



UNIVERSIDAD DE GUANAJUATO

DIVISION DE INGENIERÍAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA EN MINAS,
METALURGIA Y GEOLOGÍA

**FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO
COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE
FLOTACIÓN JAMESON**

TESIS QUE PARA OBTENER EL GRADO DE:
INGENIERO METALÚRGICO

PRESENTA

JESUS EDUARDO ACEVEDO ACEVEDO

ASESOR

DR. MARIO ALBERTO CORONA ARROYO

COASESOR

DR. ENRIQUE ELORZA RODRIGUEZ

FINANCIAMIENTO DE PROYECTO:

SECRETARIA DE EDUCACIÓN PÚBLICA A TRAVÉS
DEL PROYECTO NPTC-PRODEP UGTO-PTC-520

AGRADECIMIENTOS

Le agradezco a Dios por haberme acompañado y guiado a lo largo de mi carrera, por ser mi fortaleza en los momentos de debilidad y por brindarme una vida llena de aprendizajes, experiencias y sobre todo felicidad.

Le doy gracias a mis padres J. Carmen y Rosa María por apoyarme en todo momento, por los valores que me han inculcado, y por haberme dado la oportunidad de tener una excelente educación en el transcurso de mi vida.

A mis hermanos por ser parte importante de mi vida y representar la unión familiar. A Mauricio, Omar y Antonio por llenar mi vida de alegrías y amor cuando más lo he necesitado, y sobre todo por apoyarme para cumplir con este sueño que en pocas palabras no hubiera sido posible sin el esfuerzo de todos y cada uno de ellos.

A mis primos Ulises, Giovanni, Aracely, Soledad que, a pesar de estar alejados, apoyaron sin cuestionamiento alguno y creyeron en mí.

A Yosselin, por ser una parte muy importante de mi vida, por haberme apoyado en las buenas y en las malas, sobre todo por su paciencia y amor incondicional.

Quiero agradecer a todos mis amigos que estuvieron presentes durante mi etapa académica, ya que con su amistad y apoyo en momentos difíciles se convirtieron en mi segunda familia (Ángel Uriel, Sharon Gwendolyn, Kristel, José Luis, Eduardo, Edna Thalía, Gabriela, Noé), siempre estarán en mi corazón.

Gracias Doctor Mario Corona por creer en mí, y haberme brindado la oportunidad de desarrollar mi tesis profesional y por todo el apoyo, facilidades, y amistad que me otorgó y darme la oportunidad de crecer profesionalmente y aprender cosas nuevas.

Gracias al Doctor Enrique Elorza por haberme ofrecido su apoyo académico y profesional a lo largo de mi etapa universitaria, así como por ofrecerme una amistad sincera, enseñanzas y conocimientos.

A todos los profesores del departamento de Minas, Metalurgia y Geología de la Universidad de Guanajuato por brindarme su apoyo académico a lo largo de la licenciatura, así como reconocer su excelente labor y desempeño académico.

Así mismo quiero agradecer a Minera “Las Truchas” de la empresa Arcelor Mittal y al Ing. Lucio Bejarano, por haber apoyado el proyecto de tesis para que se pudiera completar.

Agradecer al Laboratorio LICAMM-UG y Laboratorio de Metalurgia por el apoyo en el uso de los equipos para la caracterización mineralógica de las muestras y realización de las pruebas de flotación de laboratorio, y a todos sus técnicos académicos: Daniela Moncada y Juan Carlos Martínez Barrón.

Finalmente agradecer al Dr. Feng Rao de la Universidad Michoacana de San Nicolás de Hidalgo por las facilidades para utilizar los equipos de su laboratorio para realizar las mediciones de potencial Zeta.

Gracias a la Secretaría de Educación Pública por el financiamiento de este trabajo a través del proyecto NPTC-PRODEP UGTO-PTC-520

RESUMEN

La alta y creciente demanda de acero en el mercado internacional, ha dado espacio al incremento masivo de numerosas plantas de concentración de hierro haciendo uso de flotación inversa, con el fin de reducir al máximo los contenidos de sílice (SiO_2) y azufre (S) en los concentrados finales. Aunado al agotamiento de reservas minerales de alta ley, y a que, una mineralogía más compleja, lo que dificulta los procesos de liberación de partículas. La liberación es una de las principales problemáticas que actualmente se presentan en los procesos de concentración magnética mediante tambores rotatorios, los cuales han llegado a sus límites de concentración, provocando aumentos en los costos de producción y disminuyendo su eficiencia. Este tipo de problemas posibilita a la flotación inversa como una alternativa como última etapa de limpia.

Por otro lado, la flotación pudiera generar inconvenientes debido al impacto ambiental que puede generar al hacer uso de reactivos, especialmente cuando se emplea la flotación catiónica inversa, donde se usan reactivos químicos como las aminas. No obstante, la flotación aniónica con colectores del tipo ácido se convierte en una alternativa “viable-aceptable” ya que se ha reportado que estos reactivos son fácilmente degradables.

El presente proyecto, tiene como objetivo disminuir el grado SiO_2 , en el concentrado final de hierro, mediante la implementación de un método fisicoquímico como lo es la flotación inversa aniónica, mediante el cual se evaluaron los siguientes parámetros: a) efecto producido por la adición de iones activadores (Ca^{++}) de superficie para la ganga silicosa, b) efecto del pH en la flotabilidad de SiO_2 y S, c) dosificación óptima de colector del tipo ácido graso (Cromalux 250) y d) estudio del aumento de aireación de la columna de flotación. Los estudios se realizaron en una celda del tipo Jameson; llamada FlotMagnefloc, con campos magnéticos homogéneos para la depresión de magnetita.

Como muestra problema se contó con un concentrado de la mina “Las Truchas” de la compañía Arcelor Mittal, proveniente de las etapas finales de concentración magnética con tambores rotatorios.

La caracterización mineralógica identificó como principales fases mineralógicas en concentrado: Magnetita (Fe_3O_4) y Hematita (Fe_2O_3); la ganga no magnética silicosa está conformada por clorita $[(\text{Mg},\text{Al})_6(\text{Si},\text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8]$, calcita $[\text{CaCO}_3]$ y cuarzo $[\text{SiO}_2]$ y ganga sulfurosa es la pirita $[\text{FeS}_2]$, principalmente. Además, se identificó que en la fracción + 270#, la magnetita y sílice se asocian de forma simple y diseminada, siendo la liberación relativa de sólo del 50%. Por otro lado, la pirita tiene una liberación en esta fracción de 82% y alcanza su máxima liberación en las fracciones finas, $\geq 95\%$ (-20 micrómetros)

Mediante el estudio de potencial zeta, se identificó que, el punto de carga cero del mineral que constituyen las colas del proceso, se da en un rango de pH de 7.0, siendo necesaria la activación de la ganga con iones de calcio para poder flotar la ganga con colectores aniónicos. Para la eliminación de la ganga se estableció que los parámetros del proceso donde se obtiene la mejor eficiencia de flotación son : Una activación efectiva de las colas con 500 g/t de CaCl_2 , un pH de 8.0, una dosificación de colector de 200 g/t y un flujo de aire superficial de 0.8 L/min (J_g de 10.03), para lo cual se obtiene el grado de SiO_2 en el concentrado final de 3.61 %, mientras que la recuperación de Fe es de 89.98%.

Finalmente, se concluyó que la flotación aniónica inversa, es una buena opción como etapa de limpia final del concentrado, ya que es evidente su mejor eficiencia con respecto a los tambores magnéticos, además su impacto ambiental será menor que el provocado por la flotación catiónica.

INDICE

AGRADECIMIENTOS	II
RESUMEN	IV
1 INTRODUCCIÓN	1
2 JUSTIFICACIÓN.....	2
3 OBJETIVOS.....	3
3.1 Objetivo General	3
3.2 Objetivos Específicos	4
4 HIPÓTESIS.....	4
5 ANTECEDENTES.....	4
5.1 Magnetismo.....	4
5.2 Tipos de Magnetismo en Minerales	7
5.3 Propiedades Magnéticas de los minerales.....	14
5.4 Principios de la separación magnética	15
5.5 Fuerzas involucradas en la separación magnética	17
5.6 Concentración Magnética de Minerales de Hierro	18
5.6.1 Fuerza magnética sobre las partículas del proceso.....	18
5.6.2 Separación Magnética	19
5.6.3 Transporte de Material en Separadores Magnéticos	25
5.7 Flotación de Minerales	29
5.8 Flotación de Minerales de Hierro	32
5.8.1 Flotación inversa catiónica	34
5.8.2 Flotación aniónica inversa	37
5.8.3 Minerales magnéticos y campos magnéticos de baja intensidad	40
6 METODOLOGÍA EXPERIMENTAL.....	43
6.1 Materiales y Preparación.....	43
6.2 Reactivos químicos	44
6.3 Caracterización de muestras minerales	45
6.3.1 Análisis químicos	45
6.3.2 Difracción de rayos X.....	46
6.3.3 Microscopía de luz polarizada y microscopía de barrido electrónico .	46

6.4	Determinación del potencial zeta de muestras minerales	46
6.5	Eliminación de ganga no magnética en flotMagnefloc	47
7	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	49
7.1	Caracterización mineralógica	49
7.2	Potencial Zeta	54
7.3	Pruebas de eliminación de ganga silicosa	56
7.3.1	Adición de iones Ca^{++} para la activación de la ganga silicosa	56
7.3.2	Efecto del pH de la pulpa en la eliminación de ganga	59
7.3.3	Consumo óptimo de colector	61
7.3.4	Efecto del Jg sobre la flotación inversa de ganga no magnética	64
7.4	Comparación: Flotación catiónica vs aniónica	66
8	CONCLUSIONES	69
9	BIBLIOGRAFÍA	72
10	APÉNDICES	77
10.1	Apéndice A. Caracterización mineralógica del concentrado inicial	77
A1	Tablas de liberación relativa del concentrado	77
A2	Fotomicrografías de las fracciones de tamaño del concentrado	78
A3	Tablas de Liberación absoluta del concentrado en función de su distribución	79
A4	Graficas determinación de liberación relativa y absoluta del concentrado ..	80
10.2	Apéndice B Determinación del tamaño de partícula del concentrado.	80
B1	Análisis granulométrico de concentrado de cabeza	80
10.3	Apéndice C. Balances Metalúrgicos de pruebas de eliminación de impurezas.	80
10.3.1	C1. Balances Metalúrgicos correspondientes a las pruebas de adición de iones Ca^{++} como activador	80
10.3.2	C2. Balances metalúrgicos de pruebas de determinación de pH. ...	85
10.3.3	C3. Balances metalúrgicos de pruebas sobre determinación de la dosificación de colector óptima.	90
10.3.4	C4. Balances metalúrgicos de pruebas para observar el efecto que produce el flujo suministrado a la celda.	96

Lista de Figuras

Figura 1. Campo electromagnético creado por una corriente eléctrica (Gupta & Yan, 2016)	5
Figura 2. Esquematación de la alineación de los momentos magnéticos de los minerales (Svoboda, 2004).	7
Figura 3. Curvas de magnetización de dos minerales, diamagnético y paramagnético (Wills & Napier-Munn, 2006).....	9
Figura 4. Curva de magnetización de un mineral Ferromagnético (Svoboda, 2004)	10
Figura 5. Alineación de los momentos magnéticos dentro de sus dominios. a) En magnetita (orientación al azar) y b) dentro de un imán (orientación preferencial). 11	
Figura 6 Como actúan los momentos magnéticos en un material antiferromagnético (dos subestructuras magnéticas) (Gupta & Yan, 2016).....	12
Figura 7. Efecto de la temperatura con respecto a la susceptibilidad magnética de distintos materiales (Svoboda, 2004)	13
Figura 8. Representación esquemática del proceso de separación magnética (Svoboda, 2004).....	16
Figura 9. Diagrama de las partes que componen un separador magnético de baja intensidad (Wills & Finch, 2016).....	20
Figura 10. Polaridad y disposición de los polos en separador magnético rotatorio(Gupta & Yan, 2016).	21
Figura 11. Separadores magnéticos, a) De corriente y rotación en la misma dirección, b) De contracorriente (Gupta & Yan, 2016).....	22
Figura 12. Tambor magnético de rotación inversa (Svoboda, 2004).....	24
Figura 13. Fotomicrografía de partículas libres de SiO ₂ y Fe ₃ O ₄ , en comparación con la asociación de partículas de SiO ₂ -Fe ₃ O ₄ en un concentrado de Fe (Llamas-Bueno et. al, 2018).	27
Figura 14. Fotomicrografía de un concentrado de hierro, donde se observa la heterocoagulación de partículas de SiO ₂ en Fe ₃ O ₄ y viceversa (Llamas-Bueno et. al., 2018).	28

Figura 15. Fotomicrografía de aglomerados de magnetita en función del campo magnético, donde se puede ver el entrapamiento de partículas no magnéticas a diferentes campos aplicados, mostrándose estas, en los círculos. (Llamas-Bueno et al., 2018).	29
Figura 16. a) sistema resultante de un mineral hidrofílico, el cual tiene una mayor mojabilidad, b) sistema resultante de un mineral hidrofóbico, observando su ángulo de contacto de pocos grados.	31
Figura 17. Mecanismo de colección cuando se le es agregado un colector al mineral. a) se disuelve el colector en la fase acuosa, b) se adsorbe en la superficie mineral y c) se adhiere su zona hidrofóbica a la burbuja de aire (Gupta & Yan, 2016).	31
Figura 18. Diagrama de distribución de especies para una concentración total de 1×10^{-4} M DDA (Smith & Akhtarm, 1976).....	36
Figura 19. Diagrama de distribución de especies de una concentración de 5×10^{-5} M del ácido mirístico.....	40
Figura 20. Esquema de equipo FlotMagnefloc (Reynoso-González, 2018)..	41
Figura 21. Aparato ZetaProbe de Colloidal Dynamics.....	47
Figura 22. Equipo experimental construido para pruebas de eliminación de impurezas no magnéticas (López-Valdivieso et al., 2015).	48
Figura 23. Difractograma de las colas de flotación del proceso que se lleva a cabo en laboratorio.	50
Figura 24. Fotomicrografía de la fracción +270# de concentrado de cabeza en microscopio de luz polarizada. Partículas libres de ganga silicosa círculo azul; círculo rojo partícula de magnetita libre; círculo amarillo partícula asociada entre magnetita y ganga silicosa.	52
Figura 25. Fotomicrografía de la fracción +325# de cabeza en microscopio de luz polarizada. El círculo blanco representa a una partícula de pirita libre, así mismo el círculo amarillo representa una asociación simple entre magnetita y silicatos.	53
Figura 26. Fotomicrografía de la fracción +635# en microscopio óptico de luz polarizada. Círculo rojo partícula de magnetita libre; círculo azul partícula libre de silicatos; círculo blanco partícula de pirita; círculo amarillo asociación silicatos y magnetita.....	53

Figura 27. Potencial zeta de ganga silicosa en función del pH con una dosificación de 0, 20, 500 ppm Ca ⁺⁺ y una adición de colector Cromalux 250 1X10 ⁻³ M y 500 ppm.	55
Figura 28. Representación gráfica de las recuperaciones obtenidas en el sobreflujo, de cada una de las adiciones de iones Ca ⁺⁺	58
Figura 29. a) Recuperación de SiO ₂ , Fe y azufre en colas, b) Grado de SiO ₂ en bajo flujo y c) potencial Zeta de ganga en función del pH Con y Sin iones activadores de Calcio	60
Figura 30. a) Grado de SiO ₂ en bajo flujo (concentrado) y b) recuperación de material flotado en función de la dosificación de colector, sin y con iones activadores a pH de 7 y 8, respectivamente.....	64
Figura 31. Resultados sobre el efecto que produce el aumento del <i>Jg</i> en el grado y recuperación de SiO ₂ . a) Grado de SiO ₂ en el concentrado final de Hierro; b) Recuperación de material en el sobreflujo del proceso.	65
Figura 32. Comparativa de resultados de la flotación catiónica y aniónica en función del <i>Jg</i> . a) Grado de SiO ₂ en concentrado en función del <i>Jg</i> ; b) Recuperación de SiO ₂ en colas en función del <i>Jg</i> . Reynoso-González (2018): pH 9, 150 g/Ton Flotigam EDA, Campo magnético 0.008T. Este Trabajo: pH 8, 200 g/ton Cromalux, 500g/Ton CaCl ₂ , campo magnético 0.008T.....	67
Figura 33. Comparativa de resultados de la flotación catiónica y aniónica en función del <i>Jg</i> . a) Grado de S en concentrado en función del <i>Jg</i> ; b) Recuperación de S en colas en función del <i>Jg</i> .(Reynoso-González, 2018): pH 9, 150 g/ton Flotigam EDA, Campo magnético 0.008T. Este Trabajo: pH 8, 200 g/ton Cromalux, 500g/t CaCl ₂ , campo magnético 0.008T.....	68
Figura 34. Comparativa de resultados de la flotación catiónica y aniónica en función del <i>Jg</i> . a) Grado de Fe _t en concentrado en función del <i>Jg</i> ; b) Recuperación de Fe _t en colas en función del <i>Jg</i> .(Reynoso-González, 2018): pH 9, 150 g/Ton Flotigam EDA, Campo magnético 0.008T. Este Trabajo: pH 8, 200 g/ton Cromalux, 500g/Ton CaCl ₂ , campo magnético 0.008T.....	69

Lista de Tablas

Tabla I. Susceptibilidades magnéticas asociadas a minerales Diamagnéticos (Svoboda, 2004).....	8
Tabla II. Susceptibilidades magnéticas de minerales Paramagnéticos (Svoboda, 2004)	9
Tabla III. Colectores catiónicos (Smith & Akhtarm, 1976)	35
Tabla IV. PZC de algunos minerales de mayor importancia en concentrados de hierro (Leja, 1982)	37
Tabla V. Formulas moleculares y solubilidades de varios ácidos grasos(Fuerstenau & Palmer, 1976).	39
Tabla VI. Reactivos utilizados para la experimentación	44
Tabla VII. Análisis granulométrico y análisis químico por fracción de tamaño de partícula del concentrado.	51
Tabla VIII Distribución de contenidos en el concentrado.....	51
Tabla IX. Liberación relativa y absoluta de magnetita, piritita y ganga silicosa en el concentrado de hierro.	54
Tabla X. Grado y recuperación de Fe t, SiO ₂ y S en el concentrado final de las pruebas realizadas para identificar la adición de CaCl ₂	58
Tabla XI. Grados y recuperación de pruebas de flotación sin adición de iones activadores Ca ⁺⁺	59
Tabla XII. Resultados obtenidos de las pruebas de flotación corridas en función del pH, manteniendo una adición constante de CaCl ₂	60
Tabla XIII. Grado y recuperación en función de la adición de colector cromalux sin la adición de iones Ca ⁺⁺ y pH natural (7.0).	62
Tabla XIV. Resultados correspondientes al barrido de colector C-250 con una adición de 500 g/t de iones Ca ⁺⁺ , y un pH de 8.0.	63
Tabla XV. Resultados obtenidos de las pruebas de flotación en función del <i>Jg</i> (cm/s).	65

1 INTRODUCCIÓN

Durante las últimas décadas, la producción mundial de acero ha mostrado un incremento considerable, de forma que desde el año 2000 prácticamente se ha duplicado, siendo la producción anual para el 2018 de 2 230 millones de toneladas (Dirección General de Desarrollo Minero, 2018; US Geological Survey, 2019). La principal materia prima de la industria acerera lo son los minerales de hierro; la cantidad extraída y procesada a nivel mundial ha aumentado con la misma tendencia para cubrir las necesidades de consumo de acero, siendo para el año 2018 Australia, Brasil y China, los mayores productores de concentrados de hierro, mientras que México tuvo una producción anual al año 2016 de 12.1 millones de toneladas, siendo las principales entidades que aportaron esta: Coahuila, Michoacán, Colima y Chihuahua (Dirección General de Desarrollo Minero, 2018; INEGI, 2019).

La constante demanda por la industria acerera de concentrados con mayor grado de hierro y menores impurezas contenidas en este, han obligado a la industria del hierro, a fomentar el uso de nuevos procesos-tecnologías para mejorar el procesamiento de mineral de hierro. Las reservas de minerales de alta ley presentan reducción, y asimismo la rentabilidad de los procesos de separación magnética que actualmente se emplean, como lo es la separación magnética por medio de tambores rotatorios. La concentración magnética aprovecha las diferencias en susceptibilidad magnética de los minerales involucrados, rechazando aquellos paramagnéticos, como lo es la ganga silicosa. Este proceso de concentración es principalmente empleado cuando los yacimientos presentan material con una alta susceptibilidad magnética, como lo es la magnetita.

El proceso mencionado, cada día presenta nuevos retos, conforme las asociaciones mineralógicas se hacen más complejas, limitando la recuperación de material de interés y aumentando el grado de impurezas en ellos. Debido a ello, los productores de mineral de hierro se han visto obligados a reexaminar sus procesos de concentración, para de este modo evaluar procesos alternativos, tal como lo es la flotación.

La aplicación de flotación inversa ya sea catiónica o aniónica, implica la flotación de la sílice o la ganga silicosa de los concentrados de hierro provenientes de las etapas finales de limpieza, realizadas en separadores magnéticos. Así, la flotación inversa, ha probado ser un método económico y eficiente a la hora de reducir los contenidos de sílice a niveles inferiores a los obtenidos basados en susceptibilidad magnética (Corona-Arroyo, 2015; Ma, Marques, & Gontijo, 2011; Reynoso-González, 2018).

La flotación inversa en concentrados de hierro ha sido la ruta más usada industrialmente ya que permite reducir el grado y aumentar la recuperación de material de ganga, sin embargo, los costos en los reactivos usados son más altos en comparación con la flotación aniónica. No obstante, se ha reportado que los colectores catiónicos como las aminas, pueden observar un impacto ambiental negativo. Esta razón, ha dado lugar a implementar otro tipo de colectores, los aniónicos, los cuales son sintetizados a base de ácidos grasos, obtenidos de grasas animales o como subproducto de las papeleras, por lo cual son más económicos y tienen un menor impacto sobre el medio ambiente.

El presente proyecto de investigación conlleva el estudio de la aplicación de la flotación inversa aniónica a un concentrado de hierro proveniente de la Mina “Las Truchas” del municipio de Lázaro Cárdenas, Michoacán, México, como última etapa de limpieza del concentrado. En el presente estudio se analizó, el efecto de la adición de CaCl_2 como activador de ganga, el efecto del pH de la pulpa y la adición de colector sobre el grado de SiO_2 en el concentrado final y la recuperación de Hierro en el concentrado. Para realizar el estudio se utilizó una columna de flotación tipo Jameson asistida con un campo magnético homogéneo de 0.008 T, Teslas.

2 JUSTIFICACIÓN

Los concentrados de hierro actualmente procesados en minera “Las Truchas”, contiene impurezas en porcentajes por arriba de los límites permisibles por la industria acerera. Su principal impureza es el SiO_2 , el cual se encuentra en un 5.1%. En la actualidad, los procesos de concentración magnética han visto limitada su eficacia en el tratamiento de menas de grado medio (40-50% Fe) y aumentando sus costos. Las

complejas e íntimas asociaciones mineralógicas, no permiten reducir con eficiencia las impurezas contenidas. Esta dificultad se acentúa en el proceso de concentración magnética con tambores rotarios, en las que cuando el mineral se encuentra en las últimas etapas de concentración (limpias); para reducir el grado de sílice en 1%, son necesarias más de 3 etapas de limpias con tambores magnéticos, lo que conlleva a un alto consumo de energía, además de que se incrementa notablemente el consumo de agua para las limpias.

Son estas últimas razones, principalmente, las que justifican la implementación de la flotación como última etapa de limpia, ya que a través de este proceso es posible obtener concentrados mucho más limpios de impurezas, p.e. SiO_2 y S. La flotación catiónica es sin duda un método que ofrece mayor potencial al de la flotación aniónica inversa. No obstante, los costos suelen elevarse según el tipo de colector catiónico usado, además del alto costo, los reactivos usados suelen tener un fuerte impacto sobre el medio ambiente. Esto último, es un tema a considerar al implementar un método alternativo como la flotación (fisicoquímico), ya que la concentración magnética es considerada de bajo impacto ambiental por el hecho de no usar reactivos químicos.

Considerando como reto las bajas eficiencias en tambores magnéticos y el fuerte impacto sobre el medio ambiente de las aminas, se plantea la posibilidad de implementar la flotación aniónica inversa, proceso que puede verse beneficiado no sólo por mejores eficiencias de eliminación de ganga, sino, además, por el bajo impacto ambiental.

3 OBJETIVOS

3.1 Objetivo General

Obtener un concentrado de hierro que cumpla con las especificaciones requeridas por la industria del acero en la Unidad Minera Las Truchas mediante una flotación aniónica.

3.2 Objetivos Específicos

1. Determinar el efecto de la concentración de colector aniónico sobre la flotación de silicatos
2. Determinar el efecto de la concentración de activador (iones de calcio) sobre la recuperación y grado del concentrado magnético.
3. Determinar el efecto del pH de la pulpa sobre la recuperación y grado del concentrado magnético.

4 HIPÓTESIS

La concentración magnética *per se* es incapaz o tiene limitaciones para producir concentrados de fierro de baja concentración de impurezas, como los actualmente demandados por la industria siderúrgica. Así, considerando estas limitaciones, las particulares de flotabilidad que caracterizan los sistemas de no-metálicos y el que las características de calidad: recuperación y grado, son mutuamente excluyentes, nuestra hipótesis con relación a la reducción del porcentaje de SiO₂ en el concentrado de fierro de Las Truchas, la resumimos a lo siguiente: ***es posible disminuir la concentración de SiO₂ en el concentrado final de fierro a valores de ~3.0%, mediante una flotación inversa en una celda de columna tipo Jameson, asistida con un campo magnético homogéneo de 0.008 T, en la que: el pH del medio, la dosificación de activador (Ca²⁺) y cantidad de colector sean los definidos en este estudio.***

5 ANTECEDENTES

5.1 Magnetismo

Los fenómenos magnéticos, han sido reconocidos y explotados desde hace siglos. El primer mineral con el cual se tuvo experiencia de magnetismo fue con la magnetita, el único material de origen natural que exhibe susceptibilidad magnética. La magnetita,

puede inducir al hierro a adquirir fuerzas de atracción y por lo tanto a convertirse en material magnético (Svoboda, 2004).

Las fuerzas involucradas en la creación de un campo magnético sobre el momento magnético de un mineral, pueden comprenderse de mejor forma realizando una analogía de las fuerzas magnéticas circundantes que son generadas cuando una corriente eléctrica fluye a través de una línea recta. En la Figura 1a, se representa esta observación general de lo sucedido con el campo magnético cuando se le imparte una corriente al cable. La Figura 1b, muestra un límite difuso imaginario de un campo electromagnético que rodea al cable, este se presenta perpendicular al cable, permaneciendo siempre con ángulo recto con respecto a la dirección de la corriente.

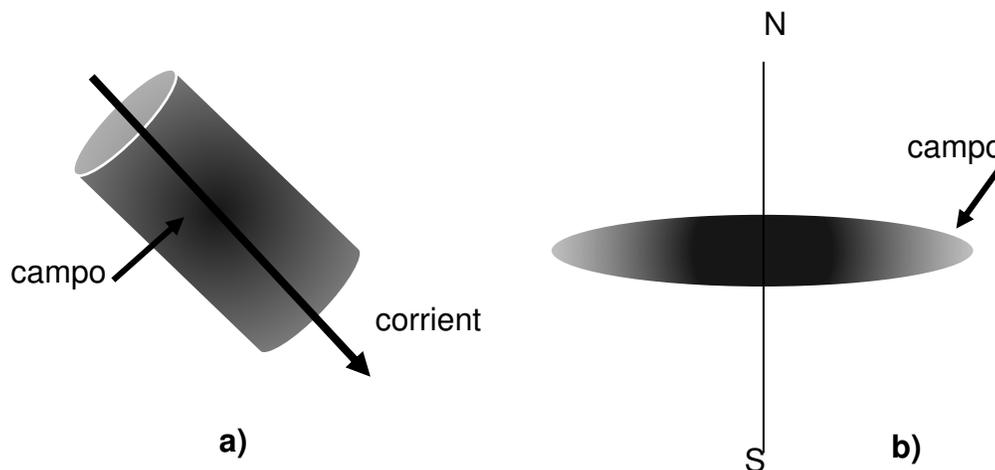


Figura 1. Campo electromagnético creado por una corriente eléctrica (Gupta & Yan, 2016)

Cuando un imán es sometido a un campo magnético, este experimentaría un par de torsión e indicaría una polaridad, ya que la corriente que pasa a través del cable puede considerarse como un vector de polarización, cuya corriente está relacionada con el campo eléctrico, afectando así a aquellos minerales que presenten propiedades magnéticas.

La polarización dentro de un mineral es inducida por una fuerza eléctrica que polariza el movimiento de giro orbital de los electrones en los átomos que constituyen el

material. Al hacerlo, este imparte un efecto magnético. Entonces, se puede decir que el magnetismo es una propiedad atómica, más específicamente asociada a los electrones.

Se dice que la corriente utilizada para inducir la magnetización establece un flujo magnético, el cual es definido como el número de líneas magnéticas de fuerzas que cruzan perpendicularmente a una unidad de área, representándose por la letra B . La unidad de inducción magnética es el tesla (T). La fuerza de magnetización que induce las líneas de fuerza a través de un material es llamada intensidad de campo, H , y esta tiene unidades de ($A\ m^{-1}$) (Wills & Finch, 2016). La inducción magnética, B , la intensidad de campo, H , y la magnetización, M , se relaciona como sigue:

$$B = \mu_0(H + M) \quad (4)$$

Donde μ_0 es la permeabilidad del espacio libre y tiene un valor de $4\pi \times 10^{-7}\ NA^{-2}$. Como en el vacío, $M = 0$ y es extremadamente bajo en aire y agua, por lo tanto, cuando se habla del procesamiento de minerales, la ecuación se reduce a:

$$B = \mu_0 H \quad (5)$$

De modo que el valor de la intensidad de campo, H , es directamente proporcional al valor de la densidad de flujo inducido. Por otro lado, cuando se trata del campo magnético dentro de los materiales ferromagnéticos que concentran las líneas de fuerza, el valor de la densidad de flujo inducido será mucho mayor que la intensidad de campo.

