
IDENTIFICACION : Mineral polimetálico **K_{ap}: 21 μm**

BALANCE METALÚRGICO CINÉTICA:											Recuperación %					Contenidos					
Producto	Peso	Min.	Peso	Leyes, g/t, %						Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
	g		%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %												
Cinetica Pb t=0.5	35.8	0.5	3.62	980	12.91	8.60	4.10	10.70	0.12	20.6	49.03	21.97	3.27	4.14	12.62	35.43	0.47	0.31	0.15	0.39	0.00
Cinetica Pb t=1	11.1	1.0	1.12	2750	14.53	11.10	5.20	10.70	0.31	18.0	17.11	8.79	1.29	1.28	9.79	30.83	0.16	0.12	0.06	0.12	0.00
Cinetica Pb t=2	8.6	2.0	0.87	2502	11.52	10.60	6.70	10.30	0.59	12.7	10.51	6.51	1.28	0.96	14.67	21.73	0.10	0.09	0.06	0.09	0.01
Cinetica Pb t=3	4.5	3.0	0.45	2403	7.21	13.10	7.10	9.30	0.88	6.4	3.44	4.21	0.71	0.45	11.39	10.92	0.03	0.06	0.03	0.04	0.00
Cinetica Pb t=5	7.5	5.0	0.76	2014	5.13	13.50	8.10	8.30	0.84	8.9	4.08	7.23	1.35	0.67	18.10	15.26	0.04	0.10	0.06	0.06	0.01
Cinetica Pb t=8	11.7	8.0	1.18	1263	1.86	12.10	3.40	8.30	0.63	8.7	2.31	10.10	0.89	1.05	21.41	14.92	0.02	0.14	0.04	0.10	0.01
Cinetica Pb t=12	8.7	12.0	0.88	980	1.93	11.10	4.50	8.90	0.48	5.0	1.78	6.89	0.87	0.84	12.02	8.61	0.02	0.10	0.04	0.08	0.00
Cinetica Pb t=16	11.3	16.0	1.14	387	1.23	10.20	7.60	7.70	0.00	2.6	1.47	8.22	1.91	0.94	0.00	4.42	0.01	0.12	0.09	0.09	0.00
Cinetica Pb t=20	3.1	20.0	0.31	354	1.32	8.72	3.40	8.80	0.00	0.6	0.43	1.93	0.23	0.30	0.00	1.11	0.00	0.03	0.01	0.03	0.00
Cinetica Zn t=0.5	40.2	0.5	4.06	120	0.12	0.41	50.10	1.62	0.00	2.8	0.51	1.18	44.88	0.70	0.00	4.87	0.00	0.02	2.03	0.07	0.00
Cinetica Zn t=1	10.1	1.0	1.02	120	0.24	0.38	45.00	2.56	0.00	0.7	0.26	0.27	10.13	0.28	0.00	1.22	0.00	0.00	0.46	0.03	0.00
Cinetica Zn t=2	8.3	2.0	0.84	150	0.16	0.67	44.00	3.30	0.00	0.7	0.14	0.40	8.14	0.30	0.00	1.26	0.00	0.01	0.37	0.03	0.00
Cinetica Zn t=3	3.9	3.0	0.39	160	0.18	0.76	42.00	3.72	0.00	0.4	0.07	0.21	3.65	0.16	0.00	0.63	0.00	0.00	0.17	0.01	0.00
Cinetica Zn t=5	4.0	5.0	0.40	150	0.21	0.67	39.60	4.50	0.00	0.4	0.09	0.19	3.53	0.19	0.00	0.61	0.00	0.00	0.16	0.02	0.00
Cinetica Zn t=8	11.8	8.0	1.19	150	0.14	0.78	26.70	8.30	0.00	1.0	0.18	0.66	7.02	1.06	0.00	1.79	0.00	0.01	0.32	0.10	0.00
Cinetica Zn t=12	30.9	12.0	3.12	90	0.11	0.38	11.10	12.90	0.00	1.6	0.36	0.84	7.64	4.31	0.00	2.81	0.00	0.01	0.35	0.40	0.00
Cinetica Zn t=16	8.1	16.0	0.82	90	0.08	0.27	5.60	14.40	0.00	0.4	0.07	0.16	1.01	1.26	0.00	0.74	0.00	0.00	0.05	0.12	0.00
Cinetica Zn t=20	5.4	20.0	0.55	100	0.07	0.14	1.10	14.10	0.00	0.3	0.04	0.05	0.13	0.82	0.00	0.55	0.00	0.00	0.01	0.08	0.00
Cola	765.1		77.28	18	0.10	0.37	0.12	9.70	0.00	8.1	8.1	20.2	2.0	80.3	0.0	14	0.08	0.29	0.09	7.50	0.00
Cabeza Calc.	990		100.00	172	0.95	1.42	4.53	9.34	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	172	0.95	1.42	4.53	9.34	0.03
Cabeza Ens.																					

