



UNIVERSIDAD DE GUANAJUATO

DIVISION DE INGENIERÍAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA EN MINAS, METALURGIA Y GEOLOGÍA

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

TESIS QUE PARA OBTENER EL GRADO DE:

INGENIERO METALÚRGICO

PRESENTA

LUIS GERARDO MOLÉS PÉREZ

ASESOR

DR. MARIO ALBERTO CORONA ARROYO

FINANCIAMIENTO DE PROYECTO:

NPTC-520

CONACYT A1-S-9361

Guanajuato, Gto., Marzo 2020

Asunto: **Aprobación de Trabajo
de Titulación.**

**DR. LUIS ENRIQUE MENDOZA PUGA
DIRECTOR DE DIVISION DE INGENIERIAS
CAMPUS GUANAJUATO
P R E S E N T E.**

Los que suscriben, revisores del trabajo, que como requisito para obtención de Título Profesional, fue presentado a revisión por:

C. Luis Gerardo Móles Pérez

Pasante del Programa Educativo de Ingeniero Metalúrgico de la División de Ingenierías del Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología de la Universidad de Guanajuato, en la modalidad de *Trabajo de Tesis* con el Título:

*"Remoción de Azufre en un Concentrado de Magnetita
Mediante Flotación Inversa"*

Una vez leído, analizado y revisado el trabajo, ha sido aprobado para que continúen con los trámites requeridos para solicitar fecha y sustente examen.

Sin más por el momento reciba un cordial saludo.

Atentamente
"La Verdad Os Hará Libres"

Dr. Mario Alberto Corona Arroyo
Director del Trabajo



Dr. Enrique Elorza Rodríguez
Sinodal del Trabajo



Dr. Martín Caudillo González
Sinodal del Trabajo



Dra. Ma. Mercedes Salazar Hernández
Sinodal del Trabajo



DIVISIÓN DE INGENIERÍAS CAMPUS GUANAJUATO
Ex-Hacienda San Matías s/n, 36000, Guanajuato, Gto., Tels. (473) 732 22 91, Fax (473) 732 38 64

Agradecimientos

La presente tesis es un esfuerzo y homenaje a todas aquellas personas maravillosas que a lo largo de los años han estado a mi lado en las buenas y en las malas.

Agradezco a mis padres, Vicente y Carmen, por ser un ejemplo de vida, de superación y de progreso, por siempre apoyarme en todo, celebrar mis éxitos, apoyarme en mis fracasos, por darme lo mejor de ellos para que yo pudiera tener la mejor educación, por siempre inculcarme a ser una mejor persona, gracias por todo.

Agradezco a mis hermanos, Alejandro y Rafael, por ser personas importantes en mi vida, por escucharme, por estar ahí cuando más los necesitaba, por todo el apoyo brindado.

Agradezco al Dr. Mario Corona por haberme brindado la oportunidad de desarrollar mi tesis profesional, por brindarme de sus conocimientos, por su paciencia, por su amor a la docencia, por el apoyo dado y entrega a cada actividad que realiza.

Agradezco al Dr. Enrique Elorza por haberme ofrecido su apoyo académico a lo largo de mi etapa como estudiante y por su dedicación para que los alumnos puedan desarrollarse tanto en el aula como profesionalmente.

A todos los docentes del Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología de la Universidad de Guanajuato por compartir sus conocimientos y hacer grata mi estadía universitaria.

Gracias al Laboratorio de Investigación y Caracterización de Minerales y Materiales (LICAMM), al Laboratorio de Metalurgia y al Laboratorio Químico del Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología de la Universidad de Guanajuato, por su apoyo durante este proyecto de investigación, así como el uso de sus equipos. De igual manera, agradecer a sus técnicos académicos: I.Q. Daniela Moncada, Juan Carlos Martínez y Fernando Nila.

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

Agradezco al Centro de Investigación Metalúrgica “Las Truchas” de la empresa Arcelor Mittal, por haber brindado su apoyo y sus equipos en todo momento.

A mis amigos que formaron parte de mi etapa universitaria, “La Liga” por todos los fines de semana que fueron llenos de diversión en el Espino Negro.

A mis amigos: Baldo, Jair, Gerardo, Baby, Becerra, Gustavo, Mono, Ismael, Vale, Martín, Peke, Mike, Saúl, Torreón, Rose, Diana Esther, Cuerámaro y todos los que me han ayudado a crecer como persona.

¡Gracias totales!

Resumen

El procesamiento de minerales de hierro ha visto numerosos avances en los últimos años debido a la creciente demanda del acero en el mercado internacional, teniéndose que enfrentar a la problemática de las impurezas no-magnéticas que degradan la calidad de los concentrados de hierro. Aunado a esto, el tamaño de partícula y la unión de estas impurezas dificulta más su remoción. Ante esto, la flotación se volvió una tendencia para la separación selectiva o bulk de estos contaminantes, entre los que resaltan sílice (SiO_2) y azufre (S). Este último, presentándose principalmente en formas sulfuradas, p.e. pirrotita (Fe_{1-x}S) y piritita (FeS_2). Estudios han demostrado que la flotación puede ser una opción viable en la remoción de estas especies, sin embargo, la oxidación de las especies sulfuradas; resultado de la interacción electroquímica mineral-medios molturadores, reduce la flotabilidad de estas, y por ende su remoción.

La presente investigación, tiene como objetivo disminuir el grado de azufre (S) en el concentrado final de hierro (1.35 % S y 4.05% SiO_2), mediante flotación inversa. El estudio se realizó en una celda de flotación convencional de aireación forzada, evaluándose los siguientes parámetros: a) efecto del pH, b) consumo de colector, c) efecto de adición de iones activadores (Cu^{2+}), d) efecto del potencial óxido-reducción de la pulpa y e) efecto del número de etapas de flotación. El concentrado de hierro; objeto de esta investigación, fue proporcionado por la empresa Arcelor Mittal, y proviene de una de sus filiales, Kazajistán. Siendo el producto final de la concentración de magnetita (Fe_3O_4) en tambores magnéticos de baja intensidad.

La caracterización mineralógica identificó como principales fases mineralógicas en la muestra de estudio: magnetita como principal especie de interés, y como ganga no-magnética, cuarzo y aluminosilicatos. Mientras que las correspondientes colas se identificaron magnetita y piritita. El estudio de liberación permitió identificar que la piritita presenta su máxima liberación en la fracción +270#, siendo su liberación relativa de 75.9%. La piritita se presenta, mayoritariamente, asociada a magnetita en la fracción +635#, siendo su liberación relativa de 47.01%.

El estudio del efecto del pH, identificó que la flotación de la pirita se favorece a pH alcalino en un rango de 8-10. Por otro lado, el efecto de la adición de colector XAP y su activación con iones Cu^{2+} , no tienen un efecto relevante en su flotación. Se identificó que, mediante el estudio de ORP, la flotabilidad de la pirita sucede a potenciales reductores, dentro de un rango de -100 a -350 mV. Los resultados más relevantes de este estudio se dieron al incrementar el número de las etapas de flotación. Como resultados finales de la presente investigación se tuvieron: remoción de 49.72% de S y 21.97% de SiO_2 , con una pérdida de 9.49% de Fe_T , con un grado de 0.66% de S en el concentrado final de hierro.

ÍNDICE

1. INTRODUCCIÓN	1
2. JUSTIFICACIÓN.....	3
3. OBJETIVOS	3
3.1 Objetivo general.....	3
3.2 Objetivos específicos.....	4
4. HIPÓTESIS	4
5. ANTECEDENTES.....	5
5.1. Principios de la concentración magnética	5
5.1.1 Minerales de ganga en menas de hierro	7
5.2 Concentradores magnéticos de baja intensidad	7
5.3. Remoción de azufre en concentrado de hierro.....	9
5.3.1 Ocurrencia del azufre en minerales de hierro	10
5.3.2 Procesos hidrometalúrgicos	11
5.3.3 Procesos térmicos	11
5.3.4 Procesos físicos	12
5.3.5 Procesos fisicoquímicos.....	13
5.4. Flotación por espuma	16
5.4.1 Mecanismos de la flotación por espuma	16
5.4.2 Reactivos de flotación por espuma.....	18
5.4.3 Equipo de flotación	24
5.4.4 Circuitos de flotación.....	25
5.5. Flotación sulfuros	26
5.6 Flotación de pirita	27
5.6.1 Efecto del ORP	28
5.7 Oxidación de superficies en sulfuros metálicos y su efecto en la flotación.....	30
5.7.1 Restauración en la flotabilidad de la pirita	32
6. METODOLOGÍA.....	34
6.1 Muestra mineral.....	35
6.2 Análisis químico.....	36
6.3 Caracterización mineralógica.....	36
6.3.1 Difracción de rayos X.....	36

6.3.2 Microscopía de luz polarizada.....	36
6.3.3 Microscopía electrónica de barrido.....	37
6.4 Remoción de especies sulfuradas mediante flotación.....	37
7. RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	40
7.1 Caracterización química y mineralógica del concentrado Kazajistán.....	40
7.2 Remoción de azufre mediante flotación.....	49
7.2.1 Efecto del pH.....	49
7.2.2 Consumo óptimo de colector.....	51
7.2.3 Estudio de la activación de la piritita con iones Cu^{2+}	53
7.2.4 Estudio del efecto del potencial óxido-reducción (ORP) en la pulpa.....	55
7.2.5 Efecto de etapas agotativas en el concentrado Kazajistán.....	58
8. CONCLUSIONES.....	63
9. BIBLIOGRAFÍA.....	65
10. APÉNDICES.....	70
10.1 Apéndice A. Caracterización mineralógica del concentrado Kazajistán.....	70
A1. Tablas de liberación relativa del concentrado Kazajistán.....	70
A2. Fotomicrografías de las fracciones de tamaño del concentrado Kazajistán.....	71
A3. Tablas de liberación absoluta del concentrado en función de su distribución.....	75
A4. Gráficas de liberación relativa y liberación absoluta del concentrado Kazajistán.....	76
10.2 Apéndice B. Determinación del tamaño de partícula del concentrado.....	76
B1. Análisis granulométrico de concentrado de cabeza.....	76
10.3 Apéndice C. Balances metalúrgicos de pruebas de remoción de azufre.....	77
10.3.1 C1. Balances metalúrgicos correspondientes a las pruebas en función del pH.....	77
10.3.2 C2. Balances metalúrgicos correspondientes a las pruebas para la determinación de dosificación óptima de colector.....	77
10.3.3 C3. Balances metalúrgicos correspondientes a las pruebas de adición de iones Cu^{2+} como activador.....	79
10.3.4 C4. Balances metalúrgicos correspondientes a las pruebas en función del ORP.....	79

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Separador de tambor de baja intensidad de tipo contracorriente (Wills & Finch, 2016).	8
Figura 2. Diagrama de flujo utilizado en Minas Las Truchas durante la etapa de concentración magnética (Bejarano, 2016).	9
Figura 3. Presencia de especies sulfuradas en magnetita. a) Asociación simple de magnetita (Mag) y pirita (Py). b) Partícula de pirrotita (Pyrr) incluida en matriz de magnetita (Soltanmohammadi et al., 2011).	11
Figura 4. Ángulo de contacto (Θ) entre la burbuja y la partícula sólida en un medio acuoso (Wills B. A., 1992).	16
Figura 5. Esquema que muestra la separación de las partículas hidrofóbicas de las hidrofílicas durante la flotación (Laskowski, 2001).	18
Figura 6. Fundamento de operación de una celda de flotación mecánica (Zapata-Velázquez & Zapata-Velázquez, 2004).	25
Figura 7. Recuperación de pirita en relación con el pH, con diferentes concentraciones de xantato etílico de potasio XEP (Fuerstenau et al., 1968).	28
Figura 8. Diagrama Eh-pH para el sistema $\text{FeS}_2\text{-H}_2\text{O}$ a 25°C y a una concentración de 10^{-5} M para las especies disueltas (Kocabag et al., 1990).	29
Figura 9. Representación esquemática de las posibles reacciones de oxidación en la especie pirita. (1A) Separación del ion tiosulfato. (1B) Ruptura del enlace S-S, liberando sulfito y oxidando la superficie. (2) Formación de sulfuro-polisulfuro-azufre elemental. (3) Defecto fotoquímico que oxida el azufre elemental en sulfuro (Murphy & Strongin, 2009).	31
Figura 10. Efecto de la sulfurización en la flotación de sulfuros (tratamiento ultrasónico y SIBX = 1.37×10^{-3} M) (Newell et al., 2007).	33
Figura 11. Estabilidad de las regiones para óxidos y sulfuros de hierro en solución acuosa a 25°C , 1 atm y concentraciones de $\text{S} = 1 \times 10^{-6}$ M y $\text{Fe} = 1 \times 10^{-6}$ M para las especies disueltas (Garrels & Christ, 1990).	33
Figura 12. Celda de flotación convencional marca FLSmidth Ltda, modelo FTM100.	38
Figura 13. Difractograma de cabeza de concentrado Kazajistán.	41

- Figura 14.** *Difractograma de colas de flotación.*42
- Figura 15.** Fotomicrografía de la fracción +270# de concentrado en microscopio de luz polarizada: a) Partículas de pirita libres y en asociación binaria y diseminada con magnetita, 200x; b) Intercrecimiento complejo entre pirita-magnetita, 500x. Partículas libres de pirita en círculo azul; partículas de magnetita libre en círculo rojo; partícula asociada entre magnetita y pirita en círculo amarillo.43
- Figura 16.** Fotomicrografía de la fracción +325# de concentrado de cabeza, microscopio luz polarizada, 500x. Círculos azules señalan partículas de pirita libre, así mismo el círculo amarillo representa una asociación entre magnetita y pirita.44
- Figura 17.** Fotomicrografía de la fracción +400# de concentrado de cabeza en microscopio de luz polarizada, 500x. El círculo azul representa a una partícula de pirita libre, así mismo el círculo amarillo representa una asociación entre magnetita y pirita. ...45
- Figura 18.** Fotomicrografía de la fracción +635# de concentrado en microscopio de luz polarizada, 500x. El círculo azul representa a una partícula de pirita libre, así mismo el círculo amarillo representa una asociación entre magnetita y pirita.45
- Figura 19.** Fotomicrografía de la fracción -635# de concentrado de cabeza en microscopio de luz polarizada, 1,000x. El círculo azul representa a una partícula de pirita libre, así mismo el círculo amarillo representa una asociación entre magnetita y pirita. ...45
- Figura 20.** Fotomicrografías del material flotado en microscopio de luz polarizada, 1,000x. a) Partícula con intercrecimiento complejo entre pirita-magnetita y partícula con asociación simple magnetita-pirita. b) Partícula libre de pirita, partícula libre de calcopirita y partícula de pirita-magnetita. El círculo azul representa a una partícula de pirita libre, el círculo amarillo representa una asociación entre magnetita-pirita y el círculo verde representa una partícula de calcopirita.46
- Figura 21.** Fotomicrografía de la fracción -635# del concentrado de cabeza en el microscopio electrónico de barrido (3,300x) y espectros del análisis químico puntual. La flecha roja representa la partícula de pirrotita, de igual manera la flecha verde representa la partícula de magnetita.....47
- Figura 22.** Fotomicrografía del material flotado en el microscopio electrónico de barrido (1,600x) y espectros del análisis puntual. La flecha roja representa la partícula de pirita, así mismo la flecha verde representa la partícula de magnetita.48
-
-

Figura 23. Recuperación de Fe _T , S y SiO ₂ en función del pH.	51
Figura 24. Recuperación del material flotado en función de la dosificación de colector. ..	52
Figura 25. Recuperación del material flotado en función de la dosificación del activador.	54
Figura 26. Remoción de S en el material flotado en función del ORP de la pulpa.	56
Figura 27. Remoción de azufre en función del tiempo.....	58
Figura 28. a) Flotación de S en función del tiempo. b) Pérdida de hierro en función de la flotación de S.	60
Figura 29. Recuperación de Fe T, S y SiO ₂ en el material flotado en función del tiempo.	62
Figura 30. Comparativa de pruebas de flotación a -350 mV, variando la dosificación de reactivos y la cantidad de etapas.	63

LISTA DE TABLAS

Tabla I. Susceptibilidad magnética de minerales relacionados con el hierro (Liming, 2015).	6
Tabla II. Minerales sulfurados más comúnmente asociados a óxidos de hierro y sus propiedades físicas (Hunt et. al., 1995).	10
Tabla III. Estudios previos en lo que se utilizó la técnica de flotación como alternativa para la remoción de azufre.	15
Tabla IV. Reactivos y su dosificación, Solvay (Solvay, 2017).	20
Tabla V. Composición química de la muestra de cabeza utilizada durante las pruebas de flotación.	35
Tabla VI. Reactivos utilizados durante la experimentación.	38
Tabla VII. Análisis químico por fracción de tamaño de partícula del concentrado Kazajistán.	40
Tabla VIII. Distribución de contenidos en el concentrado.	40
Tabla IX. Comparación de la intensidad de los picos de magnetita, pirita y pirrotita.	42
Tabla X. Liberación relativa y absoluta de magnetita, pirita y ganga silicosa en el concentrado Kazajistán.	48
Tabla XI. Grado en el concentrado final y recuperación de Fe_T , S y SiO_2 en el material flotado en función del pH.	50
Tabla XII. Grado en el concentrado final y recuperación de Fe_T , S y SiO_2 en el material flotado de en función de la adición de XAP a un pH de 8.5.	51
Tabla XIII. Resultados obtenidos de las pruebas de flotación corridas en función de la dosificación de activador, adicionando $CuSO_4$	54
Tabla XIV. Resultados obtenidos de las pruebas de flotación corridas en función del ORP.	55
Tabla XV. Resultados obtenidos de las cinéticas de flotación a potenciales reductores. .	57
Tabla XVI. Dosificación de promotor, colector y espumante para cada una de las etapas de flotación a las pruebas P-X 1 y P-X 2.	59

Tabla XVII. Resultados obtenidos de las pruebas de flotación corridas a potenciales de -250 y -350 mV, aplicando tres etapas de flotación.....59

Tabla XVIII. Resultados obtenidos de las etapas de flotación corrida a -350 mV (2.6 kg/Ton NaHS).....61

1. INTRODUCCIÓN

El hierro es un elemento altamente difundido en la naturaleza, de manera tal que, por su contenido en la corteza terrestre, ocupa el cuarto lugar (4.2%) después del oxígeno (49.7%), el silicio (26%) y el aluminio (7.45%). Su principal uso es en la producción del acero, el cual ha mostrado un continuo crecimiento entre 2016 y 2018, logrando un crecimiento anual promedio que ascendió a 4.5%. En 2018, México ocupó el 14vo lugar como productor de acero en el mundo, manteniendo la misma posición que en el 2017; China siguió manteniéndose en primer lugar. A nivel nacional, se obtuvo un incremento de 3.9% en la producción de mineral de hierro en el año 2018, siendo el estado de Coahuila el mayor productor, seguido de Colima (CAMIMEX, 2019).

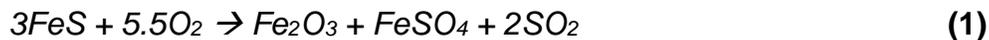
Como componente, el hierro forma parte de casi todas las rocas; sin embargo, muchas de ellas no pueden considerarse menas. El principal mineral en las menas de hierro en México es el óxido de hierro magnético, magnetita (Fe_3O_4).

La magnetita se caracteriza por una alta susceptibilidad magnética, por lo que su proceso de concentración es a través de la aplicación de campos magnéticos de baja intensidad. Este proceso de enriquecimiento tiene la finalidad de remover partículas no-magnéticas, p.e. cuarzo (SiO_2) y calcita (CaCO_3), además de minerales que contienen azufre, los cuales pueden ser no magnéticos como la pirita (FeS_2) y magnéticos como la pirrotita monoclinica ($\text{Fe}_{(1-x)}\text{S}$, $x = 0-0.2$).

Particularmente, el azufre, en los concentrados de hierro es catalogado como una de las impurezas nocivas, junto al fósforo y el arsénico. El azufre origina la fragilidad al rojo del acero, ello al generar una gran cantidad de gases contaminantes en el proceso de su eliminación en los altos hornos, y en los hornos de fusión para la obtención de acero, incrementa los índices técnico-económicos (Voskobónikov et al., 1982).

Cuando el límite admisible de azufre (0.2%) es sobrepasado, este necesitara ser reducido en los altos hornos. Sin embargo, si no se remueve el exceso de azufre,

una gran cantidad de dióxido de azufre será descargado durante el cocimiento del mineral y posteriormente en la fundición del acero, contaminando el medio ambiente, como se describe en ecuación 1:



Las menas de magnetita comúnmente contienen minerales sulfurados como lo son la pirrotita y pirita. La primera presenta diferentes características dependiendo de su temperatura de formación, dando lugar a la forma monoclinica (0-254°C) o hexagonal (<254 °C). La pirrotita monoclinica, presenta propiedades magnéticas, por lo que su eliminación en los procesos de concentración magnética es difícil. En cuanto a la pirita, usualmente, se presenta bajo tres tipos: separada de la magnetita (libre), asociada a la magnetita e incluida en la magnetita (Forssberg, 1998; Soltanmohammadi et al., 2011).

La remoción de azufre es posible de llevar a cabo mediante procesos físicos, fisicoquímicos, químicos o térmicos. No obstante, quizá, lo más conveniente sea su remoción durante la etapa de concentración del hierro, es decir, mediante procesos físicos como la concentración magnética, sin embargo, cuando no es posible mediante este proceso, se utiliza la flotación (Changxiang, 2001). Mediante el uso de esta última, la pirrotita y la pirita son separadas del concentrado de hierro usando colectores de la familia de los xantatos. Empero, dada la baja cotización que tiene la tonelada de concentrado de hierro, la pérdida de uno o dos puntos porcentuales de la recuperación en masa (% R.W.) a colas, impone un grave problema para la industria del hierro (Lotter & Bradshaw , 2010).

El presente trabajo busca implementar el método de flotación como proceso para la desulfuración de concentrados de hierro previo a su fundición. Para esto, se estudió la influencia de parámetros como pH y ORP (potencial oxido-reducción) de la pulpa, así como también el efecto de la adición de colector, promotor y tiempo de flotación.

2. JUSTIFICACIÓN

Hoy día, las altas concentraciones de azufre asociadas a las menas de hierro son un reto para la industria minero-metalúrgica, esto debido, principalmente, a su dificultad de remoción previa a su fusión y producción de acero. Anteriormente, el azufre era eliminado en el alto horno, lo que representaba dos grandes problemáticas a la industria siderúrgica; primero, era necesario incrementar el volumen de la escoria, lo que resulta antieconómico, y segundo, alta generación de gases contaminantes (SO_x).

Actualmente, los procesos de concentración magnética ven limitada su eficiencia para separar las especies de ganga sulfuradas de las menas de hierro. Las complejas e íntimas asociaciones mineralógicas, sumado a que ciertas especies presentan susceptibilidad magnética, han justificado el uso del proceso de flotación como una última etapa de limpia, permitiendo remover impurezas como S y SiO_2 .

La flotación como última etapa de limpia del concentrado de hierro presenta ciertas ventajas sobre otros procesos, principalmente: posibilita la remoción de varios tipos de impurezas, no se altera la composición química de los óxidos de hierro y es un proceso incluyente. En resumen, la flotación, utilizada en conjunto con la separación magnética, ha vuelto rentable y técnicamente viable la desulfuración de concentrados de hierro en la industria de las menas ferrosas.

3. OBJETIVOS

3.1 Objetivo general

Establecer los parámetros para la remoción de azufre de un concentrado de hierro lo que conlleve a obtener las especificaciones definidas-requeridas por las acereras, es decir, por lo menos de 0.2% S, mediante la flotación de las especies sulfuradas.

3.2 Objetivos específicos

- 1) Determinar las especies sulfuradas en el concentrado de hierro, así como su asociación.
- 2) Determinar el efecto del pH y ORP de la pulpa sobre las características de calidad, recuperación y grado del concentrado magnético.
- 3) Establecer el efecto y la dosificación del colector y activador.
- 4) Establecer el efecto del número de etapas de flotación.

4. HIPÓTESIS

La concentración magnética de baja intensidad presenta limitaciones para disminuir la concentración de impurezas en los concentrados de hierro, principalmente aquellas que tienen mayor impacto durante la fabricación del acero, como lo es el azufre. Debido a estas limitaciones, la flotación se ha posicionado como la mejor alternativa para la remoción de estas impurezas, teniendo como principales ventajas: eliminación simultánea de impurezas y la no alteración de la composición química de los óxidos de hierro. Con base en estas, la presente investigación tiene como hipótesis, la siguiente:

- **La adecuación y definición de las condiciones de la flotación inversa, como: pH, ORP, dosificación de reactivos y número de etapas de limpia, permitirá disminuir el grado del S en el concentrado de hierro proveniente de Kazajistán, estableciendo un conveniente punto de compromiso en el que sea máxima la remoción de azufre y mínima la pérdida de recuperación en peso de hierro (%R.W.)**

5. ANTECEDENTES

5.1. Principios de la concentración magnética

La separación magnética se ha usado durante casi 200 años en la concentración de minerales de hierro, y en la actualidad se continúa empleando. El auge que ha tenido el acero en los últimos 30 años (Liming, 2015), la demanda de concentrados de hierro de alto grado y la expansión constante tanto del equipo disponible como la gama de minerales para los que es aplicable la separación magnética han mantenido este proceso vigente, además de seguir siendo objeto de estudio (Pownceby et al., 2019).

Los separadores magnéticos aprovechan la diferencia en las propiedades magnéticas entre los minerales que componen la mena, usando para separar el mineral valioso de la ganga no magnética, p.e., la magnetita del cuarzo. Todos los materiales se alteran de alguna forma al colocarlos en la región de un campo magnético, aunque en la mayoría, el efecto es demasiado tenue para detectarlo. La propiedad de un material que determina su respuesta a un campo magnético es la susceptibilidad magnética. En la Tabla I, se muestra la susceptibilidad magnética de minerales que normalmente se encuentran en las menas de hierro.

Tabla I. Susceptibilidad magnética de minerales relacionados con el hierro (*Liming, 2015*).

Mineral	Susceptibilidad magnética ($10^{-6} \text{ m}^3/\text{kg}$)	Fórmula química
Magnetita	625 – 1156	Fe_3O_4
Martita	6.2 – 13.5	Fe_2O_4
Hematita	0.6 – 2.16	Fe_2O_3
Especularita	3.7	Fe_2O_3
Limonita	0.31 – 1.0	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3-4\text{H}_2\text{O}$
Siderita	0.7 – 1.5	FeCO_3
Ilmenita	0.34 – 5	FeTiO_3
Cuarzo	0.0025 – 0.126	SiO_2
Feldespatos	0.063	$\text{KAlSi}_3\text{O}_8, \text{NaAlSi}_3\text{O}_8$
Calcita	0.0038	CaCO_3
Clorita	0.38 – 1.13	$(\text{Mg}, \text{Fe})_5\text{Al}(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_8$
Olivino	0.17	$(\text{Mg}, \text{Fe})_2\text{SO}_4$
Pirita	0.34	FeS_2
Apatito	0.007 – 0.142	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F}$

Con base en la susceptibilidad magnética, los materiales son divididos en dos principales grupos:

- *Diamagnéticos*: estos materiales se repelen a lo largo de las líneas de fuerza magnética hasta el punto en donde la intensidad del campo es muy pequeña. Este tipo de materiales no se pueden concentrar magnéticamente (por ejemplo: pirita, yeso, cuarzo, entre otros).
- *Paramagnéticos*: son atraídos a lo largo de las líneas de fuerza hasta los puntos de mayor intensidad de campo. Este tipo de materiales se pueden concentrar con separadores de alta intensidad (por ejemplo: pirrotita, ilmenita, rutilo, siderita, hematita, magnesita, entre otros).