La susceptibilidad magnética (χ) es la relación de la intensidad magnetización producida en el material por el campo magnético que produce la magnetización (Wills & Finch, 2016)

$$\chi = \frac{M}{H} \quad (6)$$

5.2 Tipos de Magnetismo en Minerales

Los distintos minerales pueden ser clasificados por sus propiedades magnéticas presentes, con lo cual, pueden ser clasificados en cinco grupos, los cuales son: **Diamagnéticos**, **Paramagnéticos**, **Ferromagnéticos**, **Ferrimagnéticos** y **Antiferromagnéticos**. Donde los dos primeros grupos mencionados, tienden a tener susceptibilidades magnéticas débiles o muy leves, por lo que estas son indetectables. En cambio, los últimos tres grupos, exhiben una alta susceptibilidad magnética (Svoboda, 2004). Cada uno de estos grupos, presenta orientación en sus momentos magnéticos conforme se le expone a un campo magnético (Figura 2).

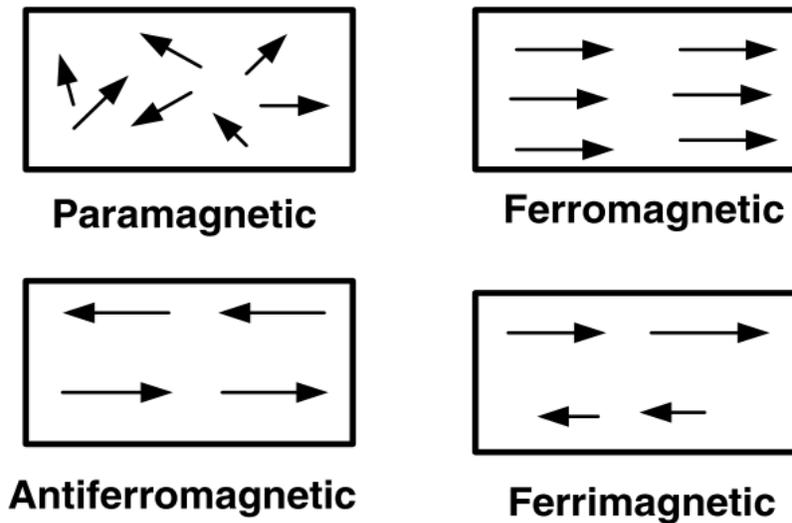


Figura 2. Esquematación de la alineación de los momentos magnéticos de los minerales (Svoboda, 2004).

Los materiales **diamagnéticos**, se caracterizan por poseer una permeabilidad o susceptibilidad magnética negativa o nula. En estos casos, se menciona que las capas orbitales están cerradas, por lo tanto, no presentan orbitales desapareados (Gupta & Yan, 2016). El diamagnetismo, es generado a partir de corrientes de blindaje, las cuales son inducidas por un campo aplicado en las capas de electrones llenas de iones. Estas corrientes son equivalentes a un momento inducido, y que está presente en cada uno de los átomos. Por lo tanto, se dice que el diamagnetismo está regido por la ley de Lenz, la cual establece que, si el flujo magnético encerrado por un bucle de

corriente es modificado por la aplicación de un campo magnético, la corriente se inducirá en una dirección tal que el campo magnético correspondiente se opondrá, dando origen a que el mineral se repele conforme el campo es aplicado (Buschow & De Boer, 2003). En la Tabla I, se muestran algunos minerales diamagnéticos y sus susceptibilidades.

Tabla I. Susceptibilidades magnéticas asociadas a minerales Diamagnéticos(Svoboda, 2004)

Mineral	Fórmula Química	Susceptibilidad Magnética [m³/ kg]x10⁹
Cuarzo	SiO ₂	-6.0
Calcita	CaCO ₃	-4.8
Esfalerita	ZnS	-3.2
Galena	PbS	-4.4
Circonia	ZrO ₂	-1.4
Barita	BaSO ₄	-3.8
Magnesita	MgCO ₃	-6.4
Apatito	Ca[PO ₄] ₃ (F,Cl)	-3.3
Flourita	CaF ₂	-7.9
Halita	NaCl	-9.0
Kaolinita	Al ₄ SiO ₁₀ (OH) ₈	-20.0

Los materiales que se clasifican como **paramagnéticos**, tienen la capacidad de atraerse a lo largo de las líneas de fuerza magnética hasta los puntos donde la intensidad de campo es mayor. Este fenómeno en los materiales es originado debido a la presencia de electrones no apareados que crean dipolos magnéticos. Cuando estos se alinean por la presencia de un campo magnético externo, el momento magnético resultante hace que el material se magnetice y experimente una fuerza magnética a lo largo de estas líneas (Wills & Finch, 2016). Estos materiales, se caracterizan por tener susceptibilidades positivas muy bajas, de ordenes de magnitud de 10⁻⁹ m³/Kg, por lo que exhiben una pobre magnetización, sin embargo, son susceptibles de concentrarse utilizando campos magnéticos externos muy altos. En la Tabla II, se muestran algunos minerales paramagnéticos y sus susceptibilidades.

Tabla II. Susceptibilidades magnéticas de minerales Paramagnéticos (Svoboda, 2004)

Mineral	Fórmula Química	Susceptibilidad Magnética [m ³ / kg]x10 ⁹
Hematita	α -Fe ₂ O ₃	250.0 - 3800.0
Siderita	FeCO ₃	350.0- 1500.0
Goethita	FeOOH	250.0 - 400.0
Ilmenita	FeTiO ₃	200.0 - 1500.0
Rutilo	TiO ₂	200.0 - 1500.0
Wolframita	(Mn,Fe)WO ₄	350.0 - 1200.0
Pirita	FeS ₂	3.0 - 200.0
Limonita	Fe ₂ O ₃ *nH ₂ O	100.0 - 400.0
Manganita	MnO ₂ *Mn(OH) ₂	100.0 - 500.0
Piroxeno	(Mg,Fe) ₂ Si ₂ O ₆	40.0 - 1000.0
Dolomita	CaMg(CO ₃) ₂	3.0 - 20.0

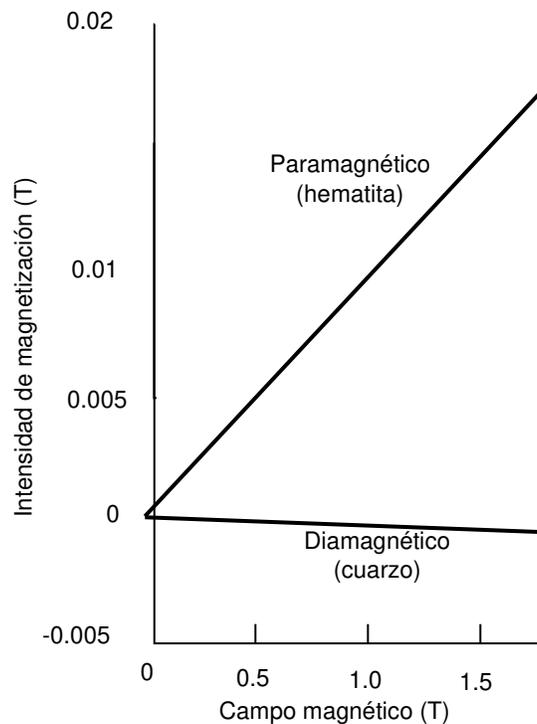


Figura 3. Curvas de magnetización de dos minerales, diamagnético y paramagnético (Wills & Napier-Munn, 2006).

Como se pudo comprobar, los minerales diamagnéticos como paramagnéticos, presentan diferencias en relación con sus susceptibilidades magnéticas, disminuyendo la susceptibilidad en los materiales diamagnéticos conforme se le aplica un campo magnético, mientras que, en los paramagnéticos, esta aumenta conforme se incrementa el campo magnético. En la Figura 3, se puede observar gráficamente esta variación de ambos materiales.

Por otro lado, los materiales **ferromagnéticos** tienen una alta susceptibilidad magnética a las fuerzas magnéticas y al eliminar el campo, estos presentan algo de magnetismo (remanencia) (Wills & Finch, 2016). Los materiales ferromagnéticos se caracterizan por presentar histéresis (Figura 4), además, se observa que se pueden determinar dos tipos de curvas magnéticas. La curva de inducción ($B = B(H)$), mientras que la curva de magnetización indica la dependencia ($M = M(H)$), ya que M es mucho más grande que H en la mayoría de las curvas de magnetización inicial (curvas OP y OQ respectivamente).

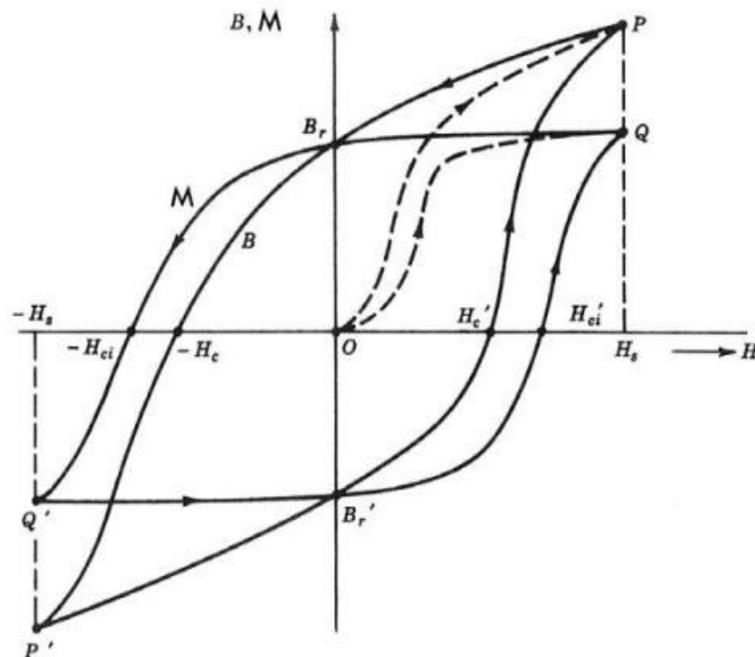


Figura 4. Curva de magnetización de un mineral Ferromagnético (Svoboda, 2004)

En la Figura 4, ambas curvas se pueden comparar. La diferencia, ocurre en la región de saturación, donde $M(H)$ es asintótica a M_s , mientras que $B(H)$ se aproxima a $\mu_0(M_s + H)$. Además, se puede observar, que después de la magnetización inicial, ambas curvas alcanzan su valor de saturación B_s o M_s , (puntos P y Q), sin embargo, se aprecia la irreversibilidad que resulta de las imperfecciones del material, impidiendo que la magnetización vuelva a cero cuando el campo magnético externo es eliminado o aplicado en dirección contraria (Histéresis). Por lo tanto, la magnetización e inducción a $H = 0.0$ es llamada magnetización o inducción remanentes (Svoboda, 2004)

Los materiales ferromagnéticos presentan fuertes propiedades magnéticas en el estado natural, pues su estructura electrónica a temperatura ambiente indica una ocurrencia de interacción entre electrones en átomos adyacentes. Considerando la energía de intercambio como un campo magnético interno de fuerzas que alinean los dipolos atómicos (Figura 5).

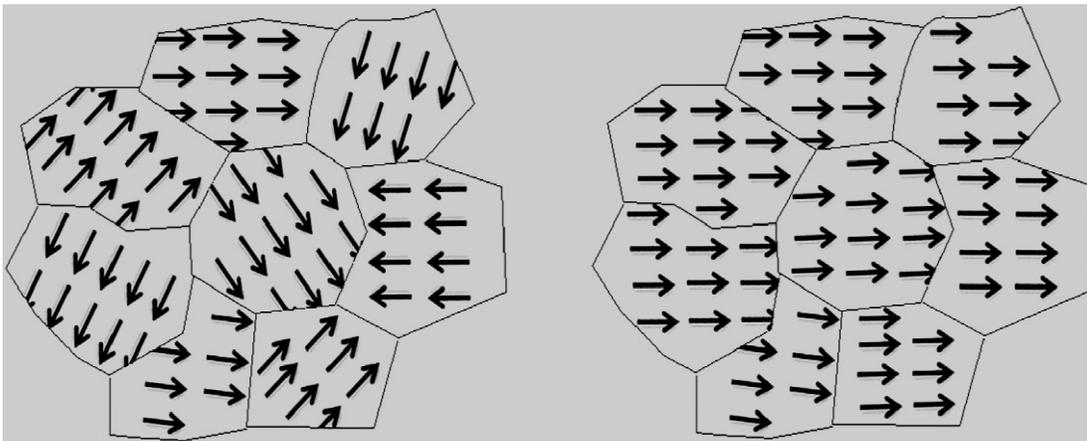


Figura 5. Alineación de los momentos magnéticos dentro de sus dominios. a) En magnetita (orientación al azar) y b) dentro de un imán (orientación preferencial).

Algunos de los materiales ferromagnéticos de mayor interés económico, son la magnetita, algunas pirrotitas, cobaltita, cromitas, titanio magnetitas ($Fe_{3-x}Ti_xO_4$) y algunos metales de tierras raras. Todos estos minerales, presentan ferromagnetismo a temperatura ambiente. Se dice que la resistencia magnética de los materiales ferromagnéticos aumenta conforme el campo es incrementado. Como ya se mencionó,

los momentos magnéticos de los dominios adyacentes interactúan fuertemente para producir magnetizaciones de orden mayor, en comparación de los materiales paramagnéticos en el mismo campo (Gupta & Yan, 2016).

Continuando con las minerales *antiferromagnéticas*, estos pueden visualizarse como si consistieran de dos subestructuras magnéticas (Figura 6). En el estado ordenado magnéticamente, los momentos atómicos son paralelos dentro de cada una de las dos estructuras. Dado que estos momentos magnéticos presentan una misma magnitud pero en direcciones opuestas, se encuentra que la magnetización total de un material antiferromagnético es cero, esto a cero grados kelvin (Buschow & De Boer, 2003).

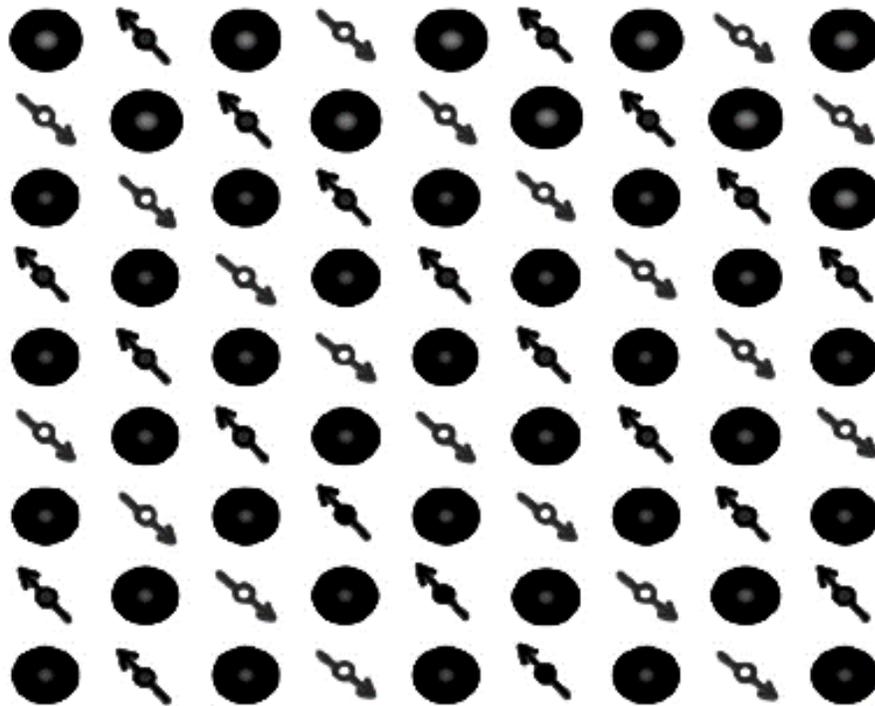


Figura 6 Como actúan los momentos magnéticos en un material antiferromagnético (dos subestructuras magnéticas) (Gupta & Yan, 2016).

Entonces se dice, que su susceptibilidad magnética no aumenta constantemente a medida que la temperatura disminuye hasta el cero absoluto a diferencia de los otros materiales, sin embargo, a altas temperaturas siguen la ley de Curie-Weiss.

$$K = \frac{C}{T + T_N} \quad (7)$$

Donde T_N es la llamada temperatura de Néel. Después que se llega a esta temperatura crítica, la susceptibilidad deja de obedecer a tal ecuación, ya que, por debajo de esta, la susceptibilidad magnética disminuye con la disminución de la temperatura, en la Figura 7, se observa esta variación de la susceptibilidad en relación a la temperatura absoluta (Svoboda, 2004).

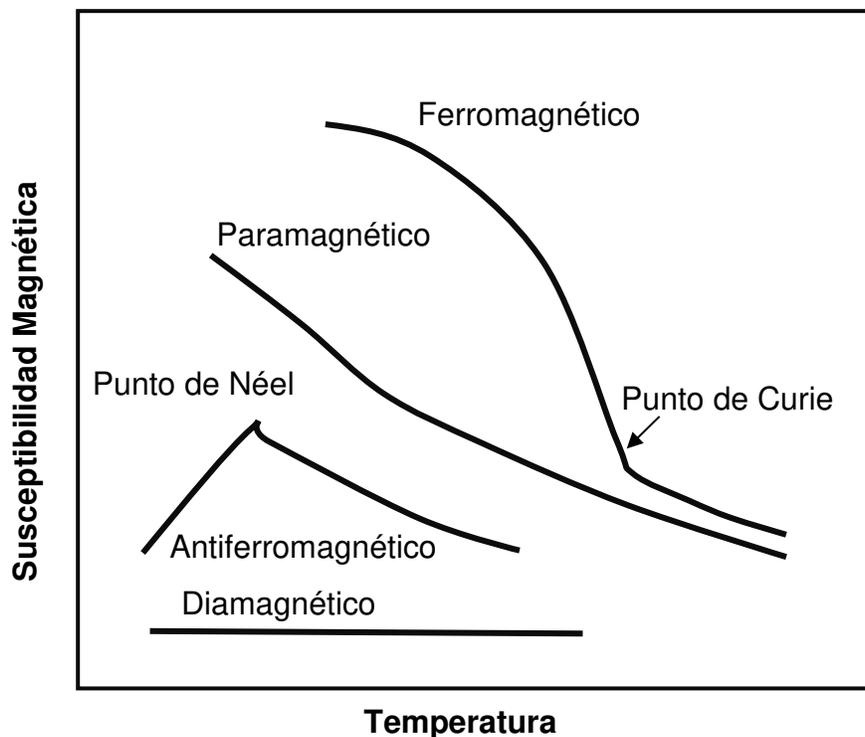


Figura 7. Efecto de la temperatura con respecto a la susceptibilidad magnética de distintos materiales (Svoboda, 2004)

Entonces, se puede decir que a medida que aumenta y disminuye la temperatura, tomando como referencia la temperatura de Néel, la agitación térmica hace que los momentos magnéticos ya no se cancelen mutuamente y la susceptibilidad magnética aumenta y produce una magnetización muy débil, volviendo, a cierta temperatura los momentos atómicos desorganizados paramagnéticamente (Gupta & Yan, 2016).

Los materiales **antiferromagnéticos**, los cuales son principalmente los óxidos de metales de transición, como MnO, CoO y NiO, así como en otros compuestos similares como los sulfuros y seleniuros. Los antiferromagnéticos tienen pequeñas susceptibilidades positivas (10^{-10} a 10^{-8} m³/Kg) y la hematita es uno de los minerales que posee propiedades antiferromagnéticas (Svoboda, 2004).

Finalmente, los materiales **ferrimagnéticos**, a diferencia de los antiferromagnéticos, sus momentos magnéticos de las subestructuras magnéticas no son iguales, ocupando dos sitios de red, teniendo como consecuencia diferentes ambientes cristalográficos, es decir, cada una de las subestructuras está ocupada por una de las especies magnéticas, con alineación ferromagnética (pararela) entre los momentos que residen dentro de la misma subestructura. En estos, existe, de igual forma, una alineación antiferromagnética (antipararela) entre los momentos de las subestructuras, y debido a ello, el número de átomos no es el mismo o los momentos son diferentes, en estos no existe una espontánea magnetización (Buschow & De Boer, 2003). Por lo tanto, las propiedades de los materiales ferrimagnéticos y ferromagnéticos son similares, ya que en ambos existe una saturación y su magnetización es mucho mayor que la de otras clases magnéticas. Este fenómeno, principalmente ocurre en ferritas, óxidos mixtos de hierro, como magnetita (Fe₃O₄) y maghemita (γ -Fe₂O₃)

5.3 Propiedades Magnéticas de los minerales.

Como se ha explicado, según las propiedades de los minerales, cada uno de ellos, responde a la aplicación de un campo magnético externo, pero también estos responden de diferente manera a la aplicación de este campo. Por razones prácticas, la clasificación técnica de los minerales se diferencia a partir de la categorización que se presenta en la sección anterior. Para efectos de separación magnética, los materiales se dividen en tres grupos:

Materiales fuertemente magnéticos, los cuales se pueden recuperar con el uso de separadores magnéticos con un campo magnético relativamente débil, hasta, por ejemplo, 0.15 T, con un gradiente de campo modesto del orden de 0.5 T/m. Por lo

general, susceptibilidades magnéticas mayores a 10^{-4} m³/kg responden a este campo magnético tan bajo, perteneciendo a este grupo minerales ferromagnéticos y ferrimagnéticos tales como la magnetita, la maghemita y la pirrotina.

Los **materiales magnéticamente débiles**, son, por lo general recuperables mediante un separador magnético que genera una inducción magnética de hasta 1.0 T y el gradiente de campo dentro del rango de 50 a 500 T/m. La susceptibilidad magnética que responde a este campo, varía de 10^{-7} a 5×10^{-6} m³/kg, en la cual se incluyen minerales antiferromagnéticos, paramagnéticos y algunos ferrimagnéticos. El grupo está compuesto generalmente por óxidos y carbonatos de hierro y manganeso, ilimenita, wolframita y otros minerales.

Materiales no magnéticos, los cuales implican una dificultad para recuperarse por medio de separadores magnéticos convencionales, incluyendo materiales muy débilmente magnéticos como lo son los paramagnéticos y antiferromagnéticos, todos los cuales responden a una susceptibilidad magnética menor a 10^{-7} m³/kg, también incluyendo a minerales diamagnéticos con su susceptibilidad magnética negativa. Dentro de este grupo, se encuentran minerales tales como la pirita, el granate, el cuarzo, etc., (Svoboda, 2004).

5.4 Principios de la separación magnética de minerales

La separación magnética es utilizada en el procesamiento de minerales, aprovechando las propiedades magnéticas de los minerales para eliminar o concentrar partículas magnetizables dentro de las corrientes de fluidos, y así efectuar una separación, las mezclas de partículas son pasadas a través de un campo magnético no homogéneo, principalmente. Este proceso conduce a la deflexión preferencial de las partículas magnetizables. Durante la separación magnética, la fuerza externa que separa a estas partículas es la fuerza magnética. Pero a parte de esta, también existe la interacción de otras fuerzas externas que compiten entre sí, para llevar a cabo la separación de un mineral de las corrientes generadas (fuerzas de competencia). Las principales fuerzas que compiten contra la fuerza magnética son: fuerzas centrífugas,

gravitacionales, inerciales, e hidrodinámicas. Un esquema de la separación magnética es ilustrado en la Figura 8.

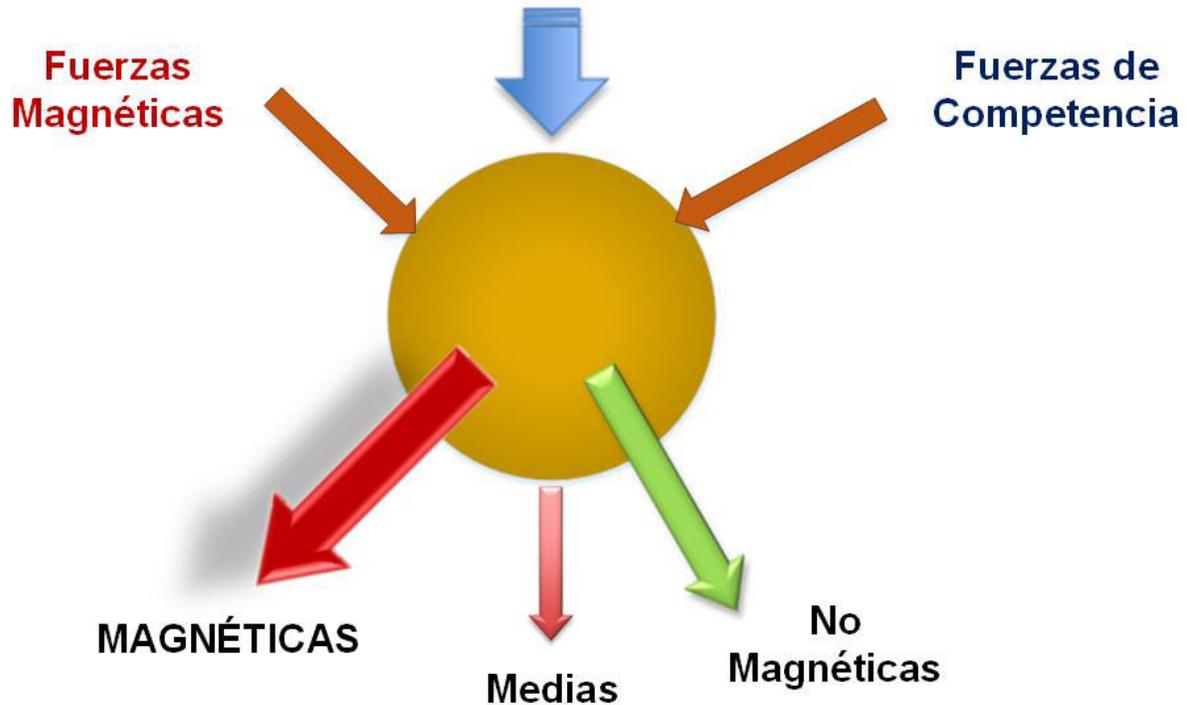


Figura 8. Representación esquemática del proceso de separación magnética (Svoboda, 2004).

Como se puede observar, es claro que en el momento en que interactúan las fuerzas magnéticas y de competencia, la fuerza magnética debe ser mayor que la suma de todas las fuerzas involucradas en el proceso, esto para llevar a cabo una eficiente separación de las partículas que pueden magnetizarse en mayor proporción, ello sin embargo, llevará a la consecuencia de tener productos de mayor contenido en impurezas, ya que el proceso al cual se le ha aplicado una excedente fuerza magnética, no tendrá una selectividad específica, llevando consigo especies de diferentes susceptibilidades magnéticas. Por lo tanto, el proceso que se efectúe de una forma más precisa, estará determinado críticamente por los valores relativos en base a magnitudes de las fuerzas magnéticas y de competencia, siendo así, un proceso de mayor selectividad cuando se está llevando a cabo en la operación, magnitudes de fuerzas comparables (Svoboda, 2004).

5.5 Fuerzas involucradas en la separación magnética

Como ya bien se ha dicho, cuando se lleva a cabo la magnetización de una partícula que responde a la aplicación de un campo externo, esta sufre el efecto de varias fuerzas que interactúan para que se lleve a cabo la completa atracción o repulsión conforme al campo aplicado. Svoboda (2004) establece, que, dentro de estas fuerzas, está involucrada la fuerza correspondiente a la gravedad, al giro del separador (centrífuga) y la correspondiente a la resistencia del fluido hidrodinámico.

Por lo tanto, considerando una partícula esférica de densidad ρ_p , la fuerza de gravedad está dada:

$$F_g = (\rho_p - \rho_f)V_p g \quad (8)$$

Donde, ρ_f y g , son la densidad del fluido y la aceleración de la gravedad, respectivamente.

La fuerza centrífuga puede expresarse como:

$$F_c = (\rho_p - \rho_f)\omega V_p r \quad (9)$$

Donde r es la posición radial de la partícula y ω es la velocidad angular.

Por último, la fuerza correspondiente al flujo hidrodinámico es obtenida de la ecuación de Stokes:

$$F_d = 6\pi\eta b(v_f - v_p) \quad (10)$$

Donde η es la viscosidad dinámica del fluido, v_f y v_p son velocidades del fluido y la partícula, respectivamente.

Por lo tanto, la fuerza de gravedad depende del radio de la partícula, siendo mayor para partículas esféricas y de mayor tamaño, en contraste, para partículas alargadas, la magnitud de la fuerza de gravedad es menor.

La fuerza por flujo hidrodinámico, la cual es función de la ecuación Stokes, es dependiente en primer lugar del tamaño de partícula, siendo de mayor importancia para partículas finas.

5.6 Concentración Magnética de Minerales de Hierro

Los minerales de hierro, los cuales presentan alta susceptibilidad magnética, son separados fácilmente de sus componentes de ganga utilizando fuerzas magnéticas adecuadas, dándose la correcta separación esencialmente por tres principales factores:

1. La fuerza de campo magnético
2. La susceptibilidad magnética del mineral
3. El cambio en la intensidad de campo

5.6.1 Fuerza magnética sobre las partículas del proceso

Como ya se mencionó, la fuerza magnética sobre una partícula depende de la susceptibilidad magnética del mineral, el gradiente de intensidad del campo, así como el tamaño de partícula. Estos, se relacionan de manera directamente proporcional como lo muestra la Ecuación 11, la cual ha sido utilizada ampliamente (Song, Lu, & Lopez-Valdivieso, 2002; Svoboda, 1987).

$$F_M = V(\chi_s - \chi_f) H_L \frac{dH_L}{dL} \quad (11)$$

Donde V , es el volumen de la partícula (m^3), χ_s y χ_f son las susceptibilidades magnéticas correspondientes al sólido y al fluido respectivamente, H_L es la intensidad de campo a la distancia L (A/m).

La fuerza magnética sobre una partícula depende tanto de la intensidad de campo aplicado, como del gradiente de campo que se le aplique a esta, además del volumen de partícula involucrada. De acuerdo con esta última, las partículas de menor tamaños suelen tener una menor atracción magnética, aumentando la dificultad para poder ser recolectada en los procesos de separación magnética. Para poder tener un debido

equilibrio entre el volumen de la partícula cuando esta es mayor o menor, viene dado por el ajuste de la intensidad de campo y el gradiente que se desarrolla en el proceso, aumentando la intensidad cuando se presentan partículas pequeñas y viceversa con partículas de mayor tamaño.