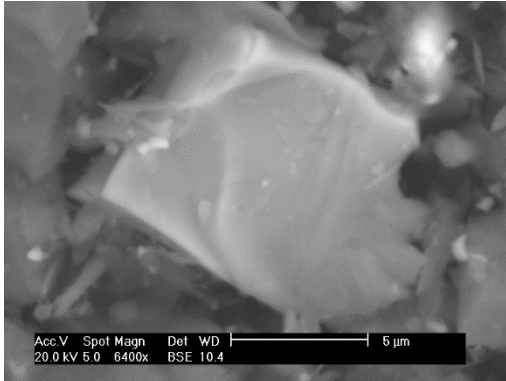
BALANCE ACUMULATIVO :											Recuperación %					Contenidos				
Producto	Min.	Peso	Leyes, g/t, %						Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
		%	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	As, %												
Pb t=0.5	0.5	3.62	980	12.91	8.60	4.10	10.70	0.12	20.6	49.0	22.0	3.3	4.1	12.6	35.43	0.47	0.31	0.15	0.39	0.00
Pb t=0.5+1	1.0	4.74	1399	13.29	9.19	4.36	10.70	0.17	38.6	66.1	30.8	4.6	5.4	22.4	66.27	0.63	0.44	0.21	0.51	0.01
Pb t=0.5+1+2	2.0	5.61	1570	13.02	9.41	4.72	10.64	0.23	51.3	76.6	37.3	5.8	6.4	37.1	88.00	0.73	0.53	0.26	0.60	0.01
Pb t=0.5+1+2+3	3.0	6.06	1632	12.58	9.69	4.90	10.54	0.28	57.6	80.1	41.5	6.6	6.8	48.5	98.92	0.76	0.59	0.30	0.64	0.02
Pb t=0.5+1+2+3+5	5.0	6.82	1675	11.75	10.11	5.26	10.29	0.34	66.5	84.2	48.7	7.9	7.5	66.6	114.18	0.80	0.69	0.36	0.70	0.02
Pb t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	8.00	1614	10.29	10.40	4.98	10.00	0.38	75.2	86.5	58.8	8.8	8.6	88.0	129.10	0.82	0.83	0.40	0.80	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	8.88	1551	9.47	10.47	4.93	9.89	0.39	80.2	88.3	65.7	9.7	9.4	100.0	137.71	0.84	0.93	0.44	0.88	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	10.02	1419	8.53	10.44	5.24	9.64	0.35	82.8	89.7	73.9	11.6	10.3	100.0	142.13	0.85	1.05	0.52	0.97	0.03
Pb t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	10.33	1386	8.31	10.39	5.18	9.61	0.34	83.5	90.2	75.8	11.8	10.6	100.0	143.24	0.86	1.07	0.54	0.99	0.03
Zn t=0.5	0.5	4.06	120	0.12	0.41	50.10	1.62	0.00	2.8	0.5	1.2	44.9	0.7	0.0	4.87	0.00	0.02	2.03	0.07	0.00
Zn t=0.5+1	1.0	5.08	120	0.14	0.40	49.08	1.81	0.00	3.6	0.8	1.4	55.0	1.0	0.0	6.10	0.01	0.02	2.49	0.09	0.00
Zn t=0.5+1+2	2.0	5.92	124	0.15	0.44	48.36	2.02	0.00	4.3	0.9	1.8	63.2	1.3	0.0	7.35	0.01	0.03	2.86	0.12	0.00
Zn t=0.5+1+2+3	3.0	6.31	126	0.15	0.46	47.96	2.13	0.00	4.7	1.0	2.1	66.8	1.4	0.0	7.98	0.01	0.03	3.03	0.13	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5	5.0	6.72	128	0.15	0.47	47.46	2.27	0.00	5.0	1.1	2.2	70.3	1.6	0.0	8.59	0.01	0.03	3.19	0.15	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8	8.0	7.91	131	0.15	0.52	44.33	3.18	0.00	6.0	1.2	2.9	77.4	2.7	0.0	10.38	0.01	0.04	3.51	0.25	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12	12.0	11.03	120	0.14	0.48	34.93	5.93	0.00	7.7	1.6	3.7	85.0	7.0	0.0	13.19	0.02	0.05	3.85	0.65	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16	16.0	11.85	118	0.13	0.47	32.90	6.51	0.00	8.1	1.7	3.9	86.0	8.3	0.0	13.92	0.02	0.06	3.90	0.77	0.00
Zn t=0.5+1+2+3+5+8+12+16+20	20.0	12.39	117	0.13	0.45	31.50	6.85	0.00	8.4	1.7	4.0	86.1	9.1	0.0	14.47	0.02	0.06	3.90	0.85	0.00
Cola final		77.28	18	0.10	0.37	0.12	9.70	0.00	8.1	8.1	20.2	2.0	80.3	0.0	13.91	0.08	0.29	0.09	7.50	0.00
Cabeza calculada		100.00	172	0.95	1.42	4.53	9.34	0.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	172	0.95	1.42	4.53	9.34	0.03