El ferromagnetismo se considera un caso especial dentro del paramagnetismo, donde este tipo de materiales tienen una alta susceptibilidad magnética y retienen magnetismo cuando se alejan del campo (remanencia). Este tipo de materiales se

pueden concentrar con separadores magnéticos de baja intensidad y el principal mineral ferromagnético es la magnetita (Fe_3O_4) (Wills & Finch, 2016).

5.1.1 Minerales de ganga en menas de hierro

Los minerales de ganga en las menas de hierro se pueden clasificar principalmente en dos clases: ganga blanca y ganga oscura. Los minerales de ganga blanca incluyen al cuarzo, feldespatos (Na y K) y calcita. Su susceptibilidad magnética es muy cercana a cero, lo que permite que con facilidad sean separados del mineral de hierro por concentración magnética. Por otro lado, entre los minerales de ganga oscura se tienen espodumena, clorita, granate, biotita y olivino. Su susceptibilidad magnética es muy cercana a la de los óxidos de hierro, lo que ocasiona que se dificulte su separación del mineral de hierro.

Los minerales más nocivos para el concentrado de hierro son la pirita y la apatita, los cuales contienen azufre y fósforo, respectivamente. Estos son débilmente magnéticos por lo que hay posibilidad de que se concentren junto a los minerales de hierro (Liming, 2015).

5.2 Concentradores magnéticos de baja intensidad

Los concentradores magnéticos de baja intensidad (LIMS, por sus siglas en inglés) son comúnmente utilizados para la concentración de minerales ferromagnéticos, principalmente la magnetita, y algunos minerales altamente paramagnéticos. Este método de concentración puede ser en seco, principalmente para arenas gruesas, o en húmedo, si es que el mineral de interés a concentrar mide menos de 0.5 mm. Las ventajas de la concentración magnética de baja intensidad en húmedo es una menor pérdida de polvos y obtención de un producto más limpio.

La concentración magnética de baja intensidad en húmedo es actualmente la más usada para la concentración de menas de hierro finamente molidas y se suelen utilizar separadores de tipo tambor. Estos consisten fundamentalmente en un

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

tambor rotatorio no-magnético (véase Figura 1) que contiene de tres a seis magnetos estacionarios de polaridad alternada. La concentración se da por el principio de “levantamiento”, donde las partículas magnéticas serán levantadas por los magnetos que se encuentran fijos en el tambor, transportando el concentrado fuera del campo y dejando a la ganga en el compartimiento de las colas. En este tipo de separadores se obtienen intensidades de campo de hasta 7000 G en la superficie de los polos para concentradores primarios y hasta 600 G para los tambores de las últimas etapas de concentración (limpias) (Wills B. A., 1992).

Rayner y Napier-Munn (2000), estudiaron el mecanismo de concentración de las partículas ferromagnéticas para contenidos de sólidos en peso altos (10 – 17% w/w) y bajos (2% w/w). Para porcentaje de sólidos altos, la recuperación magnética ocurre debido a la formación de flóculos magnéticos, mientras que, para porcentaje de sólidos bajos no hay formación de flóculos, principalmente por el incremento en las distancias entre las partículas, lo que llega a ocasionar pérdida de partículas ferromagnéticas en los relaves.

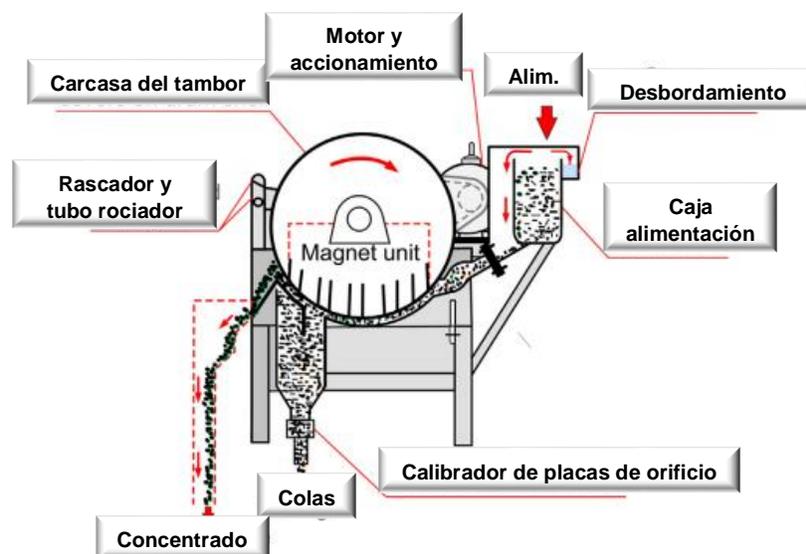


Figura 1. Separador de tambor de baja intensidad de tipo contracorriente (Wills & Finch, 2016).

La Figura 2 muestra un diagrama de flujo del proceso de concentración magnética de magnetita, donde la mena se muele a un tamaño grueso (molienda primaria) que por lo general se efectúa en forma autógena o en molino de barras, seguida de una separación magnética en separadores de tambor (concentración primaria). El concentrado magnético se remuele y se trata nuevamente en separadores de tambor. Este concentrado se puede remoler nuevamente seguido de una tercera etapa de separación. Las colas de cada etapa de separación magnética pueden ser desechadas, o en algunos casos, se tratan por concentradores de cono para recuperar la hematita.

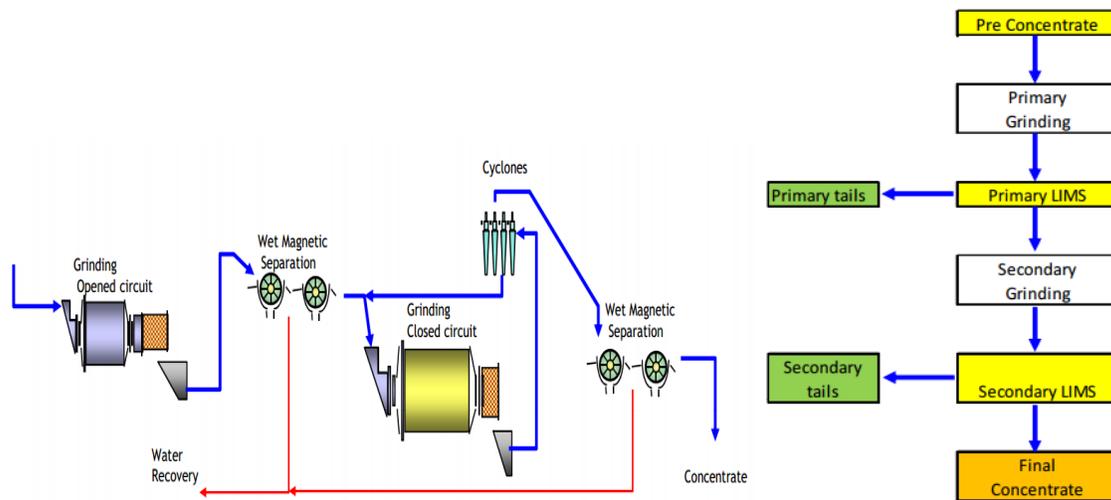


Figura 2. Diagrama de flujo utilizado en Minas Las Truchas durante la etapa de concentración magnética (Bejarano, 2016).

5.3. Remoción de azufre en concentrado de hierro

El azufre, de una manera general, causa problemas técnicos en el acero y sus aleaciones, además ocasiona problemas medioambientales en la refinación de los concentrados de hierro. Debido a la importancia de producir concentrados de hierro con el menor contenido de azufre posible, distintas investigaciones se han enfocado en mejorar los procesos para desulfurizar los concentrados de hierro. La remoción de azufre se realiza principalmente utilizando métodos físicos, fisicoquímicos, químicos o térmicos (Rezvanipour & Mostafavi, 2018).

5.3.1 Ocurrencia del azufre en minerales de hierro

Los minerales de hierro más comunes son la hematita, magnetita, goetita, maghemita, martita y la hidrohematita, siendo los dos primeros los principales. Estos minerales de hierro incluyen elementos de impureza como Si, Al, P, S, Ca, Mg, Na, K, Ti, Mn, Cu, entre otros.

Mayoritariamente, los minerales de hierro presentan altos contenidos de azufre en forma de sulfuros, siendo la pirita y la pirrotita las principales. En la Tabla II, se resume las especies de sulfuros que comúnmente se pueden presentar en minerales de hierro. En la Figura 3, se muestra una fotomicrografía de como se presentan los minerales sulfurados en los óxidos de hierro.

Tabla II. Minerales sulfurados más comúnmente asociados a óxidos de hierro y sus propiedades físicas (Hunt et. al., 1995).

Mineral	Fórmula	Densidad [g cm ⁻³]	Propiedad magnética; Susceptibilidad magnética (<i>n</i>) x 10 ⁻⁶ cgs	
Sulfuros (Fe)	Pirita	FeS ₂	5.01	-
	Marcasita	FeS ₂	4.89	Diamagnético; <i>n</i> ≈ 18 720
	Pirrotita	Fe _{1-x} S	4.61	Ferromagnético
	Troilita	FeS	4.61	Antiferromagnético; <i>n</i> = 5187
	Arsenopirita	FeAsS	4.61	Diamagnético o paramagnético; <i>n</i> = 240
Sulfuros (CuFe)	Calcopirita	CuFeS ₂	4.2	Antiferromagnético; <i>n</i> ≈ 32
	Bornita	Cu ₅ FeS ₄	5.1	Paramagnético, antiferromagnético; <i>n</i> < 197
Sulfuros (Cu)	Calcosina	Cu ₂ S	5.6	Diamagnético
	Covelita	CuS	4.7	Diamagnético; <i>n</i> = -55
Otros sulfuros	Argentita	Ag ₂ S	5.6	Diamagnético; <i>n</i> = -30
	Esfalerita	ZnS	4.0	Diamagnético; <i>n</i> = -25 a -60
	Molibdenita	MoS ₂	4.7	Diamagnético; <i>n</i> = -63 a -77
	Galena	PbS	3.5	Diamagnético; <i>n</i> = -3 a +84
	Oropimente	As ₂ S ₃	3.5	-
	Estibina	Sb ₂ S ₃	4.6	Diamagnético; <i>n</i> = -86
	Cinabrio	HgS	8.1	Diamagnético; <i>n</i> = -55

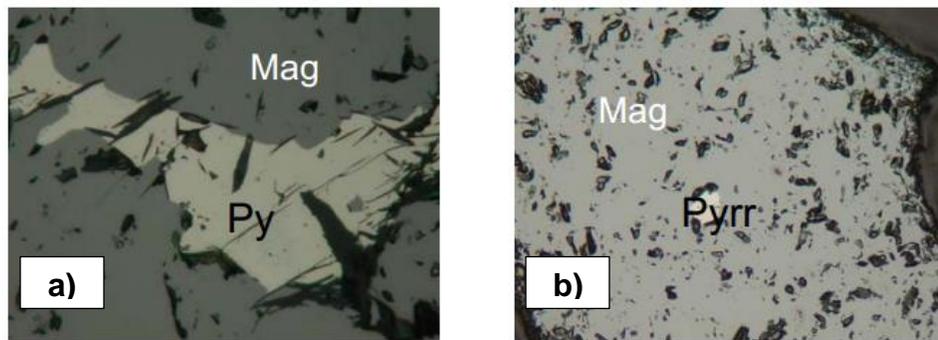


Figura 3. Presencia de especies sulfuradas en magnetita. a) Asociación simple de magnetita (Mag) y pirita (Py). b) Partícula de pirrotita (Pyrr) incluida en matriz de magnetita (Soltanmohammadi et al., 2011).

5.3.2 Procesos hidrometalúrgicos

Los procesos hidrometalúrgicos presentan numerosas ventajas y son relativamente más sencillos que los procesos térmicos: permiten trabajar en un amplio rango de tamaño de partículas, pueden realizarse a condiciones atmosféricas, pueden tratarse menos refractarias y consumos bajos de energía, son sólo algunas de estas (Gupta & Mukherjee, 1990). Los dos principales procesos hidrometalúrgicos para la desulfuración son la lixiviación y la biolixiviación. El primero, tiene la principal ventaja de que el tamaño de partícula no es un parámetro crítico como si lo puede llegar a ser en la flotación, sin embargo, la lixiviación de otras especies de ganga es una de sus principales desventajas. La biolixiviación, por su parte, presenta bajos costos de inversión y operación, el principal aspecto adverso lo es el largo tiempo de residencia, el cual puede ser desde días hasta años (Rezvanipour & Mostafavi, 2018). Es importante mencionar que, hasta ahora, son pocos los trabajos que se han realizado por cualquiera de estos dos métodos.

5.3.3 Procesos térmicos

En los procesos térmicos o de alta temperatura, los sulfuros minerales en menas de hierro pueden ser oxidados en presencia de agentes oxidantes, como lo son el oxígeno y la temperatura, siendo estas dos variables las más importantes del proceso. Este proceso de desulfuración es conocido como tostación.

En estos procesos, **no hay pérdida de hierro**, principal ventaja que tienen sobre el proceso de flotación. Entre otra de las ventajas que presenta la tostación, son los bajos costos de los oxidantes; comúnmente oxígeno, y las temperaturas que se utilizan no son elevadas, ya que, a partir de los 100°C comienza a haber remoción de azufre.

Las reacciones asociadas a la desulfuración de los pellets se pueden dividir en cuatro etapas: la disociación de sulfuros, su oxidación, la formación de sulfatos y la disociación de estos. En regiones de baja temperatura, por encima de los 100°C, la remoción de azufre es proporcional al aumento de temperatura, alcanzando a eliminar de un 30-50%:



En una región intermedia, la desulfuración disminuye hasta la no-remoción de azufre en los pellets. La desulfuración en esta zona es de aproximadamente el 10% y es determinada por el grado de oxidación de los sulfuros y la formación de sulfatos:



Finalmente, en la región de alta temperatura, la oxidación de los sulfuros disminuye y se pronuncia más la disociación de los sulfatos. Alrededor de los 1300°C, la desulfuración es alrededor del 95% (Abzalov et al., 2008).



El principal problema que radica en los procesos térmicos es la descomposición del azufre para la formación de gases contaminantes (SO_x) durante la refinación del hierro, ya que más del 90% de los sulfuros se descarga en forma de SO_2 durante el secado, precalentamiento y en el horno (Voskobónikov et al., 1982).

5.3.4 Procesos físicos

En el procesamiento de minerales de hierro, los procesos físicos aprovechan las diferentes características del mineral como la densidad, forma, magnetismo,

susceptibilidad e hidrofobicidad entre el hierro y la ganga. Entre los procesos más utilizados, resaltan la separación magnética, separación gravimétrica, separación en medio denso (DMS) y separación electroestática.

La separación magnética juega un papel fundamental para el enriquecimiento de minerales de bajo grado de hierro, teniendo las ventajas de poder operar a grandes capacidades, bajos costos operativos y siendo ambientalmente amigable. Para la remoción de minerales de Si, Al, Ca y Mg es realmente útil debido a la baja susceptibilidad magnética que presentan. Sin embargo, la mayoría de los minerales sulfurados presentan susceptibilidad magnética y pueden ser concentrados en campos magnéticos altos. Este problema se presenta principalmente con la pirrotita monoclinica, la cual es ferromagnética, lo que dificulta bastante su separación de la magnetita. Por otro lado, la pirita puede ser separada de la magnetita como fracción no-magnética de la magnetita usando separadores de baja intensidad y de la hematita utilizando separadores de alta intensidad (Rezvanipour & Mostafavi, 2018).

En cuanto a la separación gravimétrica, algunos investigadores (Das et al., 2007) han estudiado su eficiencia para la separación de los sulfuros de los óxidos de hierro, encontrando que no son eficientes por la semejanza que presentan sus densidades.

5.3.5 Procesos fisicoquímicos

La flotación es el principal proceso fisico-químico utilizado para separar especies sulfuradas de óxidos de hierro. Sulfuros, ganga en forma de óxidos y silicatos pueden ser removidos utilizando el proceso de flotación por espuma (Tohry & Dehghani, 2016).

Actualmente, en la industria del hierro, en minerales que presenten altos contenidos de azufre, el hierro es recuperado por una etapa de concentración magnética seguida de una etapa de flotación para la remoción de minerales sulfurados y otras especies de ganga (Panahi et al. 2015). Distintos investigadores han promovido esta técnica para la remoción de azufre en

concentrados de hierro, así como para sus relaves en las presas de jales. En la Tabla III, se resume una serie de investigaciones por distintos autores, los cuales han utilizado este método para la remoción de azufre utilizando diferentes reactivos.

La principal ventaja que presenta este método es su flexibilidad para remover, simultáneamente, distintas variedades de impurezas, lo que ha sido el principal atractivo para la industria del acero. Adicionalmente, el que la composición química de los óxidos de hierro no se altera durante el proceso y que la flotación se pueda utilizar como un proceso subsecuente de la separación magnética, son ventajas a considerar de este proceso sobre los demás.

Por otro lado, al igual que todos los procesos, la flotación presenta ciertas problemáticas o puntos críticos que han vuelto este método objeto de estudio. Entre estas desventajas, se pueden resumir las siguientes (Rezvanipour & Mostafavi, 2018):

- Pérdida de hierro durante el proceso de desulfuración.
- Incapacidad de hacer del producto flotado de sulfuros un subproducto utilizable o comercialmente vendible.
- Dependencia del proceso al tamaño de partícula.
- Necesidad de manejo de residuos o relaves posteriores al proceso de flotación.

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

Tabla III. Estudios previos en lo que se utilizó la técnica de flotación como alternativa para la remoción de azufre.

Autor	Cabeza S, %	Reactivos	Tipo	pH	Remoción S, %
(Yu et al., 2016)	1.64	NaBX	Colector	6	92.5
		(BX) ₂	Colector		
		NaSiF ₆	Activador		
		Aceite de Pino	Espumante		
(Panahi et al., 2015)	4.6	KAX	Colector	4.5	93.23
(Valderrama et al., 2015)	Pirita = 98.7 %	AP 404	Colector	7.9	87.02
		MIBC	Espumante		
		D-250	Espumante		
(Becker et al., 2010)	Pirrotita = 82 %	SNPX	Colector	7	84.0
		CuSO ₄	Activador		
		Sty 504	Depresor		
(Soltanmohammadi et al., 2011)	0.5	KAX	Colector	8	92.24
		MIBC	Espumante		
		Na ₂ SiO ₃	Depresor		
(Benzaazoua, et al. 2000)	2.9	KAX	Colector	9	90.0
		D-200	Espumante		
(Benzaazoua et al., 2017)	8.18	KAX	Colector	10.5	94.0
		SIBX	Colector		
		CuSO ₄	Activador		
		MIBC	Espumante		
		CMC	Depresor		
(Nakhaei & Irannajad, 2017)	1.06	PAX	Colector	8.5	83.5
		CuSO ₄	Activador		
		MIBC	Espumante		

Durante la etapa de flotación como técnica para la desulfuración, dos de los principales parámetros que tiene un efecto significativo para la flotación de sulfuros lo son el pH y el ORP; el pH controla la flotación selectiva de sulfuros de los óxidos de hierro, el ORP afecta la adsorción química del colector en la superficie de la partícula y su estado de oxidación (Rezvanipour & Mostafavi, 2018).

5.4. Flotación por espuma

5.4.1 Mecanismos de la flotación por espuma

La flotación en espuma aprovecha las diferencias en las propiedades físico-químicas de la superficie de las partículas minerales. Después del tratamiento con reactivos, las diferencias en las propiedades superficiales de los minerales que contiene la pulpa de flotación son aparentes y para que pueda haber flotación, una burbuja de aire se debe unir a una partícula de mineral y elevarla hasta la superficie del agua. El proceso se aplica únicamente a partículas relativamente finas, ya que, si son demasiado grandes, la fuerza de boyanza partícula-burbuja será menor que el peso de la partícula y, por tanto, la burbuja deja caer su carga.

La actividad en la superficie de un mineral en relación con los reactivos usados en la flotación depende de las fuerzas de contacto ejercidas sobre esta misma superficie. Estas generan un ángulo de contacto (θ), el cual es el ángulo de contacto de la burbuja de aire con la superficie de la partícula medida a través del medio acuoso. Las fuerzas que tienden a separar una partícula y una burbuja son mostradas en la Figura 4.

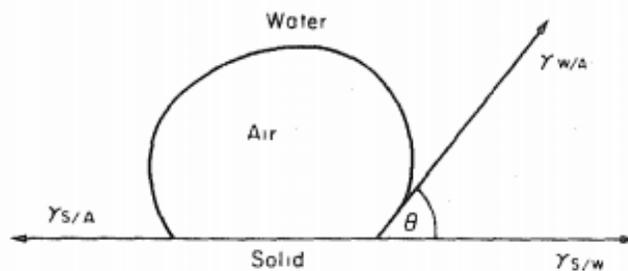


Figura 4. Ángulo de contacto (θ) entre la burbuja y la partícula sólida en un medio acuoso (Wills B. A., 1992).

Las tres fases en equilibrio: burbuja, superficie de la partícula y medio acuoso se describen respecto a sus fuerzas de tensión en la ecuación de Young:

$$\gamma_{S/A} = \gamma_{S/W} + \gamma_{W/A} \cos \theta \quad (5)$$

La fuerza necesaria para romper la interfase entre partícula-burbuja se denomina fuerza de adhesión ($W_{S/A}$), y es igual al trabajo requerido para separar la interfase sólido-aire y producir nuevas interfases aire-agua y sólido-agua.

$$W_{S/A} = Y_{W/A} + Y_{S/W} - Y_{S/A} \quad (6)$$

Combinado con la ecuación (5), se obtiene:

$$W_{S/A} = Y_{W/A} (1 - \cos \Theta) \quad (7)$$

Entre mayor sea el ángulo de contacto, mayor será la fuerza de adhesión entre partícula y burbuja, lo que volverá al sistema más resistente a fuerzas que puedan alterarlo. Entonces, la flotabilidad de un mineral aumenta conforme mayor sea el ángulo de contacto; minerales con un ángulo de contacto grande por lo general son aerofílicos.

En la concentración por flotación, el mineral normalmente es transferido a la espuma o fracción flotante, dejando la ganga en la pulpa o las colas. Esta es la flotación directa, opuesta a la flotación inversa, en la cual la ganga o impureza se separa en la fracción flotada.

Las burbujas de aire solamente se adhieren a las partículas minerales si estas desplazan agua de la superficie mineral, lo cual únicamente sucede si el mineral repele en cierta medida al agua o es hidrofóbico. En la Figura 5, se muestra el comportamiento de las partículas hidrofóbicas e hidrofílicas durante la flotación. Una vez que las burbujas de aire alcanzan la superficie, únicamente pueden continuar sosteniendo la partícula mineral si forman una espuma estable; de otro modo revientan y cae la partícula mineral. Para alcanzar estas condiciones, es necesario usar numerosos reactivos químicos, como lo son los colectores, espumantes, depresores, activadores, entre otros (Ranney, 1980).

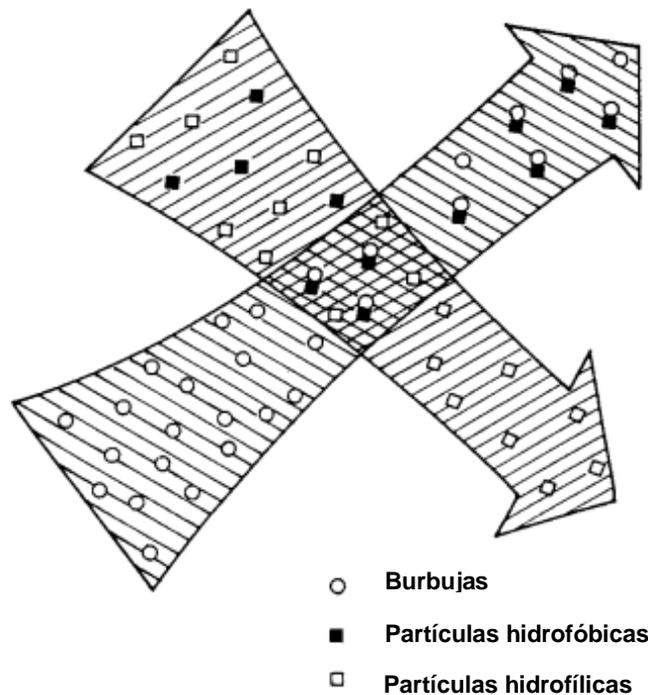


Figura 5. Esquema que muestra la separación de las partículas hidrofóbicas de las hidrofílicas durante la flotación (Laskowski, 2001).

5.4.2 Reactivos de flotación por espuma

La mayor parte de los minerales en estado natural, no son repelentes al agua, por lo que es conveniente agregar reactivos o agentes químicos de flotación a la pulpa con el propósito de lograr un grado de control de las características de las interfaces. Se puede decir que los reactivos de flotación son el componente y la variable más importante del proceso.

Usualmente los reactivos de flotación son clasificados en tres grandes grupos, siendo este último el más extenso, e incluye, una vasta cantidad de sustancias, tanto inorgánicas como orgánicas (Crozier, 1992; Bulatovic, 2007).

1. Colectores: son agentes que reaccionan con la superficie del mineral y los vuelven hidrofóbicos o aerofílicos, creando condiciones de reducción de la

energía libre superficial del mineral hidratado. De manera general, se clasifican como colectores aniónicos y colectores catiónicos.

1. Espumantes: son reactivos que activan superficialmente y estabilizan la formación de una cama de espuma inducida por aire. Los espumantes más comunes son alcoholes que son ligeramente solubles en agua.
2. Modificadores: se utilizan para la regulación de las condiciones adecuadas para la acción selectiva de los colectores, siendo el pH un parámetro crítico para la flotación selectiva de los minerales.
 - 3.1. Activadores: interactúan con la superficie mineral alterando su naturaleza química, promoviendo la interacción con el colector. Para ciertos minerales un pretratamiento con un activador es necesario para la adecuada interacción colector-mineral.
 - 3.2. Depresores: alteran la superficie mineral para prevenir o impedir la acción del colector. Son utilizados para deprimir ciertos minerales y así promover la flotación selectiva de otras especies. El control de la adición del depresor es un parámetro importante en la flotación selectiva.