Por otro lado, la susceptibilidad magnética del material, de igual forma que el tamaño de partícula suele tener magnitudes diferentes en base al tipo de material alimentado al proceso, dando de igual forma origen a la aplicación de una intensidad y un gradiente de campo mayor o menor, siendo este de gran relevancia para el debido diseño del equipo necesario para el proceso.

5.6.2 Separación Magnética

La separación magnética está basada en la diferencia en las propiedades del material de interés y de la ganga silicosa o impurezas. Esta está relacionada directamente con la susceptibilidad magnética de los minerales involucrados. En base a esto, la mayoría de los separadores magnéticos industriales funcionan generando una atracción sobre las partículas magnéticas hacia la superficie de estos, mientras que el material de ganga se mantiene en el seno del fluido durante el proceso.

En el procesamiento de minerales de hierro, se hace una separación de los equipos en base al campo magnético, los cuales se clasifican en dos grupos. La separación magnética de baja intensidad (LIMS) y la separación magnética de alta intensidad (HIMS), usándose los primeros primordialmente para minerales ferromagnéticos, aunque también son usados para los minerales paramagnéticos de alta susceptibilidad magnética. En los LIMS se aplica un campo magnético de 1000-2000 gauss, lo cual se logra utilizando imanes permanentes, principalmente. Por otro lado, los separadores magnéticos de alta intensidad son usados para minerales paramagnéticos de baja susceptibilidad magnética, utilizando campos magnéticos de hasta 20000 gauss, haciendo uso de electro-magnetos para alcanzar dichas intensidades. Ambos métodos de separación magnética, pueden llevarse a cabo en húmedo o en seco, predominando el proceso en húmedo para los separadores de baja intensidad ([Kelly](#)

& Spottiswood, 1990).

5.6.2.1 Separador de tambor magnético en húmedo de baja intensidad

Los separadores magnéticos rotatorios de baja intensidad consisten generalmente en un tambor rotatorio sumergido parcialmente en una tina con pulpa mineral, donde el material es atraído hacia la superficie del tambor donde se encuentra la zona de mayor intensidad de campo magnético, después de ello y gracias al movimiento del tambor, el material es transportado hacia afuera de la tina. Las principales partes que componen un separador magnético de baja intensidad se pueden observar en la Figura 9.

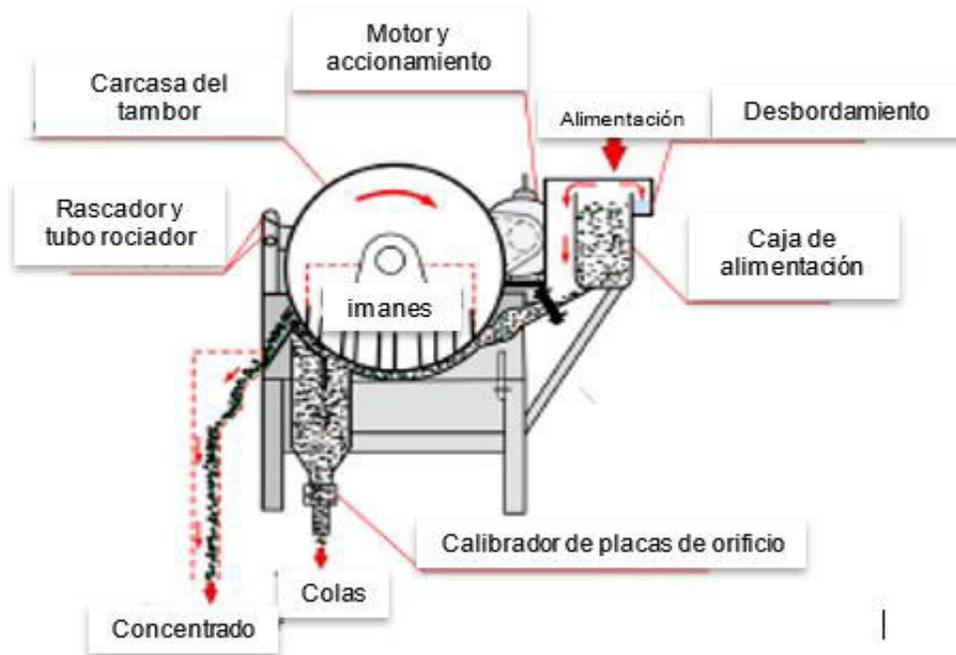


Figura 9. Diagrama de las partes que componen un separador magnético de baja intensidad (Wills & Finch, 2016).

En estos separadores, los segmentos magnéticos internos están alternados (imanes), para generar una correcta agitación magnética. De acuerdo con (Svoboda, 2004), la agitación magnética permite una destrucción de los agregados magnéticos al intercambiar la polaridad durante el proceso, la cual se logra mediante la fuerza hidrodinámica del agua penetrando en el agregado de partículas. La disposición de los

imanes se puede observar en la Figura 10, el campo estándar usado generalmente es de 0.12 T a una distancia de 50 mm (Wills & Finch, 2016). Por otro lado, las dimensiones de los tambores (diámetro) varían hasta 1200 mm con longitudes correspondientes de hasta 3600 mm, manejando una alimentación con hasta un máximo de 35% de sólidos.

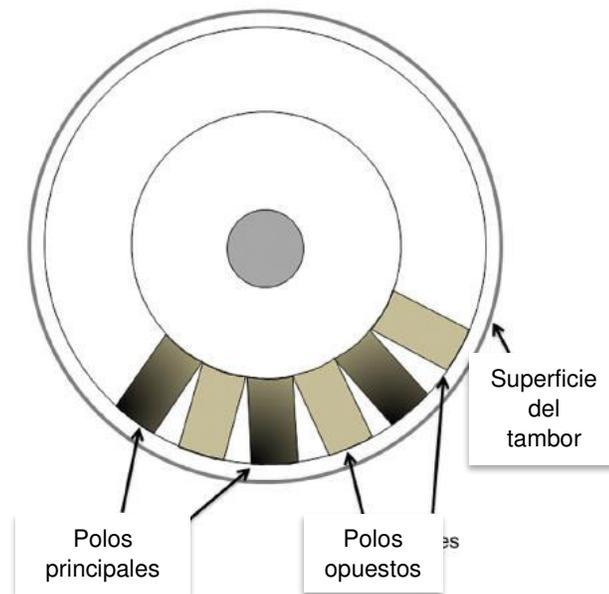


Figura 10. Polaridad y disposición de los polos en separador magnético rotatorio (Gupta & Yan, 2016).

Como ya se ha mencionado, un punto importante es la intensidad del campo magnético en la superficie de los separadores de este tipo, y este depende del tamaño de los polos, el número de polos contenidos, así como el paso de polo entre los imanes. Por lo tanto, la fuerza magnética en la superficie del tambor está expresada por la Ecuación 11, la cual es proporcional al tamaño de partícula, susceptibilidad magnética del mineral, campo magnético y gradiente de campo magnético. De acuerdo con Gupta & Yan (2016), el campo magnético máximo en la superficie del tambor, disminuye rápidamente con la distancia, siendo los imanes interpolares los responsables de proporcionar altas cargas magnéticas cuando la velocidad del rotor son bajas. Así pues, se asegura que un alto gradiente de campo ayuda a separar las partículas débilmente magnéticas de las partículas no magnéticas.

En los tambores rotatorios de baja intensidad, se pueden modificar las densidades de flujo, así como los campos magnéticos de atracción en la superficie de este. Por lo tanto, cuando es requerida una menor densidad de flujo y un mayor campo magnético de atracción, se puede modificar reduciendo el paso de los polos, o bien colocando un revestimiento de goma en la superficie del tambor, con el fin de aumentar la distancia entre los imanes internos y la superficie.

Particularmente, en la separación magnética en húmedo con tambores rotatorios, estos equipos pueden dividirse en tres diferentes diseños basados en el flujo de la suspensión, los cuales son de corriente y rotación en la misma dirección, de rotación inversa y en contracorriente.

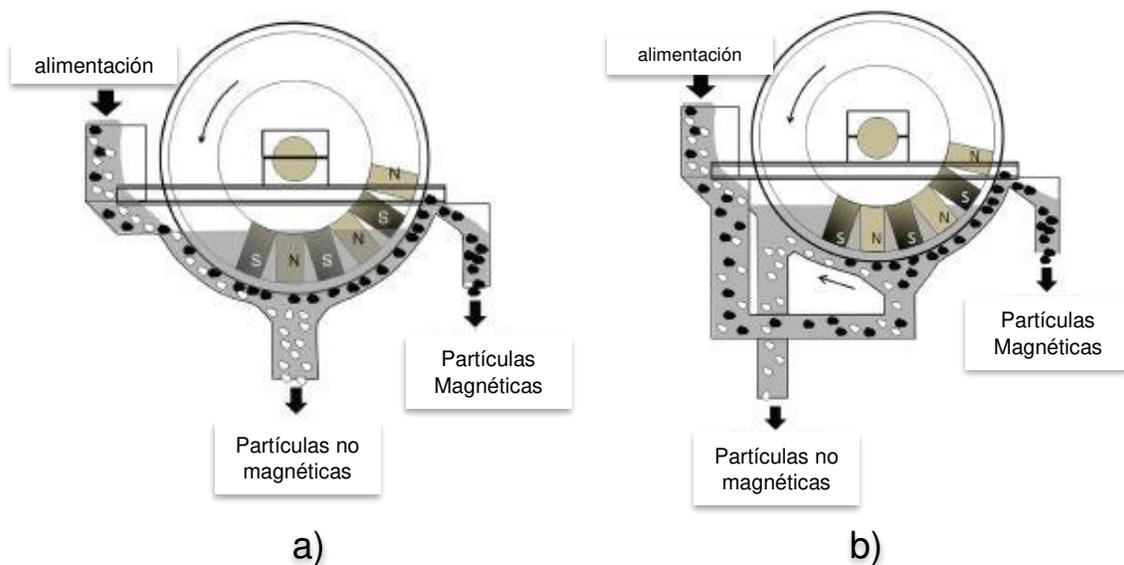


Figura 11. Separadores magnéticos, a) De corriente y rotación en la misma dirección, b) De contracorriente (Gupta & Yan, 2016)

Estos diseños se basan considerando el tamaño de partículas, siendo para partículas magnéticas gruesas (6-8 mm) el tambor observado en la Figura 11(a), girando en el mismo sentido que el flujo de alimentación, donde el material magnético es atraído por el imán, transportándolo hacia la descarga, haciendo pasar el material a través de una abertura entre la carcasa del tambor y la pared del tanque; mientras que el material no

magnético es depositado por gravedad y el flujo hidrodinámico hacia el fondo del tanque.

Para el caso del separador en contracorriente mostrado en la Figura 11(b), la pulpa de alimentación es introducida a un cajón de alimentación, dirigiendo la pulpa hacia la parte inferior de la tina, donde se encuentran los imanes, además, se cuenta con un sistema de agitación a través de chorros de agua, mejor conocida como agua de repulpeo o contracorriente, que ayuda al movimiento de la pulpa. Mientras el tambor está girando en sentido opuesto al flujo de las partículas no magnéticas, este a su vez transporta las partículas magnéticas hacia el extremo opuesto. Es decir, las partículas de ganga son llevadas en flujo contrario a la rotación del tambor, disminuyendo así la pérdida de partículas de interés, aumentando el grado, por lo cual estos equipos se presentan principalmente en etapas de limpia, debido a su alta eliminación de impurezas en concentrados, se les atribuye una mejor separación de partículas finas o tamaños inferiores a 100 mm.

En el separador de rotación inversa, ver Figura 12, la pulpa de alimentación es introducida a través de un cajón especial, que alimenta al tambor, el cual se encuentra girando en dirección opuesta al flujo de alimentación. El material magnético es recogido y descargado inmediatamente a través de una sección ubicada por la parte inferior del tambor. En estos separadores, las pérdidas de mineral magnético son mínimas, ya que el material fluye a través de todo el arco de imanes, aumentando así, la eficiencia de colección de estas partículas. Por otro lado, existe la consecuencia de que los concentrados en este equipo, presenten un alto contenido de impurezas, ya que la mayoría de las partículas no magnéticas se quedan atrapadas dentro de los aglomerados magnéticos, presentándose estos en la parte inicial del cuerpo de imanes, teniendo las partículas magnéticas una sección bastante corta para poder adherirse, transportarse y depolarizarse.

Aunque los separadores magnéticos de tambor en húmedo presenten un diseño relativamente sencillo, al igual que su operación, obtener siempre resultados óptimos en base a su operación es un problema importante. Por ello, los aspectos en el diseño

son de gran importancia respecto a la configuración del tanque. Además, una correcta caracterización de la pulpa de alimentación es de gran impacto. Las principales características del flujo de alimentación son (Dworzanowski, 2010) :

- Porcentaje de sólidos de alimentación
- Distribución del tamaño de partícula en la alimentación.
- La proporción del material magnético en los sólidos de alimentación.
- Y la distribución de la suspensión de alimentación al separador.

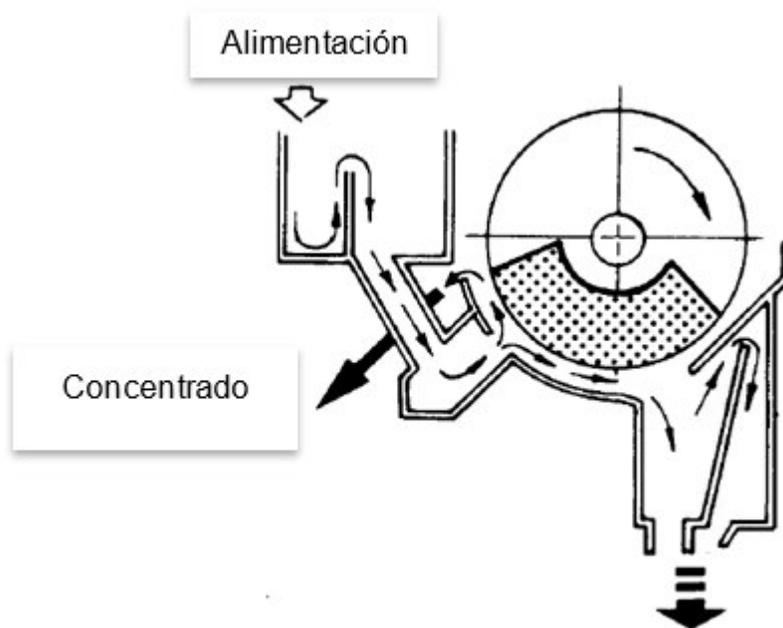


Figura 12. **Tambor magnético de rotación inversa (Svoboda, 2004).**

Por otro lado, la capacidad requerida en un separador magnético de tambor en húmedo viene dada en base a las dimensiones de su tambor, tales como el diámetro y la longitud de este; al igual que el flujo volumétrico alimentado.

Por último, la correcta operación y optimización de una separación-concentración, maximizando la recuperación y el grado del material de interés, depende de cuatro parámetros básicos:

- Control de nivel de pulpa, gasto de alimentación y % sólidos (w/w).

- La separación de tanque-tambor.
- Lavado-remoción de concentrado magnético.
- Posición del imán.

Además de los parámetros ya mencionados, se puede considerar otro parámetro de igual importancia, como lo es el efecto que causa el agua de repulpeo en el grado de SiO₂. Llamas, en 2010, realizó estudios referentes a esto, utilizando una unidad piloto de 3 separadores magnéticos en serie de baja intensidad (0.1200 T) del tipo contracorriente con dimensiones 36" x 96", alimentando al proceso un mineral con 63.10% de Fe total y 5.95% SiO₂; encontrando que al aumentar el agua de repulpeo de 12 a 60 m³/h, en el segundo separador, el grado de sílice disminuye de 3.43 a 2.90%, disminuyendo de igual forma en el concentrado del tercer tambor de 3.19 a 2.67%. Estableciendo entonces, que el efecto en la dilución de la pulpa dentro del separador es directamente proporcional a la fuerza hidrodinámica, lo que provoca un menor entrapamiento de partículas durante la concentración. Finalmente, en dicho estudio, el agua de repulpeo proporciona mejores operaciones en base a la eliminación de sílice, sin embargo, el consumo o disposición de agua de agua es realmente significativo (Llamas-Bueno, 2010).

5.6.3 Transporte de Material en Separadores Magnéticos

Los separadores magnéticos de tambor utilizados actualmente por la industria para la concentración de magnetita son máquinas de proceso continuo. Particularmente, en los separadores magnéticos de tambor en contracorriente, estos son usados como ya se mencionó, en las etapas de limpias, y colocados en serie, donde el tambor inicial alimenta al segundo y este al tercero, respectivamente. El transporte de mineral magnético en los tambores, está regido por el mecanismo de floculación magnética (Garcia-Martinez, Llamas-Bueno, Song, & Lopez-Valdivieso, 2004; Garcia-Martinez, Song, & Lopez-Valdivieso, 2011), la cual es esencialmente la aglomeración de partículas ferromagnéticas como resultado de la exposición al campo magnético externo implicado durante el proceso de separación, en otras palabras, cuando una suspensión de partículas que presentan propiedades ferromagnéticas, pasa a través

de un campo magnético externo, estas partículas tienden a magnetizarse, atrayéndose entre sí y comenzando a formar agregados; enseguida, estos agregados comienzan a adherirse sobre la superficie del tambor, transportándose hacia el concentrado magnético del proceso. Svodoba, reporta que para que se formen dichos agregados, el tiempo de floculación debe ser menor que el tiempo de residencia en el separador magnético. La resistencia de los agregados siempre debe de ser mayor que la fuerza ejercida por el flujo hidrodinámico. La resistencia en estos flocúlos aumenta a manera que el tamaño de partícula es menor, ya que estas partículas más pequeñas presentan una mayor fuerza coercitiva, al igual que un magnetismo residual más alto después de la magnetización (Svodoba, 1987).

A pesar de que la floculación de partículas magnéticas promueve la recuperación de materiales ferromagnéticos finos, esta misma también es la responsable del arrastre de partículas no magnéticas. Llamas y col., realizaron un estudio en un concentrado que contiene 63.1% de Fe y 6% de SiO₂, proveniente del Consorcio Minero Peña Colorada, reportando que las partículas no magnéticas (hablando de SiO₂) aparecen en el concentrado final de magnetita a través de tres mecanismos principales (Llamas-Bueno, López-Valdivieso, & Corona-Arroyo, 2018):

- Por la asociación mineralógica entre SiO₂ y Fe₃O₄.
- Por heterocoagulación entre las partículas de Fe₃O₄ y SiO₂.
- Y por entrapamiento de partículas de SiO₂ en cadenas de Fe₃O₄.

En lo que refiere a la asociación mineralógica, esta se refiere a la unión del mineral de interés y la ganga, esto debido a la forma de mineralización presentada en el yacimiento. En los procesos de concentración del hierro, las asociaciones de mayor presencia son la de cuarzo u ganga silicosa con las partículas de hierro. Estas partículas asociadas, presentan un problema significativo para la correcta concentración magnética para estos minerales, de ahí el hecho de llevar el tamaño de partícula a tamaños inferiores a las 45 µm, para intentar liberar estas en su totalidad. La Figura 13, muestra una fotomicrografía del concentrado de hierro estudiado por Llamas y col. (Llamas-Bueno, López-Valdivieso, & Corona-Arroyo 2018).

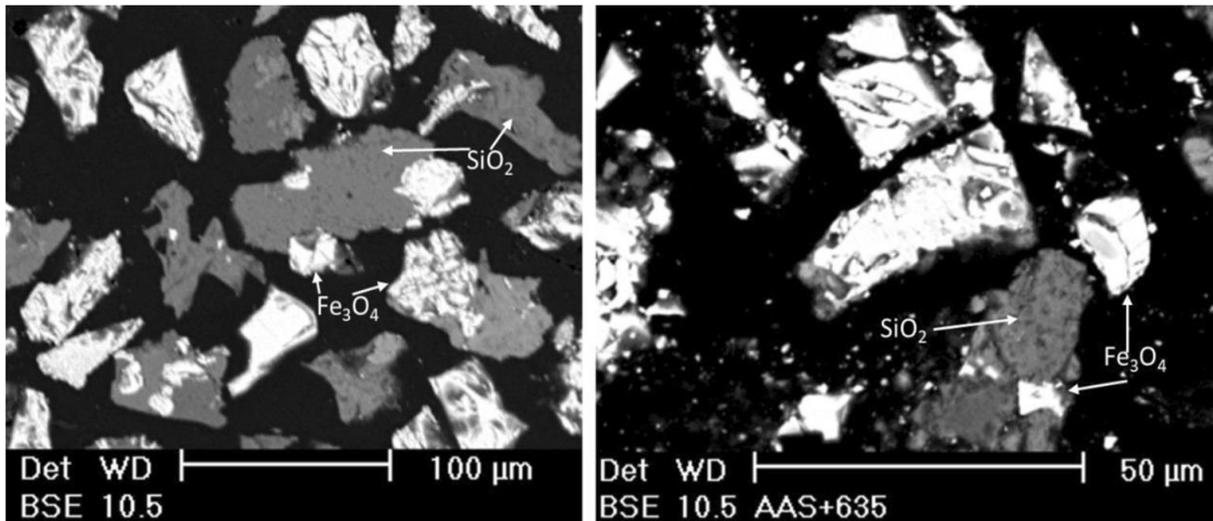


Figura 13. Fotomicrografía de partículas libres de SiO_2 y Fe_3O_4 , en comparación con la asociación de partículas de $\text{SiO}_2\text{-Fe}_3\text{O}_4$ en un concentrado de Fe (Llamas-Bueno et. al, 2018).

Para el caso del fenómeno de heterocoagulación de $\text{SiO}_2\text{-Fe}_3\text{O}_4$, este se origina cuando las partículas finas de una fase (ganga u mena), se encuentran adheridas a la superficie de la otra partícula de mayor tamaño, debido a que la energía de interacción entre partículas, es mucho mayor que la energía de repulsión de la doble capa eléctrica presente en el sistema (Delgadillo, 2001). Para la determinación de estas energías de atracción y repulsión, se hace uso del modelo de Hogg-Healy-Fuerstenau, en base al potencial zeta del mineral y el pH usado en el proceso que fue de 6.5, en el cual, la energía de interacción de partículas fue negativa, indicando que las fuerzas de atracción van der Waals es mayor entre partículas, generando heterocoagulación en el proceso (Llamas-Bueno et al., 2018). La Figura 14, muestra la fotomicrografía obtenida con un microscopio electrónico de barrido, donde se observa este fenómeno.

Por último, y de mayor importancia en la separación magnética de baja intensidad, es el entrampamiento de partículas de SiO_2 en cadenas de Fe_3O_4 , ya que en este, las partículas no magnéticas por efecto del flujo hidrodinámico, siguen a las partículas magnéticas hasta colocarse cerca de un polo del separador, lo que causa que finalmente las partículas no magnéticas queden completamente atrapadas por las cadenas resultantes de la aplicación del campo (Stener, 2015).

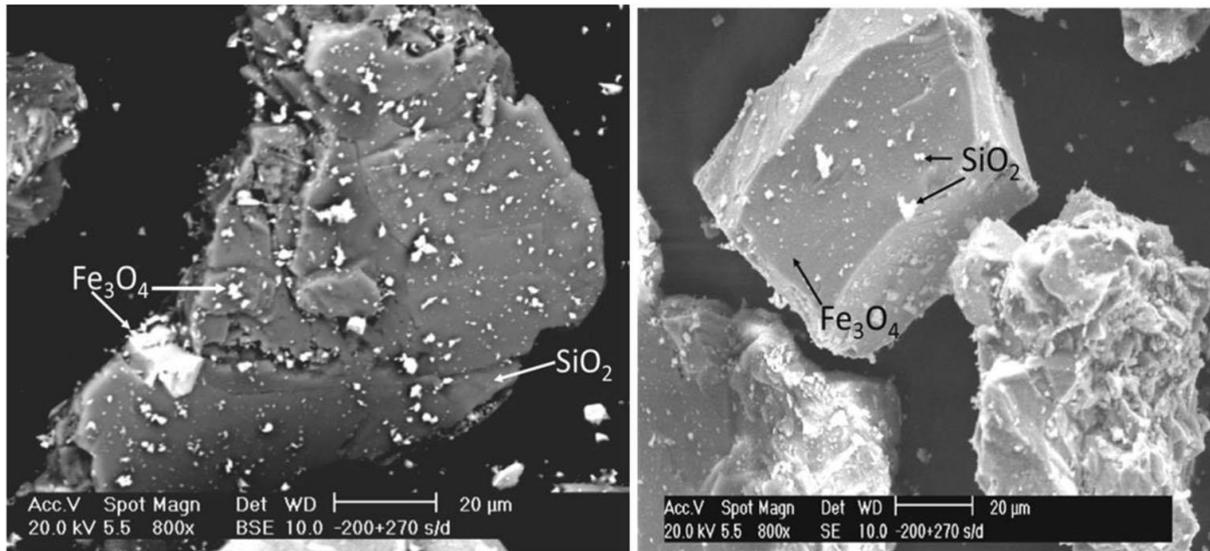


Figura 14. Fotomicrografía de un concentrado de hierro, donde se observa la heterocoagulación de partículas de SiO_2 en Fe_3O_4 y viceversa (Llamas-Bueno et al., 2018).

El aumento en la aparición de SiO_2 en el concentrado de hierro, está ligado a la intensidad magnética que se le imparte a las partículas, ya que a mayores intensidades magnéticas, se tendrá un mayor número de partículas atrapadas, disminuyendo el grado del concentrado (García-Martínez et al., 2011). Prosiguiendo con el caso de Llamas et al., 2018; estudio realizado en la planta concentradora, utilizando los tambores magnéticos de la segunda limpia, los cuales poseen un campo magnético de 0.12 T en la superficie del tambor y entre 0.005 y 0.006 T en el fondo de la tina, pudiéndose decir que el campo magnético y su gradiente eran muy elevados, generando así aglomerados magnéticos muy fuertes, atrapando partículas de SiO_2 . El fenómeno de atrapamiento es mostrado en la Figura 15 (Llamas-Bueno et al., 2018).

El estudio descrito destaca que la mayor recuperación de SiO_2 en el concentrado de hierro se da por el atrapamiento de la ganga en los aglomerados de partículas magnéticas, contribuyendo en un 75%, cuando se habla del proceso de concentración magnética de baja intensidad a través de tambores rotatorios (Llamas-Bueno et al., 2018).

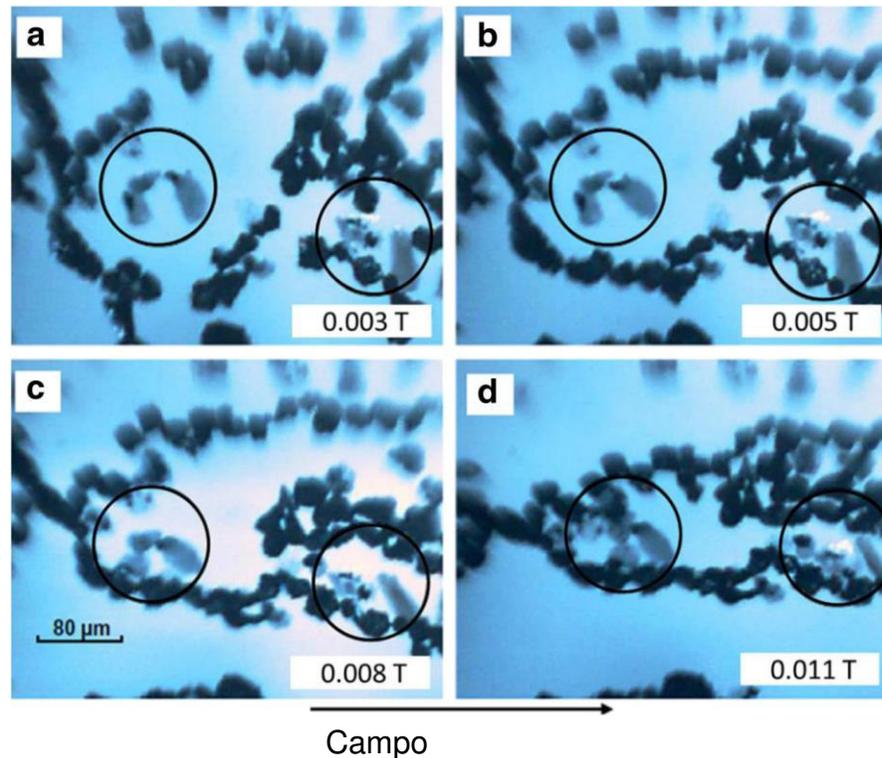


Figura 15. Fotomicrografía de aglomerados de magnetita en función del campo magnético, donde se puede ver el entrampamiento de partículas no magnéticas a diferentes campos aplicados, mostrándose estas, en los círculos. (Llamas-Bueno et al., 2018).

5.7 Flotación de Minerales

La disminución y agotamiento de los depósitos de altas leyes registrada en los últimos 100 años, obligó a la industria metalúrgica a optar por nuevos procesos de concentración de minerales, no obstante, se dice que ningún proceso metalúrgico desarrollado en el siglo XX, se compara con el de la flotación por espuma (Fuerstenau, Graeme, & Yoon, 2007). La flotación; como la cianuración, surge primeramente en la industria, como una solución al problema de las bajas leyes de minerales, y las pérdidas de mena en las plantas de concentración gravimétrica, estas últimas eran totalmente ineficientes para concentrar la blenda (ZnS) fina, la cual se reportaba casi enteramente en las colas de proceso.

Actualmente, la tecnología de la flotación ha sido empleada tanto en el campo del procesamiento de minerales, como el de la ingeniería química, el tratamiento de aguas

residuales, y en la industria del papel. Como es bien sabido, el tamaño de distribución de tamaño de burbuja es distinto para diversos campos, ya que en los procesos mencionados se manejan diferentes tamaños de partículas a flotar-eliminar que se encuentran presentes en la fase acuosa (Rodrigues & Rubio, 2003).

La flotación es un proceso de separación que explota las diferencias naturales e inducidas en las propiedades superficiales de los minerales, ya sea que la superficie se humedezca fácilmente con agua, es decir, sea hidrófila, o repele el agua, es decir, es hidrófoba. Si es hidrófoba, la partícula mineral puede adherirse a las burbujas de aire y flotar. El sistema es complejo, involucra tres fases (sólido, agua y aire) y la interacción de variables químicas y físicas. Las variables químicas tienden a controlar la transición entre el estado hidrófilo e hidrofóbico del sistema. Las variables físicas incluyen aquellas que resultan de las propiedades del mineral, como el tamaño de las partículas, la composición (liberación), y los factores derivados de la máquina, como la velocidad del aire y el tamaño de la burbuja.