SECCIÓN	CUADRO DE REACTIVOS (g/ton)											Tiempo (min)		
	ZnSO ₄	NaCN	CuSO ₄	Na ₂ CO ₃	CaI	Que.	HMFS	AP-3418	AP-8222	XIP	MIBC		pH	RPM
Molienda	1200	400		800	250.0		300			28			70	
Acond Pb-Cu						300						1200	60	
Flotación Pb-Cu							18				20		1000	20
Acond Zn			560			600					10.5	1000	60	
Flotación Zn										20	10.5	1000	20	

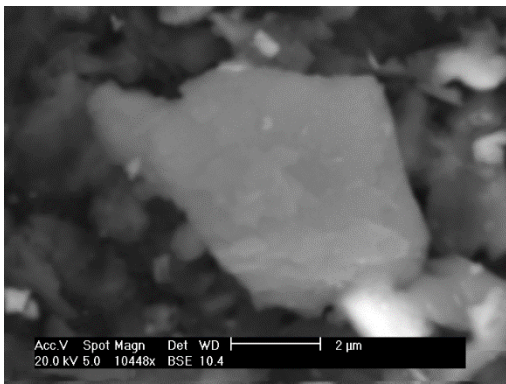
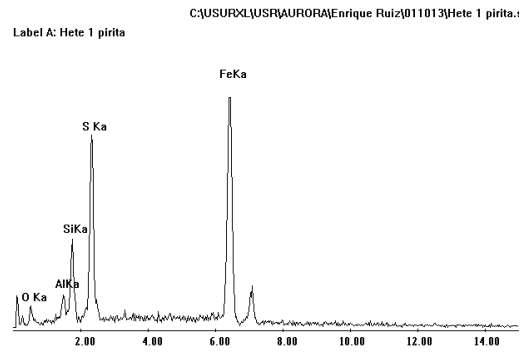
Anexo 2. Micrografías

Micrografía sin HMFS	
	<p>C:\USURXL\USR\AURORA\Enrique Ruiz\011013\Hete calco-bo</p> <p>Label A: Hete calco-bo</p>
<p>b) Partículas de calcopirita adheridas en barita</p>	<p>C:\USURXL\USR\AURORA\Enrique Ruiz\011013\Hete 6 esfale</p> <p>Label A: Hete 6 esfalerita</p>
<p>g) Partículas de esfalerita adheridas en ortoclasa.</p>	<p>C:\USURXL\USR\AURORA\Enrique Ruiz\011013\Hete 6 galena</p> <p>Label A: Hete 6 galena</p>
<p>h) Partículas ultrafinas de galena adheridas en partículas de cuarzo.</p>	