La cantidad usada de los diferentes reactivos de flotación varía dependiendo del mineral a flotar y sus impurezas. Por lo general, suelen usarse pequeñas cantidades de reactivos. En algunos casos, un incremento en la dosificación puede causar efectos diferentes a los esperados, por ejemplo, un incremento en la cantidad de colector probablemente ocasioné la flotación de partículas minerales no deseadas, ello debido a que las partículas conforman racimos entre ellas, acarreado o llevando consigo partículas de ganga. La Tabla IV resume una lista de reactivos y sus consumos (Solvay, 2017).

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

Tabla IV. Reactivos y su dosificación, Solvay (Solvay, 2017).

PRODUCTOS	MATERIALES A FLOTAR	PRINCIPALES COMPONENTES QUÍMICOS	DOSIFICACIÓN RECOMENDADA PARA INICIO DE PRUEBA	PUNTO DE DOSIFICACIÓN
AERO 3302	Cu	Alquil-O-(n-amil) xantato, Alcohol pentílico	Dosificar 2 g/t por cada 0.1 % de Cu en cabeza y en el caso de que se use otro colectores como primario se recomienda disminuir la dosis por debajo de la mitad	100% al molino o repartirlo entre el molino y el tanque acondicionador
AERO 3477	Cu	Ditiofosfato diisobutil sódico, Hidróxido de sodio		
AERO 3894	Cu	Thionocarbamate de Isopropylethyl, Isopropanol		
AERO 4037	Cu	Thionocarbamate de Isopropylethyl, Ditiofosfato diisobutil sódico, Di sec butil-ditiofosfato de sodio		
AERO 5100	Cu	Allyl alkyl thionocarbamate		
AERO XD 2000	Cu	Monotiofosfatos, ditiofosfato disobutil, thionocarbamate		
REAGENT S8222	Cu	Tinocarbamate, litiofosfato y alcohol pentílico		
REAGENT S8944	Cu	Tinocarbamate modificado		
AERO-7279	Cu	Ditiofosfato diisobutil sódico, N-Alil-O-Isobutil Tionocarbamate.		
AERO 3730	Cu	Compuesto de Dithiocarbonate, Sulfuro de sodio, Hidrosulfuro de sodio, Isopropanol.		
AEROFLOAT 208	Cu - Au - Ag	Hidróxido de sodio, Acido dietilditiofosfórico, sal de sodio, hidrolizados, Di sec butil-ditiofosfato de sodio	2 g/t por cada 0.1% de Cu en cabeza.	50% al molino y 50% acondicionador
AEROFLOAT 238	Cu - Au - Ag	Hidróxido de sodio, Di sec butil-ditiofosfato de sodio		
AERO XD-5002	Cu - Au - Ag	Tionocarbamate modificado	Dosificar 1 g/t por cada 0.1% de Cu o del elemento donde se encuentre encapsulado el Au, es bueno para minerales oxidados	Dosificar 100 % al molino
MAXGOLD MX 900	Cu - Au - Ag	Tionocarbamate modificado		
AERO MX 505	Cu - Au - Ag	Tionocarbamate modificado con aminas		
AERO MX 510	Cu - Au - Ag	Tionocarbamate modificado con aminas		
AERO MX 515	Cu - Au - Ag	Tionocarbamate modificado con aminas		
AERO MX 520	Cu - Au - Ag	Tionocarbamate modificado con aminas		
AERO MX 525	Cu - Au - Ag	Tionocarbamate modificado con aminas		
AERO MX-2410	Mo	Metil Isobutil Carbinol e Hidrocarburos	Dosis 10 g/t por cada 0.01% Mo	Primario 70% Agotativo 30%
AERO MX-	Mo - Cu	Metil Isobutil Carbinol,		

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

2413		Hidrocarburos y Tionocarbamato modificado		
AERO 6493 Hidroxamato	Óxidos	Ácido Decanoico, Metanol, Alcoholes y Ácido Caprílico	Dosis 3 g/t por cada 0.1% de óxido	Agregar al molino o después de ver flotado los sulfuros
AERO 6494 Hidroxamato	Óxidos	Ácido Decanoico, Metanol, Butanol y Acido Caprílico		
AEROFLOAT 241	Pb - Ag - Au	Ácido cresílico (cresol), Sal de amonio de ácido dicresilditio-fosfórico, Hidróxido de amonio	2 g/t por cada 0.1 % de Pb en cabeza y en el caso de que se use otro colectros como primario se recomienda disminuir la dosis a por lo menos la mitad.	Se recomienda 80% al molino 20% al agotativo
AEROFLOAT 242	Pb - Ag - Au	Sal de amonio de ácido dicresilditio-fosfórico, Ácido cresílico, Hidróxido de amonio		
AEROFLOAT 25	Pb - Ag - Au	Ácido Dicresilditiofosfórico y Acido Cresílico		
AEROFLOAT 31	Pb - Ag - Au	Ácido Dicresilditiofosfórico y Acido Cresílico		
AEROFLOAT 7310	Pb - Ag - Au	Sal de amonio de ácido dicresilditio-fosfórico, Hidróxido de amonio		
AEROPHINE 3418A	Pb - Ag - Au	Disobutil-ditiofosfinato de sodio	1.0 - 1.5 g/t por cada 0.1% de Pb	Acondicionamiento 100%
AEROPHINE 3419	Pb - Ag - Au	Disobutil-ditiofosfinato de sodio		
AEROPHINE 3416	Pb - Ag - Au	Disobutil-ditiofosfinato de sodio, Ditiofosfato diisobutil sodico, Monotiofosfato diisobutil sódico		
AEROPHINE 3407	Pb - Ag - Au	Disobutil-ditiofosfinato de sodio y Sal de amonio de ácido dicresilditio-fosfórico		
REAGENT S7583	Pb - Cu	Disobutil-ditiofosfinato de sodio, Sulfuro de Triisobutylphosphine y Diisopropil ditiofosfato de sodio	1.5 g/t por cada 0.1% de Pb + 0.1% de Cu	Acondicionamiento 100%
AERO 404	Pb - Cu - Zn - Au - Ag	Di sec butil-ditiofosfato de sodio, Mercaptobenzo-tiazol sódico	1- 1.5 g/t por cada 0.1% de elemento de interes considerando que el Au y la Ag estan asociados a estos elementos	Se recomienda 80% al molino 20% al agotativo
AERO 407	Pb - Cu - Zn - Au - Ag	Mercaptobenzo-tiazol sódico, Hidróxido de sodio, Ditiofosfato diisobutil sódico		
AERO 412	Pb - Cu - Zn - Au - Ag	Ditiofosfato diisoamil sódico 11.5%, Mercaptobenzo-tiazol sódico 23.5%, Hidróxido de sodio 0.5%		
AERO 7291 (pulpas ácidas)	Pb - Cu - Zn - Au - Ag	Polyalkyl xanthogen formate (muy usado en la flotación de Pb/Ag de residuos de lixiviación de Zn)		
AERO 3473	Pb - Cu - Zn - Au - Ag	Ditiofosfatos, Sulfuros inorgánicos, Hidróxido de sodio, Dialquil Ditiocarbamato	Sustitutos de Xantato 3 g/t por cada 0.1% del	Se recomienda 70% al molino 30% al agotativo

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

AERO 3739	Pb - Cu - Zn - Au - Ag	Benzotiazol, Sulfuros inorgánicos, Hidróxido de sodio, Dialquil Ditiocarbamato	elemento de interes	
AERO MX 5160	Pb - Cu - Zn - Au - Ag	Ditiofosfatos, Sulfuros inorgánicos, monotiofosfato, tionocarbamato modificado, Dialquil Ditiocarbamato		
AERO 3477	Zn	Ditiofosfato diisobutil sódico, Hidróxido de sodio	Dosificar 1.5 g/t por cada 0.1 % de Zn en cabeza	Se recomienda 70% al molino 30% al agotativo
AERO 3894	Zn	Thionocarbamate de Isopropylethyl, Isopropanol		
AERO 4037	Zn	Thionocarbamate de Isopropylethyl, Ditiofosfato diisobutil sódico, Di sec butil-ditiofosfato de sodio		
AERO 5100	Zn	Allyl alkyl thionocarbamate		
AEROFLOAT 211	Zn	Hidróxido de sodio, Di-isopropil ditiofosfato de sodio		
REAGENT S8222	Zn	Tionocarbamato, litiofosfato y alcohol pentílico		
REAGENT S8944	Zn	Tionocarbamato modificado		
AERO-7279	Zn	Ditiofosfato diisobutil sódico, N-Alil-O-isobutil tionocarbamato		
AERO-7048	Zn	Sal de Ditiofosfato formulada en isobutanol y 2-butanol		
AERO 3730	Zn	Compuesto de Dithiocarbonate, Sulfuro del sodio, Hidrosulfuro de sodio, Isopropanol		
AERO 6697	Au - Ag	Monotiofosfatos		
CYQUEST DP-6	Dispersante	Poliacrilato de sodio, Hidroxido de Amonio	Dosis recomendada 80 g/t	Dosificar 100 % al molino
AEROFROTH 68	Espumante Fuerte	Éter metílico de dipropilenglicol (mezcla de isómeros)	Dosis 20 g/t, se sigue agregando gradualmente para ver el efecto más favorable para su flotación, además se sugiere repartir la dosis en varios puntos para evitar arrastre de insolubles	Repartir dosis en acondicionador, primario y agotativo
OREPREP F-507	Espumante Fuerte	Mezcla de poliglicoles		
OREPREP X-95	Espumante Intermedio	Mezcla de Glicoles con MIBC		
OREPREP F-582	Espumante Intermedio	Mezcla de alcoholes, aldehídos pesados, ésteres y glicoles		
AEROFROTH 70	Espumante selectivo	Metil Isobutil Carbinol (MIBC)		
AERFROTH 76A	Espumante selectivo	2-Etilhexanol		
AEROFROTH AF 88 (2EX)	Espumante selectivo	2-Etilhexanol		

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

OREPREP X-133	Espumante selectivo	Mezcla de alcoholes, aldehídos pesados, ésteres y glicoles		
OREPREP F-501	Espumante selectivo	Mezcla de alcoholes, aldehídos pesados y ésteres		
OREPREP F-549	Espumante selectivo	Mezcla de poliglicoles		
AERODRY AD-100	Ayuda filtro	Sulfosuccinato dioctil de sodio en mezcla de etanol	80 - 200 g/t secada	Tanque regulador o cajón de bombeo
AERODRI AD-104	Ayuda Filtro	Sulfosuccinato dioctil de sodio en mezcla de etanol		
AERO 801	SiO ₂ , SiO ₂ + Al ₂ O ₃	Aceite mineral, Acido sulfónico, petróleo, sales de sodio		
AERO 825	SiO ₂ , SiO ₂ + Al ₂ O ₃	Sulfonato dodecil bencénico de sodio, ácido sulfónico, petróleo y sales de sodio		
AERO 830	SiO ₂ , SiO ₂ + Al ₂ O ₃	Diisobutil-ditiofosfinato de sodio	30 - 50 g/t	100% al acondicionamiento
AERO 825	SiO ₂ , SiO ₂ + Al ₂ O ₃	Sulfonato dodecil bencénico de sodio, ácido sulfónico, petróleo y sales de sodio		
AERO 845	SiO ₂ , SiO ₂ + Al ₂ O ₃	Sulfosuccinamato tetrasodium (Dicarboxilethyl y Octadecenyl)		
AEROMINE 3000F	SiO ₂	Aminas Alquil sebáceo, acetatos, etilhexanol (para flotación catiónica de micas y arenas)		
AEROMINE 3030C 172 KG	Espumante selectivo		150 g/t	100% al acondicionamiento
AEROMINE 3030C	SiO ₂	Aminas Alquil sebáceo, acetatos, etilhexanol (para flotación cationica de micas y arenas)		
AERO 704	Fe ₂ O ₃ - CaF ₂	Surfactantes, Ácidos Grasos tall oil		
AERO 727	Fe ₂ O ₃ - CaF ₂	Ácido Sulfónico, petróleo, sales de sodio, triethylene glicol, monobutyl ether y aceite mineral blanco	50 g/t	100% al acondicionamiento
AERO 633	Depresor de Carbón	Mezcla de polímero carbohidratado y anilina		
AERO 7263	Depresor de Insoluble	Poliacrilamida modificada con metabisulfito de sodio y sulfato de amonio		
AERO 7260	Depresor de Pirrotita	Poliacrilamida modificada con metabisulfito de sodio		
AERO 8860	Depresor de Talco	Poliacrilamida modificada con metabisulfito de sodio y Metracrilato Hidroxietileno		
AERO 7261	Depresor de Zn	Poliacrilamida modificada con metabisulfito de sodio y sulfato de amonio	Dosis recomendada 35 g/t para iniciar prueba y de acuerdo a resultados hacer ajustes	Dosificar en molino y limpiadoras según se observe el mayor beneficio.

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

ACOPHOS 950	Depresor Fosforo	Poliacrilamida modificada con metabisulfito de sodio		
OREPREP D-202	Anti-espumante	Anti-espumante		
CYFLOC A-110 aniónicos	Floculante	Poliacrilamida aniónica	El floculante se prepara del 0.1 - 0.2 % y se dosifica de 1 - 2 lts por cada 1000 m3	Dosificar en las colas de la flotación o directamente al tanque espesador
CYFLOC A-130 aniónicos	Floculante	Poliacrilamida aniónica		
CYFLOC N-100 no aniónicos	Floculante	Poliacrilamida no iónica (pulpas ácidas)		

5.4.3 Equipo de flotación

Una máquina de flotación es el equipo requerido para llevar a cabo el proceso de flotación. Estas proporcionan las condiciones hidrodinámicas y mecánicas para que pueda llevarse a cabo la flotación. Las cuatro principales funciones de un tanque o celda de flotación son:

1. Introducir la corriente de aire y dispersarla en finas burbujas en la pulpa.
2. Crear un ambiente donde incremente las probabilidades de colisión entre las burbujas y las partículas en la pulpa.
3. Mantener una cama de espuma estable.
4. Proporcionar suficiente espuma para remover la masa de mineral a flotar.

El equipo de flotación se divide en dos principales tipos: celdas neumáticas y mecánicas, siendo estas últimas las más usadas en la industria (Gupta & Yan, 2006). En una celda mecánica de flotación, un rotor o rodete agita la pulpa y dispersa aire inducido en pequeñas burbujas manteniéndolas en suspensión. El aire puede ser inducido por el rotor o puede ser introducido a la base de este por un soplador externo. Estas máquinas de flotación comúnmente son compuestas por una serie de celdas idénticas, de manera que una celda reciba el bajo flujo (en una flotación convencional, las colas) como alimentación. A este conjunto de celdas idénticas se le conoce como banco de flotación. Normalmente, se usan entre 4-12 celdas, esto permite aumentar el tiempo de residencia de las partículas, dándole a las partículas más oportunidad de ser colectadas y arrastradas hasta la espuma.

La mezcla de burbujas y pulpa asciende por medio de la agitación continua del impulsor y permite formar la cama de espuma. Conforme las burbujas se mueven hacia la parte superior de la celda, el amontonamiento de estas genera un rebose, cierto tipo de celdas son asistidas con un paleteado mecánico para la remoción de la espuma. En la Figura 6, se muestra el fundamento de flotación de una celda de flotación mecánica, arriba mencionado.

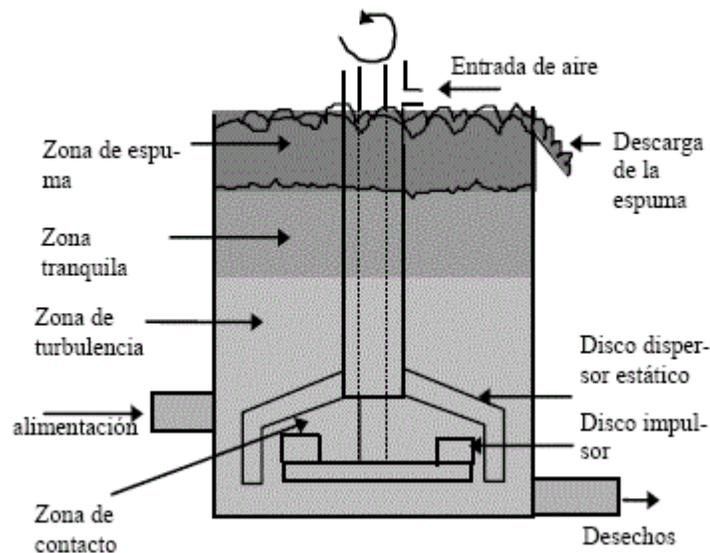


Figura 6. Fundamento de operación de una celda de flotación mecánica (Zapata-Velázquez & Zapata-Velázquez, 2004).

5.4.4 Circuitos de flotación

La flotación es llevada a cabo de manera continua, operando celdas en serie en bancos de flotación. Esto incrementa el tiempo de flotación, dando mayor oportunidad a que el acoplamiento partícula-burbuja pueda darse, los tiempos de residencia van desde los 5 hasta los 15 minutos. La combinación de un número de celdas en serie permite la colección de diferentes productos, por ejemplo, las partículas liberadas, en general, flotan más rápidamente que las partículas compuestas, por lo que un concentrado de un alto grado puede ser colectado desde la primera celda y las celdas posteriores producirán una espuma con una calidad media. Comúnmente, el grado del concentrado recuperado en una etapa

de flotación no es suficientemente alto y requiere de otras etapas de flotación, limpias.

El proceso de flotación es llevado a cabo generalmente en tres etapas: primario (rougher); agotativo (scavenger) y limpias (cleaner o recleaner). La serie de celdas donde la concentración de reactivos es máxima y que producen la primera parte del concentrado es conocida como la etapa primaria. Las colas de esta etapa que seguramente siguen conteniendo valores deseados, pasan al siguiente banco de flotación conocido como agotativo (scavenger). El concentrado obtenido en la etapa primaria pasa a ser tratado en la etapa de limpias, donde se obtiene un mayor grado en el concentrado final. El concentrado del agotativo y las colas de las limpias, pasan a ser parte de la alimentación de la etapa primaria. Las colas de la sección agotativa son las colas finales del proceso (Subba Rao, 2011).

5.5. Flotación sulfuros

Los sulfuros son las especies minerales que más se concentran por el proceso de flotación, ello principalmente en razón a las distintivas características que poseen, tales como: ser conductores de electrones; desarrollar un potencial cuando se encuentran en solución; la fácil oxidación de su superficie con el oxígeno disuelto y que sus superficies metálicas forman compuestos hidrofóbicos. Los sulfuros, comúnmente recuperados por flotación, como su nombre lo indica son compuestos constituidos por el anión S^{2-} y un metal pesado: Cu^+ , Cu^{2+} , Pb^{2+} , Zn^{2+} , Hg^+ , Sb^{3+} , Bi^{3+} ; un metal de transición Fe^{2+} , Co^{2+} , Ni^{2+} ; o metales nobles como Ag^+ , Au^+ y Mo^{4+} .

Se ha demostrado que diferentes minerales sulfurados presentan flotabilidad natural y pueden ser flotados sin la necesidad de un colector. Estos minerales que presentan flotabilidad natural, como la molibdenita (MoS_2), se debe a la ruptura de enlaces débiles y al no tener afinidad por las moléculas polares de agua, se adhieren fácilmente a las burbujas de aire. Otros minerales, bajo reacciones químicas producen azufre elemental, volviéndolos naturalmente flotables (Fuerstenau & Jameson, 2007).

Distintos estudios se han centrado en el producto de la oxidación de la superficie de las especies sulfuradas y que es afectado principalmente por el potencial de la pulpa y el pH, así como el tiempo. Se ha demostrado que la reducción del oxígeno como un proceso catódico es fundamental para las reacciones electroquímicas que suceden en la superficie de las especies sulfuradas y varía según la especie mineral. La reducción del oxígeno afecta la oxidación de las partículas, así como su interacción con el colector (Zhang et al., 2004).

5.6 Flotación de pirita

Estudios previos han demostrado que la pirita puede ser flotada en presencia de colectores sulfhídricos, siendo la especie xantato la principal responsable de su flotación. Los estudios de flotación de Fuerstenau et al. (1968), mostraron los efectos de pH, concentración de xantato y adición del ion ferroso (Fe^{3+}), concluyendo que la adsorción del dixantógeno es la responsable de la flotación de la pirita, siendo la especie predominante, formada en la superficie por la interacción con el xantato (Janetski et al., 1977).

El dixantógeno es formado por la oxidación anódica del xantato sobre la superficie de la pirita, acoplada ésta con la reducción catódica del oxígeno adsorbido:



Donde X^- representa el ion xantato y X_2 representa el ion dixantógeno. Debido a que los sulfuros son buenos conductores eléctricos, la transferencia de electrones ocurre a través de los sólidos, siendo la reacción global la siguiente:



Además, una adición de dixantógeno conduce a la flotación, recuperaciones altas en regiones de pH bajo, y recuperaciones parciales en regiones de media alcalinidad. Se especula que la formación de $Fe(OH)X_2$ o $Fe(OH)_2X$ puede ser la causante de un incremento en la hidrofobicidad e incremento en la recuperación a pH 8-10. Una completa disminución en la recuperación en la pirita a pH entre 4.5

y 6.5 puede ser debido a la eliminación particular de las especies de xantato, como se observa en la Figura 7. Este comportamiento obviamente es dependiente de las cantidades relativas de Fe^{3+} y X^- ; asociado seguramente con la formación del complejo $\text{Fe}(\text{OH})\text{X}^+$.

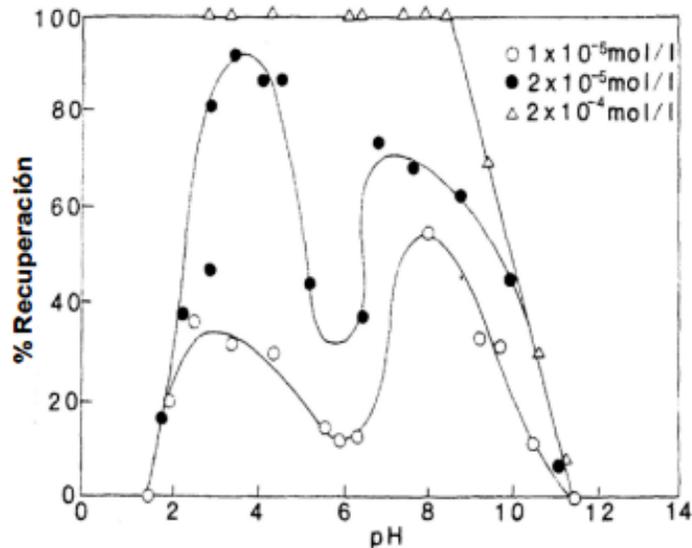


Figura 7. Recuperación de pirita en relación con el pH, con diferentes concentraciones de xantato etílico de potasio XEP (Fuerstenau et al., 1968).

Cálculos termodinámicos para el sistema xantato-pirita demostraron que en un rango de pH de 5-8, el xantato hidroxil férrico $\text{Fe}(\text{OH})_2\text{X}$ predomina entre las especies (Wang et al., 1989; Wang & Forssberg, 1991). Por encima de un pH de 11, el dixantógeno es inestable con respecto al ion xantato. La adsorción cae por debajo de un pH de 5, esto se cree debido a la descomposición del ácido xántico (Gaudin, 1957).

5.6.1 Efecto del ORP

Mecanismos electroquímicos son responsables de varios fenómenos que suceden durante la flotación, cambios en la superficie debido a la oxidación, interacción con otros componentes, adsorción del colector y precipitación de iones metálicos. El potencial de óxido-reducción en la solución es el principal causante de esto. El potencial óxido-reducción es una mezcla de potenciales de reacciones anódicas y catódicas que ocurren en la superficie del mineral (Buswell et al., 2002).

El potencial óxido-reducción juega un papel crítico durante la flotación de especies sulfuradas influenciando las reacciones que suceden en la superficie del mineral. Los parámetros que determinan el potencial de la pulpa son: el potencial óxido-reducción, oxígeno disuelto y pH (Heyes & Trahar, 1979). Un ambiente reductor u oxidante puede ser manipulado para obtener una respuesta de flotación óptima. En años recientes, la medición del potencial de la pulpa junto con la clásica medición del pH se ha ido ampliando en la flotación industrial para un adecuado control operacional, lo que ha permitido disminuir el consumo de reactivos (Johnson & Munro, 1988).

El comportamiento electroquímico de la piritita ha sido de considerable importancia en tres principales áreas, flotación de sulfuros complejos, aplicaciones hidrometalúrgicas y en el drenaje ácido. Su comportamiento se ilustra en la Figura 8, en donde se muestra un diagrama Eh-pH para el sistema $\text{FeS}_2\text{-H}_2\text{O}$.

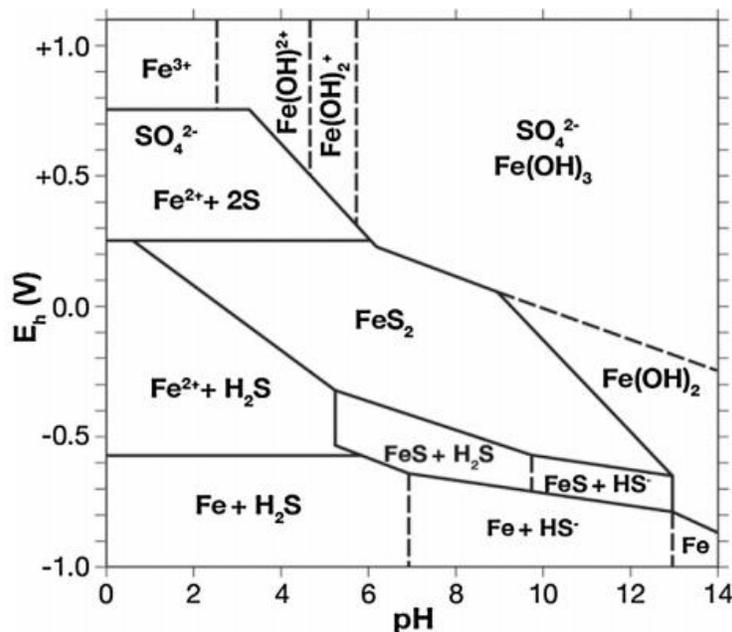


Figura 8. Diagrama Eh-pH para el sistema $\text{FeS}_2\text{-H}_2\text{O}$ a 25°C y a una concentración de 10^{-5} M para las especies disueltas (Kocabag et al., 1990).

En el diagrama, se muestran las posibles fases que se forman de la especie mineral. En regiones débil y moderadamente oxidadas, desde un pH neutral hasta uno alcalino, se presentan especies férricas en la pirita, las cuales son hidrofílicas.

5.7 Oxidación de superficies en sulfuros metálicos y su efecto en la flotación

Las especies de sulfuros metálicos son susceptibles a la oxidación cuando son expuestas al medio ambiente o a soluciones acuosas. Aunque se ha indicado que una oxidación moderada sobre la superficie de los sulfuros favorece su flotación, una fuerte oxidación cubre la superficie del mineral con una capa de productos hidrofílicos, principalmente óxidos e hidróxidos metálicos, que conllevan a una menos efectiva adsorción de los colectores, provocando así, una disminución en la flotabilidad del mineral (Buckley et al., 2003).