Las variables físicas y químicas (Klimpel, 1984) han sido relacionadas en un triángulo, donde cada vértice está ocupado por distintos componentes: químico, mineral y máquina, por lo tanto se dice que el proceso de flotación es un proceso con un balance físico-químico.

Sin embargo, debido a que el componente mineral no es posible de extrapolar, se le otorga mayor importancia a la relación entre la parte química y su relación con los fenómenos superficiales del mineral. Los minerales tienden a clasificarse como hidrófilos e hidrofóbicos, esto debido a su humectabilidad (Figura 16), ya que es la capacidad que tiene un mineral para humedecerse. La mayoría de los minerales son de carácter hidrófilo, por lo cual, para lograr una correcta separación por flotación, la superficie del mineral tiene que volverse hidrofóbica. Esto bien, se puede lograr mediante la regulación de la química de la solución, la cual tiene que ver con la adición de reactivos (colectores, activadores, depresores, etc.)

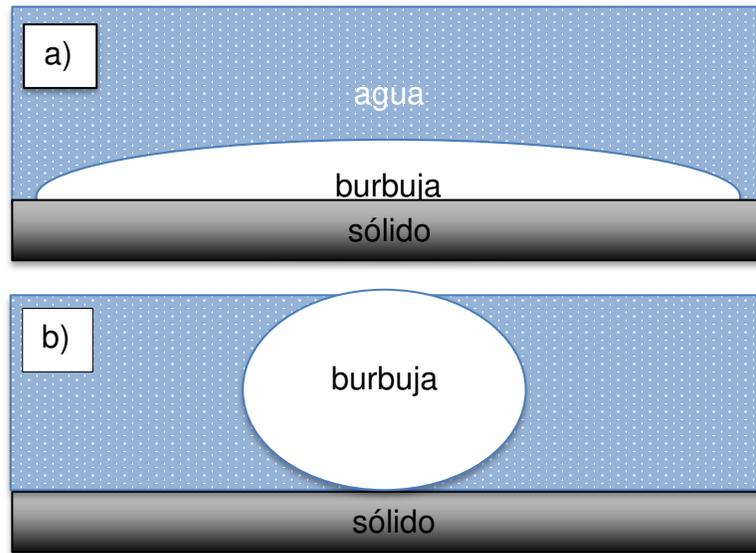


Figura 16. a) sistema resultante de un mineral hidrofílico, el cual tiene una mayor mojabilidad, b) sistema resultante de un mineral hidrofóbico, observando su ángulo de contacto de pocos grados.

Estos reactivos pueden retardar, impedir o acelerar la adhesión burbuja-partícula. El colector será elegido de tal modo que, selectivamente se pueda adsorber selectivamente en la superficie del mineral, y le proporcione ese carácter hidrofóbico buscado, y así, cuando se le sea aplicado el medio de transporte (burbuja) pueda adherirse a ella y se lleve a cabo la separación, véase Figura 17.

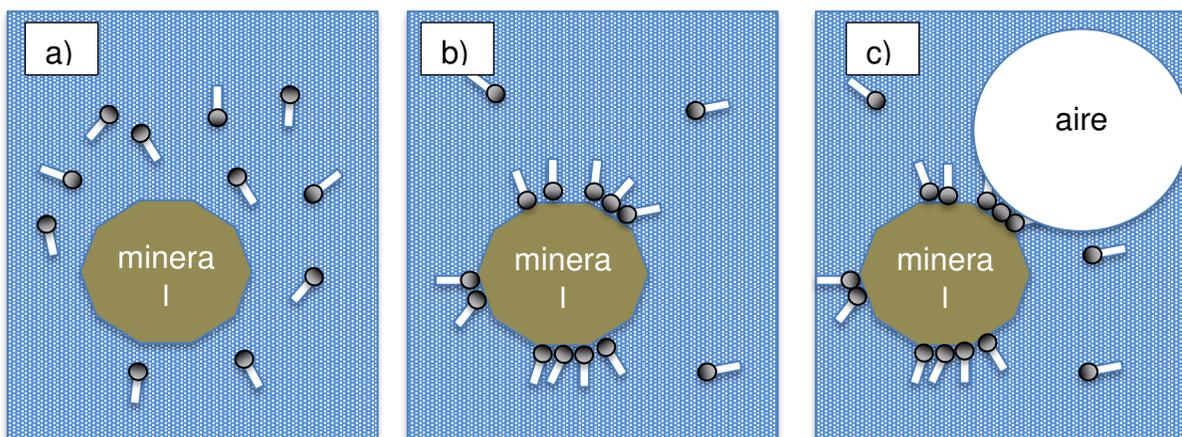


Figura 17. Mecanismo de colección cuando se le es agregado un colector al mineral. a) se disuelve el colector en la fase acuosa, b) se adsorbe en la superficie mineral y c) se adhiere su zona hidrofóbica a la burbuja de aire (Gupta & Yan, 2016).

En la mayoría de los casos, la recuperación de partículas por flotación se limita al intervalo de tamaño de partícula de 10-200 μm , ya que tamaños inferiores a las 10 μm , dificultarían las colisiones y adherencia a las burbujas, requiriendo burbujas cada vez más pequeñas, que los equipos no pueden proporcionar. El rango de tamaño de burbuja usado es entre 300 y 2500 μm (Nguyen, George, & Jameson, 2006).

5.8 Flotación de Minerales de Hierro

Los minerales de hierro son de los más comunes sobre la corteza terrestre, siendo óxidos e hidróxidos y, en menor proporción, carbonatos. Los principales minerales que pertenecen a estos grupos son: magnetita (Fe_3O_4), hematita (Fe_2O_3), goethita (FeOOH), limonita ($\text{FeOOH}_n\text{H}_2\text{O}$) y siderita (FeCO_3). La variabilidad en la composición de estos minerales y su clasificación es similar a la de los otros minerales, siendo su origen en distintas condiciones que pueden afectar su composición.

La concentración o beneficio de estos minerales, como ya se comentó en secciones anteriores, se pueden realizar por medio de tambores rotatorios de baja intensidad y alta intensidad, ya que son los mejores métodos utilizados para procesar minerales que contengan en su mayoría magnetita y hematita con un alto contenido de Fe y un alto porcentaje de liberación de óxidos de hierro y ganga (Filippov, Severov, & Filippova, 2014). Además, se ha establecido que su límite de reducción del grado de sílice se establece entre 5 a 9 % (Iwasaki, 1989), por lo que se es conveniente que todo proceso de beneficio del mineral de hierro comience por procesos de concentración magnética ya sea de baja o alta intensidad, para posteriormente incluir en etapas finales, un circuito de flotación el cual pueda reducir el grado de SiO_2 , S, P, y/o feldespatos, en el concentrado final de hierro.

Hoy en día, la demanda de hierro por la industria siderúrgica se ha incrementado de forma exponencial, y con ello también, las exigencias en los límites permisibles de sílice en el concentrado final. Por otro lado, la mineralogía de los yacimientos de hierro; como la de otras menas, presenta mayores problemas de liberación, teniendo que llevar los materiales a tamaños de hasta 80-90% a menos 44 micrómetros.

Por lo anterior, y con el fin de eliminar las impurezas eficientemente; los circuitos convencionales de concentración magnética, suelen complementarse con etapas de flotación. Las etapas de flotación tienen ventajas significativas cuando se procesan minerales de grano fino y de bajos grados, los que además contienen una gran proporción de silicatos como impurezas (Filippov et al., 2014). Es de remarcar que este tipo de circuitos “híbridos” son pocos comunes en México. Con el fin de conseguir las exigencias de la siderúrgica o, mejor dicho, poder procesar los pellets en los altos hornos sin problemas, los concentrados deben de tener ciertos requerimientos. De acuerdo con Fuerstenau, a fin de tener una adecuada y eficaz reducción directa (Fuerstenau et al., 2007), antes de la granulación del mineral a someterse a pelletizado, el concentrado debe contener de 67 a 68% Fe y 1.6 a 1.7% de SiO₂ y cumplir con un valor de 1400 Blaine (cm²/g). Por otro lado, las empresas mexicanas han establecido que, los altos contenidos de dióxido de silicio provocan consumos excesivos de energía al momento de llevar a cabo la reducción del mineral, lo cual implica un mayor consumo de energía, y por tanto, mayores gastos de operación, es decir se tiene un costo de \$1.0 USD/ Ton de concentrado por cada 0.1% de SiO₂ arriba de lo establecido (Delgadillo, 2001).

El inicio de la investigación en la flotación en los minerales de hierro fue hacia los años 1930 y 1940, comenzando en los Estados Unidos por la empresa Hanna Mining y la compañía American Cyanamid, desarrollando así la ruta de flotación aniónica directa para óxidos de hierro usando colectores aniónicos como: sulfonatos de petróleo, ácidos grasos e hidroxamatos, siendo empleada industrialmente en los años 1950 en Michigan y Minnesota (Filippov et al., 2014; Fuerstenau et al., 2007). Estas técnicas de flotación fueron seguidas por la aplicación de flotación inversa de sílice y silicatos, recogiendo el concentrado de fierro en el fondo de la celda.

Posteriormente, las rutas probadas serían: (a) flotación catiónica de sílice; (b) flotación aniónica de sílice activada y (c) floculación de lamas ferríferos con respecto a lamas de silicato, las cuales son eliminadas por arrastre, asociadas con la flotación catiónica o aniónica de la sílice (Houot, 1983).

5.8.1 Flotación inversa catiónica

La flotación catiónica inversa se ha posicionado como la ruta de mayor uso empleada por la industria del procesamiento de hierro (Ma et al., 2011). Esta técnica emplea un conjunto de reactivos que se componen por aminas y su ión hidrolizado funciona como un colector de superficies minerales cargadas negativamente, además proporcionan el efecto de espuma en el sistema de flotación y almidón hidrolizado (Mhonde, Wiese, & McFadzean, 2017).

La adsorción de las aminas se lleva a un pH alto, por arriba de 8.0, siendo más favorable para la colección de sílice que de minerales de hierro, ello debido a la diferencia en su carga superficial de acuerdo con el potencial zeta de los minerales comentados (Peres & Correa, 1996).

Ngoni Pepukai (2016), utilizando un mineral sudafricano a un tamaño de 80% del mineral a - 75 μm , y una composición mayoritariamente hematita como mineral de hierro y cuarzo como impureza, aplicó una monoamina como colector de cuarzo con una dosis de 125 g/Ton, demostrando que el grado de hierro cambio de un 39% antes de la flotación a un 41% después de esta, y solo reduciendo el cuarzo de 38% a 36%, resaltando que el proceso de flotación no produce ninguna recuperación debido a la baja liberación en el mineral, ya que se había corroborado que el mineral era de textura compleja con fases minerales finamente diseminadas en tamaños de - 20 μm . Lo anterior implica que, en la flotación de minerales de hierro la eficiencia, expresada en términos de las características de calidad: grado y recuperación, dependen de la liberación.

Ngoni Pepukai (Ngoni Pepukai, 2016), realizó pruebas sobre un mineral brasileño con una distribución de tamaño de 80% a - 75 μm , con una liberación de hematita-cuarzo del 90%. La flotación catiónica de este, usando dosificaciones similares a las utilizadas en el mineral sudafricano, obtuvo que, el grado de Fe pudo aumentarse hasta un 65%, mientras que el grado de cuarzo logró disminuirse hasta a un 1.5%, lo que explica la buena respuesta a la flotación inversa mediante colectores catiónicos, cuando el

mineral presenta tamaños de liberación relativamente gruesos para los procesos, corroborando lo establecido por Ma et al., (2011), los que determinaron que el uso de la flotación catiónica proporciona mejores recuperaciones a tamaños de partícula mayores a 20 μm .

5.8.1.1 Colectores catiónicos

Para llevar a cabo el proceso de flotación catiónica inversa, es utilizado un sinnúmero de tensioactivos que proporcionan al momento de hidrolizarse iones con carga positiva. Algunos de los colectores catiónicos más usados en la flotación de minerales de hierro se enumeran en la Tabla III. Como ya se mencionó, las aminas son los colectores más utilizados, y en especial las aminas primarias (Smith & Akhtarm, 1976). Las propiedades de colección de estas dependen de características tales como: constante de ionización, solubilidad, tamaño de la cabeza iónica, longitud de cadena de hidrocarburos, ramificación de la cadena de hidrocarburos, y su concentración crítica de micelas (CNC), la cual, a su vez, depende estrictamente del largo de la cadena de hidrocarburo (Smith & Akhtarm, 1976).

Tabla III. Colectores catiónicos (Smith & Akhtarm, 1976)

Colector	Fórmula	Ión
Sal de amina primaria	RNH_3Cl	RNH_3^+
Sal de amina secundaria	$\text{RR}'\text{NH}_2\text{Cl}$	$\text{RR}'\text{NH}_2^+$
Sal de amina terciaria	$\text{R(R}')}_2\text{NHCl}$	$\text{R(R}')}_2\text{NH}^+$
Sal de amonio cuaternaria	$\text{R(R}')}_3\text{NCl}$	$\text{R(R}')}_3\text{N}^+$
Sal de sulfonio**	$\text{RS(R}')}_2\text{Cl}$	$\text{RS(R}')}_2^+$
Sal de alquil piridinio	$\text{R} \begin{array}{c} \text{---} \\ \text{---} \\ \text{---} \\ \text{---} \\ \text{---} \\ \text{---} \end{array} \text{NHCl}$	$\text{R} \begin{array}{c} \text{---} \\ \text{---} \\ \text{---} \\ \text{---} \\ \text{---} \\ \text{---} \end{array} \text{NH}^+$
<p>* R representa una cadena de hidrocarburo, usualmente de 10 o más átomos de carbono. R' es una cadena corta de alquiló, usualmente un grupo metilo. ** Fosfonio, los compuestos de yodnio y arsonio también son conocidos.</p>		

En base a estos reactivos que proporcionan una especie iónica de carácter positivo, la adsorción de las aminas con respecto a la superficie mineral, específicamente

hablando del cuarzo, se ha establecido que la interacción entre colector y superficie de cuarzo es de carácter físico (electrostático) (Leja, 1982). Smith y col. comprobaron que el **potencial zeta**, está relacionado directamente con la adsorción del colector empleado. Es decir, en el caso del uso de aminas como colectores catiónicos en la recuperación de cuarzo, el cual posee una carga superficial negativa a pH altos, se ha demostrado que, al aumentar la concentración de colector, el potencial zeta del cuarzo tiende a decaer, a diferencia que con la adición de un electrolito como el cloruro de sodio, comprobando que la adsorción es física (Smith y Akhtarm, 1976).

En estos colectores catiónicos, el pH tiene un impacto significativo en la flotación y adsorción con respecto a la constante de disociación en términos de la proporción de especies iónicas y moléculas neutras presentes en el sistema. La Figura 18 muestra el diagrama de distribución de especies en función del pH para una concentración de 1×10^{-4} M de amina dodecilíca (DDA). Como se puede apreciar en el diagrama, se presentan cambios significativos en sus especies, ya que para que se lleve a cabo una correcta flotación y por tanto una debida adsorción en la superficie mineral de interés, la especie iónica RNH_3^+ es la que debe estar en solución (Smith & Akhtarm, 1976).

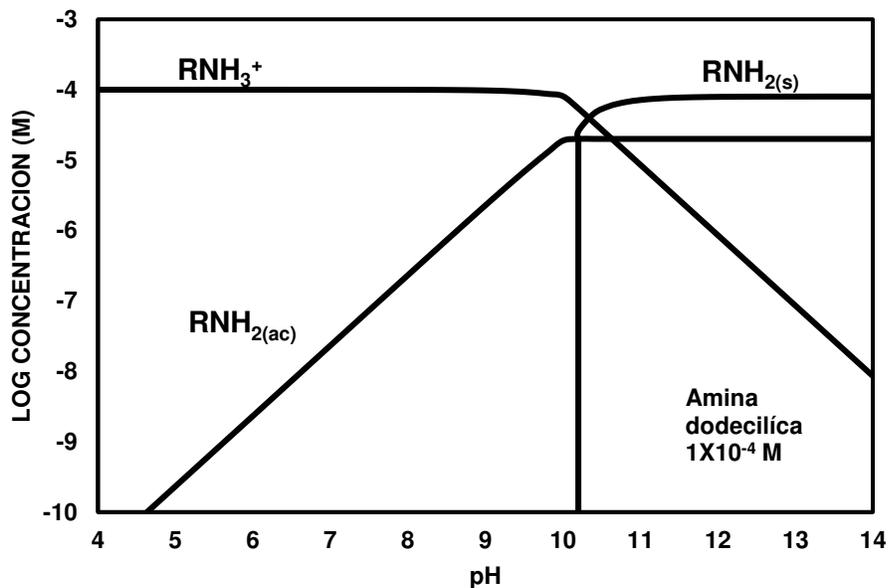


Figura 18. Diagrama de distribución de especies para una concentración total de 1×10^{-4} M DDA (Smith & Akhtarm, 1976).

En la flotación, además de la adición del colector para adsorción en la superficie mineral, para que se lleve una selección de minerales a separar mucho más efectiva como los minerales oxidados y silicatos, es necesario adicionar reactivos adicionales tales como depresores de la especie de interés, ya que estos al igual que el cuarzo presentan una carga superficial de carácter negativo a los pH's a los que se lleva a cabo el proceso de flotación, pero como es evidente en la Tabla IV, en estos se tiene una menor energía debido a la ubicación de su PZC.

Algunos de los reactivos depresores de óxidos de hierro de mayor uso son: almidón, dextrina, ácido húmico y muchas veces silicato de sodio (Araujo, Viana, & Peres, 2005; Tohry & Dehghani, 2016), sin embargo, es necesario mencionar que estos depresores de hierro también pueden deprimir la flotabilidad de los silicatos.

Tabla IV. PZC de algunos minerales de mayor importancia en concentrados de hierro (Leja, 1982)

Mineral	Fórmula Química	PZC
Magnetita	Fe_3O_4	6.5
Hematita	Fe_2O_3	6.7
Pirita	FeS_2	2.0
Pirrotita	FeS	2.0
Clorita	$((Mg,Fe)_3(Si,Al)4O_{10}(OH)_2(Mg,Fe)_3(OH)_6)$	4.0 – 5.2
Cuarzo	SiO_2	1.9

5.8.2 Flotación aniónica inversa

La flotación aniónica inversa, al igual que la flotación catiónica, tiene por objetivo la flotación del mineral ganga, siendo la diferencia el tipo de colector usado y teniendo la necesidad de activar la superficie de la ganga silicosa. En la flotación aniónica, se emplean reactivos que usualmente son derivados de origen vegetal, productos de madera que contienen ácidos carboxílicos insaturados (Quast, 2017). Estos reactivos empleados como colectores proporcionan iones cargados negativamente, por lo que es necesario la activación de la superficie de ganga silicosa por medio de la adición de

iones polivalentes que le otorguen el cambio de carga en su superficie de negativa a positiva.

En comparación con la flotación catiónica inversa, las ventajas de la flotación aniónica inversa son: 1) al tener la creación de lamas, cuando se habla de partículas inferiores a las 10 μ m, esta presenta una sensibilidad mucho menor, ya que los reactivos empleados en esta, facilitan una mayor selectividad hacia partículas finas (Lu et al., 2017); y 2) un bajo costo de los reactivos que se emplean, que por lo general son obtenidos de la industria del papel (Ma et al., 2011; Wasson, Sorensen, & Frommer, 1963)

Por otro lado, la flotación inversa aniónica está limitada a ciertos rangos de partículas, ya que como establecieron Ma y sus colaboradores para la flotación catiónica (Ma et al., 2011) **“a tamaños mayores a las 200 μ m, la recuperación del material tiende a decaer y viceversa”**.

5.8.2.1 Colectores aniónicos

La flotación de óxidos y silicatos responde de manera positiva a un extenso número de colectores aniónicos. Dentro de los cuales están incluidos los carboxilatos, más conocidos como ácidos grasos, los sulfonatos, los sulfatos de alquilo, y por supuesto ciertos agentes quelantes. En contraste a la flotación de minerales sulfurosos, las menas de hierro requieren colectores de cadenas de hidrocarburos muy largas; generalmente con contenidos de átomos de carbono mayores a 10 (Fuerstenau & Palmer, 1976).

Los colectores de oxhidrilo se utilizan principalmente para la flotación de minerales oxidados, materiales de carbonato. Los ácidos grasos, los ácidos de resina, los jabones y los sulfatos o sulfonatos de alquilo son los colectores más utilizados para minerales que contienen hierro, de igual forma estudios recientes describen el uso de oleato de sodio y ácidos oleicos para la flotación de silicatos en concentrados de hierro (Bulatovic, 2007; Nakhaei & Irannajad, 2017).

Algunos de los ácidos grasos de mayor importancia dentro de los colectores aniónicos se pueden observar en la Tabla V, donde se presenta, así como su fórmula, la solubilidad de estos, ya que muchos de ellos poseen solubilidades bajas o nulas a pH's neutros.

Tabla V. Formulas moleculares y solubilidades de varios ácidos grasos(Fuerstenau & Palmer, 1976).

Ácido Graso	Fórmula	Solubilidad de disociación de la Molecula (M), 20°C
Cáprico	$\text{CH}_3(\text{CH}_2)_8\text{COOH}$	3.0×10^{-4}
Láurico	$\text{CH}_3(\text{CH}_2)_{10}\text{COOH}$	1.2×10^{-5}
Mirístico	$\text{CH}_3(\text{CH}_2)_{12}\text{COOH}$	1.0×10^{-6}
Palmítico	$\text{CH}_3(\text{CH}_2)_{14}\text{COOH}$	6.0×10^{-7}
Estearico	$\text{CH}_3(\text{CH}_2)_{16}\text{COOH}$	3.0×10^{-7}
Elaídico	$\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH} = \text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COOH}$	
Oleico	$\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH} = \text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COOH}$	
Linoleico	$\text{CH}_3(\text{CH}_2)_4\text{CH} = \text{CHCH}_2\text{CH} = \text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COOH}$	

Un claro ejemplo a mencionar sobre la disociación de los ácidos grasos, lo es el ácido mirístico, del cual se puede establecer; véase su diagrama de especiación, que a pH por debajo de 7.0, este se encuentra sin disociar RCOOH , presentándose tanto en forma sólida como acuosa, ambas especies no cargadas, carecen de importancia alguna para el proceso selectivo del material, ya que para que se lleve a cabo la correcta colección de partículas cargadas positivamente, es necesario tener proporciones de especies con cargas negativas (RCOO^-). Dicha concentración de estas especies, iónicas, comienza a incrementarse a pH's por arriba de 7.0. El diagrama de distribución de especies del ácido mirístico a una concentración de $5 \times 10^{-5} \text{ M}$ se presenta en la siguiente figura, véase Figura 19.

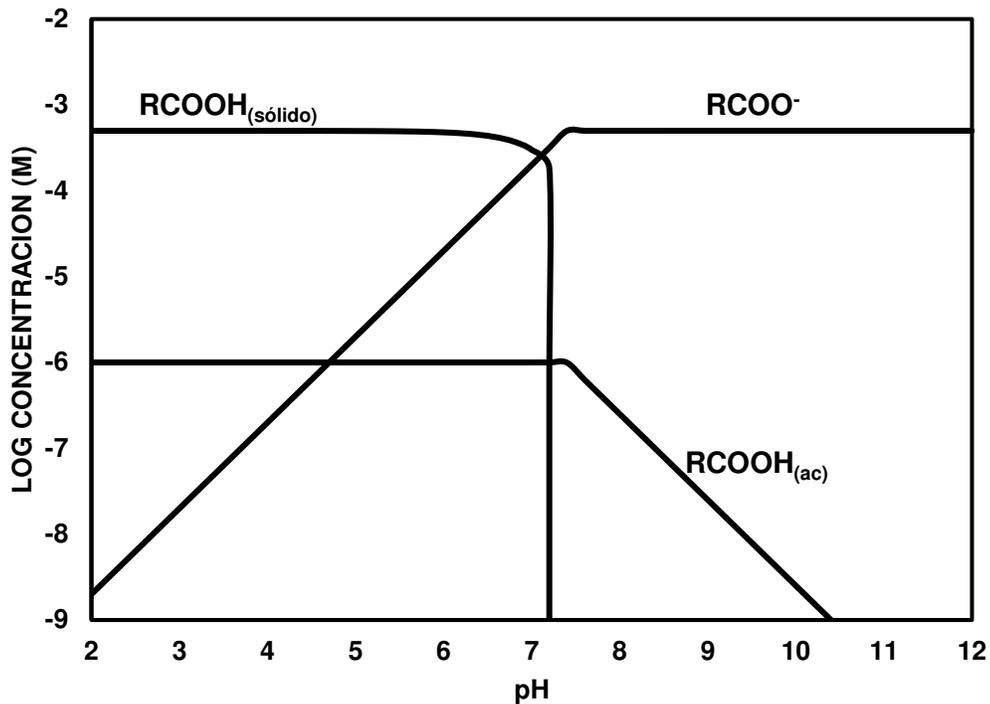


Figura 19. Diagrama de distribución de especies de una concentración de 5×10^{-5} M del ácido mirístico.

5.8.3 Minerales magnéticos y campos magnéticos de baja intensidad

Estudios de investigación recientes, han sido dirigidos al desarrollo de nuevas tecnologías para llevar a cabo una depresión de minerales de hierro, aprovechando principalmente su susceptibilidad magnética, evitando con ello el uso de los depresores químicos. Estos investigadores reportan el uso de campos magnéticos como depresores de hierro, los cuales son efectivos durante la flotación, evitando con el uso de productos químicos como depresores de hierro (Corona-Arroyo, 2015; López-Valdivieso et al., 2018 y Reynoso-González, 2018). Estos estudios están relacionados con el uso de un equipo que integra campos magnéticos de baja intensidad (0.001T), combinando este principio con la flotación en una celda tipo Jameson, tal equipo es denominado FlotMagnefloc (López-Valdivieso, Corona-Arroyo, Encinas-Oropesa, & Nahmad-Molinari, 2015).

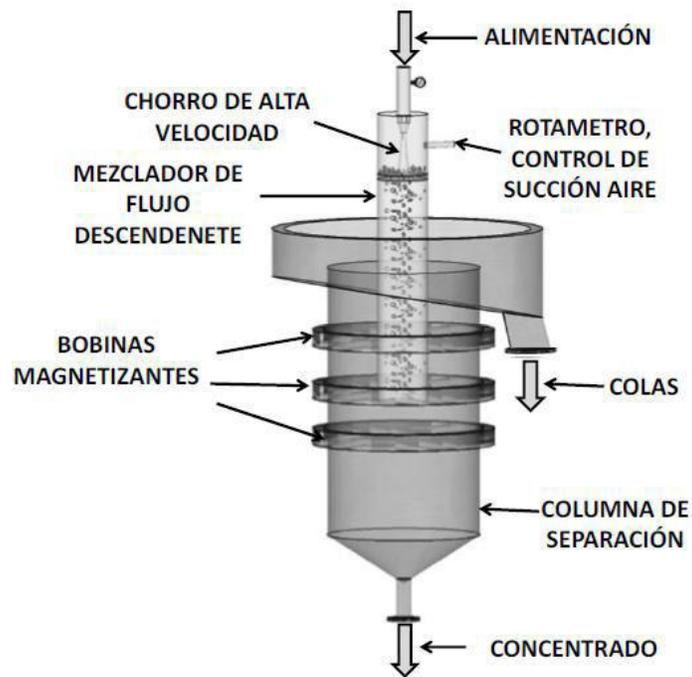


Figura 20. Esquema de equipo FlotMagnefloc (López-Valdivieso et al., 2015)

El equipo FlotMagnefloc, ver Figura 20, consta básicamente de dos secciones: un mezclador de aire y pulpa, y la columna de separación de concentrado y colas. En la parte del mezclador, se inyecta aire a un gasto razonable, controlado este por un flujómetro, la pulpa se introduce a gran velocidad y es forzada a pasar por un tubo tipo Venturi lográndose así la colisión de pulpa y el espejo líquido que se encuentra dentro del mezclador, cortando el aire de la región libre de líquido para generar burbujas. Una vez que la pulpa se ha acondicionado con los reactivos apropiados, y en cantidades específicas, se promueve la generación burbujas para poder llevar a cabo la adhesión de ganga a la burbuja.

Por otro lado, en la columna de separación, se tienen tres bobinas en una configuración de Helmholtz, las cuales se encargan de generar un campo magnético para generar agregados del material susceptible. Este campo, puede intensificarse o disminuirse con ayuda de la corriente que es dirigida a través de las bobinas. En esta columna de

separación, se lleva a cabo la sedimentación de partículas magnéticas, que se desalojan por la parte inferior constituyendo al concentrado de hierro, y la flotación de minerales de ganga son desalojados por la parte superior constituyendo las colas del proceso (López-Valdivieso et al., 2015).

Para corroborar la eficacia del equipo FlotMagnefloc, (López-Valdivieso et al., 2018), se realizaron estudios sobre cómo se lleva a cabo la interacción de los agregados formados durante la colección de partícula en la celda, y el monitoreo de los principales parámetros que rigen la operación de este equipo. Durante estas pruebas, se usaron: un colector del tipo catiónico como lo es el DDA; un concentrado de hierro con un tamaño P_{80} de 38 μm con leyes de alimentación de 65.1% Fe, 4.1% SiO_2 , 0.80% CaO y 0.36% S. La mayor proporción de Fe se encuentra como magnetita 83.4%, 3.7% hematita, 0.7% pirita y el restante como ganga diamagnética. El estudio mostró que, la formación de agregados magnéticos en la celda por la aplicación del campo magnético es el principal parámetro relacionado directamente con la recuperación de hierro. Ya que al formarse estos aglomerados las partículas de magnetita tienden a descender como largas cadenas, la fuerza gravitacional o sedimentación de los aglomerados es mayor que la fuerza hidrodinámica, teniendo menores sacrificios de Fe que las celdas convencionales, además de ello, el concentrado generado por este método de concentración es de mayor calidad debido a que no se emplean reactivos para la depresión del hierro.