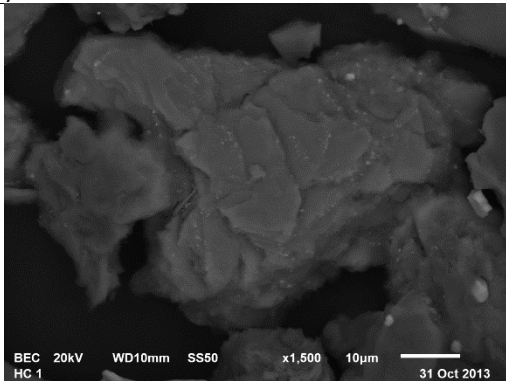
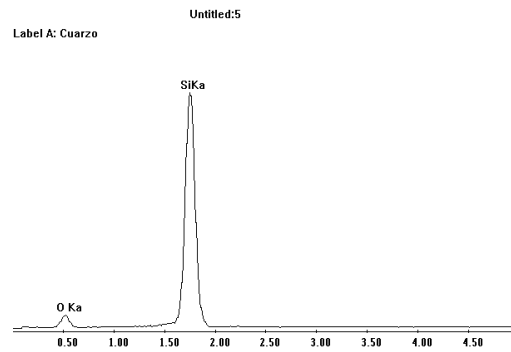
Micrografía con 300 g/ton de HMFS



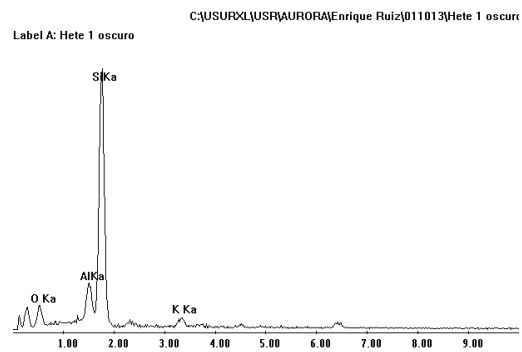
b) Partícula de pirita.



i) Partícula de cuarzo



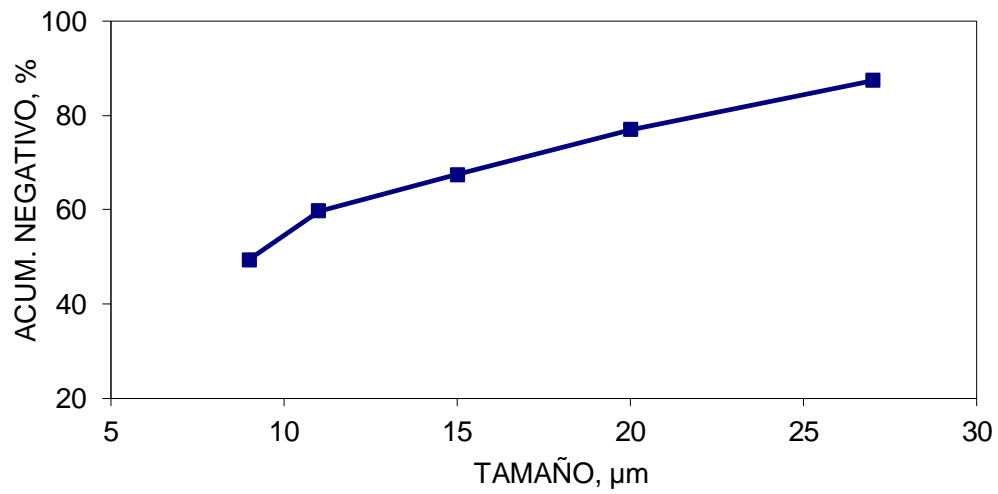
j) Partícula de ortoclasa.