La oxidación de especies minerales como pirita, calcopirita, galena, pirrotita y esfalerita, suceden principalmente durante el proceso de molienda, debido a las condiciones químicas prevalecientes. En la Figura 9, se presenta un mecanismo propuesto de posibles reacciones de oxidación sobre la especie pirita. La flotabilidad de la pirita es dependiente de las corrientes galvánicas generadas durante molienda. La corriente es relativa a la concentración de hierro oxidado (Huang & Grano, 2005).

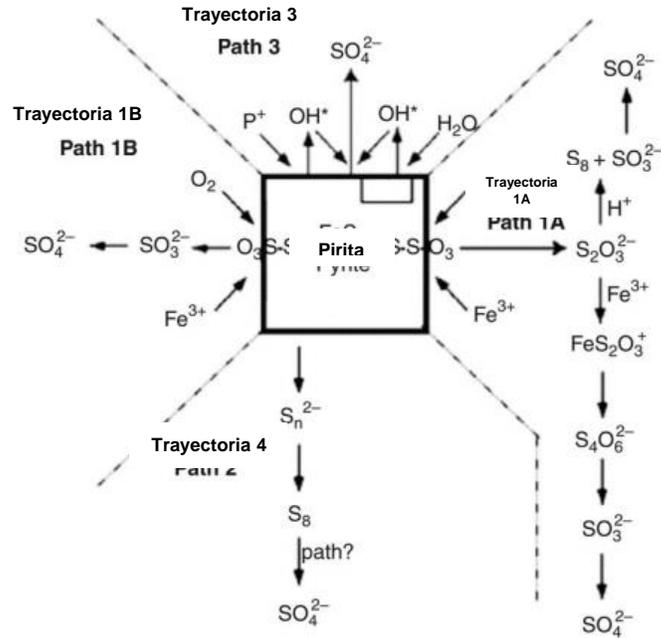


Figura 9. Representación esquemática de las posibles reacciones de oxidación en la especie pirita. (1A) Separación del ion tiosulfato. (1B) Ruptura del enlace S-S, liberando sulfito y oxidando la superficie. (2) Formación de sulfuro-polisulfuro-azufre elemental. (3) Defecto fotoquímico que oxida el azufre elemental en sulfuro (Murphy & Strongin, 2009).

En el caso de la pirrotita, entre más activo sea el metal componente del molino, su flotabilidad disminuirá debido a la formación de hidróxido de hierro (Adam & Iwasaki, 1984). Se reportó que la flotabilidad de la pirrotita se dificulta si el mineral es molido en un molino de hierro al carbono, mientras que esto no sucede al molerlo en un molino de porcelana o de acero inoxidable. Esto se atribuyó a las interacciones electroquímicas entre el medio molidor y el mineral, las cuales incrementan la oxidación de la pirrotita (Cline & Rosas, 1975).

Heidel y Tichomirowa (2011) indicaron la preferencia de incorporar oxígeno de las moléculas de agua que oxígeno molecular sobre el sulfato durante la oxidación de la pirita en presencia de grandes concentraciones del ion férrico. La disolución de pirita disminuye al aumentar la concentración de sulfatos y de iones ferrosos (Nicol et al., 2013).

El ácido sulfúrico producto de la oxidación de la pirita es un gran contribuidor a los problemas medioambientales, debido al drenaje ácido que este provoca cuando es almacenado en las presas de jales (Chandra & Gerson, 2011).

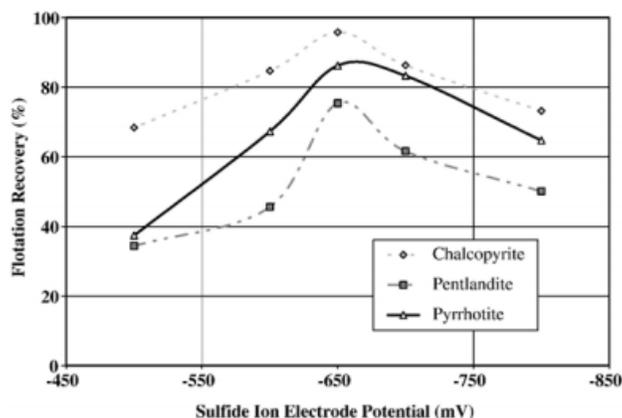
5.7.1 Restauración en la flotabilidad de la pirita

El potencial Redox de la solución es el parámetro más crítico y directamente correlacionado con la velocidad de oxidación. Diversos estudios se han enfocado en el control del potencial Redox para monitorear la reducción del ion férrico, controlando así la velocidad de oxidación del mineral (May et al., 1997; Ruitenberb et al., 1999; Chandra & Gerson, 2010).

La alternativa que se ha propuesto para poder contrarrestar las bajas recuperaciones que presentan los sulfuros con superficies oxidadas es la sulfurización. Este proceso consiste en la adición del ion hidrosulfuro (HS^-) como agente reductor para la activación de la superficie de una partícula que se encuentra oxidada. Los agentes reductores capaces de llevar potenciales de pulpa debajo del nivel requerido son compuestos oxi-sulfuros (United States of America Patente nº US 6,170,669 B1, 2001), los cuales se disocian en un medio acuoso, teniendo como fórmula general:



La Figura 10, muestra el efecto de la sulfurización para restablecer la flotabilidad de tres diferentes minerales oxidados, obteniendo una máxima flotabilidad en un potencial reductor de - 650 mV.



REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

Figura 10. Efecto de la sulfurización en la flotación de sulfuros (tratamiento ultrasónico y SIBX = 1.37×10^{-3} M) (Newell et al., 2007).

Mientras ambas fases, pirita y pirrotita se encuentran en condiciones bajamente sulfurizadas, la fase pirita es más abundante cuando se presentan condiciones altamente sulfurizadas (Newell et al., 2007). En la Figura 11, se muestra el diagrama Eh-pH de la especie pirrotita, donde se aprecia que su estabilidad en condiciones sulfurizadas se presenta a pH entre 7-9 y a potenciales menores a -0.350 V (SHE).

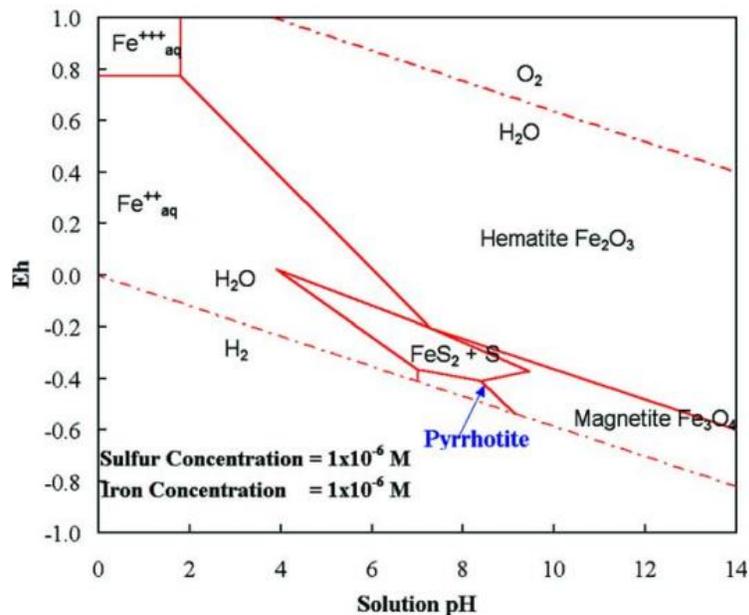


Figura 11. Estabilidad de las regiones para óxidos y sulfuros de hierro en solución acuosa a 25°C, 1 atm y concentraciones de S = 1×10^{-6} M y Fe = 1×10^{-6} M para las especies disueltas (Garrels & Christ, 1990).

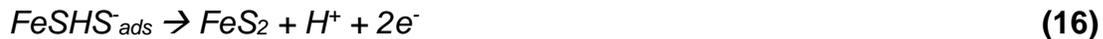
Se considera que la mayoría de los iones ferrosos (Fe^{2+}) se oxidan a iones férricos (Fe^{3+}), estos se adsorben o precipitan sobre la superficie.



El hidróxido férrico también absorbe iones hidrosulfuro, formando una fase de pirrotita en la superficie:



Si la fase pirrotita sigue adsorbiendo iones hidrosulfuro, esta fase pasará a convertirse a una fase de pirita, donde sucederá la reducción del ion férrico (Newell et al., 2007):



6. METODOLOGÍA

La metodología del presente proyecto, para la reducción de azufre de un concentrado de hierro proveniente de Kazajistán de la compañía minera Arcelor Mittal mediante flotación consistió:

Primeramente, en la caracterización química y mineralógica del concentrado de hierro, para esto se determinaron las concentraciones químicas (ensayos, leyes,

tenores) de los elementos presentes, así como también, la identificación de especies mineralógicas de valor y las especies que componen los contaminantes.

Una vez realizada la caracterización mineralógica del concentrado de hierro, se procedió a realizar una serie de pruebas de flotación para la remoción de las especies sulfuradas presentes en el concentrado, donde se definieron las mejores condiciones de eliminación de estas especies. Los parámetros estudiados mediante una celda de flotación de aire forzado fueron: pH de la pulpa, potencial de oxido-reducción de la pulpa, dosificación de colector y tiempo de flotación.

6.1 Muestra mineral

La muestra mineral de concentrado de magnetita proporcionado por la compañía Arcelor Mittal, al cual se le llamará concentrado Kazajistán, proviene de un proceso de concentración magnética mediante tambores rotatorios de baja intensidad, específicamente proviene de la segunda etapa de concentración.

Se recibieron 4 cubetas de 50 litros con un peso total de 80 kg con el concentrado seco y desgrumado. Sin embargo, las 4 cubetas fueron mezcladas, homogenizadas y cuarteadas mediante la técnica de paleo y coneo para obtener muestras de 1 kg.

Enseguida, se realizó un análisis granulométrico utilizando las mallas 270#, 325#, 400# y 635#. Previamente se deslamó el material en húmedo utilizando la 635# para evitar que las partículas más finas tapasen los tamices. El material +635# fue tamizado en seco desde la malla 270#. El concentrado presentó un K_{80} de 39 μm . La Tabla V presenta el análisis químico de cabeza de la muestra problema.

Tabla V. Composición química de la muestra de cabeza utilizada durante las pruebas de flotación.

Composición	%Fe _T	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%CaO	%MgO	%P	%TiO ₂	%K ₂ O	%MnO	%C	%S
Contenido, %	65.91	4.05	0.77	0.61	0.36	0.02	0.08	0.05	0.16	0.06	1.35

6.2 Análisis químico

Los análisis químicos de cabeza, concentrados y colas se llevaron a cabo en el Laboratorio de Investigación y Caracterización de Minerales y Materiales (LICAMM) en el Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología de la Universidad de Guanajuato, por espectrometría de fluorescencia de rayos-X, Nex CG Rigaku. Las muestras fueron analizadas por fierro total (Fe_T), cuarzo (SiO_2), alúmina (Al_2O_3), óxido de calcio (CaO), óxido de magnesio (MgO) y azufre (S).

6.3 Caracterización mineralógica

La caracterización de una porción representativa de muestra del concentrado de hierro utilizado en este trabajo incluyó análisis químicos, difracción de rayos X, microscopía de luz polarizada y microscopía electrónica de barrido, determinándose composición química y mineralógica del concentrado, así como identificación y grado de liberación de las especies mineralógicas portadoras de azufre.

6.3.1 Difracción de rayos X

Para la identificación de fases mineralógicas presentes en el concentrado Kazajistán mediante difracción de rayos X, se utilizaron dos muestras: 1) mineral de cabeza y 2) muestra de colas de flotación con una concentración mayor de azufre a la de cabeza. Como equipo Se utilizó un difractómetro de rayos-X RIGAKU-Ulma IV, de lámpara de cobre que produce una longitud de onda de 1.54 Armstrong. El análisis de difracción se llevó a cabo con un barrido de 10° hasta 120° a una velocidad de $5^\circ/\text{min}$, con un voltaje de 30 V. Este estudio se realizó en la Universidad de Wuhan, China.

6.3.2 Microscopía de luz polarizada

Para determinar la liberación de las especies de azufre se realizó un análisis modal del concentrado mediante el microscopio de luz polarizada; Eclipse, modelo MA200. La información obtenida permitió confirmar las fases

mineralógicas presentes, la liberación relativa y absoluta, y los tipos de asociaciones.

Para realizar el estudio, la muestra del concentrado Kazajistán fue tamizada con mallas 270, 325, 400, 635 y – 635, enseguida, cada fracción de tamaño fue montada en resina epoxi de lento fraguado. Posteriormente, las probetas fueron desbastadas y pulidas hasta un terminado espejo para su observación y análisis en el microscopio de luz polarizada.

El análisis modal se realizó mediante el conteo de partículas libres y asociadas de las especies mineralógicas con mayor relevancia en la muestra, las cuales son: magnetita, pirita, pirrotita y ganga silicosa (cuarzo y otros silicatos).

6.3.3 Microscopía electrónica de barrido

Para el análisis de liberación de la fracción más fina, - 635#, esta se observó en el Microscopio Electrónico de Barrido (MEB), *modelo JEOL6010/LA* de presión variable equipado con EDS (Energy Dispersive System), el cual permite aumento de 5x hasta 300,000x, lo que, permite observar la asociación que presenta la pirita a dicho tamaño de partícula. El analizador EDS permite realizar análisis químicos en forma puntual presentándose los resultados en forma de espectro y una composición en peso de los elementos presentes en la parte analizada. Con esos datos, y mediante cálculos estequiométricos es posible identificar los minerales presentes en la muestra en el estudio.

La muestra para el estudio fue perfectamente homogenizada y montada en resina epoxi de lento fraguado. La probeta fue preparada hasta lograr un acabado espejo. Posteriormente, la superficie de la probeta se recubrió con oro para hacerla conductora. Este último proceso se realiza a alto vacío.

6.4 Remoción de especies sulfuradas mediante flotación

Para el estudio de remoción de especies sulfuradas del concentrado de magnetita se utilizó una celda de flotación convencional de aire forzado (marca *FLSmidth Ltda*, modelo FTM100, véase Figura 12).



Figura 12. Celda de flotación convencional marca FLSmidth Ltda, modelo FTM100.

Las variables y parámetros estudiados fueron: pH, ORP, dosificación de colector y el tiempo de flotación. Estas permitieron analizar su relación en cuanto:

- 1) La remoción de S y SiO₂ en el concentrado final,
- 2) el grado de S y SiO₂ en el concentrado final,
- 3) la pérdida de Fe en el material flotado y
- 4) la cinética de flotación de las especies sulfuradas.

En la Tabla VI lista los reactivos utilizados durante la experimentación, así como la concentración a la que fueron utilizados y la marca/proveedor.

Tabla VI. Reactivos utilizados durante la experimentación.

Reactivo	Función	Fórmula química	Concentración	Marca
Xantato amílico de potasio (XAP)	Colector	CH ₃ (CH ₂) ₄ OCS ₂ K	1% P/V	Química Teutón
Metil isobutil carbinol (MIBC)	Espumante	C ₆ H ₁₄ O	Concentrado	Solvay

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

Sulfato de cobre	Activador	CuSO ₄	5% P/V	<i>Alkemin</i>
PROL 40R	Promotor	Desconocido	Concentrado	<i>Proambiente del Bajío</i>
Almidón cáustico	Depresor	(C ₆ H ₁₀ O ₅) _n	2% P/V	<i>Grado comercial</i>
Hidróxido de sodio	Modificador pH	NaOH	2M	<i>Grado comercial</i>
Ácido clorhídrico	Modificador pH	HCl	Concentrado	<i>Grado comercial</i>
Sulfhidrato de sodio	Modificador ORP	NaHS	10% P/V	<i>Grado comercial</i>
Peróxido de hidrógeno	Modificador ORP	H ₂ O ₂	10% P/V	<i>Grado comercial</i>

Para la medición del ORP, se utilizó un electrodo de referencia Ag/AgCl (*modelo Oakton 150 pH/mV*). Los equipos de medición de pH y ORP fueron calibrados con soluciones buffer momentos antes de iniciar la experimentación, usando en cada caso estándares certificados.

El procedimiento general de las pruebas de flotación fue el siguiente: en la celda de flotación con volumen de 3 L, se preparó la pulpa a un 28.41% de sólidos en peso a partir de muestras de 1 kg y se aplicó una agitación mecánica de 400 RPM. Una vez dispersada la pulpa, se ajustó, primeramente, el pH y a continuación el ORP, dejándolo en acondicionamiento por 5 minutos. Estas dos variables se continuaron controlando y regulando a lo largo de la prueba. Una vez ajustado las condiciones de la pulpa, se agregó la cantidad correspondiente de colector y de igual manera, se acondicionó por 5 minutos. Posterior al colector, se añadió el promotor en una dosificación de 108 g/ton, acondicionándose también, por 5 minutos. Finalmente, se adicionó el espumante en una concentración de entre 10-15 ppm, equivalente a 30 g/ton. Inmediatamente agregado el espumante, se aumentó la agitación mecánica hasta 600 RPM y se ajustó el aire suministrado a una razón de 8 L/min ($J_g = 2.07$ cm/s). Se flotó la muestra por un tiempo de 3 minutos. Al final de cada prueba se colectaron tres muestras, una de cabeza, el material flotado (correspondiente a las colas del proceso) y un concentrado. Las muestras de cabeza, concentrado y cola fueron filtradas, secadas y preparadas

para su posterior análisis químico. A partir de los pesos y análisis químicos se determinó la recuperación de Fe, S y SiO₂ en las colas y concentrados.

7. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

7.1 Caracterización química y mineralógica del concentrado Kazajistán

Los resultados obtenidos en el análisis químico por fracción y la distribución de los contenidos se muestran en la Tabla VII y en la Tabla VIII, respectivamente. El análisis del concentrado presenta un grado en la cabeza de 65.91% Fe_T, 1.35% S y 4.05% SiO₂. La concentración o grado de S se considera elevado para enviar al proceso de aceración, por otro lado, el análisis de la distribución de los contenidos nos permite observar que poco más de la mitad del azufre se encuentra en fracciones inferiores a 20 μm. De igual manera, el Fe y los otros compuestos que componen la ganga, se presentan en su mayoría en tamaños de partícula inferiores a 20 μm.

Tabla VII. Análisis químico por fracción de tamaño de partícula del concentrado Kazajistán.

Fracción de tamaño, μm	Peso, %	Ensaye, %					
		%Fe _T	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%CaO	%MgO	%S
+53	5.80	65.51	4.13	0.61	0.91	0.25	2.90
-53 +45	3.74	67.17	2.43	0.37	0.52	0.20	2.67
-45 +38	12.10	68.86	1.87	0.26	0.46	0.15	1.88
-38 +20	14.57	68.78	1.84	0.25	0.46	0.15	0.86
-20	63.79	64.66	5.05	1.02	0.65	0.46	1.15
Cabeza calculada		65.91	4.05	0.77	0.61	0.36	1.35
K₈₀	39 μm						

Tabla VIII. Distribución de contenidos en el concentrado.

Fracción de tamaño, μm	Peso, %	Distribución, %					
		%Fe _T	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%CaO	%MgO	%S
+53	5.80	5.76	5.92	4.61	8.65	4.10	12.42
-53 +45	3.74	3.81	2.24	1.80	3.19	2.09	7.37
-45 +38	12.10	12.65	5.59	4.10	9.14	5.11	16.81
-38 +20	14.57	15.21	6.63	4.75	11.00	6.11	9.21
-20	63.79	62.58	79.62	84.75	68.02	82.59	54.19
	100	100	100	100	100	100	100

La caracterización mineralógica del concentrado Kazajistán, realizada mediante difracción de rayos y técnicas de microscopía de luz polarizada y electrónica de barrido, identificó las principales especies sulfuradas que generan el alto grado de azufre, la asociación de éstas con los minerales de hierro y la liberación en el concentrado final. En el estudio se utilizaron dos muestras: 1) mineral de cabeza y 2) colas de flotación.

La Figura 13 muestra el difractograma de cabeza, identificándose 3 especies mineralógicas: magnetita como principal especie de interés económico y, cuarzo y aluminosilicatos (saponita) como especies que componen la ganga. En la muestra de cabeza no fue posible la identificación de especies sulfuradas.

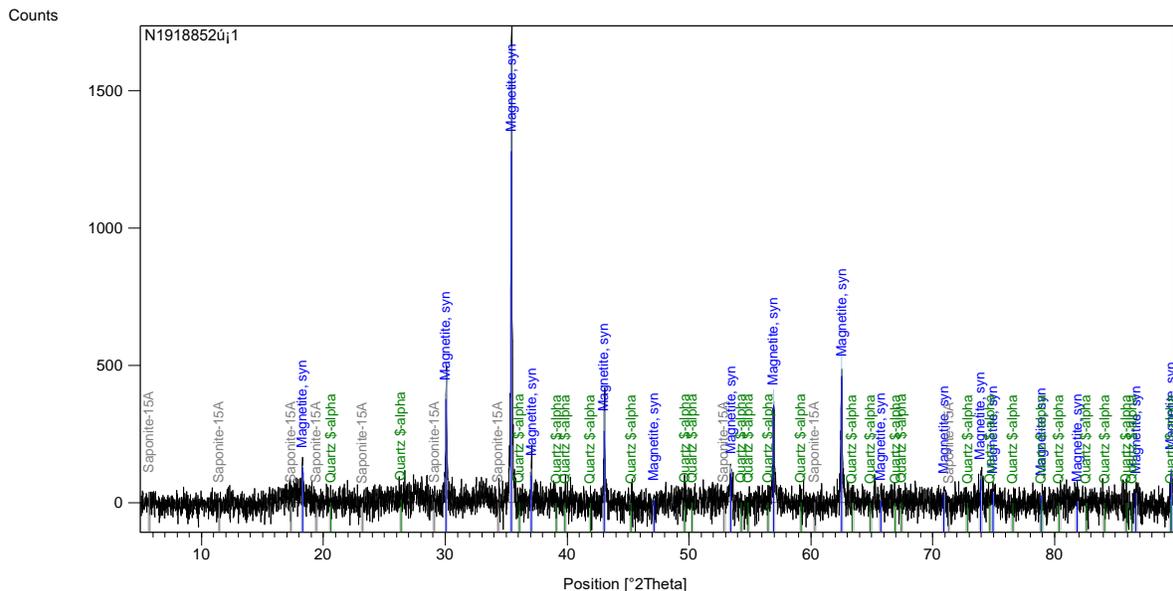


Figura 13. Difractograma de cabeza de concentrado Kazajistán.

La Figura 14 muestra el difractograma de las colas de flotación, lográndose identificar dos especies principales: magnetita y pirita.

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

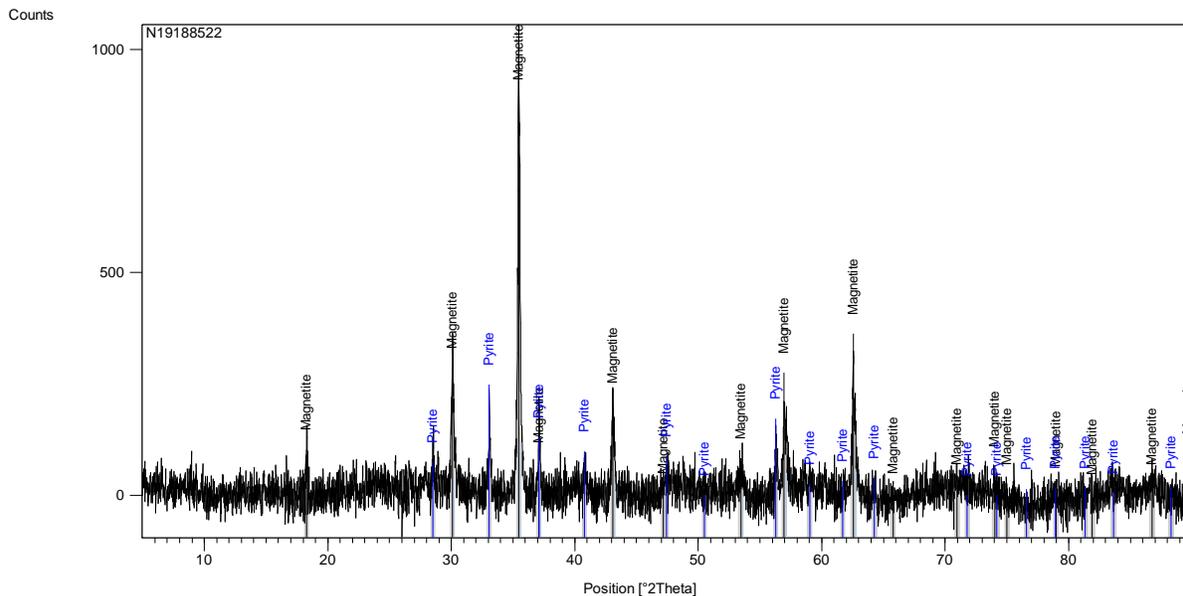


Figura 14. Difractograma de colas de flotación.

En un principio, se tenía la idea de que la principal especie de ganga sulfurada en el concentrado de hierro era pirrotita monoclinica, esto debido a que presenta propiedades magnéticas, por lo que es común su presencia como impureza en los concentrados de hierro. La Tabla IX resume los tres picos de mayor intensidad de los minerales magnetita, pirita, pirrotita hexagonal y monoclinica. Esto coincide con las especies mineralógicas identificadas en los difractogramas de las Figuras 13 y 14. Este método de identificación de especies a través de sus picos de mayor intensidad, es conocido como el Método Hanawalt (Cullity & Stock, 2014).

Tabla IX. Comparación de la intensidad de los picos de magnetita, pirita y pirrotita.

Mineral	2θ		
	d ₁	d ₂	d ₃
Magnetita	35.45	62.58	57.01
Pirita	56.29	33.04	37.07
Pirrotita (hexagonal)	43.98	30.10	33.99
Pirrotita (monoclinica)	43.98	33.99	30.10

d_1 = pico más intenso
 d_2 = segundo pico más intenso
 d_3 = tercer pico más intenso

Para corroborar la identificación de la pirita como principal especie sulfurada en el concentrado Kazajistán, se procedió a su identificación mediante microscopía de luz polarizada. Así, a través de la observación de las muestras en el microscopio se concluyó que la principal especie es la pirita y en menor proporción, especies de pirrotita y calcopirita.

En las Figuras 15, 16, 17, 18 y 19 se muestran fotomicrografías de las distintas fracciones de tamaño del concentrado. Se puede apreciar que la principal especie de hierro es la magnetita y en menores cantidades la hematita (se identificó por sus reflexiones internas de color rojo); como principal especie sulfurada y portadora de azufre, la pirita (distinguida por su color blanco brillante), y en menor cantidad, algunas partículas de pirrotita (distinguida por su color amarillo) y calcopirita (distinguida por su fuerte color amarillo), lo cual concuerda con las fases identificadas en el difractograma de rayos X. Como ganga no magnética, están los silicatos y los aluminosilicatos, identificándose como partículas de color grisáceo.