Asimismo, además de lo mencionado sobre los agregados magnéticos generados, otro parámetro importante del equipo a controlar es el flujo de aire suministrado a esta (Reynoso-González, 2018), ya que mientras más alto sea el J_g del equipo, mayor será la eliminación de ganga. En este estudio, se utilizó un concentrado de hierro proveniente de últimas etapas de concentración por tambores magnéticos del Consorcio Minero Benito Juárez Peña Colorada. Las pruebas de flotación catiónica fueron llevadas a un pH de 9.0 utilizando diferentes dosificaciones de Flotigam EDA como colector. Las leyes de cabeza del concentrado fueron de 65.4% Fe y 4.10% SiO_2 , logrando obtener un concentrado final de 67.64% Fe y 2.88% de SiO_2 con un J_g de 10

cm/s y 150 g/Ton de colector, proporcionando recuperaciones de Fe arriba del 89%, y concluyendo que el equipo mencionado es óptimo e imparte buenas recuperaciones del concentrado.

6 METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

En la presente sección, se plasma la experimentación que se llevó a cabo para la eliminación de ganga no magnética de un concentrado de la compañía Minera las Truchas.

Inicialmente, se realizó la caracterización química y mineralógica del concentrado proveniente de la mina, con el fin de determinar los contenidos de las principales impurezas en el material, así como también la identificación de estas impurezas, su liberación y asociación mineralógica entre los minerales magnéticos y no magnéticos.

Adicionalmente, se realizaron estudios de caracterización superficial para la determinación del potencial zeta de los minerales de ganga utilizando una muestra de colas finales del proceso de concentración magnética de la mina las Truchas.

Finalmente, se llevaron a cabo pruebas para la eliminación de silicatos haciendo uso del equipo FlotMagnefloc de laboratorio y con ello determinar parámetros óptimos de separación como lo son el pH, adición de colector aniónico y de iones activadores de superficie Ca^{2+} , los cuales fueron provistos por CaCl_2 .

6.1 Materiales y Preparación

Para el presente estudio, la muestra mineral utilizada fue proporcionada por la Unidad Minera “Las Truchas” ubicada en el estado de Lázaro Cárdenas, Michoacán. La muestra corresponde a la segunda etapa concentración magnética con tambores rotatorios de baja intensidad. La muestra obtenida de la unidad fue de 80 kg de mineral presentando un tamaño P_{80} de 45 micrómetros, fue colectada-muestreada como pulpa del proceso de concentración, para después ser filtrado y secado. Una vez seca, fue homogenizada y cuarteada por coneo-paleo, para finalmente obtener muestras representativas de 1 kg. Estas porciones fueron utilizadas para caracterización

mineralógica, determinación de distribución de tamaño de partícula, así como las distintas pruebas de flotación.

Además de la muestra para pruebas, se obtuvo material de colas finales del proceso de concentración de la unidad, esta muestra fue filtrada y secada, para después ser tamizada en seco sobre la malla # 635 (20 micrómetros). La fracción a tamaño menor a las 625# se utilizó para las determinaciones de la carga eléctrica de los minerales de ganga (potencial Zeta).

6.2 Reactivos químicos

Los reactivos químicos utilizados durante la experimentación y pruebas de flotación fueron proporcionados por la unidad Minero-metalúrgica Las Truchas. La Tabla VI lista los reactivos utilizados en este trabajo.

Tabla VI. Reactivos utilizados para la experimentación

Nombre del Reactivo	Fórmula Molecular	Peso Molecular, g/mol	Marca
Cromalux-250	C_nH_{2n-1}	Variable	Agricel
Aceite de Pino	$C_{10}H_{18}O$	154	
Cloruro de Calcio	$CaCl_2 \cdot 2H_2O$	147.02	Merck
Hidróxido de Sodio	NaOH	40	Golden Bell
Ácido Clorhídrico	HCl	36.5	J.T. Baker
Cloruro de Potasio	KCl	74.56	J.T. Baker

Los reactivos como el Cromalux 250 y el aceite de pino, fueron utilizados como colector aniónico y espumante, respectivamente. De acuerdo con el proveedor, el Cromalux es una mezcla de ácidos grasos. El cloruro de calcio se utilizó como sal activadora, lo cual al momento de disolverse se disocia en iones activadores de superficie de Ca^{++} .

Los reactivos como el hidróxido de sodio (5 M) y el ácido clorhídrico (10% en peso) se usaron sólo como modificadores de pH durante las pruebas, y para la disolución del colector aniónico utilizado.

Durante las pruebas de potencial zeta, se usó el cloruro de potasio para mantener constante la fuerza iónica de las mediciones. Además, las variaciones de pH en las corridas de potencial zeta se efectuaron con HCl 1% y NaOH 1%.

Con respecto a las pruebas de eliminación de ganga no magnética, se utilizó agua de grifo de la ciudad de Guanajuato, México. Mientras que, en la preparación de reactivos y las pruebas de potencial zeta, fue utilizada agua des-ionizada de la empresa Karol S.A.

6.3 Caracterización de muestras minerales

Las muestras utilizadas en este trabajo se caracterizaron mediante análisis químicos, difracción de rayos-X, microscopía de luz polarizada y microscopía electrónica de barrido para determinar la composición química y mineralógica del concentrado y colas que producen a escala planta beneficio de la compañía minera las Truchas.

6.3.1 Análisis químicos

Las muestras correspondientes a cabeza, cola y concentrados de las pruebas efectuadas para la eliminación de ganga mediante el FlotMagnefloc, se analizaron químicamente mediante la determinación de fierro total (Fe_t), fierro magnético (Fe_m), azufre (S), alúmina (Al_2O_3), cuarzo (SiO_2), óxido de calcio (CaO), óxido de magnesio (MgO), fósforo (P), carbono (C) y óxido de manganeso (MnO). La determinación de Fe total se efectuó por medio de titulación con dicromato de potasio, mientras que el azufre (S), alúmina (Al_2O_3) y (SiO_2), se llevaron a cabo en un espectrofotómetro de combustión LECO (LE-PP-G05-03) y un aparato espectrómetro de absorción atómica AAnalyst 200 Perkin Elmer, respectivamente. En cuanto al hierro magnético, este se analizó en una balanza SATMAGAN Outokumpu Oy, el resto de los elementos y compuestos fueron analizados por espectrometría de fluorescencia de rayos-X.

Estos ensayos químicos se llevaron a cabo en el centro de Investigación metalúrgica de la mina “Las Truchas” y en los laboratorios del Departamento de Minas, Metalurgia y Geología de la Universidad de Guanajuato.

6.3.2 Difracción de rayos X

Para la identificación de fases mineralógicas presentes en el mineral estudiado, se utilizó una muestra de colas de flotación obtenido de las pruebas de eliminación de ganga no magnética. Para este análisis, se utilizó un difractómetro de rayos-X RIGAKU-Ulma IV de lámpara de cobre que produce una longitud de onda de 1.54 Amstrong. El análisis de difracción se llevó a cabo con un barrido de 10° hasta 90° a una velocidad de 5°/min, con un voltaje de 30V.

6.3.3 Microscopía de luz polarizada y microscopía de barrido electrónico

Continuando con la caracterización mineralógica, se realizó estudio minerográfico sobre el concentrado proveniente de la unidad minero-metalúrgica Las Truchas, utilizando el microscopio de luz polarizada marca Eclipse, modelo MA200 y el microscopio electrónico de barrido (Joel), la información registrada permitió definir especies mineralógicas, liberación relativa y absoluta, y finalmente, los tipos de asociaciones que presenta la muestra de estudio.

Para su caracterización, el concentrado problema fue tamizado en húmedo utilizando las mallas 270, 325, 400, 600, 635 y -635; una vez fraccionada cada una de estas fue analizada químicamente, y montada en resina epóxica para su observación y caracterización en los equipos arriba mencionados.

El análisis modal o estudio de liberación, se llevó a cabo por observación y conteo de partículas libres y asociadas correspondiente a las especies mineralógicas de mayor importancia como: Magnetita, Ganga Silicosa y Pirita. Durante el conteo de partículas con el microscopio óptico de luz polarizada, se observaron como mínimo 20 campos de visión por fracción de tamaño, contabilizándose un total de 1000 partículas.

6.4 Determinación del potencial zeta de muestras minerales

Para la determinación de la carga superficial de la ganga no magnética, se determinó el Potencial Zeta utilizando una muestra de las colas del proceso de concentración

magnética de las Truchas. La medición se realizó en un zetámetro ZetaProbe® (Figura 21) marca Colloidal Dynamics. En la muestra utilizada, los silicatos son las fases mineralógicas predominantes; por ello, las lecturas en dicho aparato se configuraron suponiendo que la muestra era SiO₂. Se utilizó 1 mmol de KCl para mantener la fuerza iónica constante y la formación de la doble capa eléctrica. El potencial zeta se determinó en función del pH y la adición de CaCl₂ como iones activadores.



Figura 21. Aparato ZetaProbe de Colloidal Dynamics.

6.5 Eliminación de ganga no magnética en flotMagnefloc

Para los estudios de eliminación de impurezas no magnéticas del concentrado final de hierro se utilizó el equipo FlotMagnefloc desarrollado por el doctor Alejandro López Valdivieso, el cual se presenta en la Figura 22 (López-Valdivieso et al., 2015).

Con este equipo experimental se estudiaron los efectos que variables como: pH, dosificación de colector aniónico y dosificación de CaCl₂ (activador de SiO₂), tienen en la eliminación de SiO₂ y S (ganga no magnética) del concentrado de Hierro, grado de SiO₂ y S que tiene el concentrado final y la pérdida de hierro en las colas de flotación.

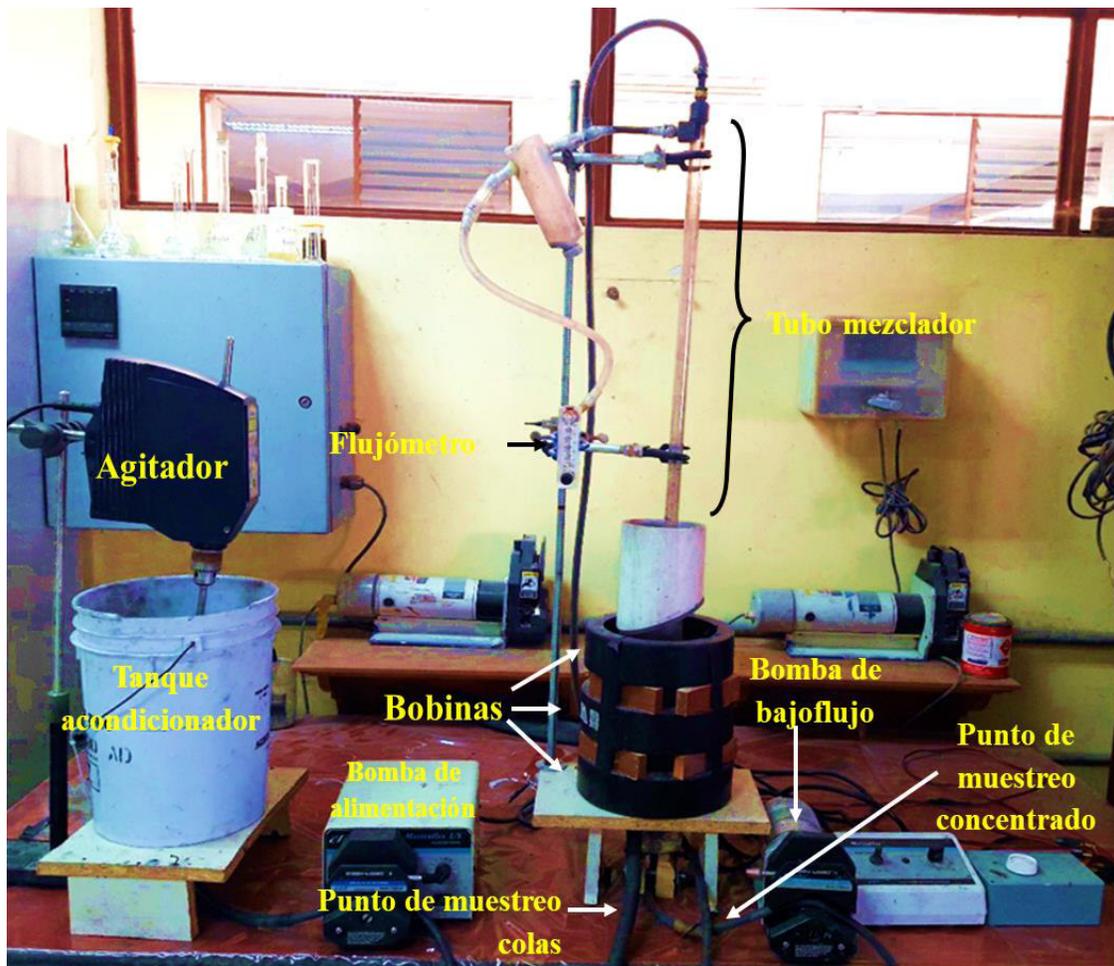


Figura 22. Equipo experimental construido para pruebas de eliminación de impurezas no magnéticas (Reynoso-González, 2018).

Los reactivos de prueba durante estudio fueron: colector aniónico de impurezas no magnéticas Cromalux 250, Agricel, éste reactivo es una mezcla de ácidos grasos y su composición depende del método de síntesis, por lo tanto, tiene la fórmula general C_nH_{2n-1} ; como espumante se agregó aceite de pino comercial y como activador se añadió $CaCl_2$. Como reguladores o modificadores de pH, se prepararon y adicionaron soluciones de ácido clorhídrico e hidróxido de sodio, 1 %.

La intensidad medida del campo magnético homogéneo aplicado para la depresión de minerales magnéticos fue de 0.008T, promedio. La uniformidad del campo magnético fue corroborada por Reynoso-González, él que monitoreó este con ayuda de un Gaussímetro marca F.W. BELL modelo 5100 (Reynoso-González, 2018).

El procedimiento general de las pruebas de flotación se describe a continuación: en el tanque de acondicionamiento, se preparó la pulpa al 20% sólidos en peso a partir de muestras de 1 Kg y se aplicó una agitación mecánica de 800 RPM. Una vez dispersados los sólidos y homogénea la pulpa, se ajustó al pH deseado y se agregó la cantidad correspondiente de activador y colector, cada reactivo se acondicionó durante 3 minutos. Las concentraciones adicionadas de colector estudiadas fueron de 25, 50, 100, 150, 300 y 400 g/Ton y de activador de 100, 300, 500 y 1000 g/Ton. Se dejaron transcurrir 5 minutos como tiempo de acondicionamiento. Enseguida se adicionó el espumante para obtener una concentración de 50 g/ton. Se aplicó el campo magnético homogéneo de 0.008T y se confirmó su intensidad en el centro de las bobinas con el Gaussímetro. Antes de alimentar la pulpa a la celda, se llenaron de agua el tubo mezclador y la columna de separación. Después, con el suministro de aire totalmente cerrado, se inició la alimentación de pulpa y de aire. El aire fue ajustado con el flujómetro al valor correspondiente de la prueba.

Para este parámetro, el intervalo de trabajo fue de 200 hasta 800 cm³/min en intervalos de 100 cm³/min (esto equivale a intervalos de J_g 1.25 cm/s, calculado con el área transversal del tubo mezclador). Posteriormente, la celda se dejó trabajar durante un periodo 1.5 minutos, el cual es el tiempo necesario para que pase un flujo igual a dos veces el volumen de esta y alcance el equilibrio (Finch y Dobby, 1990). Transcurrido el tiempo, se tomó muestra de pulpa de cabeza, cola y concentrado durante aproximadamente 30 segundos. Dichas muestras, se pesaron, filtraron, secaron y finalmente se efectuaron análisis químicos por Fe total, Fe magnético, SiO₂, S, Al₂O₃, C, P, CaO, MgO, TiO₂, K₂O y MnO. A partir de los pesos y análisis químicos se determinó el balance metalúrgico, el balance de agua y pulpa, las recuperaciones en colas y concentrado de cada elemento y compuesto de interés.

7 RESULTADOS Y DISCUSIÓN

7.1 Caracterización mineralógica

Las caracterizaciones mineralógicas del concentrado y colas del proceso industrial se efectuaron mediante técnicas de microscopía de luz polarizada y difracción de rayos

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

X, respectivamente. La finalidad de estas lo fue el identificar las fases mineralógicas principales (en colas), las asociaciones ganga no-magnética con los minerales de hierro y, finalmente, la liberación (en concentrado).

Durante la caracterización por difracción de rayos X de las colas de flotación, se logró identificar que las principales fases mineralógicas que se encuentran presentes en este producto son:

Minerales de Interés Económico

Magnetita (Fe_3O_4)

Hematita (Fe_2O_3)

Minerales de Ganga

Clorita $[(\text{Mg},\text{Al})_6(\text{Si},\text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8]$

Calcita [CaCO_3]

cuarzo [SiO_2]

Además de las especies arriba listadas, se encontraron minerales portadores de azufre como la pirita [FeS_2] y la pirrotina [$\text{Fe}_{1.05}\text{S}_{0.95}$], dicha carta de difracción puede observarse en la Figura 23.

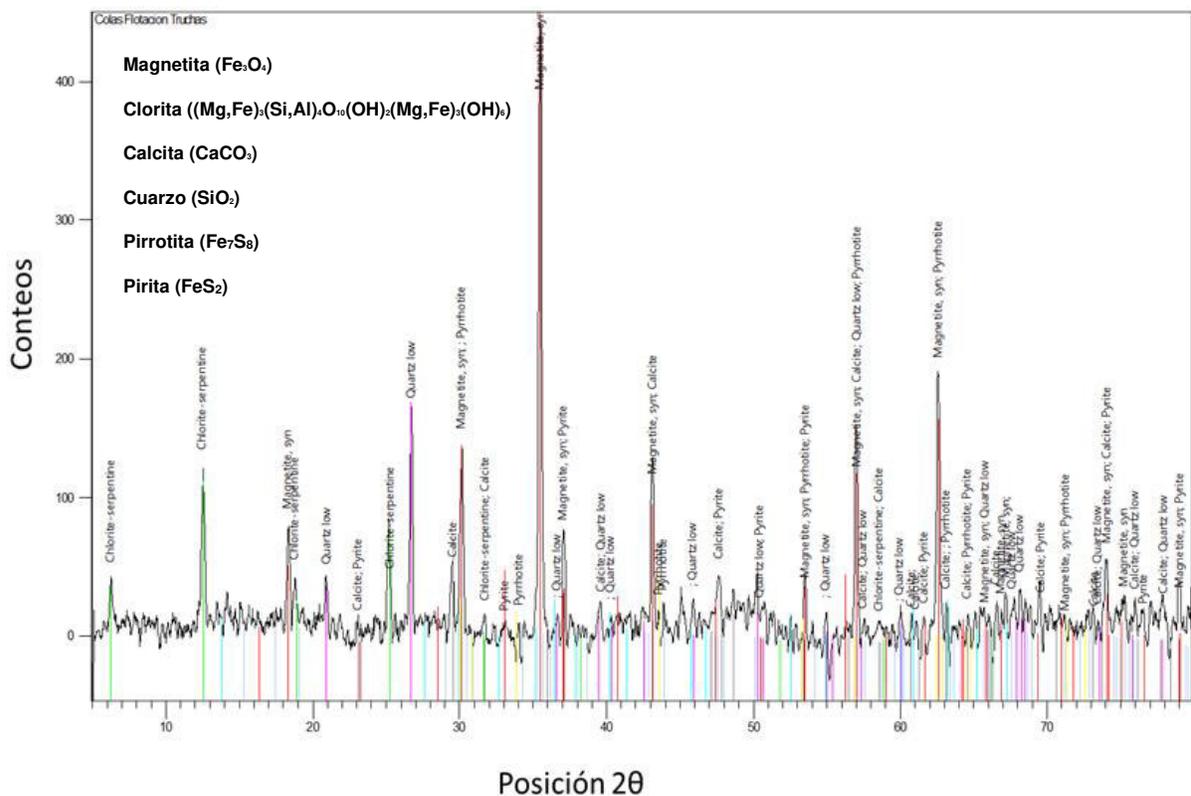


Figura 23. Difractograma de las colas de flotación del proceso que se lleva a cabo en laboratorio.

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

El concentrado de hierro al ser analizado químicamente se encontró que presenta un grado de 64.46% Fet, 5.05% SiO₂ y 0.35% S, el cual se considera el grado de SiO₂ elevado para enviar al proceso de aceración. Las Tablas VII y VIII, presentan los análisis químicos y distribución de contenidos del concentrado por tamaño de partícula. A través de estos contenidos encontrados, se puede suponer que la muestra presenta cierto problema de liberación debido a que el mayor contenido de ganga se encuentra en la fracción mayor a 53 µm, presentando un contenido de 33.29% de SiO₂ y 41.08% de S.

Tabla VII. Análisis granulométrico y análisis químico por fracción de tamaño de partícula del concentrado.

Fracción de Tamaño (µm)	Peso, %	Ensaye, %											
		%Fe M	%Fe t	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%CaO	%MgO	%P	%TiO ₂	%K ₂ O	%MnO	%C	%S
+53	14.46	53.37	56.40	11.63	1.11	2.66	1.17	0.01	0.12	0.10	0.08	0.42	0.99
-53 +45	7.21	61.54	64.34	5.62	0.54	1.39	0.63	0.01	0.08	0.04	0.07	0.20	0.42
-45 +38	19.02	63.46	64.86	4.32	0.40	1.17	0.53	0.01	0.07	0.42	0.07	0.15	0.29
-38 +20	19.6	64.06	66.13	3.79	0.33	1.09	0.49	0.01	0.06	0.03	0.06	0.14	0.22
-20	39.71	65.13	66.41	3.53	0.45	1.08	0.56	0.01	0.07	0.04	0.06	0.21	0.20
Cabeza Calculada	100	62.64	64.46	5.05	0.52	1.35	0.63	0.01	0.08	0.12	0.06	0.21	0.35
P ₈₀ 47µm													

Tabla VIII Distribución de contenidos en el concentrado

Fracción de Tamaño (µm)	Peso, %	Distribución, %											
		%Fe M	%Fe t	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%CaO	%MgO	%P	%TiO ₂	%K ₂ O	%MnO	%C	%S
+53	14.5	12.3	12.7	33.3	30.9	28.5	26.7	21.6	23.4	11.6	17.1	28.5	41.1
-53 +45	7.2	7.1	7.2	8.0	7.5	7.4	7.2	7.7	8.0	2.7	8.1	6.9	8.7
-45 +38	19.0	19.3	19.1	16.3	14.7	16.5	15.9	20.2	17.9	66.8	19.8	13.0	15.6
-38 +20	19.6	20.0	20.1	14.7	12.5	15.8	15.2	16.7	16.6	5.8	18.6	12.7	12.0
-20	39.7	41.3	40.9	27.7	34.4	31.8	35.1	33.8	34.2	13.1	36.4	38.9	22.6
	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Por otro lado, el Fe se presenta en pequeñas proporciones en la fracción gruesa siendo de 12.7%, lográndose un incremento hasta del 40.9 % en fracciones inferiores a las 20 µm.

Las Figuras 24, 25 y 26, muestran las fotomicrográficas de las fracciones de tamaño del concentrado obtenidas mediante microscopia de luz polarizada. En las figuras se

puede observar que la principal especie de hierro es la magnetita y en pocas proporciones la hematita (identificadas por sus reflexiones internas color rojo); también se muestra que la principal impureza portadora de azufre es la pirita, caracterizada por su color blanco brillante, y en menor cantidad algunas partículas de pirrotina (distinguida por su color amarillo) lo cual concuerda con las fases identificadas mediante difracción de rayos X (Figura 23). Así mismo, dentro de la ganga no magnética están los silicatos y calcita, identificándose en la microscopia óptica como partículas de color grisáceo.

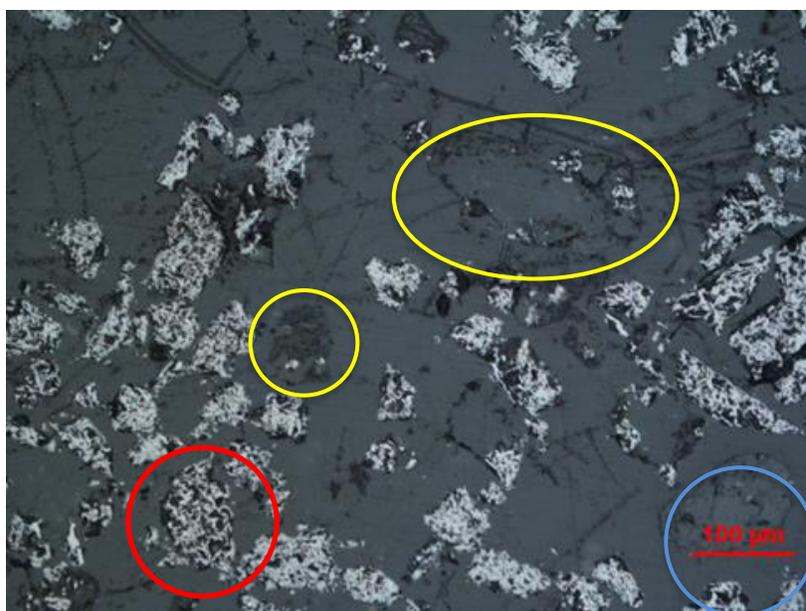


Figura 24. Fotomicrografía de la fracción +270# de concentrado de cabeza en microscopio de luz polarizada. Partículas libres de ganga silicosa círculo azul; círculo rojo partícula de magnetita libre; círculo amarillo partícula asociada entre magnetita y ganga silicosa.

Analizando las fotomicrografías, se puede observar que en la fracción de tamaño +270# (Fig. 24), la magnetita presenta asociaciones con la ganga silicosa de forma simple y diseminada. Estas asociaciones impiden que la ganga silicosa sea eliminada en los tambores magnéticos rotatorios, debido a que esta pequeña incrustación de magnetita en la sílice permite que esta partícula se magnetice y por lo tanto, se aglomere con el resto de las partículas de magnetita adhiriéndose a la superficie del

tambor magnético rotatorio; este fenómeno fue reportado por (Llamas-Bueno et al., 2018).

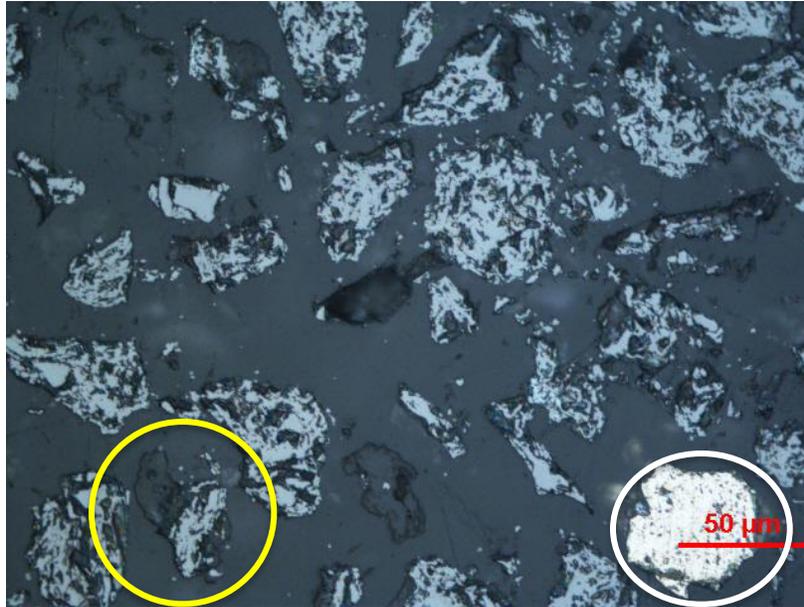


Figura 25. Fotomicrografía de la fracción +325# de cabeza en microscopio de luz polarizada. El círculo blanco representa a una partícula de pirita libre, así mismo el círculo amarillo representa una asociación simple entre magnetita y silicatos.

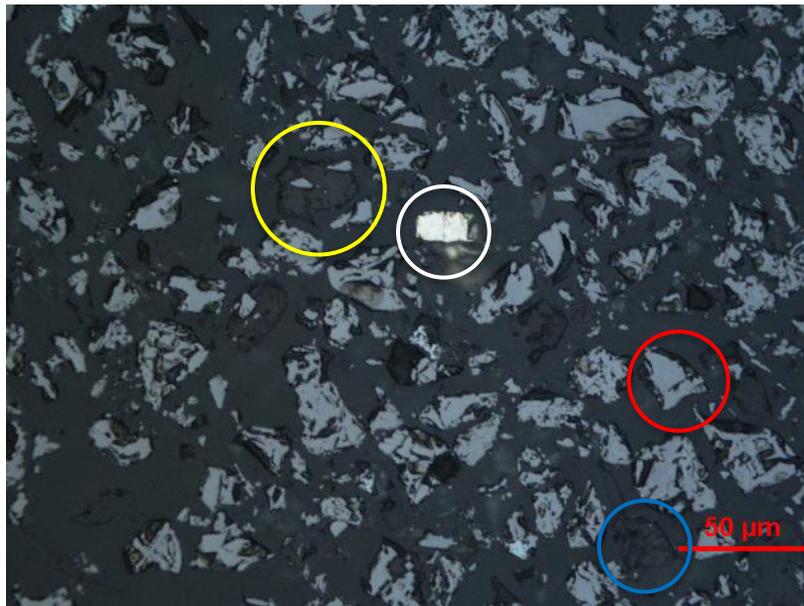


Figura 26. Fotomicrografía de la fracción +635# en microscopio óptico de luz polarizada. Círculo rojo partícula de magnetita libre; círculo azul partícula libre de silicatos; círculo blanco partícula de pirita; círculo amarillo asociación silicatos y magnetita.

Por otro lado, la pirita se presenta tanto en asociación simple con partículas de magnetita, como en forma libre, siendo esta última la de mayor proporción desde los tamaños gruesos (+270#), hasta los más finos (+635#), ver Figuras 25 y 26.

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

Tabla IX. Liberación relativa y absoluta de magnetita, pirita y ganga silicosa en el concentrado de hierro.

Fracción de tamaño (µm)	% Liberación Relativa			Distribución, %			Liberación Absoluta, %		
	Fe ₃ O ₄	FeS ₂	SILICATOS	Fe ₃ O ₄	FeS ₂	SILICATOS	Fe ₃ O ₄	FeS ₂	SILICATOS
+53	90.97	82.71	51.64	12.32	41.07	29.18	11.21	33.97	15.07
-53 +45	96.75	74.75	52.76	7.08	8.65	7.22	6.85	6.47	3.81
-45 + 38	98.89	90.14	55.57	19.27	15.65	18.63	19.05	14.11	10.35
-38 +20	99.55	90.40	76.57	20.04	12.04	15.38	19.95	10.89	11.77
-20	99.55	95.00	80.00	41.29	22.58	29.60	41.10	21.45	23.68
							98.17	86.89	64.68

Como puede observarse en Tabla, en las fracciones más gruesas que 53, 45 y 38 µm la liberación relativa de los silicatos es de 51.64, 52.78 y 55.57 %, respectivamente. Estas liberaciones, son bajas lo que complica notablemente la eliminación de estas partículas, ya sea por concentración magnética o por flotación. Contrariamente, la ganga sulfurosa presenta una alta liberación relativa siendo en promedio de 86.6%, esto implica facilidad para su eliminación. Es probable que utilizando un campo magnético de menor intensidad o utilizando una mayor cantidad de agua de repulpeo pueda eliminarse una buena proporción de estas partículas (Llamas-Bueno, 2010).