Anexo 3. Análisis de P₈₀ por ciclones.

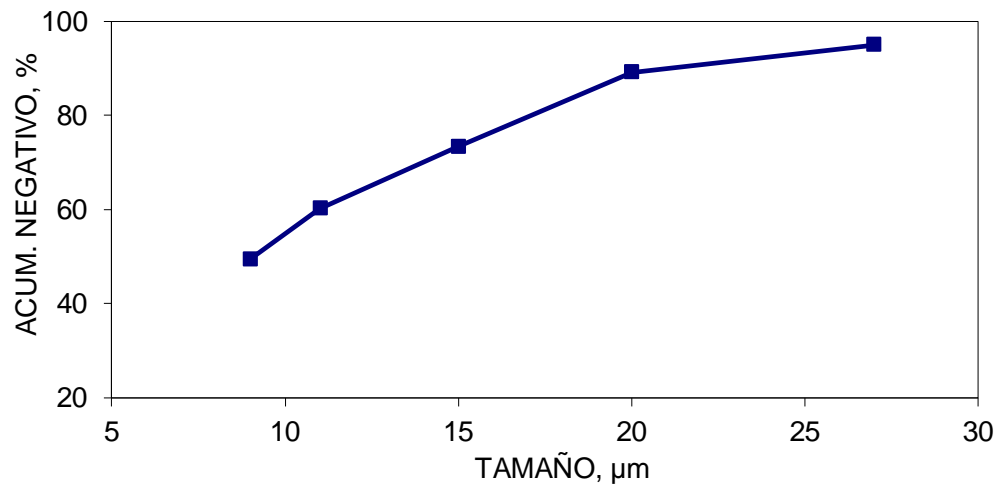
Producto 60 minutos de molienda

Tamaño (malla)	(micras)	Peso (g) Retenido	Peso (%)	Porcentaje Acum. (-)
C1	27	12.5	12.50	87.50
C2	20	10.5	10.50	77.00
C3	15	9.5	9.50	67.50
C4	11	7.8	7.80	59.70
C5	9	10.3	10.30	49.40
Total		100.0	100.0	
P ₈₀ =		22	μm	



Producto 70 minutos de molienda

Tamaño (malla)	(micras)	Peso (g) Retenido	Peso (%)	Porcentaje Acum. (-)
C1	27	5.1	5.10	94.90
C2	20	5.8	5.80	89.10
C3	15	15.8	15.80	73.31
C4	11	13.1	13.10	60.21
C5	9	10.8	10.82	49.39
Total		100.0	100.0	
P ₈₀ =		17	μm	



Anexo 4. Cálculo de Diametros Sauter

Calculo diametro Sauter 0 ppm MIBC

<i>Estadística descriptiva</i>	
Media	1.163995
Error típico	0.01178247
Mediana	1.22
Moda	0.21
Desviación estándar	0.5269279
Varianza de la muestra	0.27765302
Curtosis	-0.70554934
Coficiente de asimetría	-0.18397964
Rango	2.32
Mínimo	0.21
Máximo	2.53
Suma	2327.99
Cuenta	2000
Nivel de confianza(95.0%)	0.0231072

Calculo de intervalos			
	0.21	0.42	1
Num. de clases	0.42	0.63	2
11.23	0.63	0.84	3
0.21	0.84	1.05	4
	1.05	1.26	5
	1.26	1.48	6
	1.48	1.69	7
	1.69	1.90	8
	1.90	2.11	9
	2.11	2.32	10
	2.32	2.53	11

Clase	Frecuencia	Porcentaje	% Acum	cubos	cuadrados
0.21	148	7.45	0.00	1.37	6.53
0.42	92	4.63	6.79	6.86	16.30
0.63	148	7.45	11.42	37.33	59.08
0.84	167	8.40	18.87	99.95	118.60
1.05	235	11.83	27.28	274.88	260.89
1.26	300	15.10	39.10	606.63	479.72
1.48	265	13.34	54.20	851.18	576.90
1.69	292	14.70	67.54	1400.35	830.40
1.90	232	11.68	82.23	1584.45	835.12
2.11	65	3.27	93.91		
2.32	43	2.16	97.18		
y mayor...	5	0.25	99.75	1183.90	1172.59
Total	1987	100.00		D _{3,2} (mm)=	1.53