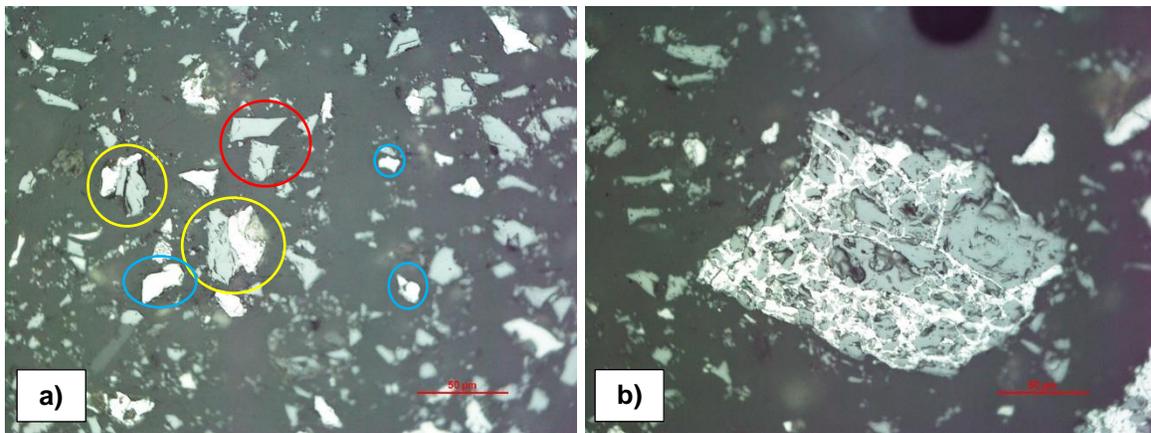


Figura 15. Fotomicrografía de la fracción +270# de concentrado en microscopio de luz polarizada: a) Partículas de pirita libres y en asociación binaria y diseminada con magnetita, 200x; b) Intercrecimiento complejo entre pirita-magnetita, 500x. Partículas libres de pirita en círculo azul; partículas de magnetita libre en círculo rojo; partícula asociada entre magnetita y pirita en círculo amarillo.

Analizando la fracción +270# (Figura 15), se puede observar que, en su mayoría, tanto la magnetita como la pirita se presentan libres y, en menor proporción en asociación simple y diseminada. Estas últimas, son la principal causa de que la pirita no pueda ser eliminada durante el proceso de concentración con tambores magnéticos rotatorios. La asociación pirita-magnetita ocasiona que se magnetice toda la partícula y finalmente se adhiera a la superficie del tambor magnético rotatorio.

De igual manera, en la fracción +325# (Figura 16), se observa que, la pirita se encuentra tanto de manera libre como asociada, presentándose cada vez más en asociaciones más complejas.



Figura 16. Fotomicrografía de la fracción +325# de concentrado de cabeza, microscopio luz polarizada, 500x. Círculos azules señalan partículas de pirita libre, así mismo el círculo amarillo representa una asociación entre magnetita y pirita.

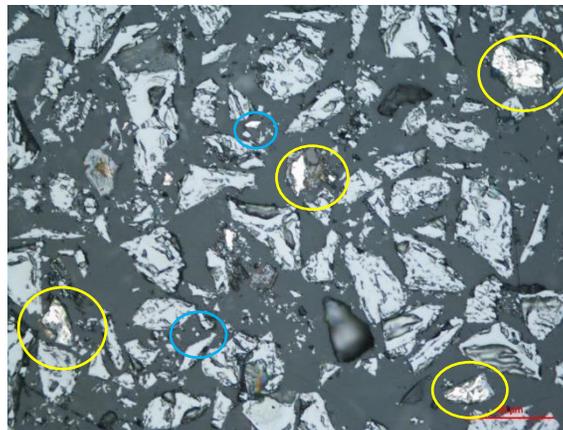


Figura 17. Fotomicrografía de la fracción +400# de concentrado de cabeza en microscopio de luz polarizada, 500x. El círculo azul representa a una partícula de pirita libre, así mismo el círculo amarillo representa una asociación entre magnetita y pirita.

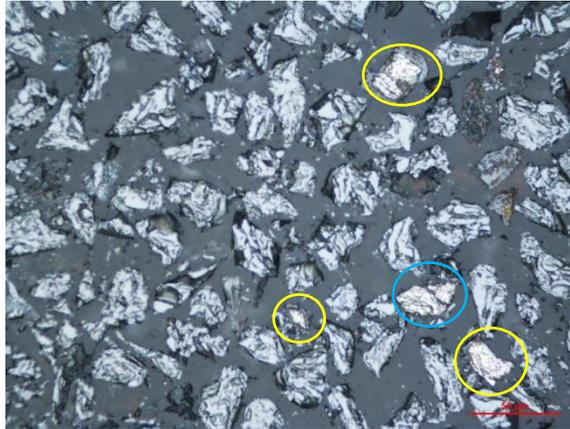


Figura 18. Fotomicrografía de la fracción +635# de concentrado en microscopio de luz polarizada, 500x. El círculo azul representa a una partícula de pirita libre, así mismo el círculo amarillo representa una asociación entre magnetita y pirita.



Figura 19. Fotomicrografía de la fracción -635# de concentrado de cabeza en microscopio de luz polarizada, 1,000x. El círculo azul representa a una partícula de pirita libre, así mismo el círculo amarillo representa una asociación entre magnetita y pirita.

A partir de las fracciones +400#, +635# y -635# (Figuras 17, 18 y 19 respectivamente), se observa que, la pirita forma, en su mayoría, asociaciones con las partículas de magnetita, en las que se muestra que las partículas de pirita presentan a su alrededor, pequeñas porciones alargadas de magnetita, lo que

puede significar que su depositación o crecimiento se dio dentro de una matriz de magnetita y durante la conminución no fue posible su total liberación. Este hecho, explica la presencia de la especie pirita en los concentrados de hierro, ya que, como se mencionó anteriormente, se magnetiza la partícula por la asociación que presenta con la magnetita, causando su adhesión al tambor rotatorio. Además, esta asociación que presentan las partículas, da por hecho que, al flotar las partículas de pirita, esto conllevará una pérdida de hierro magnético durante la flotación.

En la Figura 20, se muestra las fotomicrografías realizadas al material flotado, para apreciar la manera en que se encuentran las especies sulfuradas que son colectadas durante la flotación.

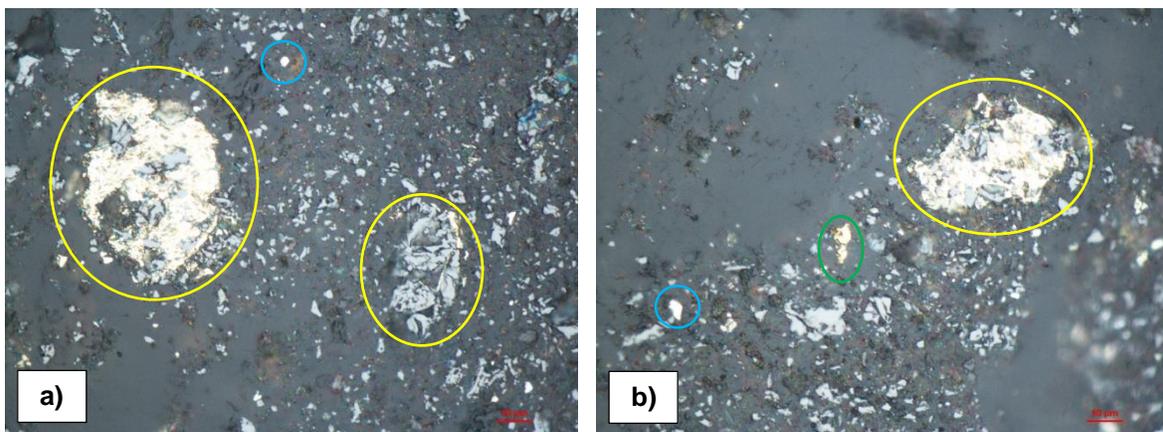


Figura 20. Fotomicrografías del material flotado en microscopio de luz polarizada, 1,000x. a) Partícula con intercrecimiento complejo entre pirita-magnetita y partícula con asociación simple magnetita-pirita. b) Partícula libre de pirita, partícula libre de calcopirita y partícula de pirita-magnetita. El círculo azul representa a una partícula de pirita libre, el círculo amarillo representa una asociación entre magnetita-pirita y el círculo verde representa una partícula de calcopirita.

Por medio del microscopio electrónico de barrido se identificaron como especies sulfuradas la pirita y la pirrotita. La pirrotita únicamente se logró identificar en el microscopio electrónico de barrido por medio de análisis puntuales.

En la Figura 21, se muestra una fotomicrografía de la fracción -635#, donde se puede apreciar una partícula de pirrotita encapsulada en una matriz de magnetita.

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

La Figura 22 muestra la fotomicrografía realizada al material flotado donde se muestra una partícula de pirita encapsulada en una matriz de magnetita. Es posible la coexistencia de las fases pirita y pirrotita, lo cual se atribuye durante la cristalización de la pirrotita a grandes temperaturas (Zavašnik, 2016).

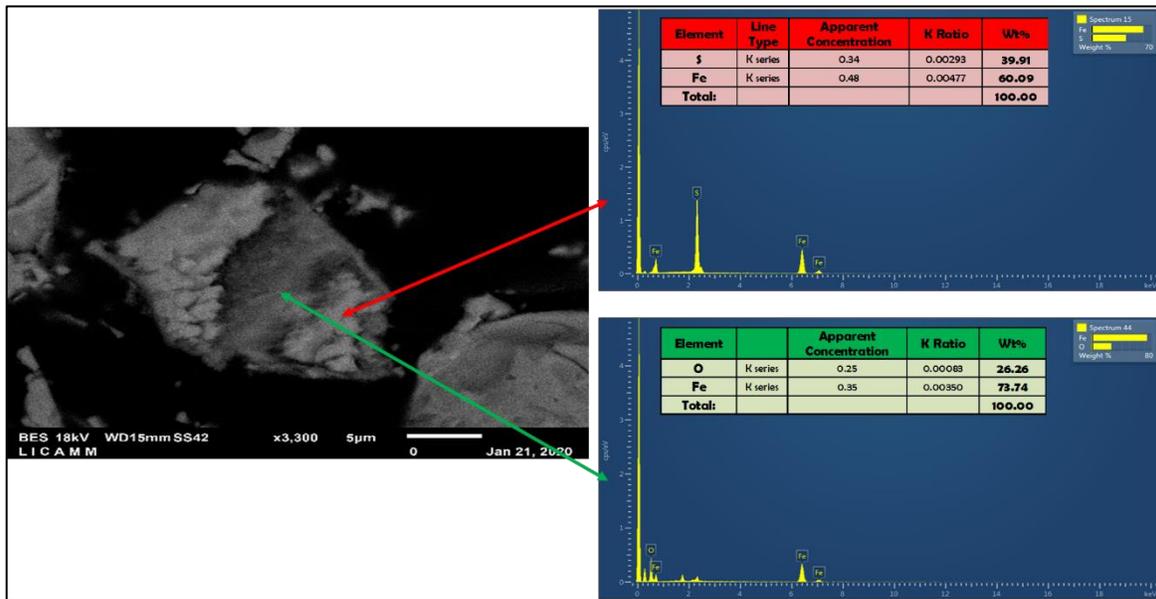


Figura 21. Fotomicrografía de la fracción -635# del concentrado de cabeza en el microscopio electrónico de barrido (3,300x) y espectros del análisis químico puntual. La flecha roja representa la partícula de pirrotita, de igual manera la flecha verde representa la partícula de magnetita.

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

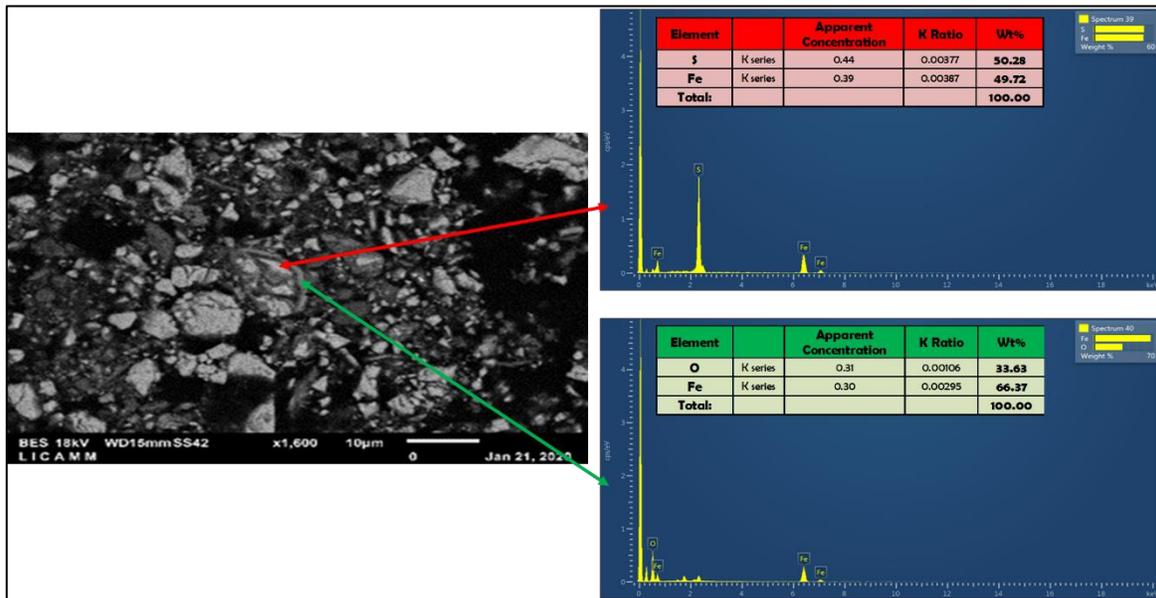


Figura 22. Fotomicrografía del material flotado en el microscopio electrónico de barrido (1,600x) y espectros del análisis puntual. La flecha roja representa la partícula de pirita, así mismo la flecha verde representa la partícula de magnetita.

De estas fotomicrografías, se realizó un análisis modal para determinar la liberación relativa y absoluta de las principales fases mineralógicas. La Tabla X muestra la liberación relativa y absoluta de magnetita, pirita y ganga silicosa.

Tabla X. Liberación relativa y absoluta de magnetita, pirita y ganga silicosa en el concentrado Kazajistán.

Fracción de tamaño, μm	Liberación Relativa, %			Distribución, %			Liberación Absoluta, %		
	Fe_3O_4	FeS_2	Silicatos	Fe_3O_4	FeS_2	Silicatos	Fe_3O_4	FeS_2	Silicatos
+ 270	90.93	75.89	81.84	5.87	12.42	5.02	5.34	9.43	4.11
-270+325	92.10	73.98	84.36	3.90	7.37	2.42	3.59	5.45	2.04
-325+400	95.41	61.21	71.14	12.80	16.81	4.62	12.21	10.29	3.29
- 400+635	96.78	47.01	69.58	15.73	9.21	7.36	15.23	4.33	5.12
- 635	97.05	74.13	70.50	61.71	54.19	80.58	59.89	40.17	56.81
				100	100	100	96.25	69.67	71.37

Como se puede observar en la Tabla X, contrario a lo que sucede en la liberación para menas minerales de metales base o preciosos, en las que, la liberación es inversamente proporcional al tamaño de partícula, es decir, conforme disminuye su tamaño de partícula suele aumentar la liberación de este, la pirita se comporta de una forma opuesta, por lo que, a tamaños de partícula más gruesos es cuando se presenta su mayor liberación, como se observa en sus fracciones +270# y +325#, teniendo liberaciones de 75.89% y 73.98% respectivamente. Por otro lado, observando las siguientes tres fracciones, +400#, +635# y -635#, la liberación es realmente baja, siendo esta en promedio de 60.78%, lo que implica una dificultad y limita su remoción a un cierto valor. De igual manera, los silicatos tienen un comportamiento similar, disminuyendo su liberación al disminuir su tamaño de partícula, teniendo una liberación absoluta de 71.37%.

7.2 Remoción de azufre mediante flotación

7.2.1 Efecto del pH

La primer variable estudiada en el presente proyecto para la remoción de especies sulfuradas fue el pH de la pulpa. En la determinación del efecto del pH de la pulpa se mantuvieron constantes condiciones experimentales, como: dosificación de colector XAP 150 g/Ton, espumante MIBC 30 g/Ton, depresor almidón caustico 350 g/Ton, agitación mecánica 600 RPM de la celda de flotación, el flujo de aire suministrado a 8 L/min, porcentaje de sólidos en peso de 28.41% y un tiempo de flotación de 3 minutos.

Se evaluaron 4 diferentes valores de pH: 4, 6, 8 y 10. Como modificador de pH se utilizó NaOH a una concentración de 2 M, el pH natural de la pulpa tiene un pH natural de 2. A continuación, en la Tabla XI, se muestran el grado del concentrado final y la recuperación de Fe_T , S y SiO_2 en el material flotado (colas) en función del pH de la pulpa.

Tabla XI. Grado en el concentrado final y recuperación de Fe_T, S y SiO₂ en el material flotado en función del pH.

PRUEBA	pH	EFECTO DEL pH					
		Grado en el Concentrado, %			Recuperación en las Colas, %		
		Fe _T	S	SiO ₂	Fe _T	S	SiO ₂
PE-1	4	68.66	1.16	2.86	6.94	25.10	15.52
PE-2	6	68.66	1.15	2.97	4.09	21.92	10.91
PE-3	8	68.51	1.19	2.91	8.45	22.13	15.43
PE-4	10	68.17	1.16	2.88	7.23	26.29	17.35

Los resultados mostrados en la Tabla XI se ilustran en forma gráfica en la Figura 23, observándose que a pH's alcalinos, entre 8-10, se presenta una remoción promedio de azufre de 23%. Además, también se observa que el pH alcalino de 10, presenta la mayor remoción de S y SiO₂, no obstante, debido a la relación inversa que tienen recuperación-calidad, se incrementa la pérdida de Fe en el material flotado. Estos tres compuestos; como se observa en sus tendencias numéricas y/o gráficas, presentan un comportamiento similar a lo largo del estudio del efecto del pH. También es posible apreciar que, el comportamiento de la flotación de la pirita es congruente con lo mencionado en la literatura, es decir, esta muestra una buena flotabilidad en un amplio rango de pH's, pero, tiene una caída a pH de 6 (Fuerstenau et al., 1968). Tomando esto como base, y al igual que los estudios de Soltanmohammadi et al. (2011), las siguientes pruebas se realizarán a pH alcalino de 8.5.

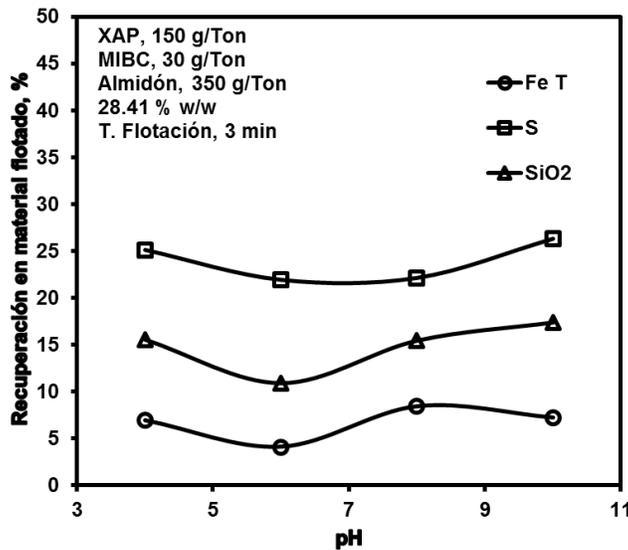


Figura 23. Recuperación de Fe_T, S y SiO₂ en función del pH.

7.2.2 Consumo óptimo de colector

Evaluado el efecto del pH sobre la remoción de especies sulfuradas, se procedió a valorar la dosificación del colector. Para el caso, se utilizó xantato amílico de potasio en las dosificaciones de 100, 150, 200, 250 y 300 g/Ton. El efecto de la adición de colector se evaluó considerando las mismas variables que en la prueba anterior a excepción del pH de la pulpa, el cual, como se hizo observar en párrafos anteriores, se mantuvo constante e igual a 8.5. La Tabla XII, muestra el grado del concentrado final y las recuperaciones de Fe_T, S y SiO₂ en el material flotado (colas) en función de la dosificación del xantato amílico de potasio.

Tabla XII. Grado en el concentrado final y recuperación de Fe_T, S y SiO₂ en el material flotado de en función de la adición de XAP a un pH de 8.5

EFECTO DEL COLECTOR							
PRUEBA	Dosificación, g/t	Grado en el Concentrado, %			Recuperación flotado, %		
		Fe	S	SiO ₂	Fe	S	SiO ₂
P CO 1	100	68.41	0.94	2.87	5.35	19.36	13.43
P CO 2	150	68.51	1.19	2.91	8.45	22.13	15.43
P CO 3	200	68.95	0.96	2.93	3.99	17.21	10.91
P CO 4	250	68.44	0.93	2.86	5.83	21.22	14.77
P CO 5	300	68.88	0.96	2.88	8.66	25.00	19.11

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

Las flotaciones realizadas con dosificaciones de 150 y 300 g/Ton presentan las mayores remociones de azufre del concentrado de hierro, siendo de 22.13% y 25.00%, respectivamente. En cuanto al SiO₂, su remoción nuevamente es similar, siendo de 15.43% y 19.11% respectivamente. En cuanto al azufre, el duplicar la dosificación de colector de 150 a 300 g/Ton sólo reduce 2.87 unidades porcentuales, por lo que no es significativa la recuperación obtenida al aumentar la dosificación de colector más allá de 150 g/Ton. Además, aumentar la dosificación de colector conlleva a una mayor pérdida de material magnético, siendo de 8.66%. A partir de este resultado, se considera esta dosificación como resultado más adecuado y se mantendrá constante durante las siguientes pruebas.

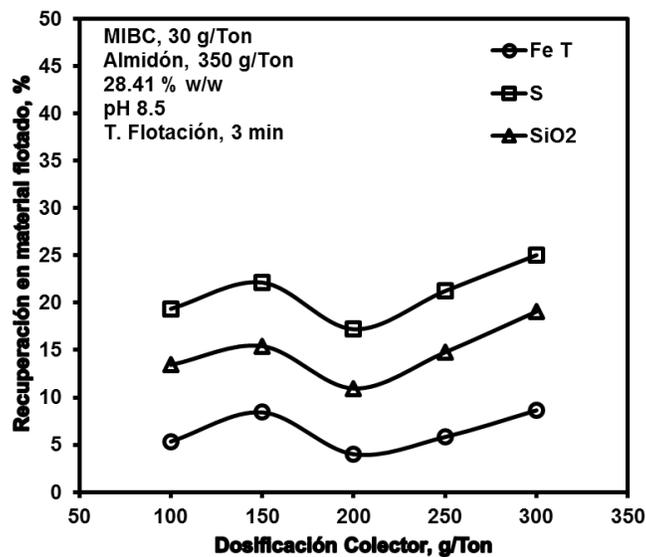


Figura 24. Recuperación del material flotado en función de la dosificación de colector.

En la Figura 24, se visualiza la recuperación de Fe_T, S y SiO₂ en función de la dosificación de colector.

Los resultados obtenidos hasta ahora, permiten hacer notar que el control del efecto del pH y de la dosificación de colector no son suficientes para remover la cantidad de azufre necesaria para obtener un grado de 0.2% en el concentrado de hierro, a diferencia de los trabajos de [Soltanmohammadi et al., 2011](#), donde a un

pH de 7 y utilizando de igual manera xantato amílico de potasio como colector, a una dosificación de 50 g/Ton, logró remover el 70.4% de azufre.

7.2.3 Estudio de la activación de la pirita con iones Cu^{2+}

Con el objetivo de promover la flotación de la pirita, se evaluó la adición de iones Cu^{2+} , los cuales, de acuerdo con Miller et al., (2005), fungen como activadores de su superficie, resultado del intercambio iónico del ion cúprico y el ion férrico, y de esta manera, acelerando la cinética de flotación.

El efecto del ion Cu^{2+} se evaluó mediante la adición de CuSO_4 como sal activadora para la especie mineral pirita. Este se preparó a una concentración de 5% en relación w/v y se adicionó a una razón de 250, 500, 750 y 1000 g/Ton. Se mantuvieron las mismas variables constantes que en la prueba anterior, tanto de la dosificación de reactivos como variables de la celda, manteniendo una concentración de XAP de 150 g/Ton. Los resultados del barrido de activador se presentan en la Tabla XIII, mostrando los grados en el concentrado y las recuperaciones en el material flotado. Entre los resultados, se puede apreciar que se logra remover la mayor cantidad de azufre a una dosificación de 500 g/Ton, siendo esta de 25.26%. Siendo este el resultado más relevante de este estudio, es evidente que, la adición de los iones Cu^{2+} como activador de la pirita, no logra presentar grandes mejorías en cuanto a las pruebas anteriores, utilizando únicamente colector y llegando hasta una eliminación de 25% de azufre.

En cuanto al SiO_2 , la remoción de este disminuye con la adición de CuSO_4 . Por otro lado, la pérdida de hierro magnético disminuye ligeramente en comparación de las pruebas pasadas. Tomando en cuenta esto, se optó no adicionar CuSO_4 para las pruebas posteriores.

Tabla XIII. Resultados obtenidos de las pruebas de flotación corridas en función de la dosificación de activador, adicionando CuSO₄.

PRUEBA	Dosificación, g/Ton	Efecto del Activador			Recuperación flotado, %		
		Grado en el Concentrado, %			Fe _T	S	SiO ₂
		Fe _T	S	SiO ₂			
P ACT-1	250	66.00	1.38	3.49	3.72	20.00	8.45
P ACT-2	500	66.10	1.31	3.55	6.55	25.26	11.87
P ACT-3	750	66.00	1.31	3.5	4.19	18.38	9.01
P ACT-4	1000	66.20	1.39	3.52	6.39	21.55	12.68

La Figura 25 permite apreciar de una mejor manera los resultados descritos, el comportamiento del grado de las impurezas en el material flotado al incrementar la dosificación de colector y la recuperación en función de la dosificación de colector para Fe_T, S y SiO₂.