7.2 Potencial Zeta

La determinación del potencial zeta o carga eléctrica de los minerales cuando se encuentran en la pulpa se llevó a cabo utilizando muestra de colas del proceso

industrial de la planta concentradora de minera las Truchas, no se realizó sobre especies puras. El objetivo de esta medición fue determinar la carga eléctrica global de los minerales no magnéticos en función del pH y así definir las mejores condiciones de flotación de estas impurezas, utilizando un colector aniónico como el Cromalux-250. La Figura 27 muestra el potencial zeta de las colas de concentración magnética en función del pH y varias adiciones de Ca^{++} .

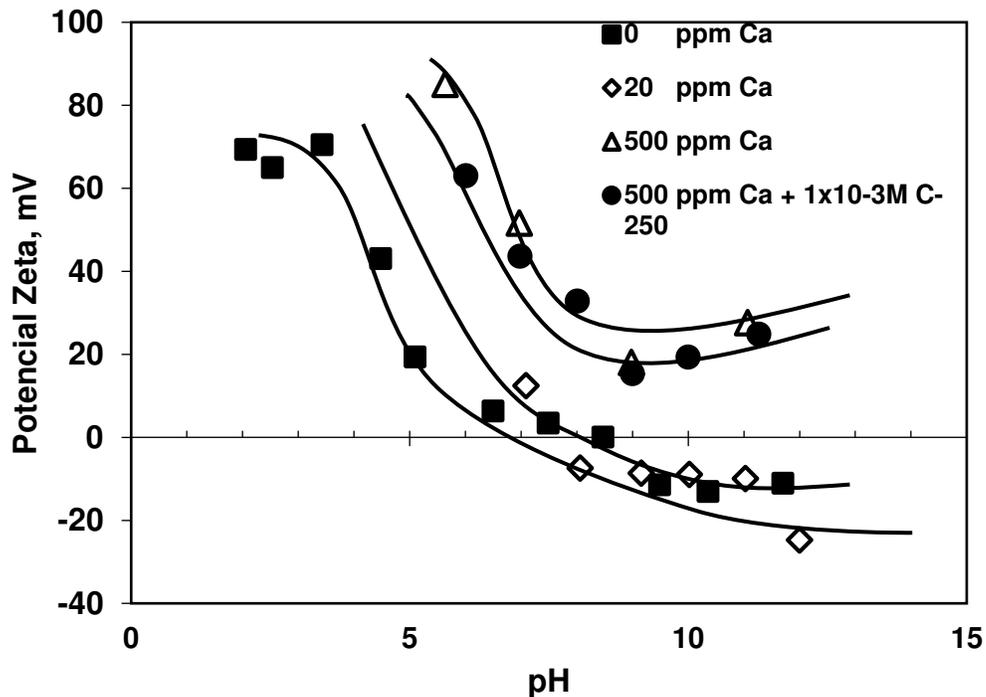


Figura 27. Potencial zeta de ganga silicosa en función del pH con una dosificación de 0, 20, 500 ppm Ca^{++} y una adición de colector Cromalux 250 $1 \times 10^{-3} \text{M}$ y 500 ppm.

Se puede observar que el punto isoeléctrico de la ganga sílica es 7, cambiando a carga positiva en pH ácidos y a negativa en pH básicos. Este resultado muestra que no es posible la flotación de la ganga utilizando un colector aniónico a pH superiores a 7, donde teóricamente el colector presenta su carga negativa (RCOO^-) como se mostró en el diagrama de especiación del ácido mirístico (Figura 19). En pH básico se presentan condiciones de repulsión electrostáticas entre colector y ganga, por lo

tanto, no existe adsorción de colector sobre la ganga permitiendo una baja eliminación de ganga.

La adición de iones Ca^{++} , tienen como objetivo la activación de la ganga, es decir, cambiar la carga eléctrica de negativa a positiva en el intervalo de pH donde la ganga presenta carga negativa. La Figura 27 muestra que la adición de 20 ppm de calcio provoca que la carga eléctrica de la ganga sea menos negativa, inclusive desplaza el punto de carga cero a 8.1, este desplazamiento y disminución de la carga eléctrica negativa es un indicativo de que los iones calcio se están adsorbiendo sobre la ganga (Leja, 1982). De manera similar, cuando la concentración de iones calcio se incrementó hasta 500 ppm, la carga superficial de la ganga se vuelve positiva en todo el rango de pH, permitiendo que se establezcan las condiciones ideales (ganga activada) para la adsorción de colectores aniónicos, en este caso particular, el colector Cromalux-250. Adicionalmente, la Figura 27 muestra el potencial zeta de la muestra activada con 500 ppm de calcio y la adición de 10^{-3} M de colector Cromalux-250 en función del pH; donde se puede apreciar que la carga eléctrica de la ganga se vuelve menos positiva denotando la adsorción física del ion negativo del Cromalux, colector aniónico (Rao & Leja, 2004).

Finalmente podemos concluir que para la flotación de la ganga que compone el mineral de Las Truchas, es necesario activar la ganga con iones como el Ca^{++} y Mg^{++} para su adecuada eliminación por flotación. Sin embargo, es importante mencionar que es posible flotar la ganga sin activación, siempre y cuando el potencial zeta de la ganga sea positiva, para este caso particular sería a pH's inferiores a 6.

7.3 Pruebas de eliminación de ganga silicosa

7.3.1 Adición de iones Ca^{++} para la activación de la ganga silicosa

Se evaluó la adición CaCl_2 como sal activadora de ganga (Ca^{++}), las adiciones estudiadas fueron las siguientes concentraciones: 15, 30, 60, 90, 120, 500 y 1000

g/t de CaCl_2 . Además, las condiciones de flotación fueron las siguientes: C-250 a una concentración de 150 g/Ton, aceite de pino 50 g/Ton, un campo magnético de 80 Gauss, flujo de aire 0.3 L/min.

Relacionando el estudio de potencial zeta (Figura 27) y el diagrama de distribución de especies del colector (Figura 19), el ion RCOO^- predomina a pH superiores a 7 y la ganga activada con calcio presenta carga positiva en todo el intervalo de pH, seleccionándose un pH de 10.5, ya que de acuerdo a la literatura, se menciona que los mejores resultados se dan a pH superiores a 10.5 (Ma et al., 2011; Tohry & Dehghani, 2016). Es importante mencionar que las flotaciones realizadas son flotaciones inversas, el material flotado constituye las colas y el concentrado es el material que se obtiene en el bajo flujo.

La Tabla X lista los grados de concentrado y recuperación de ganga en colas para las diferentes adiciones de CaCl_2 . Los resultados muestran que después de adiciones superiores a 120 g/Ton, el grado de SiO_2 se logra reducir un 1.25% con respecto a la cabeza ensayada (5.1% SiO_2), esto equivale a obtener recuperaciones de SiO_2 en el material flotado (eliminación) de hasta 33.23 % con una máxima adición de iones de 1 000 g/Ton. Por otro lado, la Figura 28, muestra una comparación de la flotación de SiO_2 , S y Fe, así como el grado de SiO_2 en el concentrado final en función de la adición de Ca.

Es evidente que, con bajas adiciones de CaCl_2 se logra la activación de la ganga, es decir, la diferencia máxima de recuperación de SiO_2 con 15 g/Ton y 1000 g/Ton de CaCl_2 es de sólo 3.65%. A diferencia de la SiO_2 , la eliminación de azufre alcanzó valores superiores 50% para la dosificación más alta de Ca. De acuerdo con Tohry y col., quienes realizaron un estudio de flotación aniónica sobre un mineral de Chadour Malu, el ion Ca^{++} es un excelente activador de superficie el cual facilita la reducción de impurezas en el concentrado de hierro, la dosificación óptima, especifican debe ser mayor a 320 g/Ton. En este estudio, a un valor de pH de 10.5,

es posible realizar la activación y eliminación de ganga con sólo 15 g/Ton (Tohry & Dehghani, 2016).

Tabla X. Grado y recuperación de Fe_T, SiO₂ y S en el concentrado final de las pruebas realizadas para identificar la adición de CaCl₂.

Adición de CaCl ₂ , g/Ton	Grado y Recuperación de Fe _T , SiO ₂ , S en concentrado y colas respectivamente, %			
	PRODUCTO	Fe _T	SiO ₂	S
15	Grado en Concentrado	66.74	4.00	0.22
	Recup. En Colas	5.35	29.58	47.75
30	Grado en Concentrado	66.74	4.12	0.20
	Recup. En Colas	5.22	26.89	46.29
60	Grado en Concentrado	66.80	4.10	0.19
	Recup. En Colas	5.85	27.88	46.20
90	Grado en Concentrado	66.90	4.05	0.18
	Recup. En Colas	5.82	27.28	46.05
120	Grado en Concentrado	66.90	3.95	0.21
	Recup. En Colas	6.33	29.63	44.73
500	Grado en Concentrado	66.33	4.30	0.22
	Recup. En Colas	4.22	19.96	37.81
1000	Grado en Concentrado	66.80	3.85	0.21
	Recup. En Colas	8.00	33.23	53.93

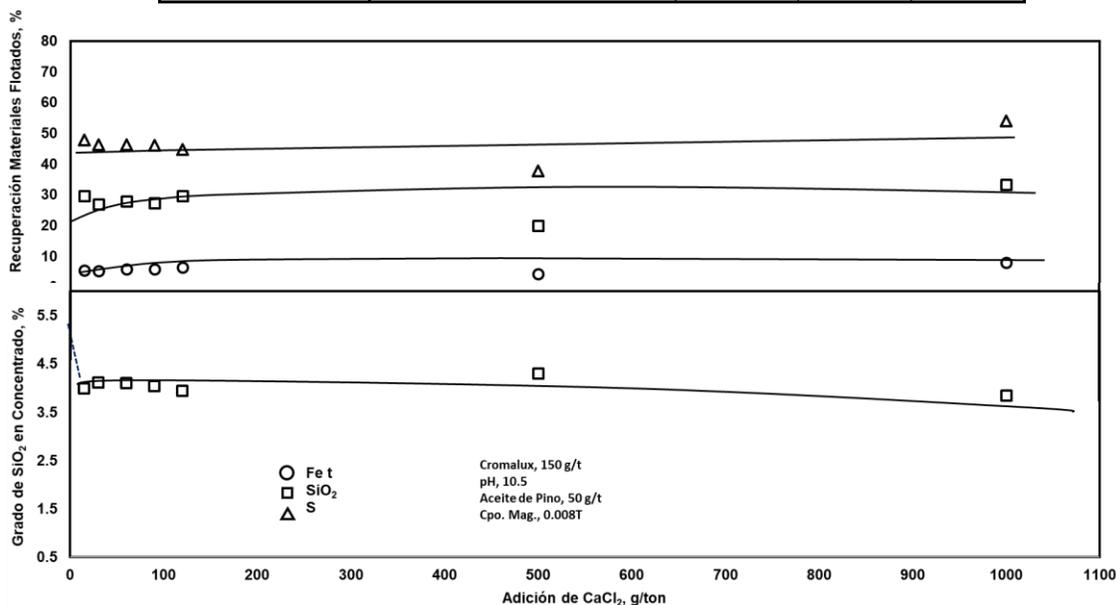


Figura 28. Representación gráfica de las recuperaciones obtenidas en el sobreflujo, de cada una de las adiciones de iones Ca⁺⁺.

Debido a que el potencial zeta es más positivo a pH's inferiores a 10.5, es posible que se pueda eliminar más ganga con medios inferiores a dicho valor, por lo tanto, la siguiente variable estudiada lo fue el pH, la concentración de la sal proveedora del ion activador se mantuvo constante, 500 g CaCl₂/Ton, esta, superior a la necesaria para la activación, asegura que habrá plena concentración de Ca²⁺.

7.3.2 Efecto del pH de la pulpa en la eliminación de ganga

En este apartado, se presentan los resultados que se obtuvieron del estudio del pH de la pulpa, estos estudios se realizaron manteniendo constante una dosificación de colector de 100 g/t, espumante a 50 g/t, campo magnético de 80G y un flujo de aire suministrado de 0.3L/min. Además, el efecto del pH fue estudiado en presencia de iones Ca⁺⁺, es decir con la adición de 500 g/ton y sin activador.

En primer lugar, se presentan los resultados de la flotación de la ganga sin adición iones activadores; la Tabla XI muestra los grados y recuperaciones para Fe, SiO₂ y S en función del pH.

Tabla XI. Grados y recuperación de pruebas de flotación sin adición de iones activadores Ca⁺⁺.

Resultados sin activador Ca ⁺⁺												
pH	Grado						Recuperación					
	Concentrado			Colas			Concentrado			Colas		
	Fe t, %	SiO ₂ , %	S, %	Fe t, %	SiO ₂ , %	S, %	Fe t, %	SiO ₂ , %	S, %	Fe t, %	SiO ₂ , %	S, %
5.00	65.45	4.62	0.25	47.51	16.70	3.11	97.38	88.20	68.82	2.62	11.80	31.18
6.00	65.44	4.52	0.24	38.88	19.25	3.36	98.08	87.68	68.53	1.92	12.32	31.47
7.20	65.33	4.64	0.18	50.76	14.28	4.35	96.98	89.00	50.87	3.02	11.00	49.13
8.00	65.71	4.28	0.22	42.31	18.21	2.54	97.42	85.11	67.90	2.58	14.89	32.10
9.00	65.43	4.60	0.31	41.66	20.74	2.53	98.68	91.34	85.50	1.32	8.66	14.50
10.00	65.03	4.82	0.24	38.30	23.55	3.35	98.46	88.50	72.75	1.54	11.50	27.25

Posteriormente, se realizó la evaluación del pH adicionando 500g/Ton de CaCl₂; los resultados de la recuperación en colas y el grado de concentrado en el bajo flujo se muestran en la Tabla XII.

Tabla XII. Resultados obtenidos de las pruebas de flotación corridas en función del pH, manteniendo una adición constante de CaCl_2 .

Resultados con activador Ca^{++}												
pH	Grado						Recuperación					
	Concentrado			Colas			Concentrado			Colas		
	Fe t, %	SiO_2 , %	S, %	Fe t, %	SiO_2 , %	S, %	Fet, %	SiO_2 , %	S, %	Fe t, %	SiO_2 , %	S, %
6.0	66.86	5.10	n/r	49.05	10.18	n/r	92.85	81.70	n/r	7.15	18.30	n/r
8.0	68.33	3.84	0.247	34.41	15.91	2.90	93.63	64.13	38.67	6.37	35.87	61.33
10.0	67.21	4.46	0.202	31.53	19.17	2.49	97.27	79.58	57.59	2.73	20.42	42.41
12.0	67.64	4.61	0.202	44.73	15.85	2.49	94.66	77.33	48.76	5.34	22.67	51.24

Para observar con mejor claridad el efecto del pH y la adición de los iones activadores se graficaron los resultados de las Tablas XI y XII (ver Figura 29a y 29b)

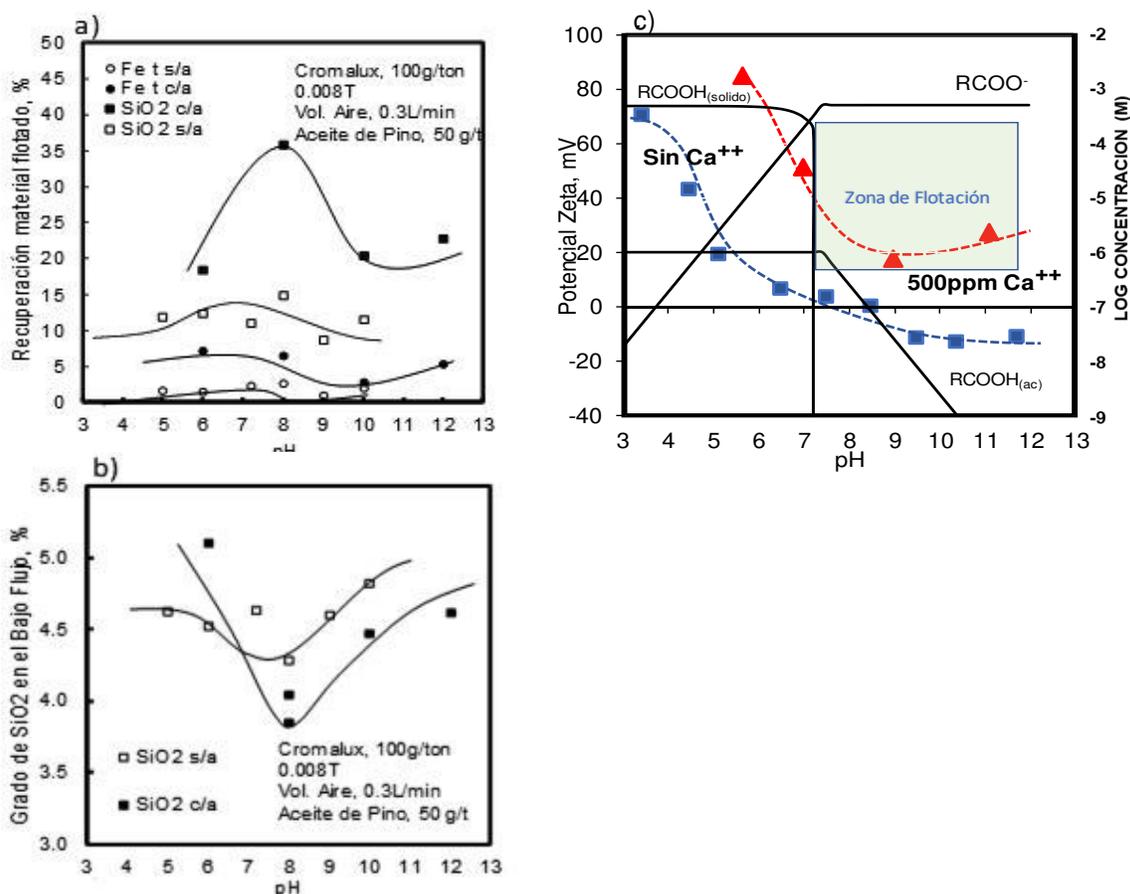


Figura 29. a) Recuperación de SiO_2 , Fe y azufre en colas, b) Grado de SiO_2 en bajo flujo y c) potencial Zeta de ganga en función del pH Con y Sin iones activadores de Calcio

Los resultados con adición de 500 g CaCl_2/Ton , mejoran totalmente el proceso, ya que mientras el grado de SiO_2 en el concentrado final de hierro en las pruebas sin activador lograron solamente un 4.28 % SiO_2 , la activación logró una disminución adicional de 0.44 unidades porcentuales, obteniéndose un grado de SiO_2 de 3.84 % en el concentrado, todo ello a un pH de 8.0. Es evidente que, al momento de comparar la adición de calcio, las tendencias definidas por las líneas, tanto la del grado del concentrado como la flotación en colas no están superpuestas, demostrando que el proceso es diferente con la presencia de calcio, siendo mejor con la activación.

Por otro lado, del efecto del pH, se puede observar que los gráficos a) y b) muestran un pico, “mejores resultados”. Estos picos tienen por condición de flotación un pH de 8, el cual se relaciona tanto a las condiciones de carga eléctrica de la ganga como al diagrama de especiación del colector. La Figura 29c muestra el potencial zeta y el diagrama de especiación del ácido mirístico en función del pH, a pH inferiores 8 se tiene una muy baja concentración de la especie aniónica del colector, siendo la fase sólida la que se encuentra en mayor proporción, esta es la razón por la cual la flotación disminuye. Por el contrario, a pH superiores a 8, teóricamente tendríamos las mejores condiciones de flotación cuando se utiliza la activación con calcio, sin embargo, la recuperación nuevamente disminuye, lo cual se atribuye a que la carga eléctrica de la ganga es menor a pH de 10.5 que la que se tiene a pH de 8. El punto óptimo, principalmente se da cuando existe una alta concentración de iones negativos de colector y cuando se tiene una gran carga eléctrica positiva, lo anterior debido a que, como se sabe, la adsorción del colector sobre la ganga es física.

7.3.3 Consumo óptimo de colector

Una vez evaluadas y definidas las variables pH y adición de iones activadores, se evaluó la correspondiente de colector, las adiciones estudiadas-evaluadas lo fueron

25, 50, 100, 200 y 400 g/Ton. Se realizaron dos corridas en condiciones diferentes. La primera, evaluando el proceso a un pH natural de 7.2, aceite de pino a 50g/Ton, campo magnético de 80 Gauss y flujo de aire de 0.3 L/min, para la segunda, el pH se mantuvo constante en 8.0, y las demás condiciones, similares al primer barrido de colector.

Adicionalmente, se realizó una serie de pruebas a pH 7 con y sin iones activadores, estudios preliminares en la unidad minero-metalúrgica mencionan que, fue posible realizar la flotación de silicatos a pH natural de 7.40 con Cromalux y sin iones activadores.

La Tabla XIII lista los grados del concentrado y la recuperación de ganga en las colas para un pH de 7 en función de la adición de colector.

Tabla XIII. Grado y recuperación en función de la adición de colector cromalux sin la adición de iones Ca⁺⁺ y pH natural (7.0).

Barrido de colector sin adición de Ca ⁺⁺ y pH 7.0												
Colector, g/t	Grado, %						Recuperación, %					
	Concentrado			Colas			Concentrado			Colas		
	Fe t	SiO ₂	S	Fe t	SiO ₂	S	Fe t	SiO ₂	S	Fe t	SiO ₂	S
25	64.41	5.08	0.29	29.34	26.71	3.86	99.13	90.81	79.67	0.87	9.19	20.33
50	65.26	4.95	0.28	30.14	24.53	3.36	99.12	91.33	81.25	0.88	8.67	18.75
100	65.40	4.90	0.25	32.68	22.96	3.25	98.72	89.19	74.77	1.28	10.81	25.23
200	64.50	5.03	0.21	43.70	16.91	3.05	96.36	84.20	55.69	3.64	15.80	44.31
400	64.93	5.08	0.26	53.14	10.57	2.04	94.05	86.15	61.80	5.95	13.85	38.20

La flotación llevada a cabo sin dosificación de iones activadores muestra que se reduce el grado de SiO₂ en apenas un 0.15 unidades porcentuales con respecto a la cabeza, por lo tanto, la recuperación en colas apenas alcanzó el 15.8 % del material. Es evidente la baja eficiencia de flotación de ganga, tampoco hubo pérdida de material magnético, ya que para la dosificación más alta de 400g/Ton, la pérdida fue de 5.9%.

Por otro lado, cuando se tiene adición de iones activadores y un pH de 8, la concentración de colector muestra un efecto significativo en la eficiencia del proceso, véase tabla siguiente, Tabla XIV.

Tabla XIV. Resultados correspondientes al barrido de colector C-250 con una adición de 500 g/t de iones Ca^{++} , y un pH de 8.0.

Barrido de colector, 500 g/Ton Ca^{++} y pH 8.0								
Colector, g/t	Grado, %				Recuperación, %			
	Concentrado		Colas		Concentrado		Colas	
	Fe t	SiO₂	Fe t	SiO₂	Fe t	SiO₂	Fe t	SiO₂
50	66.07	4.38	28.69	23.20	98.69	86.08	1.31	13.92
125	66.49	4.05	35.99	16.97	97.51	83.47	2.49	16.53
200	67.03	3.96	40.78	16.08	96.50	80.54	3.50	19.46
300	66.81	3.95	36.04	14.41	94.55	71.96	5.45	28.04
400	67.04	3.88	49.70	11.19	87.45	64.15	12.55	35.85

De la Tabla puede observarse que la concentración de SiO_2 disminuye con el incremento en la dosificación de colector, alcanzando 3.88 para la máxima concentración estudiada. En contraste, al incrementar la concentración de colector el proceso pierde selectividad, es decir se incrementa la pérdida de material de valor en este caso el hierro, llegando a perderse 12.55% del hierro para lograr la máxima calidad del concentrado (3.88% SiO_2).

Las Figuras 30a, y 30b, contrastan-comparan las condiciones de flotación descritas anteriormente, se observa que existe una diferencia significativa cuando es adicionada la dosificación de CaCl_2 en una cantidad de 500 g/Ton y el pH de 8. Es evidente la separación de las dos curvas, con y sin iones activadores, la separación indica claramente la necesidad de utilizar iones activadores. Estos resultados están en concordancia con los resultados de potencial zeta mostrados anteriormente. Además, podemos comentar que la posible causa de la flotación de la ganga en las pruebas realizadas en la planta de concentración muy probable haya sido debida a una alta concentración de iones de calcio en el agua utilizada en los estudios.

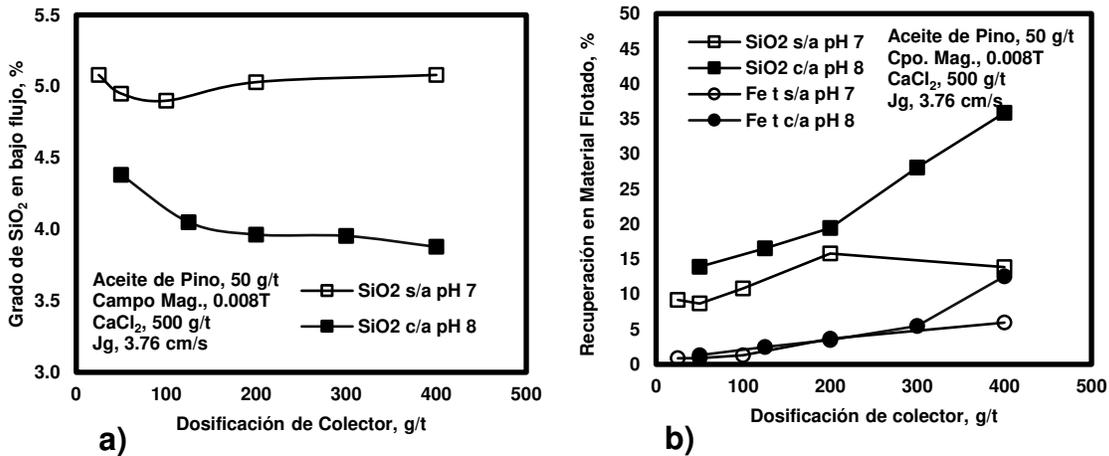


Figura 30. a) Grado de SiO₂ en bajo flujo (concentrado) y b) recuperación de material flotado en función de la dosificación de colector, sin y con iones activadores a pH de 7 y 8, respectivamente.

Revisado los resultados obtenidos, puede verse claramente el efecto que proporciona el incrementar la dosificación de colector, sobre todo en el grafico 30b, donde la flotabilidad de SiO₂ pasa desde 15 hasta un 36 % en el intervalo de concentración de colector estudiado, sin embargo, este incrementó en la dosificación de colector también incrementa la pérdida de hierro, siendo de consideración. Por tanto, se puede sentar que la dosificación donde el grado de sílice comienza a mantener relativamente constante, es a una dosificación de 200 g/Ton, el grado de SiO₂ en el concentrado de 3.96% y la pérdida de hierro de 3.50%. Estas condiciones “**óptimas**” de flotación se mantendrán constantes durante el estudio de la variable J_g , la cual es la variación de la velocidad del aire en la columna de flotación.

7.3.4 Efecto del J_g sobre la flotación inversa de ganga no magnética

De acuerdo con estudios previos, la cantidad de aire es una variable importante en la eficiencia del FlotMagnefloc, obteniéndose mejor eliminación de ganga al incrementar esta (Gorian, Franzidis, & Manlapig, 1997; Reynoso-González, 2018).

Para la evaluación del J_g se utilizaron valores de 3, 4, 6, y 8 cm/s, con una dosificación de colector de 200 g/Ton C-250, 500 g/Ton de CaCl_2 y un pH de 8.0. La Tabla XV resume el grado de SiO_2 en el concentrado final de hierro, así como las recuperaciones obtenidas de la flotación de SiO_2 y pérdida de Fet en colas en función del J_g . Además, las Figuras 31a y 31b presentan los resultados gráficamente para su mejor apreciación-comprensión.

Tabla XV. Resultados obtenidos de las pruebas de flotación en función del J_g (cm/s).

J_g	Grado						Recuperación					
	Concentrado			Colas			Concentrado			Colas		
	% Fe t	% SiO_2	% S	% Fe t	% SiO_2	% S	% Fe t	% SiO_2	% S	% Fe t	% SiO_2	% S
3.76	67.03	3.96	s/r	40.78	16.08	s/r	96.50	80.54	s/r	3.50	19.46	s/r
5.01	67.15	4.03	0.199	40.96	10.46	2.43	96.12	85.34	24.98	3.88	14.66	75.02
7.52	66.95	3.94	0.202	43.94	16.92	2.30	93.97	70.42	39.78	6.03	29.58	60.22
10.03	67.17	3.61	0.187	47.96	12.21	1.98	89.98	65.47	37.92	10.02	34.53	62.08

*s/r = no se cuenta con el resultado.

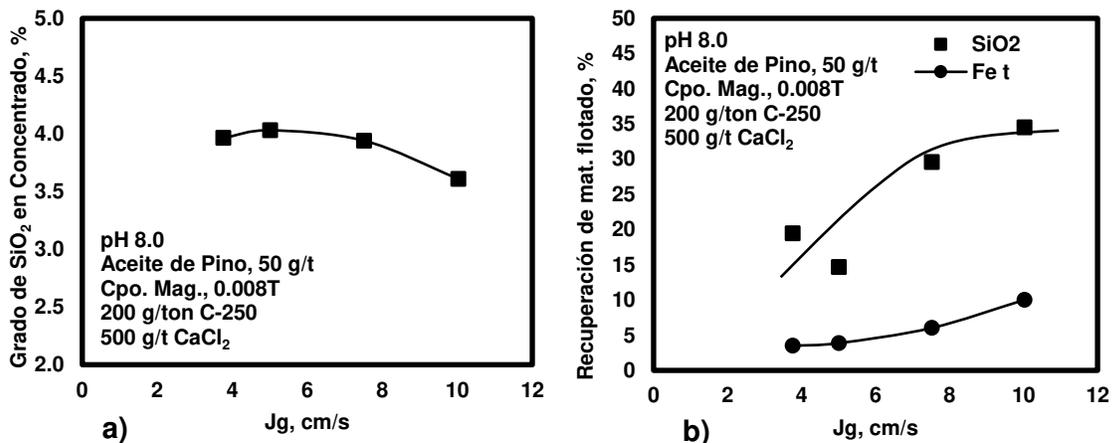


Figura 31. Resultados sobre el efecto que produce el aumento del J_g en el grado y recuperación de SiO_2 . a) Grado de SiO_2 en el concentrado final de Hierro; b) Recuperación de material en el sobreflujo del proceso.