Cálculo diámetro Sauter 3 ppm MIBC

<i>Estadística descriptiva</i>	
Media	0.72038
Error típico	0.00955931
Mediana	0.7
Moda	0.21
Desviación estándar	0.42750536
Varianza de la muestra	0.18276084
Curtosis	-0.24844949
Coficiente de asimetría	0.57593182
Rango	2.06
Mínimo	0.21
Máximo	2.27
Suma	1440.76
Cuenta	2000
Nivel de confianza(95.0%)	0.01874726

Calculo de intervalos			
	0.21	0.40	1
Num. de clases	0.40	0.58	2
11.23	0.58	0.77	3
0.19	0.77	0.96	4
	0.96	1.15	5
	1.15	1.33	6
	1.33	1.52	7
	1.52	1.71	8
	1.71	1.90	9
	1.90	2.08	10
	2.08	2.27	11

Clase	Frecuencia	Porcentaje	% Acum	cubos	cuadrados
0.21	302	15.14		2.80	13.32
0.40	334	16.74	14.89	20.94	52.71
0.58	172	8.62	31.63	34.35	58.77
0.77	293	14.69	40.25	134.71	174.54
0.96	315	15.79	54.94	277.90	289.75
1.15	264	13.23	70.73	397.71	346.94
1.33	133	6.67	83.96	315.47	236.55
1.52	84	4.21	90.63		
1.71	62	3.11	94.84		
1.90	24	1.20	97.94		
2.08	12	0.60	99.15		
y mayor...	5	0.25	99.75	1183.90	1172.59
Total	1995	100.00		$D_{3,2}(\text{mm})=$	1.01

Cálculo diámetro Sauter 6 ppm MIBC

<i>Estadística descriptiva</i>	
Media	0.46499483
Error típico	0.01002305
Mediana	0.18
Moda	0.08
Desviación estándar	0.44078632
Varianza de la muestra	0.19429258
Curtosis	-0.33779768
Coficiente de asimetría	0.8368564
Rango	1.82
Mínimo	0.08
Máximo	1.9
Suma	899.3
Cuenta	1934
Nivel de confianza(95.0%)	0.01965712

Calculo de intervalos			
	0.08	0.25	1
Num. de clases	0.25	0.41	2
11.45	0.41	0.58	3
0.17	0.58	0.74	4
	0.74	0.91	5
	0.91	1.07	6
	1.07	1.24	7
	1.24	1.40	8
	1.40	1.57	9
	1.57	1.73	10
	1.73	1.90	11

Clase	Frecuencia	Porcentaje	% Acum	cubos	cuadrados
0.08	591	30.75		0.30	3.78
0.25	426	22.16	30.12	6.30	25.67
0.41	51	2.65	52.29	3.54	8.61
0.58	93	4.84	54.94	17.81	30.89
0.74	208	10.82	59.78	84.91	114.46
0.91	193	10.04	70.60	144.14	158.87
1.07	176	9.16	80.65	217.26	202.53
1.24	93	4.84	89.80		
1.40	38	1.98	94.64		
1.57	30	1.56	96.62		
1.73	23	1.20	98.18		
y mayor...	12	0.62	99.38	474.25	544.81
Total	1922	100.00		$D_{3,2}(\text{mm})=$	0.87

Cálculo diámetro Sauter 9 ppm MIBC

<i>Estadística descriptiva</i>	
Media	0.58288
Error típico	0.00859547
Mediana	0.59
Moda	0.13
Desviación estándar	0.38440108
Varianza de la muestra	0.14776419
Curtosis	0.58690023
Coficiente de asimetría	0.68922427
Rango	2.1
Mínimo	0.08
Máximo	2.18
Suma	1165.76
Cuenta	2000
Nivel de confianza(95.0%)	0.01685702