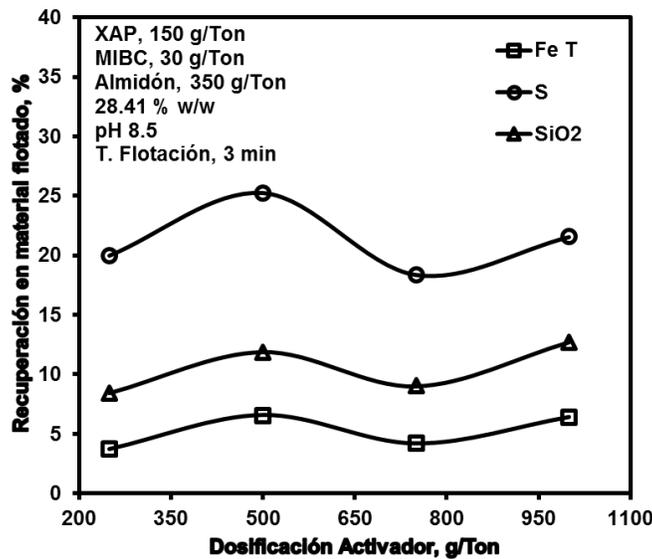


Figura 25. Recuperación del material flotado en función de la dosificación del activador.

7.2.4 Estudio del efecto del potencial óxido-reducción (ORP) en la pulpa

Newell et al. (2007) y Huang & Grano (2005) demostraron en sus estudios la deficiencia en la flotabilidad de especies sulfuradas una vez que se oxida su superficie, principalmente en la pirita, la cual se oxida con una gran facilidad ante la abrasión que genera el enlaminado de acero del molino contra su superficie. A partir de esto, se realizó una corrida de pruebas desde potenciales de pulpa oxidados hasta potenciales reductores, para comprobar si era posible restaurar la flotabilidad de las partículas de pirita oxidadas.

Durante las pruebas se fue adicionado sulfhidrato de sodio (NaHS) y peróxido de hidrógeno (H₂O₂), ambos a una concentración de 10% en relación P/V para el control del potencial óxido-reducción de la pulpa. La dosificación de ambos reactivos para el acondicionamiento de la pulpa fue según las condiciones requeridas para la prueba. Todos los resultados son reportados en referencia del electrodo estándar de hidrógeno (SHE).

Para la evaluación del ORP, se realizaron las pruebas a potenciales de 350, 200, 50, -250, -300, -350, -420 mV, manteniendo las condiciones de las pruebas anteriores, dosificación de reactivos, pH y parámetros de la celda. La Tabla XIV resume el grado de Fe_T, S y SiO₂ en el concentrado, así como la recuperación de estos mismos en el material flotado. Además, la Figura 26 permite visualizar de una manera más apreciable, la remoción de azufre en función del ORP.

Tabla XIV. Resultados obtenidos de las pruebas de flotación corridas en función del ORP.

EFECTO DEL ORP							
PRUEBA	ORP, mV	Grado en el Concentrado, %			Recuperación flotado, %		
		Fe _T	S	SiO ₂	Fe _T	S	SiO ₂
P-T 1	350	65.80	1.42	3.73	2.98	10.62	7.07
P-T 2	200	65.90	1.39	3.62	2.14	6.75	4.80
P-T 3	50	66.30	1.47	3.66	4.11	16.40	8.71
P-T 4	-250	65.90	1.23	3.56	3.54	19.70	8.18
P-T 5	-300	66.30	1.36	3.82	3.01	21.93	6.60
P-T 6	-350	66.20	1.38	3.56	3.51	24.61	12.14

P-T 7 | -420 | 63.30 | 1.27 | 2.61 | 3.08 | 13.31 | 10.67

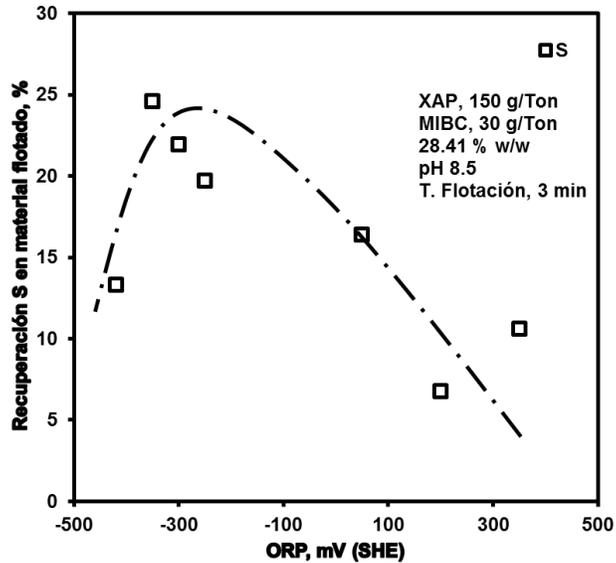


Figura 26. Remoción de S en el material flotado en función del ORP de la pulpa.

Como puede observarse, al incrementarse la oxidación de la pulpa, la recuperación de azufre cae significativamente, lo que sugiere que la superficie de la pirita se encuentra oxidada. La restauración de la flotabilidad se presenta conforme la partícula oxidada se vuelve a sulfurizar a potenciales reductores, mostrando una mejora en la remoción de azufre a potenciales negativos a partir de -250 mV y decayendo a potenciales inferiores a -420 mV. La máxima flotabilidad ocurrió a un potencial de -350 mV, removiendo el 24.61% de S. En cuanto al Fe_T , el sulfurizar las partículas oxidadas de pirita en un ambiente reductor, favorece que la pérdida de hierro sea menor en comparación a las pruebas anteriores. En general, la flotación de la ganga silicosa no sufre efectos significativos.

Como parte del estudio del efecto del ORP en la flotación de la pirita se procedió a realizar dos pruebas de flotación bajo la metodología de cinética de flotación, a potenciales de -250 mV y -350 mV. La flotación cinética consistió en retirar las especies sulfuradas en el material flotado cada 2 minutos para apreciar la flotabilidad y calidad de este en función del tiempo. En esta serie de pruebas se

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

adicionó el promotor PROL-40R el cual es un aceite que ayuda a incrementar la hidrofobicidad de las partículas. La interacción aceite-sólido envuelve un sin número de fuerzas intermoleculares, lo que favorece la colección de partículas, más aún que en una interfase aire-agua. La superficie química de la emulsión es basada en las tensiones superficiales de sólido/aceite, aceite/agua y agua/aceite (Greene & Duke, 1962). Esta técnica ya tiene antecedentes en la remoción de impurezas en minerales de hierro; Shergold & Mellgren (1969) aplicaron este proceso para la separación de un 50 % de hematita a $-10 \mu\text{m}$ de una mezcla de hematita y cuarzo.

La Tabla XV resume los grados y recuperaciones parciales en cada una de las etapas de flotación para cada prueba. Además, la Figura 27 presenta las curvas de las cinéticas de flotación para su mejor apreciación-comprensión.

Tabla XV. Resultados obtenidos de las cinéticas de flotación a potenciales reductores.

Prueba	Producto	ORP	Ensaye, %			Fe τ		S		SiO $_2$	
			Fe τ	S	SiO $_2$	Rec., %	Rec. Acum., %	Rec., %	Rec. Acum., %	Rec., %	Rec. Acum., %
P-Z 1	Flotado 1 (2')	-350	64.20	9.77	5.50	2.35	2.35	16.08	16.08	3.92	3.92
	Flotado 2 (4')		63.80	6.65	5.63	1.26	3.61	5.93	22.01	2.17	6.09
	Flotado 3 (6')		62.20	4.57	5.43	1.18	4.79	3.92	25.93	2.01	8.10
	Flotado 4 (8')		63.00	6.84	6.05	0.48	5.27	2.35	28.27	0.90	9.00
	Flotado 5 (10')		62.80	4.79	7.49	0.57	5.85	1.97	30.24	1.33	10.33
	Flotado 6 (12')		60.50	4.74	9.47	0.55	6.40	1.95	32.19	1.69	12.02
	Concentrado		66.50	1.07	3.21	93.60	100.00	67.81	100.00	87.98	100.00
P-Z 2	Flotado 1 (2')	-250	57.90	12.20	6.50	1.18	1.18	11.11	11.11	2.63	2.63
	Flotado 2 (4')		62.10	9.44	6.80	1.17	2.36	7.93	19.04	2.53	5.16
	Flotado 3 (6')		61.80	6.41	7.23	0.88	3.23	4.04	23.08	2.02	7.18
	Flotado 4 (8')		59.20	6.20	9.13	0.65	3.89	3.04	26.12	1.99	9.17
	Flotado 5 (10')		59.70	5.34	9.65	0.66	4.54	2.62	28.74	2.10	11.27
	Flotado 6 (12')		60.30	5.20	9.99	0.57	5.11	2.18	30.92	1.86	13.13
	Concentrado		66.60	1.09	3.09	94.89	100.00	69.08	100.00	86.87	100.00

Como se observa, en la primera cinética de flotación realizada a un ORP de -350 mV, se logró remover hasta un 32.19% de S y un 12.02% de ganga silicosa,

teniendo una pérdida de 6.40% de Fe_T . El grado de S obtenido en el concentrado fue de 1.07 %, teniendo así, una disminución de 0.4 unidades porcentuales, dado que la cabeza o alimentación es de 1.47 % de S. La prueba realizada a un potencial de -250 mV fue bastante similar en cuanto a los resultados, en el cual se logró remover un 30.92 % de S, con una pérdida de 5.11 % de Fe_T .

Es importante mencionar que, a pesar de que el tiempo final de flotación fue de 12 minutos, no se obtienen resultados relevantes en cuanto a la remoción de azufre. En la Figura 27 se aprecia que la remoción de S aumenta al incrementar el tiempo de flotación de manera exponencial. Por otro lado, el aumento en la flotación de la pirita en función del tiempo ocasiona también, una mayor pérdida de hierro.

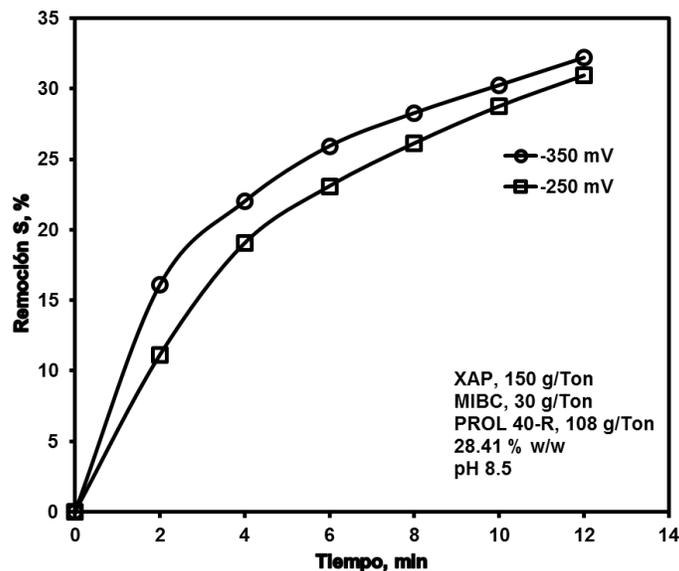


Figura 27. Remoción de azufre en función del tiempo.

7.2.5 Efecto de etapas agotativas en el concentrado Kazajistán

Ante los resultados presentados anteriormente, se realizó una serie de tres etapas de flotación al concentrado para poder alcanzar una mayor remoción de S. Nuevamente, se realizaron a potenciales reductores de -350 y -250 mV, siendo la primer limpia la más agresiva, seguida de otras dos etapas de flotación donde se redujo la dosificación de promotor a la mitad.

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

En la Tabla XVI, se mencionan las dosificaciones de reactivos que fueron añadidas en cada una de las etapas de flotación. Parámetros como el pH, las revoluciones y el aire adicionado se mantuvieron constantes. Cada etapa de flotación constó de 2 minutos.

Tabla XVI. Dosificación de promotor, colector y espumante para cada una de las etapas de flotación a las pruebas P-X 1 y P-X 2.

Prueba	Etapa	ORP, mV	Dosificación, g/Ton		
			PROL-40R	XAP	MIBC
P-X 1	Flotado 1	-350	108	150	30
	Flotado 2	-350	72	150	10
	Flotado 3	-350	72	150	10
P-X 2	Flotado 1	-250	108	150	30
	Flotado 2	-250	72	150	10
	Flotado 3	-250	72	150	10

En la Tabla XVII, se muestran los resultados correspondientes a las dos pruebas corridas a ORP de -350 y -250 mV, mostrando los ensayos para Fe_T, S y SiO₂ en cada etapa de flotación, así como la recuperación acumulada para cada uno de estos.

Tabla XVII. Resultados obtenidos de las pruebas de flotación corridas a potenciales de -250 y -350 mV, aplicando tres etapas de flotación.

Prueba	Producto	ORP	Ensaye, %			Fe _T		S		SiO ₂	
			Fe _T	S	SiO ₂	Rec., %	Rec. Acum., %	Rec., %	Rec. Acum., %	Rec., %	Rec. Acum., %
P-X 1	Flotado 1	-350	56.50	6.27	9.23	1.90	1.90	12.57	12.57	5.58	5.58
	Flotado 2		62.00	3.91	7.35	3.51	5.41	13.18	25.75	7.47	13.05
	Flotado 3		63.00	3.94	7.04	3.95	9.37	14.72	40.46	7.93	20.97
	Concentrado		66.70	0.74	3.24	90.63	100	59.54	100	79.03	100
P-X 2	Flotado 1	-250	58.40	7.44	8.94	2.97	2.97	19.08	19.08	7.97	7.97
	Flotado 2		62.00	5.03	7.92	2.77	5.73	11.34	30.42	6.21	14.18
	Flotado 3		60.30	5.89	7.47	1.48	7.22	7.32	37.75	3.23	17.41
	Concentrado		66.70	0.89	3.38	92.78	100	62.25	100	82.59	100

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

Como se puede observar en los resultados, tanto la adición de un promotor, como el realizar tres etapas de limpiezas al concentrado Kazajistán, permite obtener remociones de azufre mayores a los resultados previos. En cuanto a la P-X 1, la cual se realizó a un potencial más reductor, la remoción total de S fue de 40.46 % y 20.97 % para los silicatos. Mientras que para la P-X 2, realizada a un potencial de -250 mV, la remoción de S y SiO₂ fue de 37.75 % y 17.41 %.

Las Figuras 28a y 28b comparan el comportamiento entre ambas pruebas. La Figura 28a muestra la flotación de S en función del tiempo, en ella, se puede observar que a un potencial de -250 mV, la flotación de S es mayor que a un potencial de -350 mV hasta el minuto 4, después de estos comienza a decaer ligeramente su flotabilidad. La Figura 28b muestra la pérdida de Fe en función de la flotabilidad del S; ambas pruebas conllevaron una pérdida significativa de hierro, siendo de 9.37 % para la P-X 1 y 7.22 % para la P-X 2

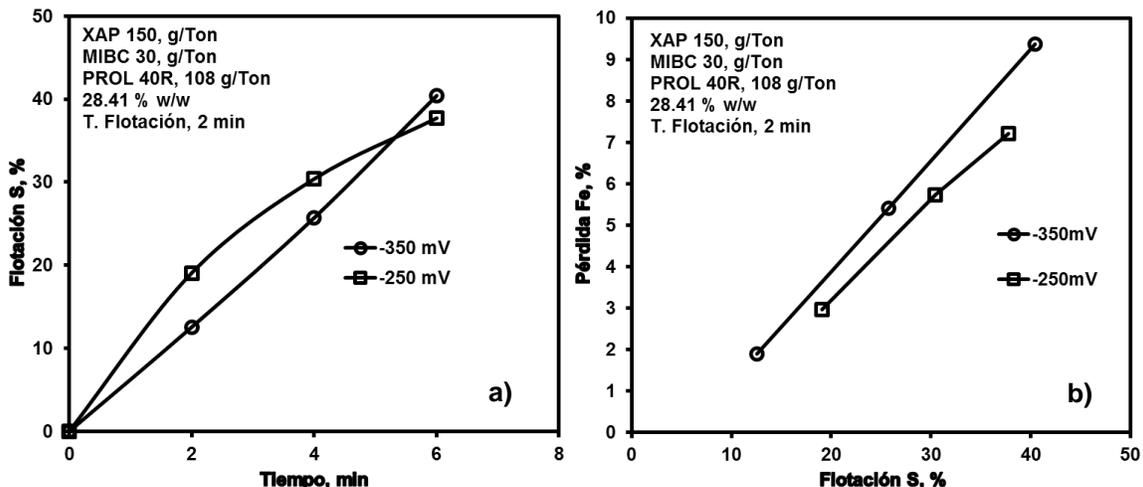


Figura 28. a) Flotación de S en función del tiempo. b) Pérdida de hierro en función de la flotación de S.

Hasta el momento, es posible disminuir el grado de S en el concentrado hasta un 0.74 % por medio de tres etapas de flotación. Estos resultados son acorde al estudio de liberación de partícula, en el que se determinó que gran parte de la pirita estaba asociada de una manera simple con la magnetita o se encontraba diseminada en una matriz de magnetita.

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

Además, se puede notar que para una mayor remoción de S en el concentrado de hierro es necesario de una serie de etapas de flotación, en las cuales se vaya dosificando nuevamente los reactivos. En la Tabla XVIII se presentan los resultados de incrementar el número de las etapas de limpieas al concentrado de hierro, adicionando 75 g/Ton de XAP, 54 g/Ton PROL 40-R y 14 ppm de MIBC, siendo acondicionada la pulpa a un potencial de -350 mV durante 5 minutos.

Tabla XVIII. Resultados obtenidos de las etapas de flotación corrida a -350 mV (2.6 kg/Ton NaHS).

Prueba	Producto	Ensaye, %			Fe _T		S		SiO ₂	
		Fe _T	S	SiO ₂	Rec., %	Rec. Acum., %	Rec., %	Rec. Acum., %	Rec., %	Rec. Acum., %
P-Y 1	Flotado 1 (1')	54.10	8.24	11.40	0.66	0.66	5.61	5.61	2.46	2.46
	Flotado 2 (3')	56.40	6.90	8.01	1.71	2.37	11.75	17.36	4.32	6.79
	Flotado 3 (4')	60.00	5.21	7.61	1.27	3.64	6.21	23.57	2.88	9.66
	Flotado 4 (6')	60.30	5.39	7.31	2.56	6.20	12.85	36.41	5.52	15.19
	Flotado 5 (7')	61.40	4.91	7.01	0.93	7.13	4.18	40.59	1.89	17.08
	Flotado 6 (9')	61.70	4.97	7.22	1.40	8.53	6.35	46.94	2.92	20.00
	Flotado 7 (10')	63.30	3.27	7.28	0.96	9.49	2.78	49.72	1.97	21.97
	Concentrado	66.70	0.66	3.23	90.51	100.00	50.28	100.00	78.03	100.00

Es notable que, a pesar de que la dosificación de colector XAP y de promotor PROL 40-R se disminuyeron a la mitad, compensando así la gran cantidad de limpieas que fueron realizadas al concentrado de hierro, se logró una remoción de azufre de 49.72 %, eliminando así, 9.26 unidades porcentuales más que con una flotación de 3 etapas agotativas. En cuanto a la pérdida de hierro, se flotó 9.49 % de Fe, siendo sólo 0.12 unidades mayor que la P-X 1. De igual manera, la remoción de SiO₂ aumentó en 1.0 unidad porcentual.

La Figura 29 ilustra con mayor claridad las recuperaciones de Fe_T, S y SiO₂ en el material flotado. En cuanto al S, se observa que su flotación se comporta de manera lineal hasta el minuto 6, a partir de ahí, su curva comienza a comportarse de forma asintótica.

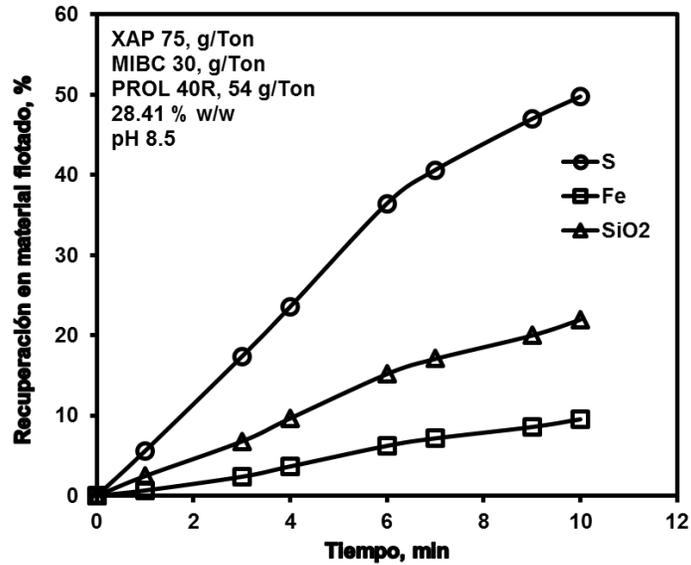


Figura 29. Recuperación de Fe T, S y SiO₂ en el material flotado en función del tiempo.

En la Figura 30 se contrastan-comparan las condiciones de flotación de las pruebas P-Z 1, P-X 1 y P-Y 1, mostrando la flotación de S en función del tiempo, todas estas a un potencial de -350 mV. Una primera y única etapa de flotación no es suficiente para eliminar una cantidad considerable de S, como lo demuestra el comportamiento de la P-Z 1, alcanzando una recuperación de 32.19 % S. Sin embargo, como se demostró anteriormente, el efecto del colector no es significativo para la remoción de S, esto es apreciable debido a que, a los 4 minutos de flotación, la tres pruebas oscilan en recuperaciones de 20-25 %, considerando que las P-X 1 y P-Y 1 fueron acondicionadas con los reactivos correspondientes 2 y 3 veces respectivamente, para alcanzar dichas recuperaciones. Por lo tanto, la diferencia en estas pruebas y que delimita la flotabilidad de las especies sulfuradas, es el continuo acondicionamiento de la pulpa a potenciales reductores. Estos resultados prueban que es factible la sulfuración de las especies oxidadas presentes en el medio, pudiendo así, una adecuada interacción con el colector de especies sulfuradas.

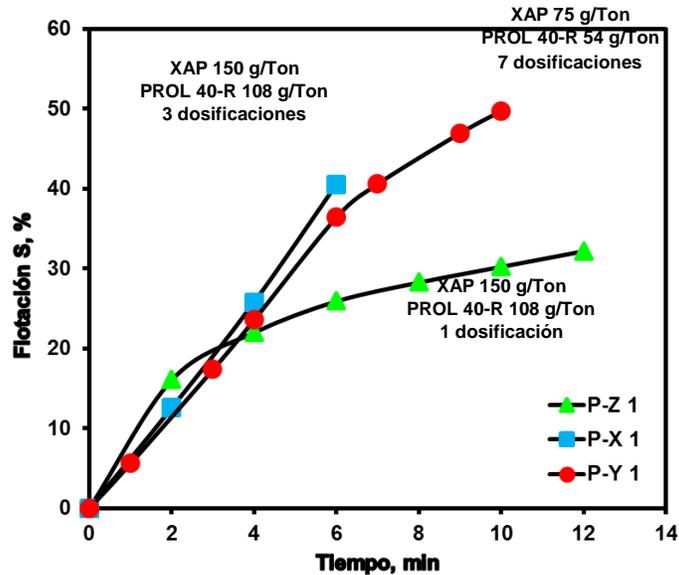


Figura 30. Comparativa de pruebas de flotación a -350 mV, variando la dosificación de reactivos y la cantidad de etapas.

8. CONCLUSIONES

El estudio mineralógico determinó que la impureza de azufre que se encuentra en mayor proporción en el mineral Kazajistán es pirita, además, también se tiene en menor proporción pirrotita, y como impurezas no magnéticas cuarzo y saponita. La identificación de la fase mayoritaria de azufre se corroboró mediante tres diferentes técnicas: microscopía de luz polarizada, microscopía electrónica de barrido y difracción de rayos X.

El estudio de liberación de partículas demostró que la principal asociación que presenta la pirita es con la magnetita. Contrario a lo esperado, la liberación de la especie pirita es mayor en las fracciones más gruesas, mientras que en las fracciones finas presenta asociación con la magnetita de tipo simple y encapsulado (pirita con bordes de magnetita). La liberación relativa para las fracciones 53 y 45 μm fue de 75.89 % y 73.98 % respectivamente, mientras que para las fracciones 38 y 20 μm fue de 61.21 % y 47.07 %. La liberación absoluta de la pirita fue de 69.6% y particularmente en la fracción -20 μm se tiene una

liberación absoluta de 40%, siendo esta fracción la que se encuentra en mayor proporción. Esto implica dos puntos importantes en la investigación:

- La flotación de las partículas de pirita en las fracciones gruesas no deberá representar ninguna problemática debido a que se encuentran mayoritariamente libres.
- La flotación de las partículas de pirita en las fracciones finas conllevará indudablemente una pérdida significativa de los contenidos de hierro magnético, debido a las asociaciones que se presentan entre pirita/magnetita, además ser una flotación compleja por el tamaño de partícula tan fina ($-20 \mu\text{m}$).

Se determinó que el pH en la pulpa, la dosificación de colector XAP y la adición de iones Cu^{2+} no tuvieron un efecto significativo sobre la flotación de azufre de S en el concentrado. Por otro lado, el control del potencial óxido-reducción de la pulpa (ORP) fue el parámetro más significativo en la eliminación de azufre, encontrando una región de potencial de -100 hasta -350 mV donde la flotación mostró una mejor respuesta.

Para lograr recuperaciones de S mayores al 30% es necesario la implementación de un mayor número de etapas de flotación, siendo necesario acondicionar el ORP de la pulpa en cada una de las etapas de flotación. Se puede entender que, para lograr la flotación de las partículas parcialmente oxidadas de pirita es necesario su continuo acondicionamiento a potenciales reductores para restablecer su flotabilidad.

La flotación como proceso adicional a la etapa de concentración magnética por tambores rotatorios es y seguirá siendo, una gran alternativa para la eliminación de una o más impurezas, por lo tanto, se recomiendan los siguientes estudios futuros: utilizar otros tipos de colectores para la flotación de sulfuros, como lo son los de tipo mercaptobenzotiazol y ditiocarbomatos, así como una combinación de estos.