Como puede observarse; al incrementar la cantidad de aire en la celda, el grado tiene una tendencia a disminuir, mientras que la recuperación de ganga en colas se incrementa. Específicamente, en el grado de SiO_2 , se alcanzaron valores de hasta 3.61% de SiO_2 , y dado que la cabeza o alimentación es de 5.1% de SiO_2 , se tiene una disminución de 1.49 unidades porcentuales y una pérdida de 10% de Fe. Cabe mencionar que, el mineral objeto de estudio fue evaluado mediante concentración magnética con tambores rotatorios, reportándose después de su paso por dos etapas de concentración, el grado de concentrado fue de 4.68 y 4.64 % SiO_2 , respectivamente. Estos resultados demuestran la efectividad de la flotación como etapa de limpia en comparación con la concentración magnética en tambor.

La flotación de sílice es mucho más eficiente conforme se aumenta la dosificación de aire, ya que, con ello tiende a aumentar la probabilidad de colisión entre partícula y burbuja, permitiendo la recolección de partículas de material de ganga. Así mismo, al aumentar la recuperación de sílice en las colas, se aumenta la recuperación de hierro (Fig. 31b), por lo tanto, el proceso se vuelve menos selectivo, lo que conlleva a una mayor pérdida de mineral de interés. Para este caso, los mejores resultados en la eliminación de ganga se obtienen cuando la pérdida de hierro está por arriba del 10%.

7.4 Comparación: Flotación catiónica vs aniónica

Reynoso-González realizó un estudio de flotación sobre el mineral de las Truchas utilizando un colector catiónico del tipo amina (Flotigam EDA) con dosificación de 150 g/Ton, reportando recuperaciones en colas del 33.78% de SiO_2 y generando un grado de 3.67% de SiO_2 en el concentrado final, siendo estos resultados muy parecidos a los obtenidos en este trabajo de investigación. La Figura 32, muestra una comparativa del trabajo reportado por Reynoso-González y este trabajo, donde se muestra el grado de SiO_2 en el concentrado y recuperación de SiO_2 en colas en función del Jg, respectivamente (Reynoso-González, 2018). Ambas técnicas de flotación, aniónica o catiónica presentan un efecto positivo al incrementarse el aire

en la columna de flotación, por tanto Reynoso ha reportado que, dentro del intervalo estudiado de J_g se mejoran las propiedades hidrodinámica de la columna de flotación, permitiendo mantener un tamaño de burbuja inferior a 0.7 mm, a la vez que se incrementa la cantidad de aire retenido, esto permite tener una mejor probabilidad de colisión entre burbuja y partícula (Reynoso-González, 2018).

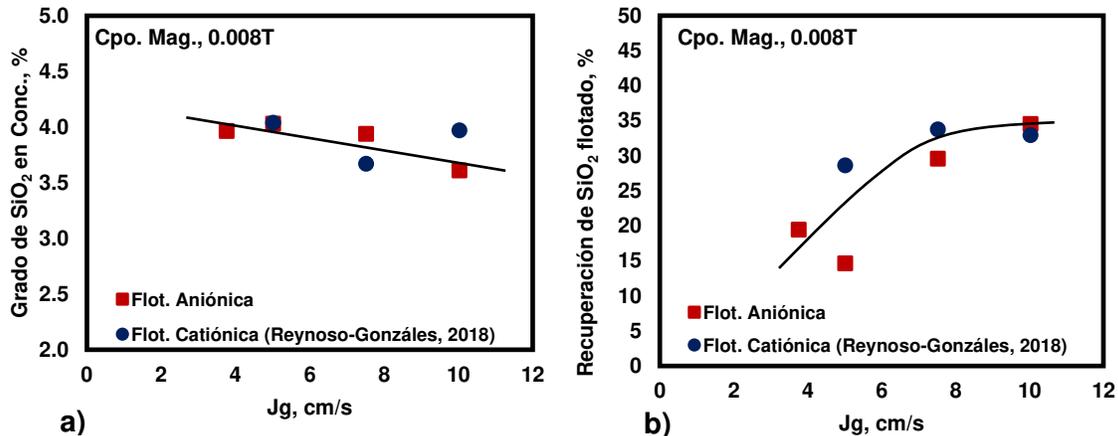


Figura 32. Comparativa de resultados de la flotación catiónica y aniónica en función del J_g . a) Grado de SiO₂ en concentrado en función del J_g ; b) Recuperación de SiO₂ en colas en función del J_g . Reynoso-González (2018): pH 9, 150 g/Ton Flotigam EDA, Campo magnético 0.008T. Este Trabajo: pH 8, 200 g/ton Cromalux, 500g/Ton CaCl₂, campo magnético 0.008T.

Por otro lado, la Figura 33 muestra el grado de S en el concentrado y la recuperación de S en las colas en función del J_g . La flotación de azufre mediante el colector aniónico alcanzó valores de 60% en promedio en todo el intervalo de J_g estudiado, con lo cual es notable la eliminación de azufre mediante la flotación. A diferencia de la sílice, la pirita que es el mineral portador de azufre presentó una liberación mayor, esta es una de las razones por las cuales su eliminación es mayor. A diferencia del SiO₂, el azufre sí muestra una diferencia notable en la flotación en comparación con el trabajo de Reynoso-González (2018), siendo aproximadamente de 20% para valores de J_g superiores a 4 cm/s. En este sentido, el grado de S en el concentrado

final tiene una diferencia de 0.38 unidades porcentuales, obteniéndose un mejor grado de S en la flotación aniónica.

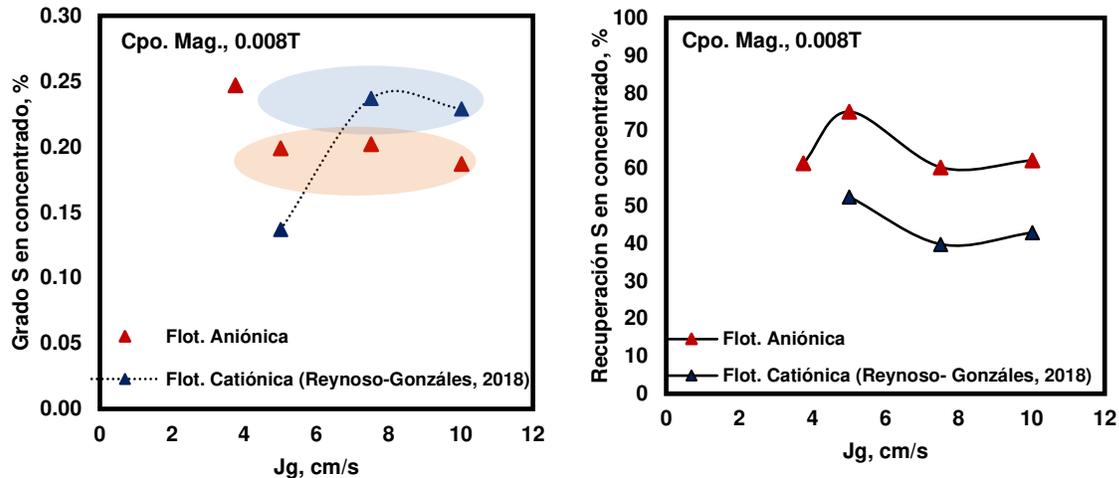


Figura 33. Comparativa de resultados de la flotación catiónica y aniónica en función del J_g . a) Grado de S en concentrado en función del J_g ; b) Recuperación de S en colas en función del J_g . (Reynoso-González, 2018): pH 9, 150 g/ton Flotigam EDA, Campo magnético 0.008T. Este Trabajo: pH 8, 200 g/ton Cromalux, 500g/t CaCl_2 , campo magnético 0.008T

Finalmente, la Figura 34 muestra la comparación del grado de Fe en el concentrado y la recuperación (pérdida) de Fe en las colas en función del J_g . La pérdida de Fe o flotación de Fe en colas se ve influenciada claramente por la cantidad de aire, siendo el comportamiento similar a la sílice, mayor cantidad de aire mayor eliminación de sílice y mayor pérdida de hierro. Este comportamiento tiene dos razones de ser: 1) los minerales de hierro también se activan con el calcio y 2) existe asociación entre SiO_2 -magnetita, la cual es mayor a la relación con la pirita. Las líneas azules denotan la diferencia entre la flotación catiónica y aniónica, pudiéndose apreciar que a flujos de aire bajos el proceso de flotación aniónica es más eficiente, teniendo una diferencia en la pérdida de Fe del 2%.

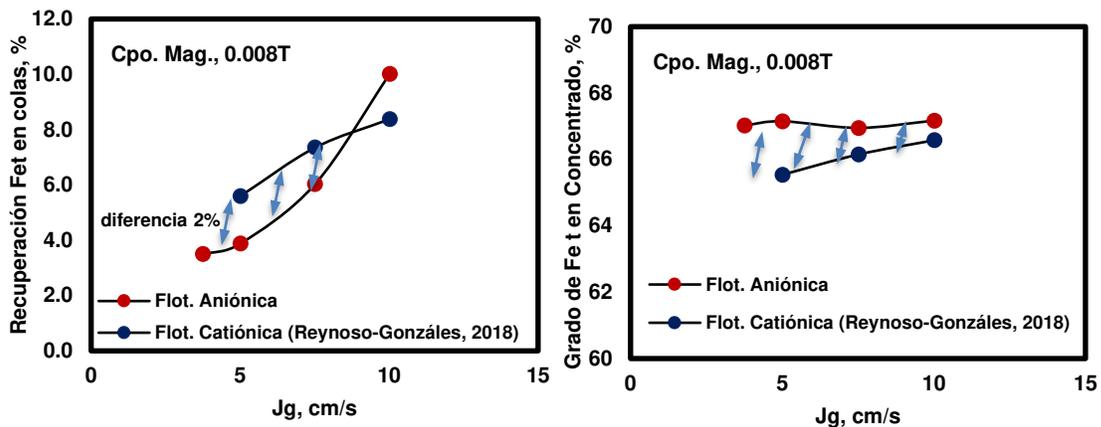


Figura 34. Comparativa de resultados de la flotación catiónica y aniónica en función del J_g . a) Grado de Fe_t en concentrado en función del J_g ; b) Recuperación de Fe_t en colas en función del J_g . (Reynoso-González, 2018): pH 9, 150 g/Ton Flotigam EDA, Campo magnético 0.008T. Este Trabajo: pH 8, 200 g/ton Cromalux, 500g/Ton $CaCl_2$, campo magnético 0.008T.

8 CONCLUSIONES

Las conclusiones sobre el estudio de flotación aniónica sobre el concentrado de Minera “Las Truchas”, para la eliminación de ganga no-magnética, se presentan a continuación:

1. El estudio mineralógico del concentrado proveniente de las etapas finales del proceso de concentración determinó que las principales impurezas que se presentan son la clorita, el cuarzo, pirita las cuales son las portadoras de la sílice y azufre. Así mismo, se determinó que estas especies se encuentran en la fracción de tamaño más gruesa ($53 \mu m$) en un 30 % los silicatos y 41% la pirita.
2. El estudio de liberación por fracción de tamaño demostró que las principales asociaciones se presentan en silicatos y magnetita en las fracciones más gruesas. La liberación relativa de la ganga silicosa para las fracciones 53, 45 y $38 \mu m$ fue de 51.64, 52.78 y 55.57 %, respectivamente, lo cual complica

la eliminación de esta impureza ya sea por concentración magnética o por flotación asistida con campo magnéticos.

3. La eficiencia en la eliminación de silicatos por flotación aniónica inversa se estudió a través del monitoreo de los parámetros tales como la activación superficial de la ganga con iones Ca^{++} , efecto de la dosificación del colector Cromalux 250, el efecto de la dependencia del pH en el mineral, y finalmente el flujo de aire superficial, donde se encontró que tanto la dosificación de colector, así como el flujo de aire superficial, son los parámetros que mayor peso tienen para la eliminación de la ganga sílica, obteniendo una relación inversamente proporcional al grado de sílice en el concentrado final de hierro, coincidiendo estos resultados por lo reportado por (Corona-Arroyo, 2015; Gorian et al., 1997; Reynoso-González, 2018).
4. A través del análisis del potencial zeta de las colas del proceso, se determinó que las colas que componen la ganga tienen un punto isoeléctrico de 7.0. Con base a este valor se establece que, a pH superiores de 7, la ganga tiene una carga eléctrica negativa por lo cual es necesario activar la ganga con cationes como el calcio para poder flotar con colectores aniónicos.
5. Los parámetros del proceso donde se establece la mejor eficiencia de flotación son : Una activación efectiva de las colas con 500 g/t de CaCl_2 , un pH de 8.0, una dosificación de colector de 200 g/t y un flujo de aire superficial de 0.8 L/min (J_g de 10.03), para lo cual se obtiene el grado de SiO_2 en el concentrado final de 3.61 %, mientras que la recuperación de Fe es de 89.98%.
6. Realizando una comparación con el proceso de flotación catiónica inversa realizada por Reynoso-González (2018) se determinó que respecto a la

eliminación de SiO_2 los dos procesos presentaron una eficiencia similar, sin embargo la flotación aniónica presenta un mejor rendimiento para la eliminación de azufre, teniendo una diferencia de 20%, además, a bajas aireaciones se presentó una menor pérdida de hierro en la aniónica del orden de 2%.

7. La flotación aniónica inversa, es una buena opción como etapa de limpia final del concentrado, ya que es evidente su mejor eficiencia con respecto a los tambores magnéticos, además su impacto ambiental será menor que el provocado por la flotación catiónica.

9 BIBLIOGRAFÍA

Araujo, A. C., Viana, P. R. M., & Peres, A. E. C. . (2005). Reagents in Iron Ores Flotation. *Minerals Engineering*, 18, 219–224.

<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2004.08.023>

Bulatovic, S. (2007). *Handbook of Flotation Reagents. Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice*.

Buschow, K. H. J., & De Boer, F. R. (2003). *Physics of Magnetism and Magnetic Materials*. New York.

Corona-Arroyo, M. A. (2015). *Disminución de SiO₂ en Concentrados de Magnetita mediante Flotación Inversa en columna de Flujo Descendente Asistida con Campos Magnéticos Uniformes Bajos*. Universidad Autónoma de San Luis Potosí.

Delgadillo, J. (2001). *Simulación y optimización del circuito de molienda y clasificación en un circuito de concentración de Fe₃O₄, eliminación de SiO₂ del concentrado de Fe₃O₄*. Universidad Autónoma de San Luis Potosí.

Dirección General de Desarrollo Minero. (2018). *PERFIL DE MERCADO DEL HIERRO-ACERO*.

https://www.gob.mx/cms/uploads/attachment/file/419274/Perfil_Hierro_y_el_Acero_2018__T_.pdf

Dworzanowski, M. (2010). Optimizing the performance of wet drum magnetic separators. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 110(11), 643–653.

Filippov, L. O., Severov, V. V., & Filippova, I. V. (2014). An overview of the beneficiation of iron ores via reverse cationic flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 127, 62–69.

Fuerstenau, M. C., Graeme, J., & Yoon, R. H. (2007). *Froth Flotation: A Century of Innovation. Flotation Chemistry*.

Fuerstenau, M. C., & Palmer, B. R. (1976). Anionic Flotation of Oxides and Silicates. In *Flotation - A. M. Gaudin Memorial Volumen* (pp. 148–196). New York: American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc.

Garcia-Martinez, H. A., Llamas-Bueno, M., Song, S., & Lopez-Valdivieso, A. (2004). Magnetic Flocculation of Mineral Fines in an External Magnetic Field. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 67–90.

Garcia-Martinez, H. A., Song, S., & Lopez-Valdivieso, A. (2011). In situ observation of quartz particles entrained into magnetite coagulates in a uniform magnetic field. *Minerals Engineering*, 24(8), 963–966.

Gorian, B. K., Franzidis, J. P., & Manlapig, E. V. (1997). Studies on impeller type, impeller speed and air flow rate in an industrial scale flotation cell. Part. 4: effect of bubble surface area flux on flotation performance. *Minerals Engineering*, 10(479), 367–379.

Gupta, A., & Yan, D. (2016). *Mineral Processing Design and Operations (Second)*. Amsterdam, Netherlands.

Houot, R. (1983). Beneficiation of Iron Ore by Flotation-Review of Industrial and Potential Applications. *International Journal of Mineral Processing*, 10, 183–204.

INEGI. (2019). Minería. Retrieved September 8, 2019, from <https://www.inegi.org.mx/temas/mineria/>

Iwasaki, I. (1989). *Bridging Theory and Practice in Iron Ore Flotation*.

Kelly, E. G., & Spottiswood, D. J. (1990). *Introducción al PROCESAMIENTO DE MINERALES* (Primera Ed). México DF.

Klimpel, R. R. (1984). Use of chemical reagents in flotation. *Chemical Engineering Research and Design*, 75–79.

Leja, J. (1982). *Surface Chemistry of Froth Flotation* (1 st). New York.

Llamas-Bueno, M. (2010). *Disminución de SiO₂ en Concentrados de Magnetita con la Aplicación de Fuerzas Externas en el Proceso de Concentración Magnética de Baja Intensidad*. Universidad Autónoma de San Luis Potosí.

Llamas-Bueno, M., López-Valdivieso, A., & Corona-Arroyo, M. A. (2018). On the Mechanisms of Silica (SiO₂) Recovery in Magnetite Ore Low-Magnetic-Drum Concentration. *Mining, Metallurgy & Exploration*.

López-Valdivieso, A., Corona-Arroyo, M. A., Encinas-Oropesa, A., García-Martínez,

H. A., Aquino-Rosalío, C. E., & Nahmad-Molinari, Y. (2018). Inhibiting the amine flotation of magnetite through aggregation with uniform low magnetic fields and no chemical depressants. *Minerals Engineering*.

López-Valdivieso, A., Corona-Arroyo, M. A., Encinas-Oropesa, A., & Nahmad-Molinari, Y. (2015). Proceso y Reactor Flotmagnético, Para la Concentración de Minerales de Hierro Magnéticos. San Luis Potosí, Mexico.

Lu, D., Hu, Y., Li, Y., Jiang, T., Sun, W., & Wang, Y. (2017). Physicochemical Problems of Mineral Processing Reverse flotation of ultrafine magnetic concentrate by using mixed anionic/cationic collectors. *Physicochem. Probl. Miner. Process*, 53(2), 724–736. <https://doi.org/10.5277/ppmp170204>

Ma, X., Marques, M., & Gontijo, C. (2011). Comparative studies of reverse cationic/anionic flotation of Vale iron ore. *Mineral Processing*, 179–183.

Mhonde, N. P., Wiese, J. G., & McFadzean, B. (2017). Comparison of collector performance for a South African and a Brazilian iron ore considering mineralogical characteristics. *Minerals Engineering*, 113(April), 55–67. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.08.006>

Nakhaei, F., & Irannajad, M. (2017). Reagents Types in flotation of Iron Oxide Minerals: A review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 7508. Retrieved from <http://dx.doi.org/10.1080/08827508.2017.1391245>

Mhonde, N. P. (2016). *Investigating collector and depressant performance in the flotation of selected iron ores* (Doctoral dissertation, University of Cape Town).

Nguyen, A. V., George, P., & Jameson, G. J. (2006). Demonstration of a minimum in the recovery of nanoparticles by flotation: Theory and experiment. *Chemical Engineering Science*, 61(8), 2494–2509.

Peres, A. E. C., & Correa, M. I. (1996). Depression of iron oxides with corn starches. *Minerals Engineering*, 9(12), 1227–1234. [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(96\)00118-5](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(96)00118-5)

Quast, K. (2017). Literature review on the use of natural products in the flotation of iron oxide ores. *Minerals Engineering*, 108, 12–24. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.01.008>

- Rao, R., & Leja, J. (2004). *Surface Chemistry of Froth Flotation. Volume 1*
- Reynoso-González, C. A. (2018). *Caracterización Hidrodinámica de una Celda de Flotación de Flujo Descendente para incrementar la eliminación de Silicatos en Concentrados de Hierro*. Universidad de Guanajuato.
- Rodrigues, R. T., & Rubio, J. (2003). New basis for measuring the size distribution of bubbles. *Minerals Engineering*, 16(8), 757–765.
- Smith, R. W., & Akhtarm, S. (1976). Cationic Flotation of Oxides and Silicates. In *Flotation - A. M. Gaudin Memorial Volumen, Vol. 1* (pp. 87–116). New York: American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc.
- Song, S., Lu, S., & Lopez-Valdivieso, A. (2002). Magnetic separation of hematite and limonite fines as hydrophobic flocs from iron ores. *Minerals Engineering*.
- Stener, J. (2015). *Wet Low-Intensity Magnetic Separation: Measurement methods and Modelling*.
- Svoboda, J. (1987). *Magnetic methods for the treatment of minerals*. Elsevier. Amsterdam, Netherlands.
- Svoboda, J. (2004). *Magnetic Techniques for the Treatment of Materials. Magnetic Techniques for the Treatment of Materials*.
- Tohry, A., & Dehghani, A. (2016). Effect of sodium silicate on the reverse anionic flotation of a siliceous-phosphorus iron ore. *Separation and Purification Technology*. <https://doi.org/10.1016/j.seppur.2016.03.012>
- US Geological Survey. (2019). Ranking de los principales países productores de mineral de hierro a nivel mundial en 2018 (en millones de toneladas métricas). Retrieved September 8, 2019, from <https://es.statista.com/estadisticas/600165/paises-lideres-en-la-produccion-de-mineral-de-hierro-a-nivel-mundial/>
- Wasson, P. A., Sorensen, R. T., & Frommer, D. W. (1963). *U.S. Bureau of Mines. Report of Investigations 6199*.
- Wills, B. A., & Finch, J. A. (2016). *Mineral Processing Technology* (Eighth). Kidlington, Oxford.

Wills, B. A., & Napier-Munn, T. (2006). *Mineral Processing Technology* (7th Editio).

10 APÉNDICES

10.1 Apéndice A. Caracterización mineralógica del concentrado inicial

A1 Tablas de liberación relativa del concentrado

Tabla A1-1. Liberación relativa de Fe_3O_4 , Silicatos y FeS_2 del concentrado

+270 mallas	Liberación Relativa, %		
	Fe_3O_4	Silicatos	FeS_2
Fe_3O_4	90.97	48.36	17.29
Silicatos	8.85	51.64	0.00
FeS_2	0.18	0.00	82.71
Terciaria	0.00	0.00	0.00
Total	100.00	100.00	100.00

+325 -270 mallas	Liberación Relativa, %		
	Fe_3O_4	Silicatos	FeS_2
Fe_3O_4	96.75	43.43	16.83
Silicatos	2.82	52.76	3.47
FeS_2	0.27	1.90	74.75
Terciaria	0.15	1.90	4.95
Total	100.00	100.00	100.00

+400 -325 mallas	Liberación Relativa, %		
	Fe_3O_4	Silicatos	FeS_2
Fe_3O_4	98.89	42.59	7.04
Silicatos	0.85	55.57	0.00
FeS_2	0.16	0.00	90.14
Terciaria	0.09	1.84	2.82
Total	100.00	100.00	100.00

+635 -400 mallas	Liberación Relativa, %		
	Fe_3O_4	Silicatos	FeS_2
Fe_3O_4	99.55	23.43	9.60
Silicatos	0.40	76.57	0.00
FeS_2	0.06	0.00	90.40
Terciaria	0.00	0.00	0.00
Total	100.00	100.00	100.00

A2 Fotomicrografías de las fracciones de tamaño del concentrado

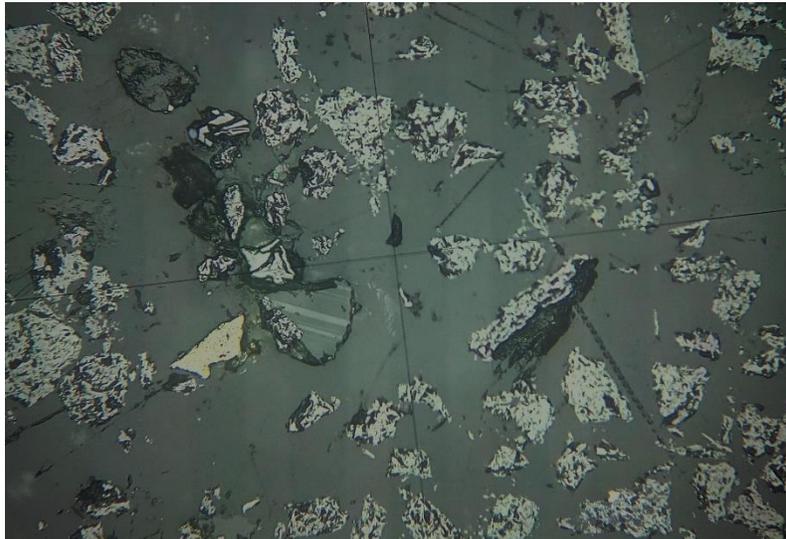


Figura A2-1. Fotomicrografía de partículas de magnetita y silicatos en la fracción +270#. Partículas de silicatos (fase gris oscura), magnetita (fase gris brillante), partícula de pirita (fase blanca brillante).

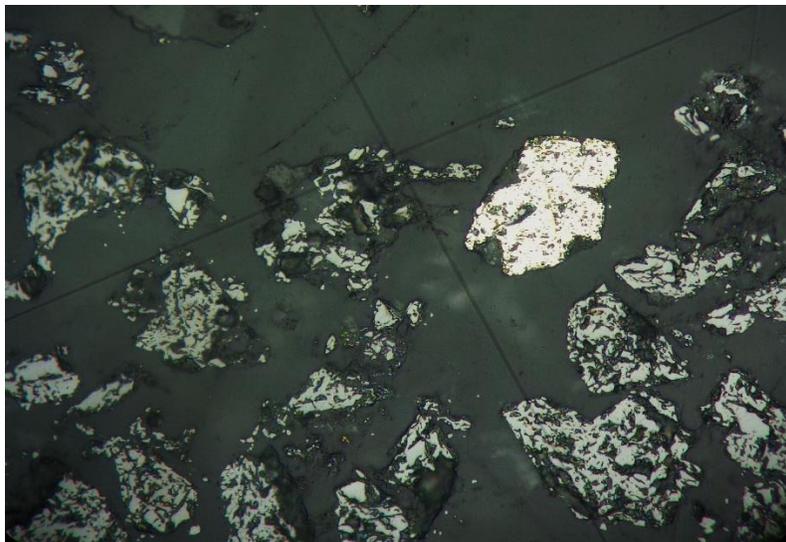


Figura A2-2. Fotomicrografía de partículas de magnetita, silicatos y pirita en la fracción +325#. Partículas de silicatos (fase gris oscura), magnetita (fase gris brillante), partícula de pirita (fase blanca brillante).

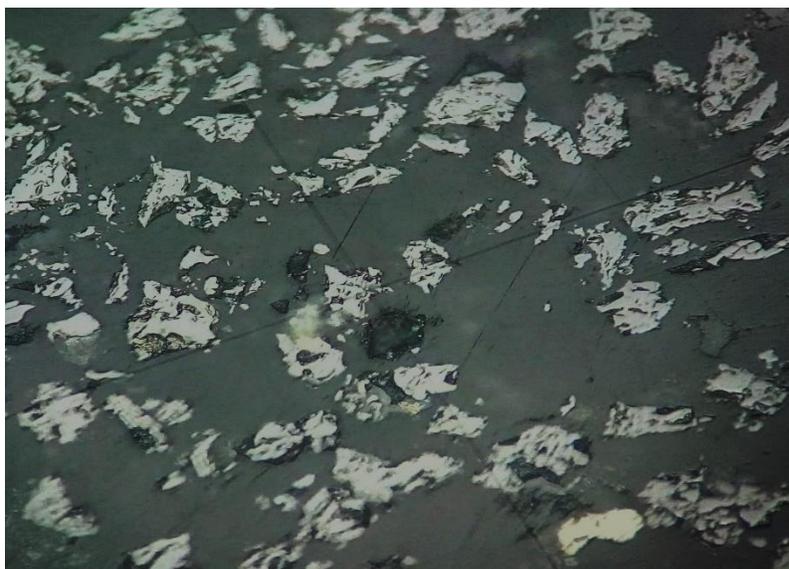


Figura A2-3. Fotomicrografía de partículas de magnetita, silicatos y pirita en la fracción +400#. Partículas de silicatos (fase gris oscura), magnetita (fase gris brillante), partícula de pirita (fase blanca brillante).

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

Tabla A3-1. Liberación relativa y absoluta del concentrado, en función de su distribución,

Fracción de tamaño (µm)	% Liberación Relativa			Distribución, %			Liberación Absoluta, %		
	Fe ₃ O ₄	FeS ₂	SILICATOS	Fe ₃ O ₄	FeS ₂	SILICATOS	Fe ₃ O ₄	FeS ₂	SILICATOS
+53	90.97	82.71	51.64	12.32	41.07	29.18	11.21	33.97	15.07
-53 +45	96.75	74.75	52.76	7.08	8.65	7.22	6.85	6.47	3.81
-45 + 38	98.89	90.14	55.57	19.27	15.65	18.63	19.05	14.11	10.35
-38 +20	99.55	90.40	76.57	20.04	12.04	15.38	19.95	10.89	11.77
-20	99.55	95.00	80.00	41.29	22.58	29.60	41.10	21.45	23.68
							98.17	86.89	64.68

A4. Graficas determinación de liberación relativa y absoluta del concentrado

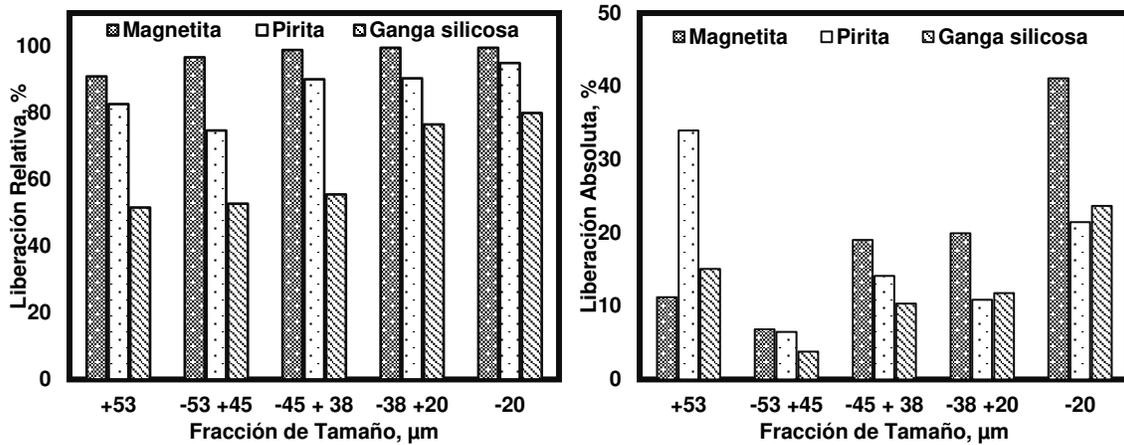


Figura A4-1. Representación esquemática de la liberación relativa y absoluto del concentrado caracterizado.