Calculo de intervalos			
	0.08	0.27	1
Num. de clases	0.27	0.46	2
11.23	0.46	0.65	3
0.19	0.65	0.84	4
	0.84	1.03	5
	1.03	1.23	6
	1.23	1.42	7
	1.42	1.61	8
	1.61	1.80	9
	1.80	1.99	10
	1.99	2.18	11

Clase	Frecuencia	Porcentaje	% Acum	cubos	cuadrados
0.08	147	7.38		0.08	0.94
0.24	1196	60.01	7.02	15.79	66.82
0.39	52	2.61	67.03	3.15	8.02
0.55	65	3.26	69.64	10.76	19.60
0.71	204	10.24	72.91	71.62	101.52
0.86	143	7.18	83.14	91.53	106.21
1.02	71	3.56	90.32	74.94	73.61
1.17	69	3.46	93.88		
1.33	17	0.85	97.34		
1.49	20	1.00	98.19		
1.64	9	0.45	99.20		
y mayor...	7	0.35	99.65	267.88	376.72
Total	1993	100.00		$D_{3,2}(\text{mm})=$	0.71

Cálculo diámetro Sauter 12 ppm MIBC

<i>Estadística descriptiva</i>	
Media	0.52183
Error típico	0.00488803
Mediana	0.53
Moda	0.2
Desviación estándar	0.21859928
Varianza de la muestra	0.04778564
Curtosis	2.35925529
Coefficiente de asimetría	0.78897984
Rango	1.49
Mínimo	0.2
Máximo	1.69
Suma	1043.66
Cuenta	2000
Nivel de confianza(95.0%)	0.00958616

Calculo de intervalos			
	0.20	0.34	1
Num. de clases	0.34	0.47	2
11.36	0.47	0.61	3
0.14	0.61	0.74	4
	0.74	0.88	5
	0.88	1.01	6
	1.01	1.15	7
	1.15	1.28	8
	1.28	1.42	9
	1.42	1.55	10
	1.55	1.69	11

Clase	Frecuencia	Porcentaje	% Acum	cubos	cuadrados
0.20	205	10.27		1.64	8.20
0.34	255	12.78	10.07	9.63	28.70
0.47	260	13.03	22.85	27.15	57.66
0.61	613	30.71	35.87	136.67	225.39
0.74	428	21.44	66.58	174.72	235.53
0.88	128	6.41	88.03	86.42	98.51
1.01	79	3.96	94.44		
1.15	12	0.60	98.40		
1.28	2	0.10	99.00		
1.42	8	0.40	99.10		
1.55	6	0.30	99.50		
y mayor...	4	0.20	99.80	518.27	735.00
Total	1996	100.00		$D_{3,2}(\text{mm})=$	0.67

Cálculo diametro Sauter 15 ppm MIBC

<i>Estadística descriptiva</i>	
Media	0.50744
Error típico	0.00438907
Mediana	0.48
Moda	0.45
Desviación estándar	0.19628502
Varianza de la muestra	0.03852781
Curtosis	9.31082032
Coefficiente de asimetría	2.30844622
Rango	1.72
Mínimo	0.2
Máximo	1.92
Suma	1014.88
Cuenta	2000
Nivel de confianza(95.0%)	0.00860762

Calculo de intervalos			
	0.20	0.36	1
Num. de clases	0.36	0.51	2
	11.45	0.51	3
	0.16	0.67	4
		0.83	5
		0.98	6
		1.14	7
		1.29	8
		1.45	9
		1.61	10
		1.76	11

Clase	Frecuencia	Porcentaje	% Acum	cubos	cuadrados
0.20	39	1.95		0.31	1.56
0.36	309	15.47	1.85	13.98	39.24
0.51	877	43.89	17.32	118.21	230.55
0.67	530	26.53	61.21	158.76	237.27
0.83	134	6.71	87.74	75.37	91.30
0.98	55	2.75	94.44		
1.14	22	1.10	97.20		
1.29	11	0.55	98.30		
1.45	8	0.40	98.85		
1.61	7	0.35	99.25		
1.76	6	0.30	99.60		
y mayor...	4	0.20	99.80	518.27	735.00
Total	1998	100.00		$D_{3,2}(\text{mm})=$	0.66