9. BIBLIOGRAFÍA

- Abzalov, V. M., Sudai, A. V., & Yur'ev, B. P. (2008). Desulfurization in roasting iron-ore pellets. *Steel in Translation*, 38(12), 1003-1007.
- Adam, K., & Iwasaki, I. (1984). Effect of polarization on the surface properties of pyrrhotite. *Miner. Metall. Process.*, 246-253.
- Becker, M., de Villiers, J., & Bradshaw, D. (2010). The flotation of magnetic and non-magnetic pyrrhotite from selected nickel ore deposits. *Minerals Engineering*(23), 1045-1052.
- Bejarano, L. (2016). *Pyrrhotite remotion from an iron ore by flotation as part of the metallurgical beneficiation process for Acelort Mittal Mine at Kazakhstan*. Lázaro Cárdenas: ArcelorMittal México.
- Benzaazoua, M., Bussiére, B., Kongolo, M., McLaughlin, J., & Marion, P. (2000). Environmental desulphurization of four Canadian mine tailings using froth flotation. *ElSevier*(60), 57-74.
- Benzaazoua, M., Bouzahzah, H., Taha, Y., Kormos, L., Kabombo, D., Lessar, F., . . . Kongolo, M. (2017). Integrated environmental management of pyrrhotite tailings at Raglan Mine: Part 1 challenges of desulphurization process and reactivity prediction. *Journal of Cleaner Production*(162), 86-95.
- Buckley, A. N., Goh, S. W., Lamb, R. N., & Woods, R. (2003). Interaction of thiol collectors with pre-oxidised sulfide minerals. *International journal of mineral processing*, 72(1-4), 163-174.
- Bulatovic, S. M. (2007). *Handbook of Flotation Reagents Vol. I*. Ontario: Elsevier.
- Buswell, A. M., Bradshaw, D. J., Harris, P. J., & Ekmekci, Z. (2002). The use of electrochemical measurements in the flotation of a platinum group minerals (PGM) bearing ore. *Minerals Engineering*, 15(6), 395-404.
- CAMIMEX. (2019). *Informe Anual 2019*. Ciudad de México: Cámara Minera de México .
- Chandra, A. P., & Gerson, A. R. (2011). Redox Potential (Eh) and anion effects of pyrite (FeS₂) leaching at pH 1. *Geochim. Cosmochim*, 75(22), 6893-6911.
- Chandra, A., & Gerson, A. (2010). The mechanisms of pyrite oxidation and leaching: a fundamental perspective. *Surf. Sci. Rep.*, 65(9), 293-315.
- Changxiang, W. (2001). *Express Inf. Min. Ind.* 55(5).

- Cline, W. A., & Rosas, C. (1975). How Marcona floats iron sulphides from magnetite pellet feed concentrate. *World Mining*(28), 48-52.
- Crozier, R. D. (1992). *Flotation. Theory, Reagents and Ore Testing*. New York: Pergamon Press.
- Cullity, B. D., & Stock, S. R. (2014). *Elements of X-Ray Diffraction*. London: Pearson New International Edition.
- Das, B., Prakash, S., Das, S. K., & Reddy, P. S. (2007). Effective beneficiation of low grade iron ore through jigging operation. *Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering*, 7(1), 27-37.
- Forsberg, K. (1998). *Flotation of Sulfide Minerals*. Amsterdam: Elsevier.
- Fuerstenau, M. C., & Jameson, G. (2007). *Froth Flotation A Century of Innovation*. Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
- Fuerstenau, M., Kuhn, M., & Elgillani, D. (1968). The role of dixanthogen in xanthate flotation of pyrite . *SME Transaction* , 148-156.
- Garrels, R. M., & Christ, C. L. (1990). *Solutions, Minerals and Equilibria*. London: Jones and Bartlett Publishers.
- Gaudin, A. (1957). *Flotation*. New York: McGraw-Hill.
- Geoffrey , D. S., & Raimo, I. A. (2001). *United States of America Patente nº US 6,170,669 B1*.
- Greene, E. W., & Duke, J. B. (1962). Selective froth flotation of ultrafine minerals or slimes. *AIME*, 223, 389-395.
- Gupta , A., & Yan, D. (2006). *Mineral Processing* (2nd ed. ed.). Perth: Elsevier B.V.
- Gupta, C. k., & Mukherjee, T. K. (1990). *Hydrometallurgy in extraction processes*. Routledge: CRC press.
- Heidel , C., & Tichomirowa, M. (2011). The isotopic composition of sulfate from anaerobic and low oxygen pyrite oxidation experiments with ferric ion - New insights into oxidation mechanisms. *Chem. Geol.*, 281(3), 305-316.
- Heyes, G. W., & Trahar, W. J. (1979). Oxidation-Reduction effects in the flotation of chalcocite and cuprite. *International Journal of Mineral Processing*, 6(3), 229-252.
- Huang, G., & Grano, S. (2005). Galvanic interaction of grinding media with pyrite and its effect on flotation. *Minerals Engineering*, 18, 1152-1163.

- Hunt, C. P., Moskowitz, B. M., & Banerjee, S. K. (1995). Magnetic Properties of Rocks and Minerals. *Geophys. Union*, 3, 189.
- Janetski, N., Woodburn, S., & Woods, R. (1977). An electrochemical investigation of pyrite flotation and depression. *International Journal of Mineral Processing*, 4, 227-239.
- Johnson, N. W., & Munro, P. D. (1988). Eh-pH Measurements for Problem Solving in a Zinc Reverse Flotation Process. *The Aus IMM Bulletin and Proceedings*, 3(293), 53-58.
- Kocabag, D., Shergold, H. L., & Kelsall, G. (1990). Natural oleophilicity/hydrophobicity of sulphide minerals, II. Pyrite. *International Journal of Mineral Processing*, 29(3-4), 211-219.
- Laskowski, J. S. (2001). *Coal flotation and fine coal utilization*. Amsterdam: Elsevier Science B.V.
- Liming, L. (2015). *Iron Ore. Mineralogy, Processing and Environmental Sustainability*. Waltham: Elsevier.
- Lotter, N., & Bradshaw, D. (2010). The formulation and use of mixed collectors in sulphide flotation. *MEI Conference "Flotation 09"*. Cape Town .
- May, N., Ralph, D., & Hansford, G. (1997). Dynamic redox potential measurement for determining the ferric leach kinetics of pyrite. *Miner. Eng.*, 10(11), 1279-1290.
- Miller, J. D., Li, J., Davidtz, J. C., & Vos, F. (2005). A review of pyrrhotite flotation chemistry in the processing of PGM ores. *Minerals Engineering*, 18, 855-865.
- Murphy, R., & Strongin, D. R. (2009). Surface reactivity of pyrite and related sulfides. *Surface Science Reports*, 64, 1-45.
- Nakhaei, F., & Irannajad, M. (2017). Sulphur removal of iron ore tailings by flotation. *Journal of Dispersion Science and Technology*, 1-9.
- Newell, A. J., Skinner, W. M., & Bradshaw, D. J. (2007). Restoring the floatability of oxidised sulfides using sulfidisation. *International Journal of Mineral Processing*, 84, 108-117.
- Nicol, M. J., Miki, H., Zhang, S., & Basson, P. (2013). The effects of sulfate ions and temperature on the leaching of pyrite. *Electrochemistry. Hydrometallurgy*, 133, 188-196.
- Panahi, E., Abdollahzadeh, A., Sam, A., Jahani, M., Yaghoobi Moghaddam, M., & Mehrani, A. (2015). *Desulfurization of hematitic concentrate of iron ore of the Gol-E-Gohar mine using reverse flotation method*. Tehran: Azad University of Parand.

- Pownceby, M. I., Hapugoda, S., Manuel, J., Webster, N. A., & MacRae, C. M. (2019). Characterisation of phosphorus and other impurities in goethite-rich iron ores - Possible P incorporation mechanisms. *Minerals Engineering*, 143.
- Ranney, M. W. (1980). *Flotation Agents and Processes-Technology and Applications*. Nueva Jersey: Noyes Data Corp.
- Rayner, J. G., & Napier-Munn, T. J. (2000). The mechanism of magnetics capture in the wet drum magnetic separator. *Miner. Eng.*(3), 277-285.
- Rezvanipour, H., & Mostafavi, A. (2018). Desulfurization of iron ores: processes and challenges. *Steel Research International*, 89, 1-14.
- Ruitenberb, R., Hansford, G., Reuter, M., & Breed, A. (1999). The ferric leaching kinetics of arsenopyrite. *Hydrometallurgy*, 52(1), 37-53.
- Shergold, H. L., & Mellgren, O. (1969). Concentration of minerals at the oil-water interface: hemaite-isooctane-water system in the presence of sodium dodecyl sulphate. *Trans. IMM*, 78, C121-C132.
- Soltanmohammadi, V., Noaparast, M., Kohsari, A. H., & Zamani, F. (2011). Influence of flotation parameters on decreasing sulfur and phosphorus content in the Gol-e-Gohar iron ore concentrate. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*(46), 173-190.
- Subba Rao, D. V. (2011). *Mineral Beneficiation*. New York: CRC Press.
- Tohry, A., & Dehghani, A. (2016). Effect of sodium silicate on the reverse anionic flotation of a siliceous-phosphorus iron ore. *Separation and Purification Technology*, 164, 28-33.
- Valderrama, L., Zazzali, B., Chamorro, J., & Santander, M. (2015). Desulfuración de relave mediante la flotación de sulfuros de hierro. *HOLOS*, 7, 124-131.
- Voskobónikov, V. G., Kudrin, V. A., & Yákushev, A. M. (1982). *Metalurgia General*. (A. I. Samojválov, Trad.) Moscú: Ed. MIR Moscú.
- Wang, X., & Forssberg, K. (1991). Mechanisms of pyrite flotation with xanthates. *International Journal of Mineral Processing*, 33, 275-290.
- Wang, X., Forssberg, K., & Bolin, N. (1989). Thermodynamic calculations on iron containing sulphide mineral flotation systems, I. The stability of iron-xanthate. *International Journal of Mineral Processing*, 27, 1-19.
- Wills, B. A. (1992). *Mineral Processing Technology*. New York: Pergamon Press.
- Wills, B. A., & Finch, J. A. (2016). *Mineral Processing Technology* (Seventh ed.). Kidlington, Oxford: Elsevier.

Yu, J., Ge, Y., & Cai, X. (2016). The desulfurization of magnetite ore by flotation with a mixture of xanthate and dixanthogen. *Minerals*, 6(70), 1-13.

Zapata-Velázquez, M. A., & Zapata-Velázquez, J. (2004). Desarrollo de dos nuevos prototipos de celdas de flotación en la Universidad Autónoma de San Luis Potosí - México. *Revista Metalúrgica UTO*(25), 22-29.

Zavašnik, J. (2016). Pyrite-pyrrhotite intergrowths in calcite marble from Bistriški Vintgar, Slovenia. *Materials Science and Engineering*, 109, 1-6.

Zhang, Q., Hu, Y., Gu, G., & Nie, Z. (2004). Study of the pyrrhotite self-induced flotation electrochemical. *Nonferrous Metals*, 2, 4-6.

10. APÉNDICES

10.1 Apéndice A. Caracterización mineralógica del concentrado Kazajistán

A1. Tablas de liberación relativa del concentrado Kazajistán

Tabla A1. Liberación relativa de Fe_3O_4 , FeS_2 y Silicatos del concentrado Kazajistán.

Malla +270	Liberación relativa, %		
	Fe_3O_4	FeS_2	Silicatos
Fe_3O_4	90.93	22.79	11.18
FeS_2	5.00	75.89	6.97
Silicatos	4.07	1.32	81.84
Terciarios	0.00	0.00	0.00
Total	100.00	100.00	100.00

Malla -270 +325	Liberación relativa, %		
	Fe_3O_4	FeS_2	Silicatos
Fe_3O_4	92.10	19.13	10.91
FeS_2	2.88	73.98	3.82
Silicatos	3.70	4.71	84.36
Terciarios	1.32	2.18	0.91
Total	100.00	100.00	100.00

Malla -325 +400	Liberación relativa, %		
	Fe_3O_4	FeS_2	Silicatos
Fe_3O_4	95.41	38.22	21.69
FeS_2	2.55	61.21	5.33
Silicatos	1.94	0.14	71.14
Terciarios	0.09	0.42	1.84
Total	100.00	100.00	100.00

Malla -400 +635	Liberación relativa, %		
	Fe_3O_4	FeS_2	Silicatos
Fe_3O_4	96.78	52.99	30.42
FeS_2	1.83	47.01	0.00
Silicatos	1.39	0.00	69.58
Terciarios	0.00	0.00	0.00
Total	100.00	100.00	100.00

A2. Fotomicrografías de las fracciones de tamaño del concentrado Kazajistán

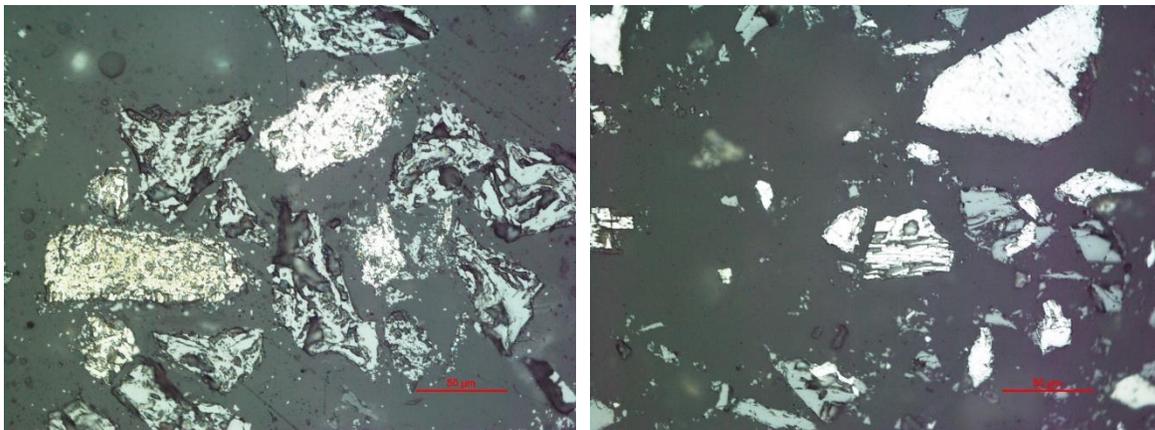


Figura A2-1. Fotomicrografías de partículas de magnetita y pirita en la fracción **+270#** en microscopio de luz polarizada, 500x. Partículas de magnetita (fase gris brillante), partículas de pirita (fase blanca brillante) y partículas de silicatos (fase gris oscura).

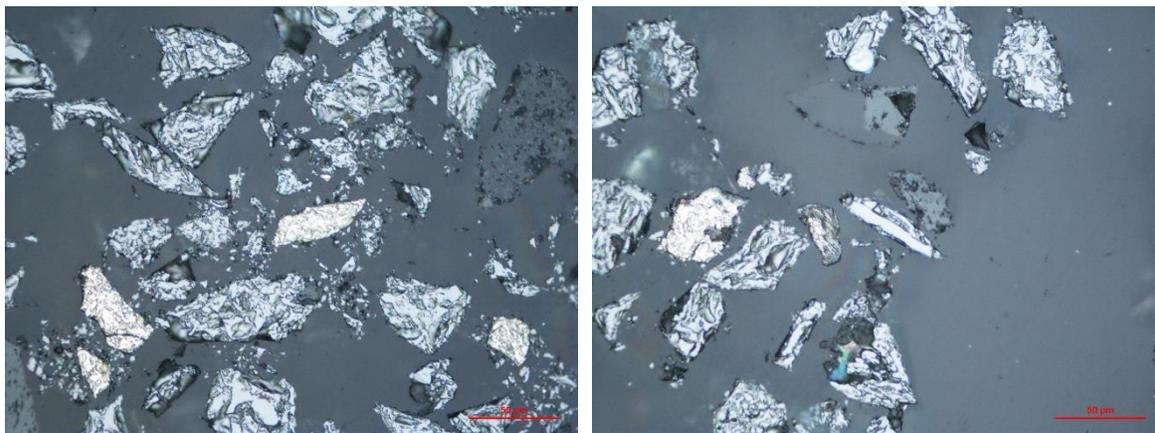


Figura A2-2. Fotomicrografías de partículas de magnetita y pirita en la fracción **+325#** en microscopio de luz polarizada, 500x. Partículas de magnetita (fase gris brillante), partículas de pirita (fase blanca brillante) y partículas de silicatos (fase gris oscura).

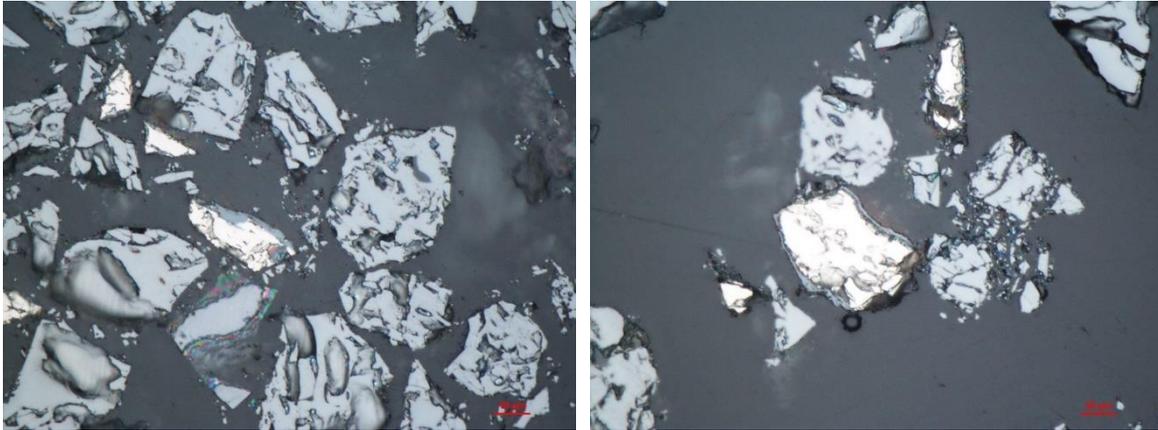


Figura A2-3. Fotomicrografías de partículas de magnetita y pirita en la fracción **+400#** en microscopio de luz polarizada, 1000x. Partículas de magnetita (fase gris brillante), partículas de pirita (fase blanca brillante) y partículas de silicatos (fase gris oscura).

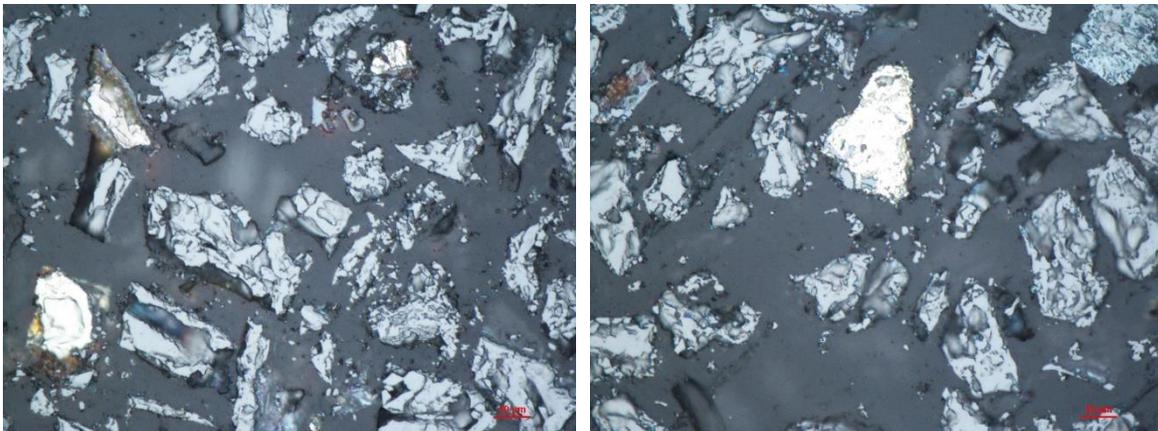


Figura A2-4. Fotomicrografías de partículas de magnetita y pirita en la fracción **+635#** en microscopio de luz polarizada, 1000x. Partículas de magnetita (fase gris brillante), partículas de pirita (fase blanca brillante) y partículas de silicatos (fase gris oscura).



Figura A2-5. Fotomicrografía de partícula de magnetita y pirita en la fracción **-635#** en microscopio de luz polarizada, 1,000x. Partículas de magnetita (fase gris brillante), partículas de pirita (fase blanca brillante) y partículas de silicatos (fase gris oscura).

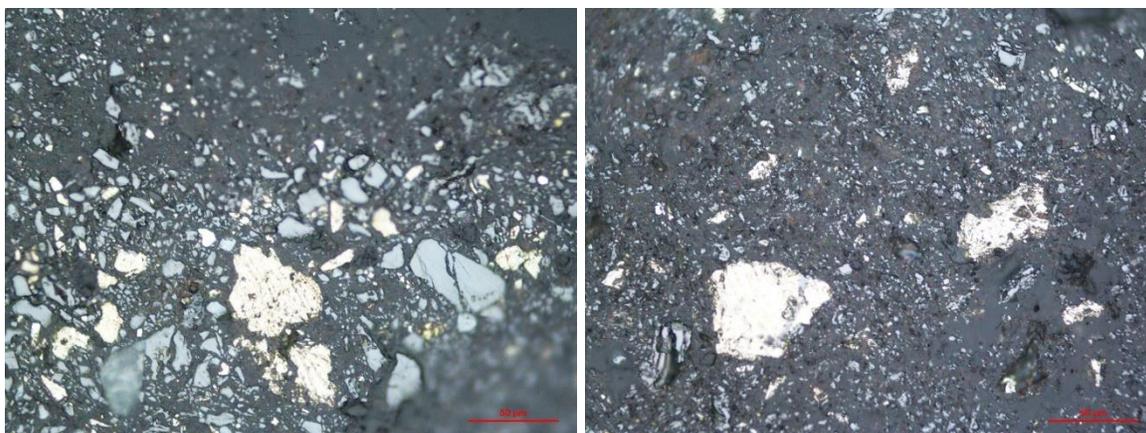


Figura A2-6. Fotomicrografías de partículas de magnetita y pirita en **material flotado** en microscopio de luz polarizada, 500x. Partículas de magnetita (fase gris brillante), partículas de pirita (fase blanca brillante) y partículas de silicatos (fase gris oscura).

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

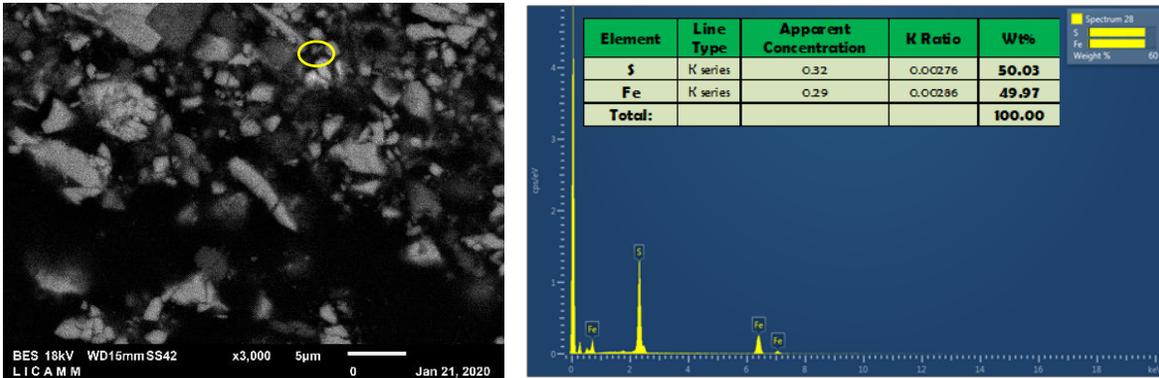


Figura A2-7. Fotomicrografía en la fracción **-635#** en microscopio electrónico de barrido, 3,000x. El círculo color amarillo representa una partícula de pirita libre identificada por EDS.

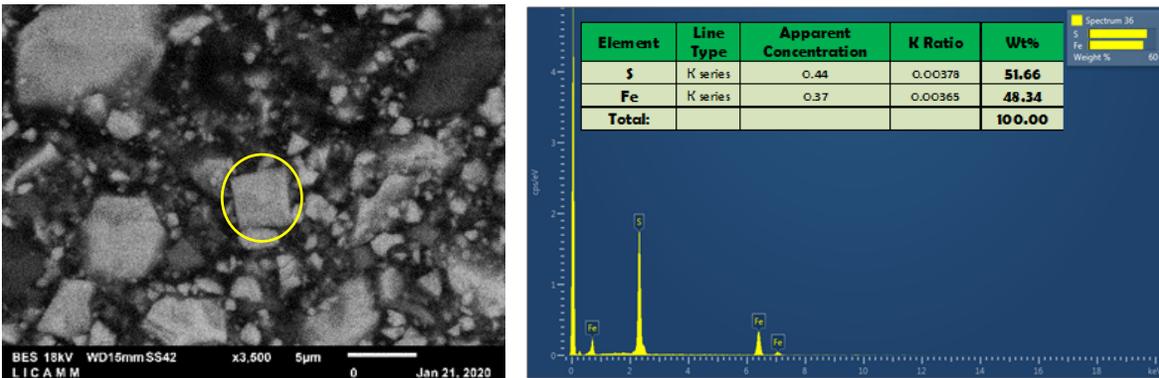


Figura A2-8. Fotomicrografía del **material flotado** en microscopio electrónico de barrido, 3,500x. El círculo amarillo representa una partícula de pirita libre identificada por EDS.

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

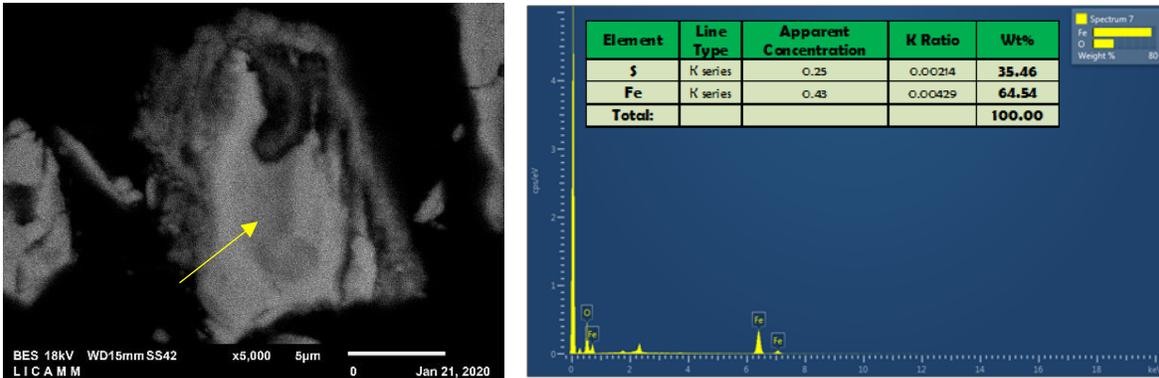


Figura A2-5. Fotomicrografía del **material flotado** en microscopio electrónico de barrido, 5,000x. La flecha amarilla representa una partícula de pirrotita asociada a una de magnetita, identificada por EDS.

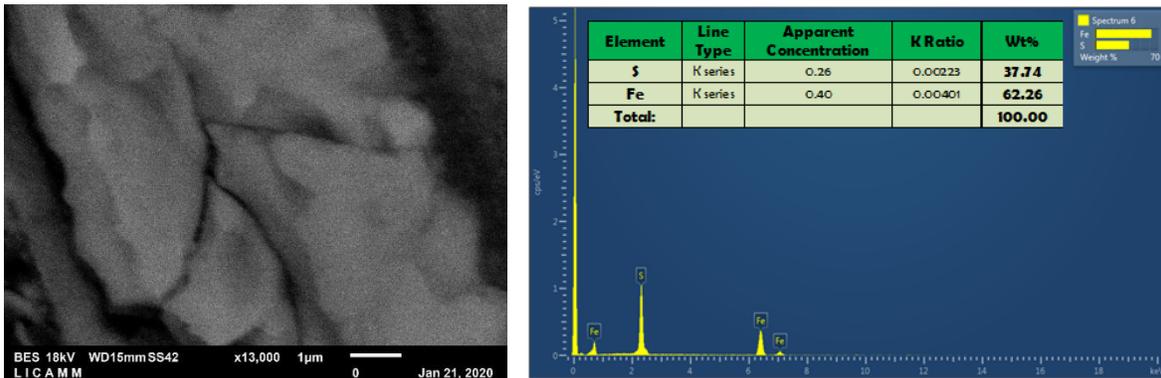


Figura A2-6. Fotomicrografía en la fracción **-635#** en microscopio electrónico de barrido, 13,000x. Identificación de partícula de pirrotita por EDS.

A3. Tablas de liberación absoluta del concentrado en función de su distribución

Tabla A3. Liberación relativa y liberación absoluta del concentrado Kazajistán, en función de su distribución.

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

Fracción de tamaño, μm	Liberación Relativa, %			Distribución, %			Liberación Absoluta, %		
	Fe_3O_4	FeS_2	Silicatos	Fe_3O_4	FeS_2	Silicatos	Fe_3O_4	FeS_2	Silicatos
+ 270	90.93	75.89	81.84	5.87	12.42	5.02	5.34	9.43	4.11
+ 325 -270	92.10	73.98	84.36	3.90	7.37	2.42	3.59	5.45	2.04
+ 400 - 325	95.41	61.21	71.14	12.80	16.81	4.62	12.21	10.29	3.29
+ 635 - 400	96.78	47.01	69.58	15.73	9.21	7.36	15.23	4.33	5.12
- 635	97.05	74.13	70.50	61.71	54.19	80.58	59.89	40.17	56.81
				100	100	100	96.25	69.67	71.37

A4. Gráficas de liberación relativa y liberación absoluta del concentrado Kazajistán

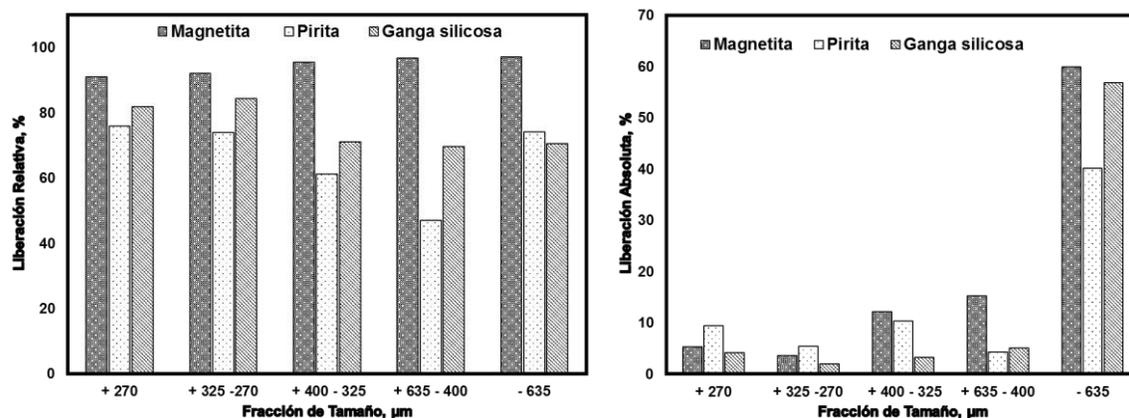


Figura A4. Representación esquemática de la liberación relativa y absoluta del concentrado Kazajistán.

10.2 Apéndice B. Determinación del tamaño de partícula del concentrado

B1. Análisis granulométrico de concentrado de cabeza

Tabla B1. Análisis granulométrico del concentrado Kazajistán.

Fracción	Tamaño, μm	Peso, g	Peso, %	Acum (-), %	Acum (+), %
+270	53	28.40	5.80	94.20	5.80
-270 +325	45	18.30	3.74	90.47	9.53
-325 +400	38	59.30	12.10	78.36	21.64
-400 +635	20	71.40	14.57	63.79	36.21

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

-635 -20 312.50 63.79 0.00 100.00
100

10.3 Apéndice C. Balances metalúrgicos de pruebas de remoción de azufre

10.3.1 C1. Balances metalúrgicos correspondientes a las pruebas en función del pH

P E-1, 2, 3 y 4

P E-1 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
FLOTADO	76.40	7.70	61.36	6.30	1.22	0.76	0.71	4.66	46.88	4.81	0.93	0.58	0.54	3.56	6.94	15.52	16.63	11.30	24.94	25.10
CONCENTRADO	915.90	92.30	68.66	2.86	0.51	0.50	0.18	1.16	628.86	26.19	4.67	4.58	1.63	10.62	93.06	84.48	83.37	88.70	75.06	74.90
TOTAL	992.3	100.00							675.74	31.01	5.60	5.16	2.17	14.18	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									68.10	3.12	0.56	0.52	0.22	1.43						

P E-2 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
CABEZA	12.90	1.30	65.60	3.86	0.73	0.71	0.45	1.57												
FLOTADO	46.20	4.66	59.19	7.35	1.47	0.93	0.84	6.52	27.35	3.40	0.68	0.43	0.39	3.01	4.09	10.91	12.07	8.10	18.71	21.92
CONCENTRADO	933.20	94.04	68.66	2.97	0.53	0.52	0.18	1.15	640.74	27.72	4.95	4.85	1.68	10.73	95.91	89.09	87.93	91.90	81.29	78.08
TOTAL	992.30	100.00							668.08	31.11	5.63	5.28	2.07	13.74	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									67.33	3.14	0.57	0.53	0.21	1.39						

P E-3 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
FLOTADO	86.10	8.67	66.56	5.59	0.99	0.92	0.29	3.56	57.31	4.81	0.85	0.79	0.25	3.07	8.45	15.43	15.31	14.39	13.27	22.13
CONCENTRADO	906.60	91.33	68.51	2.91	0.52	0.52	0.18	1.19	621.11	26.38	4.71	4.71	1.63	10.79	91.55	84.57	84.69	85.61	86.73	77.87
TOTAL	992.7	100.00							678.42	31.20	5.57	5.51	1.88	13.85	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									68.34	3.14	0.56	0.55	0.19	1.40						

P E-4 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
CABEZA	12.20	1.23	65.80	3.66	0.68	0.69	0.44	1.47												
FLOTADO	83.70	8.42	57.05	6.49	1.27	0.81	0.70	4.44	47.75	5.43	1.06	0.68	0.58	3.72	7.23	17.35	18.54	12.25	26.51	26.29
CONCENTRADO	898.30	90.35	68.17	2.88	0.52	0.54	0.18	1.16	612.37	25.87	4.67	4.85	1.62	10.42	92.77	82.65	81.46	87.75	73.49	73.71
TOTAL	994.20	100.00							660.12	31.30	5.73	5.53	2.20	14.14	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									66.40	3.15	0.58	0.56	0.22	1.42						

10.3.2 C2. Balances metalúrgicos correspondientes a las pruebas para la determinación de dosificación óptima de colector

P CO-1, 2, 3, 4 y 5

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

P CO-1 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
FLOTADO	59.00	5.97	60.85	7.01	1.36	0.94	0.69	3.56	35.90	4.14	0.80	0.55	0.41	2.10	5.35	13.43	14.01	9.91	19.87	19.36
CONCENTRADO	929.00	94.03	68.41	2.87	0.53	0.54	0.18	0.94	635.53	26.66	4.92	5.02	1.64	8.75	94.65	86.57	85.99	90.09	80.13	80.64
TOTAL	988.00	100.00							671.43	30.80	5.73	5.57	2.05	10.85	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									67.96	3.12	0.58	0.56	0.21	1.10						

P CO-2 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
FLOTADO	86.10	8.67	66.56	5.59	0.99	0.92	0.29	3.56	57.31	4.81	0.85	0.79	0.25	3.07	8.45	15.43	15.31	14.39	13.27	22.13
CONCENTRADO	906.60	91.33	68.51	2.91	0.52	0.52	0.18	1.19	621.11	26.38	4.71	4.71	1.63	10.79	91.55	84.57	84.69	85.61	86.73	77.87
TOTAL	992.7	100.00							678.42	31.20	5.57	5.51	1.88	13.85	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									68.34	3.14	0.56	0.55	0.19	1.40						

P CO-3 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
FLOTADO	46.00	4.64	58.97	7.38	1.45	0.97	0.74	4.12	27.13	3.39	0.67	0.44	0.34	1.90	3.99	10.91	11.36	8.00	16.36	17.21
CONCENTRADO	946.00	95.36	68.95	2.93	0.55	0.54	0.19	0.96	652.27	27.72	5.20	5.11	1.75	9.12	96.01	89.09	88.64	92.00	83.64	82.79
TOTAL	992.00	100.00							679.39	31.11	5.87	5.55	2.09	11.01	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									68.49	3.14	0.59	0.56	0.21	1.11						

P CO-4 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
CABEZA	16.7	1.72	65.85	3.70	0.69	0.72	0.42	1.18												
FLOTADO	63.00	6.49	59.91	7.01	1.38	0.93	0.69	3.54	37.74	4.42	0.87	0.59	0.44	2.23	5.83	14.77	15.80	11.46	21.97	21.22
CONCENTRADO	891.00	91.79	68.44	2.86	0.52	0.51	0.17	0.93	609.80	25.48	4.63	4.54	1.55	8.28	94.17	85.23	84.20	88.54	78.03	78.78
TOTAL	970.7	100.00							647.54	29.90	5.50	5.13	1.99	10.51	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									66.71	3.08	0.57	0.53	0.20	1.08						

P CO-5 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
CABEZA	32.40	3.34	65.81	3.91	0.72	0.76	0.43	1.17												
FLOTADO	90.00	9.26	61.63	6.42	1.26	0.77	0.66	3.01	55.47	5.78	1.13	0.69	0.59	2.71	8.66	19.11	19.54	13.57	27.87	25.00
CONCENTRADO	849.00	87.40	68.88	2.88	0.55	0.52	0.18	0.96	584.79	24.45	4.67	4.41	1.53	8.12	91.34	80.89	80.46	86.43	72.13	75.00
TOTAL	971.40	100.00							640.26	30.23	5.80	5.11	2.12	10.83	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									65.91	3.11	0.60	0.53	0.22	1.12						

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

10.3.3 C3. Balances metalúrgicos correspondientes a las pruebas de adición de iones Cu^{2+} como activador

P ACT-1 [CONC. KAZAJISTÁN]																					
PRODUCTO			ANÁLISIS, %							CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	
CABEZA																					
FLOTADO	41.36	4.16	58.70	7.41	1.54	0.89	0.91	7.94	24.28	3.06	0.64	0.37	0.37	3.28	3.72	8.45	9.41	5.32	8.47	20.00	
CONCENTRADO	952.00	95.84	66.00	3.49	0.64	0.69	0.43	1.38	628.32	33.22	6.13	6.53	4.05	13.14	96.28	91.55	90.59	94.68	91.53	80.00	
TOTAL	993.36	100							652.60	36.29	6.77	6.90	4.42	16.42	100	100	100	100	100	100	
			CABEZA CALCULADA						65.70	3.65	0.68	0.69	0.44	1.65							

P ACT-2 [CONC. KAZAJISTÁN]																					
PRODUCTO			ANÁLISIS, %							CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	
CABEZA																					
FLOTADO	69.40	6.98	61.80	6.37	1.32	0.79	0.76	5.90	42.89	4.42	0.92	0.55	0.53	4.09	6.55	11.87	13.19	8.04	11.75	25.26	
CONCENTRADO	925.00	93.02	66.10	3.55	0.65	0.68	0.43	1.31	611.43	32.84	6.03	6.24	3.97	12.12	93.45	88.13	86.81	91.96	88.25	74.74	
TOTAL	994.40	100.00							654.31	37.26	6.95	6.79	4.50	16.21	100	100	100	100	100	100	
			CABEZA CALCULADA						65.80	3.75	0.70	0.68	0.45	1.63							

P ACT-3 [CONC. KAZAJISTÁN]																					
PRODUCTO			ANÁLISIS, %							CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	
CABEZA																					
FLOTADO	47.00	4.73	58.10	6.98	1.43	0.92	0.82	5.94	27.31	3.28	0.67	0.43	0.39	2.79	4.19	9.01	10.03	6.05	8.79	18.38	
CONCENTRADO	946.50	95.27	66.00	3.50	0.64	0.71	0.42	1.31	624.69	33.13	6.03	6.72	4.01	12.40	95.81	90.99	89.97	93.95	91.21	81.62	
TOTAL	993.50	100.00							652.00	36.41	6.70	7.15	4.40	15.19	100	100	100	100	100	100	
			CABEZA CALCULADA						65.63	3.66	0.67	0.72	0.44	1.53							

P ACT-4 [CONC. KAZAJISTÁN]																					
PRODUCTO			ANÁLISIS, %							CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	
CABEZA																					
FLOTADO	66.60	6.84	61.50	6.96	1.43	0.91	0.77	5.20	40.96	4.64	0.95	0.61	0.51	3.46	6.39	12.68	13.64	8.87	11.52	21.55	
CONCENTRADO	906.76	93.16	66.20	3.52	0.67	0.69	0.44	1.39	600.28	31.92	6.03	6.22	3.94	12.60	93.61	87.32	86.36	91.13	88.48	78.45	
TOTAL	973.36	100.00							641.23	36.55	6.98	6.83	4.46	16.07	100	100	100	100	100	100	
			CABEZA CALCULADA						65.88	3.76	0.72	0.70	0.46	1.65							

10.3.4 C4. Balances metalúrgicos correspondientes a las pruebas en función del ORP

P T-1, 2, 3, 4, 5, 6 y 7

P T-1 [CONC. KAZAJISTÁN]																					
PRODUCTO			ANÁLISIS, %							CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	
CABEZA	15.60	1.58	65.81	3.91	0.72	0.76	0.43	1.17													
FLOTADO	31.20	3.15	61.48	6.77	1.31	1.16	0.32	2.72	19.18	2.11	0.41	0.36	0.10	0.85	2.94	7.24	7.70	6.88	6.36	7.26	
CONCENTRADO	942.70	95.27	67.22	2.87	0.52	0.52	0.15	1.15	633.68	27.06	4.90	4.90	1.45	10.84	97.06	92.76	92.30	93.12	93.64	92.74	
TOTAL	989.50	100							652.86	29.17	5.31	5.26	1.55	11.69	100	100	100	100	100	100	
			CABEZA CALCULADA						65.98	2.95	0.54	0.53	0.16	1.18							

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

PT-2 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %							CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %				
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
CABEZA	9.90	1.00	66.20	3.71	0.69	0.72	0.42	1.21												
FLOTADO	22.50	2.27	61.40	8.01	1.59	1.06	0.76	4.38	13.82	1.80	0.36	0.24	0.17	0.99	2.14	4.80	4.98	3.49	3.89	6.75
CONCENTRADO	958.20	96.73	65.80	3.73	0.71	0.69	0.44	1.42	630.50	35.74	6.83	6.59	4.22	13.61	97.86	95.20	95.02	96.51	96.11	93.25
TOTAL	990.60	100							644.31	37.54	7.19	6.83	4.39	14.59	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									65.04	3.79	0.73	0.69	0.44	1.47						

PT-3 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %							CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %				
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
CABEZA	8.10	0.82	66.00	3.77	0.70	0.71	0.43	1.37												
FLOTADO	44.60	4.50	59.90	7.35	1.50	0.94	0.82	6.07	26.72	3.28	0.67	0.42	0.36	2.71	4.11	8.71	9.27	6.05	8.04	16.40
CONCENTRADO	939.10	94.69	66.30	3.66	0.70	0.69	0.44	1.47	622.62	34.37	6.55	6.50	4.16	13.80	95.89	91.29	90.73	93.95	91.96	83.60
TOTAL	991.80	100							649.34	37.65	7.21	6.92	4.52	16.51	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									65.47	3.80	0.73	0.70	0.46	1.66						

PT-4 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %							CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %				
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
CABEZA																				
FLOTADO	39.00	3.92	59.30	7.78	1.61	0.98	0.91	7.40	23.13	3.03	0.63	0.38	0.36	2.89	3.54	8.18	8.53	5.30	8.05	19.70
CONCENTRADO	956.50	96.08	65.90	3.56	0.70	0.72	0.42	1.23	630.33	34.05	6.73	6.85	4.06	11.76	96.46	91.82	91.47	94.70	91.95	80.30
TOTAL	995.50	100							653.46	37.09	7.36	7.23	4.41	14.65	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									65.64	3.73	0.74	0.73	0.44	1.47						

PT-5 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %							CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %				
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
CABEZA																				
FLOTADO	35.00	3.53	56.60	7.42	1.60	0.93	1.04	10.50	19.81	2.60	0.56	0.33	0.36	3.68	3.01	6.60	7.35	4.54	7.76	21.93
CONCENTRADO	961.80	97.07	66.30	3.82	0.73	0.71	0.45	1.36	637.67	36.74	7.06	6.86	4.33	13.08	96.99	93.40	92.65	95.46	92.24	78.07
TOTAL	996.80	101							657.48	39.34	7.62	7.18	4.69	16.76	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									66.36	3.97	0.77	0.73	0.47	1.69						

PT-6 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %							CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %				
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
CABEZA																				
FLOTADO	43.00	4.32	53.30	10.90	2.28	1.50	1.14	9.98	22.92	4.69	0.98	0.65	0.49	4.29	3.51	12.14	12.60	8.75	10.47	24.61
CONCENTRADO	952.70	95.68	66.20	3.56	0.71	0.71	0.44	1.38	630.69	33.92	6.80	6.73	4.19	13.15	96.49	87.86	87.40	91.25	89.53	75.39
TOTAL	995.70	100							653.61	38.60	7.78	7.37	4.68	17.44	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									65.64	3.88	0.78	0.74	0.47	1.75						

PT-7 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %							CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %				
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
CABEZA																				
FLOTADO	33.60	3.32	58.60	9.07	1.83	1.27	0.93	5.67	19.69	3.05	0.61	0.43	0.31	1.91	3.08	10.67	11.42	6.29	7.72	13.31
CONCENTRADO	977.30	96.68	63.30	2.61	0.49	0.65	0.38	1.27	618.63	25.51	4.77	6.35	3.75	12.41	96.92	89.33	88.58	93.71	92.28	86.69
TOTAL	1010.90	100							638.32	28.56	5.38	6.78	4.07	14.32	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									63.14	2.82	0.53	0.67	0.40	1.42						

P Z-1 y 2

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

P Z-1 [CONC. KAZAJISTÁN]																					
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %						
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	
CABEZA																					
FLOTADO 1 (2')	24.00	2.42	64.20	5.50	1.12	0.90	0.43	9.77	15.41	1.32	0.27	0.22	0.10	2.34	2.35	3.92	4.49	3.72	4.81	16.08	
FLOTADO 2 (4')	13.00	1.31	63.80	5.63	1.11	0.98	0.38	6.65	8.29	0.73	0.14	0.13	0.05	0.86	1.26	2.17	2.41	2.20	2.31	5.93	
FLOTADO 3 (6')	12.50	1.26	62.20	5.43	1.03	1.04	0.34	4.57	7.78	0.68	0.13	0.13	0.04	0.57	1.18	2.01	2.15	2.24	2.02	3.92	
FLOTADO 4 (8')	5.00	0.50	63.00	6.05	1.19	1.09	0.40	6.84	3.15	0.30	0.06	0.05	0.02	0.34	0.48	0.90	0.99	0.94	0.94	2.35	
FLOTADO 5 (10')	6.00	0.61	62.80	7.49	1.38	1.31	0.43	4.79	3.77	0.45	0.08	0.08	0.03	0.29	0.57	1.33	1.38	1.35	1.20	1.97	
FLOTADO 6 (12')	6.00	0.61	60.50	9.47	1.85	1.40	0.87	4.74	3.63	0.57	0.11	0.08	0.05	0.28	0.55	1.69	1.85	1.45	2.45	1.95	
CONCENTRADO	924.00	93.29	66.50	3.21	0.56	0.55	0.20	1.07	614.46	29.66	5.19	5.12	1.84	9.89	93.60	87.98	86.72	88.10	86.27	67.81	
TOTAL	990.50	100							656.49	33.71	5.99	5.81	2.13	14.58	100	100	100	100	100	100	
			CABEZA CALCULADA							66.28	3.40	0.60	0.59	0.22	1.47						

P Z-2 [CONC. KAZAJISTÁN]																					
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %						
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	
CABEZA	13.00	1.34	66.50	3.52	0.64	0.53	0.24	1.59													
FLOTADO 1 (2')	13.00	1.34	57.90	6.50	1.40	0.97	0.57	12.20	7.53	0.85	0.18	0.13	0.07	1.59	1.18	2.63	3.13	2.28	3.32	11.11	
FLOTADO 2 (4')	12.00	1.23	62.10	6.80	1.38	1.11	0.50	9.44	7.45	0.82	0.17	0.13	0.06	1.13	1.17	2.53	2.85	2.42	2.68	7.93	
FLOTADO 3 (6')	9.00	0.93	61.80	7.23	1.41	1.21	0.44	6.41	5.56	0.65	0.13	0.11	0.04	0.58	0.88	2.02	2.18	1.98	1.79	4.04	
FLOTADO 4 (8')	7.00	0.72	59.20	9.13	1.81	1.29	0.91	6.20	4.14	0.64	0.13	0.09	0.06	0.43	0.65	1.99	2.18	1.64	2.88	3.04	
FLOTADO 5 (10')	7.00	0.72	59.70	9.65	1.90	1.28	0.91	5.34	4.18	0.68	0.13	0.09	0.06	0.37	0.66	2.10	2.29	1.63	2.85	2.62	
FLOTADO 6 (12')	6.00	0.62	60.30	9.99	1.95	1.41	0.94	5.20	3.62	0.60	0.12	0.08	0.06	0.31	0.57	1.86	2.01	1.54	2.54	2.18	
CONCENTRADO	905.00	93.11	66.60	3.09	0.55	0.54	0.21	1.09	602.73	27.96	4.96	4.87	1.86	9.86	94.89	86.87	85.35	88.51	83.93	69.08	
TOTAL	972.00	100							635.21	32.19	5.81	5.50	2.22	14.28	100	100	100	100	100	100	
			CABEZA CALCULADA							65.35	3.31	0.60	0.57	0.23	1.47						

P X-1 y 2

P X-1 [CONC. KAZAJISTÁN]																					
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %						
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	
FLOTADO 1	22.00	2.23	56.50	9.23	1.89	1.37	0.95	6.27	12.43	2.03	0.42	0.30	0.21	1.38	1.90	5.58	6.16	4.22	4.71	12.57	
FLOTADO 2	37.00	3.74	62.00	7.35	1.49	1.12	0.74	3.91	22.94	2.72	0.55	0.41	0.28	1.45	3.51	7.47	8.16	5.81	6.22	13.18	
FLOTADO 3	41.00	4.15	63.00	7.04	1.40	1.00	0.76	3.94	25.83	2.89	0.57	0.41	0.31	1.62	3.95	7.93	8.50	5.72	7.00	14.72	
CONCENTRADO	888.00	89.88	66.70	3.24	0.59	0.68	0.41	0.74	592.30	28.77	5.21	6.01	3.63	6.54	90.63	79.03	77.18	84.25	82.08	59.54	
TOTAL	988.00	100							653.50	36.41	6.75	7.14	4.43	10.98	100	100	100	100	100	100	
			CABEZA CALCULADA							66.14	3.68	0.68	0.72	0.45	1.11						

P X-2 [CONC. KAZAJISTÁN]																					
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %						
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	
FLOTADO 1	33.00	3.36	58.40	8.94	1.86	1.16	0.97	7.44	19.27	2.95	0.61	0.38	0.32	2.46	2.97	7.97	8.68	5.36	7.17	19.08	
FLOTADO 2	29.00	2.95	62.00	7.92	1.60	1.06	0.81	5.03	17.98	2.30	0.46	0.31	0.24	1.46	2.77	6.21	6.56	4.30	5.30	11.34	
FLOTADO 3	16.00	1.63	60.30	7.47	1.57	1.09	0.85	5.89	9.65	1.20	0.25	0.17	0.14	0.94	1.48	3.23	3.55	2.44	3.06	7.32	
CONCENTRADO	904.00	92.06	66.70	3.38	0.64	0.70	0.42	0.89	602.97	30.56	5.74	6.28	3.76	8.01	92.78	82.59	81.20	87.90	84.47	62.25	
TOTAL	982.00	100							649.87	37.00	7.07	7.15	4.45	12.87	100	100	100	100	100	100	
			CABEZA CALCULADA							66.18	3.77	0.72	0.73	0.45	1.31						

P Y-1

REMOCIÓN DE AZUFRE EN UN CONCENTRADO DE MAGNETITA MEDIANTE FLOTACIÓN INVERSA

P Y-1 [CONC. KAZAJISTÁN]																				
PRODUCTO			ANÁLISIS, %						CONTENIDOS, g						RECUPERACIÓN, %					
	Peso, g	Peso, %	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	Fe _T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S
CABEZA																				
FLOTADO 1 (1')	8.00	0.80	54.10	11.40	2.30	1.48	1.09	8.24	4.33	0.91	0.18	0.12	0.09	0.66	0.66	2.46	2.74	1.61	1.96	5.61
FLOTADO 2 (3')	20.00	2.00	56.40	8.01	1.67	1.21	0.88	6.90	11.28	1.60	0.33	0.24	0.18	1.38	1.71	4.32	4.98	3.28	3.94	11.75
FLOTADO 3 (4')	14.00	1.40	60.00	7.61	1.56	1.16	0.82	5.21	8.40	1.07	0.22	0.16	0.11	0.73	1.27	2.88	3.25	2.20	2.57	6.21
FLOTADO 4 (6')	28.00	2.80	60.30	7.31	1.51	1.10	0.81	5.39	16.88	2.05	0.42	0.31	0.23	1.51	2.56	5.52	6.30	4.18	5.11	12.85
FLOTADO 5 (7')	10.00	1.00	61.40	7.01	1.43	1.01	0.80	4.91	6.14	0.70	0.14	0.10	0.08	0.49	0.93	1.89	2.13	1.37	1.80	4.18
FLOTADO 6 (9')	15.00	1.50	61.70	7.22	1.47	1.00	0.81	4.97	9.26	1.08	0.22	0.15	0.12	0.75	1.40	2.92	3.28	2.04	2.73	6.35
FLOTADO 7 (10')	10.00	1.00	63.30	7.28	1.43	1.01	0.73	3.27	6.33	0.73	0.14	0.10	0.07	0.33	0.96	1.97	2.13	1.37	1.63	2.78
CONCENTRADO	895.00	89.50	66.70	3.23	0.56	0.69	0.40	0.66	596.97	28.91	5.05	6.18	3.58	5.91	90.51	78.03	75.19	83.95	80.27	50.28
TOTAL	1000	100							659.58	37.05	6.71	7.37	4.46	11.75	100	100	100	100	100	100
CABEZA CALCULADA									65.96	3.70	0.67	0.74	0.45	1.17						