10.2. Apéndice B Determinación del tamaño de partícula del concentrado.

B1. Análisis granulométrico de concentrado de cabeza

Tabla B1-1. Análisis granulométrico del concentrado

Fracción	tamaño, μm	peso (g)	% peso	% acum. (-)	% Acum.(+)
+270	53	71.8	14.46	85.54	14.46
-270 +325	45	35.8	7.21	78.32	21.68
-325 +400	38	94.4	19.02	59.31	40.69
-400 +635	20	97.3	19.60	39.71	60.29
-635	-20	197.1	39.71	0.00	100.00

10.3. Apéndice C. Balances Metalúrgicos de pruebas de eliminación de impurezas.

10.3.1 C1. Balances Metalúrgicos correspondientes a las pruebas de adición de iones Ca⁺⁺ como activador

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

PA 1

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	50
Tiempo de muestreo (min)=	0.83
Factor de corrección para FLUJO	0.072
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.014
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.031
pH de la pulpa de alimentación	10.50
Cantidad de CaCl ₂ (mg/kg)	15.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	150.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	26.66
Agua en revose, %	73.34

Análisis Químicos, %							
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	65.47	64.33	5.20				0.28
BAJO FLUJO	66.74	65.85	4				0.224
ESPUMA	40.87	37.91	18.2				2.218

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3190	0.642	0.323	0.166	0.16	0.014	0.02	0.0120	0.011	51.41	1.686	1.05796				
Colas	0.386	0.827	0.441	0.009	0.432	0.031	0.03	0.0006	0.031	2.02	1.012	0.02060	0.025	0.028	0.004	0.024
				calculados		0.045	0.055	0.013	0.042	22.906						

BASE SiO ₂	91.55	94.91	Contenidos, %							Recuperación, %							
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
BASE FE	95.09																
Alimentación	100.00		65.47	64.33	5.20	0.00	0.00	0.00	0.28	100.00	100.00	100.00					100.00
BAJO FLUJO	91.55		61.10	60.29	3.66	0.00	0.00	0.00	0.21	94.65	94.95	70.42					52.25
ESPUMA	8.45		3.45	3.20	1.54	0.00	0.00	0.00	0.19	5.35	5.05	29.58					47.75
Ley calculada			0.92		0.00												
Ley ensayada			64.55	63.49	5.20	0.00	0.00	0.00	0.39								
Ley ensayada			65.47	64.33	5.20	0.00	0.00	0.00	0.28								

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	%S Removido =
72.36	87.74		3.26	0.06
	91.00	Concentrado		%SiO ₂ Removido = 1.20

PA 2

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	40
Tiempo de muestreo (min)=	0.67
Factor de corrección para FLUJO	0.09
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.022
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.058
pH de la pulpa de alimentación	10.50
Concentración de CaCl ₂ (mg/Kg)	30.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	150.00
Densidad de alimentación en colector,	1.21
Densidad de sólidos secos en el conce	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	24.18
Agua en revose, %	75.82

Análisis Químicos, %							
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	65.47	64.33	5.20				0.28
BAJO FLUJO	66.74	66.14	4.12				0.201
ESPUMA	43.87	41.26	18.1				2.069

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3289	0.725	0.396	0.193	0.20	0.022	0.04	0.0174	0.018	48.77	1.629	0.95217				
Colas	0.334	0.982	0.648	0.012	0.636	0.058	0.06	0.0011	0.057	1.91	1.012	0.01950	-0.010	-0.011	-0.002	-0.009
				calculados		0.080	0.094	0.018	0.075	19.678						

BASE SiO ₂	92.27	93.97	Contenidos, %							Recuperación, %							
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
BASE FE	94.45																
Alimentación	100.00		65.47	64.33	5.20	0.00	0.00	0.00	0.28	100.00	100.00	100.00					100.00
BAJO FLUJO	92.27		61.58	61.03	3.80	0.00	0.00	0.00	0.19	94.78	95.04	73.11					53.71
ESPUMA	7.73		3.39	3.19	1.40	0.00	0.00	0.00	0.16	5.22	4.96	26.89					46.29
Ley calculada			0.50		0.00												
Ley ensayada			64.97	64.22	5.20	0.00	0.00	0.00	0.35								
Ley ensayada			65.47	64.33	5.20	0.00	0.00	0.00	0.28								

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	%S Removido =
72.36	88.75		2.66	0.08
	91.40	Concentrado		%SiO ₂ Removido = 1.08

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

PA 3

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	60
Tiempo de muestreo (min)=	1
Factor de corrección para FLUJO	0.06
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.024
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.056
pH de la pulpa de alimentación	10.50
Cantidad de CaCl ₂ (mg/kg)	60.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	150.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	27.22
Agua en rebose, %	72.78

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	65.47	64.33	5.20				0.28
BAJO FLUJO	66.8	66.36	4.1				0.19
ESPUMA	44.5	42.89	17				1.75

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua 0.25000	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188					
Concentrado	0.3288	0.932	0.603	0.257	0.35	0.024	0.04	0.0154	0.021	42.64	1.510	0.74328				
Colas	0.332	1.275	0.943	0.018	0.925	0.056	0.06	0.0011	0.055	1.91	1.012	0.01946	-0.010	-0.010	0.000	-0.010
						calculados	0.080	0.093	0.017	0.076	17.797					

BASE SiO ₂	91.47	93.46	Contenidos, %							Recuperación, %						
			% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
BASE FE	94.04	Rec. en peso, %														
	Alimentación	100.00	65.47	64.33	5.20	0.00	0.00	0.28	100.00	100.00	100.00	100.00				100.00
	BAJO FLUJO	91.47	61.10	60.70	3.75	0.00	0.00	0.17	94.15	94.32	72.12					53.80
	ESPUMA	8.53	3.79	3.66	1.45	0.00	0.00	0.15	5.85	5.68	27.88					46.20
			0.57	0.00												
	Ley calculada		64.90	64.36	5.20	0.00	0.00	0.32								
	Ley ensayada		65.47	64.33	5.20	0.00	0.00	0.28								

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄
72.36	88.94		2.77
	91.71	Concentrado	%S. Removido = 0.09
			%SiO ₂ Removido = 1.10

PA 4

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	40
Tiempo de muestreo (min)=	0.67
Factor de corrección para FLUJO	0.09
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.024
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.048
pH de la pulpa de alimentación	10.50
Concentración de CaCl ₂ (mg/kg)	90.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	150.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	30.24
Agua en rebose, %	69.76

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.62	60.01	5.11				0.34
BAJO FLUJO	66.9	66.65	4.05				0.181
ESPUMA	45.4	42.73	16.7				1.698

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua 0.25000	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188					
Concentrado	0.3862	0.804	0.418	0.188	0.23	0.024	0.04	0.0169	0.021	45.05	1.554	0.81969				
Colas	0.329	0.870	0.541	0.012	0.530	0.048	0.05	0.0011	0.048	2.18	1.013	0.02228	-0.002	-0.003	-0.001	-0.002
						calculados	0.072	0.086	0.018	0.068	20.851					

BASE SiO ₂	91.66	94.10	Contenidos, %							Recuperación, %						
			% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
BASE FE	89.37	Rec. en peso, %														
	Alimentación	100.00	64.62	60.01	5.11	0.00	0.00	0.34	100.00	100.00	100.00				100.00	
	BAJO FLUJO	91.66	61.32	61.09	3.71	0.00	0.00	0.17	94.18	94.49	72.72				53.95	
	ESPUMA	8.34	3.79	3.56	1.39	0.00	0.00	0.14	5.82	5.51	27.28				46.05	
			-0.49	0.00												
	Ley calculada		65.11	64.66	5.11	0.00	0.00	0.31								
	Ley ensayada		64.62	60.01	5.11	0.00	0.00	0.34								

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄
72.36	89.35		2.76
	92.11	Concentrado	%S. Removido = 0.16
			%SiO ₂ Removido = 1.06

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

PA 5

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	40
Tiempo de muestreo (min)=	0.67
Factor de corrección para FLUJO	0.09
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.024
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.044
pH de la pulpa de alimentación	10.50
Concentración de CaCl ₂ (mg/kg)	120.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	150.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	32.75
Agua en rebose, %	67.25

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.62	60.01	5.11				0.34
BAJO FLUJO	66.9	66.07	3.95				0.209
ESPUMA	45.4	42.73	16.7				1.698

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3301	0.717	0.387	0.153	0.23	0.024	0.03	0.0138	0.021	39.58	1.456	0.65613				
Colas	0.329	0.820	0.491	0.010	0.491	0.044	0.04	0.0009	0.043	2.12	1.013	0.02164	0.002	0.004	0.002	0.002
						calculados	0.068	0.079	0.015	0.064	18.638					

BASE SiO ₂	90.94	93.65	Contenidos, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
BASE FE	89.37		100.00	64.62	60.01	5.11	0.00	0.00	0.00	0.34	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Alimentación			90.94	60.84	60.08	3.59	0.00	0.00	0.00	0.19	93.67	93.95	70.37	#/DIV/0!	#/DIV/0!	#/DIV/0!
BAJO FLUJO			90.94	60.84	60.08	3.59	0.00	0.00	0.00	0.19	93.67	93.95	70.37	#/DIV/0!	#/DIV/0!	#/DIV/0!
ESPUMA			9.06	4.11	3.87	1.51	0.00	0.00	0.00	0.15	6.33	6.05	29.63	#/DIV/0!	#/DIV/0!	44.73

Ley calculada		64.95	63.96	5.11	0.00	0.00	0.00	0.34
Ley ensayada		64.62	60.01	5.11	0.00	0.00	0.00	0.34

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄
72.36	88.39	2.92
	91.31	%S. Removido = 0.13
		%SiO ₂ Removido = 1.16

PA 6

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	35
Tiempo de muestreo (min)=	0.58
Factor de corrección para FLUJO	0.10
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.023
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.050
pH de la pulpa de alimentación	10.50
Concentración de CaCl ₂ (mg/kg)	500.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	150.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	27.05
Agua en rebose, %	72.95

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	65.24	64.77	5.05				0.29
BAJO FLUJO	66.33	66.21	4.3				0.219
ESPUMA	45.74	42.24	16.8				2.086

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3857	0.789	0.403	0.225	0.18	0.023	0.04	0.0231	0.018	55.82	1.792	1.26334				
Colas	0.382	0.870	0.488	0.008	0.480	0.050	0.05	0.0008	0.049	1.54	1.009	0.01562	-0.003	-0.008	-0.007	-0.001
						calculados	0.073	0.092	0.024	0.068	26.100					

BASE SiO ₂	94.00	96.77	Contenidos, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
BASE FE	94.71		100.00	65.24	64.77	5.05	0.00	0.00	0.00	0.29	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Alimentación			94.00	62.35	62.24	4.04	0.00	0.00	0.00	0.21	95.78	96.09	80.04			62.19
BAJO FLUJO			94.00	62.35	62.24	4.04	0.00	0.00	0.00	0.21	95.78	96.09	80.04			62.19
ESPUMA			6.00	2.74	2.53	1.01	0.00	0.00	0.00	0.13	4.22	3.91	19.96			37.81

Ley calculada		65.09	64.77	5.05	0.00	0.00	0.00	0.33
Ley ensayada		65.24	64.77	5.05	0.00	0.00	0.00	0.29

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄
72.36	89.51	1.99
	91.50	%S. Removido = 0.07
		%SiO ₂ Removido = 0.75

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

PA 7

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	35
Tiempo de muestreo (min)=	0.583
Factor de corrección para FLUJO	0.103
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.021
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.068
pH de la pulpa de alimentación	10.50
Concentración de CaCl ₂ (mg/kg)	1000.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	150.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	21.05
Agua en rebose, %	78.95

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.62	60.01	5.11				0.34
BAJO FLUJO	66.8	66.14	3.85				0.208
ESPUMA	44.9	41.42	14.8				1.881

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3288	0.668	0.339	0.165	0.17	0.021	0.03	0.0169	0.018	48.63	1.626	0.94655				
Colas	0.330	0.995	0.664	0.011	0.653	0.068	0.07	0.0012	0.067	1.72	1.010	0.01747	-0.019	-0.020	-0.001	-0.018
				calculados		0.089	0.103	0.018	0.085	17.561						

BASE SiO ₂	88.54	93.53	Contenidos, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
BASE FE	90.02															
Alimentación	100.00		64.62	60.01	5.11	0.00	0.00	0.00	0.34	100.00	100.00	100.00				100.00
BAJO FLUJO	88.54		59.14	58.56	3.41	0.00	0.00	0.00	0.18	92.00	92.50	66.77				46.07
ESPUMA	11.46		5.15	4.75	1.70	0.00	0.00	0.00	0.22	8.00	7.50	33.23				53.93

Ley calculada	64.29	63.31	5.11	0.00	0.00	0.00	0.40
Ley ensayada	64.62	60.01	5.11	0.00	0.00	0.00	0.34

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	3.92
72.36	87.49			%S. Removido =
	91.40	Concentrado	%SiO ₂ Removido =	1.26

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

10.3.2 C2. Balances metalúrgicos de pruebas de determinación de pH.

P pH 1

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	15
Tiempo de muestreo (min)	0.25
Factor de corrección	0.24
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.015
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.027
pH de la pulpa de alimentación	5.30
Concentración de CROMALUX, gr/ton	100.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado =	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Aguá en bajo flujo, %	32.60
Aguá en reverse, %	67.40

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.813	60.412	5.052	0.531	1.260	0.589	0.357
BAJO FLUJO	65.453	61.245	4.621	0.477	0.999	0.544	0.254
ESPUMA	47.506	37.914	16.700	1.969	8.317	1.806	3.114

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3860	0.483	0.097	0.044	0.05	0.015	0.02	0.0105	0.013	44.95	1.552	0.81648				
Colas	0.329	0.440	0.111	0.001	0.110	0.027	0.03	0.0002	0.026	0.90	1.005	0.00906	0.028	0.033	0.006	0.027
						calculados	0.042	0.050	0.011	0.039	21.401					

BASE SiO ₂	96.43	97.76	Contenido, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
Alimentación	100.00	64.81	60.41	5.05	0.53	1.26	0.59	0.36	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
BAJO FLUJO	96.43	63.12	59.06	4.46	0.46	0.96	0.52	0.25	97.38	97.76	88.20	86.75	76.43	89.06	68.82	
ESPUMA	3.57	1.70	1.35	0.60	0.07	0.30	0.06	0.11	2.62	2.24	11.80	13.25	23.57	10.84	31.18	

Ley calculada	64.81	60.41	5.05	0.53	1.26	0.59	0.36
Ley ensayada	64.81	60.41	5.05	0.53	1.26	0.59	0.36

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	
72.36	83.49			%S. Removido =
	84.64	Concentrado	%SiO ₂ Removido =	0.43

P pH 2

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	15
Tiempo de muestreo (min)	0.25
factor de corrección para FLUJO	0.24
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.022
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.053
pH de la pulpa de alimentación	6.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	100.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado =	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Aguá en bajo flujo, %	25.77
Aguá en reverse, %	74.23

	Análisis Químicos						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.59	60.38	4.99	0.56	1.33	0.59	0.34
BAJO FLUJO	65.44	61.39	4.52	0.51	0.97	0.55	0.24
ESPUMA	38.88	29.67	19.25	2.14	11.97	1.98	3.36

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3300	0.490	0.160	0.084	0.08	0.022	0.04	0.0202	0.018	52.69	1.716	1.11361				
Colas	0.380	0.600	0.220	0.002	0.218	0.053	0.05	0.0005	0.052	0.91	1.005	0.00917	-0.005	-0.008	-0.004	-0.004
						calculados	0.075	0.091	0.021	0.070	22.711					

BASE SiO ₂	96.81	97.68	Contenido, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
Alimentación	100.00	64.59	60.38	4.99	0.56	1.33	0.59	0.34	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
BAJO FLUJO	96.81	63.35	59.43	4.37	0.49	0.94	0.53	0.23	98.08	98.43	87.68	87.88	71.18	89.33	68.53	
ESPUMA	3.19	1.24	0.95	0.61	0.07	0.38	0.06	0.11	1.92	1.57	12.32	12.12	28.82	10.67	31.47	

Ley calculada	64.59	60.38	4.99	0.56	1.33	0.59	0.34
Ley ensayada	64.59	60.38	4.99	0.56	1.33	0.59	0.34

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	
72.36	83.45			%S. Removido =
	84.84	Concentrado	%SiO ₂ Removido =	0.47

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

P pH 3

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	15
Tiempo de muestreo (min)	0.25
factor de corrección FLUJO	0.24
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.025
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.047
pH de la pulpa de alimentación	7.20
Concentración de CROMALUX, gr/ton	100.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado =	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	31.01
Agua en rebose, %	68.99

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.77	60.60	5.01	0.57	1.29	0.60	0.34
BAJO FLUJO	65.33	61.40	4.64	0.52	1.09	0.56	0.18
ESPUMA	50.76	40.66	14.28	1.71	6.28	1.58	4.35

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3320	0.498	0.166	0.078	0.09	0.025	0.04	0.0186	0.021	46.75	1.588	0.87783				
Colas	0.329	0.528	0.199	0.002	0.197	0.047	0.05	0.0006	0.047	1.16	1.007	0.01168	-0.003	-0.004	-0.003	-0.002
						calculados	0.073	0.088	0.019	0.068	21.890					

BASE SiO ₂	96.14	97.12	Contenido, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
BASE FE	96.14	97.12	100.00	64.77	60.60	5.01	0.57	1.29	0.60	0.34	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
	Alimentación	100.00	64.77	60.60	5.01	0.57	1.29	0.60	0.34	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
	BAJO FLUJO	96.14	62.81	59.04	4.46	0.50	0.54	0.17	96.98	97.41	89.00	88.30	81.18	89.78	50.87	
	ESPUMA	3.86	1.96	1.57	0.55	0.07	0.24	0.06	0.17	3.02	2.59	11.00	11.70	18.82	10.22	49.13

Ley calculada	64.77	60.60	5.01	0.57	1.29	0.60	0.34
Ley ensayada	64.77	60.60	5.01	0.57	1.29	0.60	0.34

Fe ₂ O ₃ en Fe ₃ O ₄	72.36	Fe ₂ O ₃ Calculada	83.75	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₃ O ₄	1.11
			84.86	Concentrado	%S Removido =	0.16
					%SiO ₂ Removido =	0.37

P pH 4

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	15
Tiempo de muestreo (min)	0.25
Factor de corrección de FLUJO	0.24
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.023
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.053
pH de la pulpa de alimentación	8.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	100.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado =	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	27.33
Agua en rebose, %	72.67

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.54	59.91	4.98	0.56	1.36	0.59	0.34
BAJO FLUJO	65.71	61.40	4.28	0.46	0.90	0.51	0.22
ESPUMA	42.31	31.69	18.21	2.37	10.04	2.17	2.54

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3285	0.472	0.144	0.061	0.08	0.023	0.03	0.0146	0.020	42.37	1.505	0.73519				
Colas	0.334	0.556	0.222	0.003	0.220	0.053	0.05	0.0006	0.053	1.12	1.007	0.01137	-0.006	-0.005	0.001	-0.006
						calculados	0.076	0.088	0.015	0.073	17.300					

BASE SiO ₂	94.99	96.05	Contenido, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
BASE FE	94.99	96.05	100.00	64.54	59.91	4.98	0.56	1.36	0.59	0.34	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
	Alimentación	100.00	64.54	59.91	4.98	0.56	1.36	0.59	0.34	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00		
	BAJO FLUJO	96.05	63.11	58.97	4.11	0.44	0.86	0.49	0.21	97.42	97.92	85.11	82.59	68.55	85.12	67.90
	ESPUMA	3.95	1.67	1.25	0.72	0.09	0.40	0.09	0.10	2.58	2.08	14.89	17.41	31.45	14.88	32.10

Ley calculada	64.78	60.22	4.83	0.54	1.26	0.58	0.31
Ley ensayada	64.54	59.91	4.98	0.56	1.36	0.59	0.34

Fe ₂ O ₃ en Fe ₃ O ₄	72.36	Fe ₂ O ₃ Calculada	83.23	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₃ O ₄	1.62
			84.85	Concentrado	%S Removido =	0.12
					%SiO ₂ Removido =	0.70

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

P pH 5

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	20
Tiempo de muestreo (min)	0.33
Factor de corrección FLUJO	0.18
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.025
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.043
pH de la pulpa de alimentación	9.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	100.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado =	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	32.83
Agua en rebose, %	67.17

Análisis Químicos, %							
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.94	60.10	4.93	0.54	1.31	0.59	0.36
BAJO FLUJO	65.43	60.72	4.60	0.49	1.17	0.55	0.31
ESPUMA	41.66	30.82	20.74	2.67	7.87	2.37	2.53

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/h r	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3860	0.606	0.220	0.104	0.12	0.025	0.04	0.0187	0.021	47.16	1.596	0.89261				
Colas	0.329	0.569	0.240	0.002	0.238	0.043	0.04	0.0003	0.043	0.63	1.004	0.00630	0.002	0.000	-0.002	0.003
						calculados	0.068	0.083	0.019	0.064	22.918					

BASE SiO ₂	97.94	96.58	Contenidos, %							Recuperación, %						
			% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
BASE FE	97.94	96.58	100.00	64.94	60.10	4.93	0.54	1.31	0.59	0.36	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
	Alimentación	100.00	64.94	60.10	4.93	0.54	1.31	0.59	0.36	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
	BAJO FLUJO	97.94	64.08	59.47	4.51	0.48	1.15	0.54	0.31	98.68	98.94	91.34	89.82	87.63	91.73	
	ESPUMA	2.06	0.86	0.63	0.43	0.05	0.16	0.05	0.05	1.32	1.06	8.66	10.18	12.37	8.27	
	Ley calculada		64.94	60.10	4.93	0.54	1.31	0.59	0.36							
	Ley ensayada		64.94	60.10	4.93	0.54	1.31	0.59	0.36							

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	72.36	Fe ₂ O ₄ Calculada	83.06	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	0.85
		83.91	Concentrado			
					%SiO ₂ Removido =	0.33

P pH 6

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	20.00
Tiempo de muestreo (min)	0.33
Factor de corrección para FLUJO	0.18
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.013
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.059
pH de la pulpa de alimentación	10.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	100.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado =	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	15.01
Agua en rebose, %	84.99

Análisis Químicos, %							
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.34	60.12	5.30	0.62	1.31	0.62	0.32
BAJO FLUJO	65.03	60.94	4.82	0.56	1.13	0.57	0.24
ESPUMA	38.30	29.23	23.55	2.89	8.12	2.60	3.35

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/h r	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3210	0.453	0.132	0.075	0.06	0.013	0.02	0.0135	0.010	56.73	1.815	1.31119				
Colas	0.329	0.655	0.327	0.003	0.324	0.059	0.06	0.0005	0.058	0.77	1.005	0.00772	-0.002	0.001	0.003	-0.002
						calculados	0.072	0.083	0.014	0.069	16.896					

BASE SiO ₂	97.41	96.77	Contenidos, %							Recuperación, %						
			% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
BASE FE	97.41	96.77	100.00	64.34	60.12	5.30	0.62	1.31	0.62	0.32	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
	Alimentación	100.00	64.34	60.12	5.30	0.62	1.31	0.62	0.32	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00		
	BAJO FLUJO	97.41	63.35	59.36	4.69	0.54	1.10	0.55	0.23	98.46	98.74	88.50	87.88	83.98		
	ESPUMA	2.59	0.99	0.76	0.61	0.07	0.21	0.07	0.09	1.54	1.26	11.50	12.12	16.02		
	Ley calculada		64.34	60.12	5.30	0.62	1.31	0.62	0.32							
	Ley ensayada		64.34	60.12	5.30	0.62	1.31	0.62	0.32							

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	72.36	Fe ₂ O ₄ Calculada	83.09	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	1.13
		84.22	Concentrado			
					%SiO ₂ Removido =	0.49

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

P pH 7

Condiciones y Observaciones												
Tiempo de muestreo (s)	30											
Tiempo de muestreo (min)=	0.5											
Factor de corrección para FLUJO	0.12											
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07											
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.022											
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.032											
pH de la pulpa de alimentación	6.00											
Cantidad de CaCl ₂ (mg/kg)	500.00											
Concentración de CROMALUX, gr/ton	100.00											
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21											
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80											
Campo magnético, Gauss	80.0											
Agua en bajo flujo, %	38.24											
Agua en rebose, %	61.76											

Análisis Químicos, %							
% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	
Alimentación	65.17	5.29					
BAJO FLUJO	66.86	4.78					
ESPUMA	49.05	10.18					

Peso cubeta	Peso de cubeta + pulpa	Peso de pulpa	Peso de sólidos	Peso de agua	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos				
												M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr	
Alimentación					0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000					
Concentrado	0.3163	0.593	0.277	0.115	0.16	0.022	0.03	0.0137	0.020	41.34	1.486	0.70462				
Colas	0.334	0.600	0.266	0.003	0.262	0.032	0.03	0.0004	0.031	1.24	1.008	0.01258	0.016	0.018	0.002	0.016
					calculados	0.054	0.065	0.014	0.051	21.706						

BASE SiO ₂	90.49	97.20	Contenidos, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
Alimentación	100.00	65.17	0.00	5.29	0.00	0.00	0.00	0.00	100.00	100.00						
BAJO FLUJO	90.49	60.51	0.00	4.32	0.00	0.00	0.00	0.00	92.85	81.70						
ESPUMA	9.51	4.66	0.00	0.97	0.00	0.00	0.00	0.00	7.15	18.30						

Ley calculada	65.17	0.00	5.29	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Ley ensayada	65.17	0.00	5.29	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	0.00
72.36	0.00			%S, Removido =
	0.00	Concentrado	%SiO ₂ , Removido =	0.51

P pH 8

Condiciones y Observaciones												
Tiempo de muestreo (s)	35											
Tiempo de muestreo (min)=	0.58											
Factor de corrección para FLUJO	0.10											
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07											
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.023											
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.045											
pH de la pulpa de alimentación	8.00											
Cantidad de CaCl ₂ (mg/kg)	500.00											
Concentración de CROMALUX, gr/ton	100.00											
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21											
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80											
Campo magnético, Gauss	80.0											
Agua en bajo flujo, %	30.27											
Agua en rebose, %	69.73											

Análisis Químicos, %							
% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	
Alimentación	64.29	5.28				0.35	
BAJO FLUJO	68.33	3.84				0.247	
ESPUMA	34.41	15.91				2.9	

Peso cubeta	Peso de cubeta + pulpa	Peso de pulpa	Peso de sólidos	Peso de agua	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos				
												M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr	
Alimentación					0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000					
Concentrado	0.3824	0.726	0.343	0.156	0.19	0.023	0.04	0.0160	0.019	45.32	1.560	0.82889				
Colas	0.321	0.757	0.437	0.004	0.432	0.045	0.04	0.0004	0.044	0.99	1.006	0.00995	0.003	0.003	0.000	0.003
					calculados	0.067	0.080	0.016	0.064	20.498						

BASE SiO ₂	88.10	97.31	Contenido, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
Alimentación	100.00	64.29	0.00	5.28	0.00	0.00	0.00	0.35	100.00	100.00						100.00
BAJO FLUJO	88.10	60.19	0.00	3.38	0.00	0.00	0.00	0.22	93.63	64.13						38.67
ESPUMA	11.90	4.10	0.00	1.89	0.00	0.00	0.00	0.35	6.37	35.87						61.33

Ley calculada	64.29	0.00	5.28	0.00	0.00	0.00	0.00	0.56
Ley ensayada	64.29	0.00	5.28	0.00	0.00	0.00	0.00	0.35

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	0.00
72.36	0.00			%S, Removido =
	0.00	Concentrado	%SiO ₂ , Removido =	1.44

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

P pH 9

Condiciones y Observaciones												
Tiempo de muestreo (s)	40											
Tiempo de muestreo (min)=	0.67											
Factor de corrección para FLUJO	0.09											
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07											
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.022											
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.053											
pH de la pulpa de alimentación	10.00											
Cantidad de CaCl ₂ (mg/kg)	500.00											
Concentración de CROMALUX, gr/ton	100.00											
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21											
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80											
Campo magnético, Gauss	80.0											
Agua en bajo flujo, %	25.19											
Agua en rebose, %	73.81											

Análisis Químicos							
% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	
65.19	5.29	5.29				0.35	
67.21		4.46				0.202	
31.53		19.17				2.49	

Peso cubeta	Peso de cubeta + pulpa	Peso de pulpa	Peso de sólidos	Peso de agua	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua	Comprobación de flujos								
												M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr					
Alimentación	0.3207	0.712	0.391	0.182	0.21	0.022	0.04	0.0164	0.019	46.48	1.188	0.25000								
Concentrado	0.334	0.929	0.595	0.005	0.590	0.053	0.05	0.0005	0.053	0.84	1.005	0.00848	-0.005	-0.006	0.000	-0.005				
calculados												0.075	0.089	0.017	0.072	18.947				

BASE SiO ₂	94.36	97.32	Contenidos, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
Alimentación	100.00	65.19	0.00	5.29	0.00	0.00	0.00	0.35	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
BAJO FLUJO	94.36	63.42	0.00	4.21	0.00	0.00	0.00	0.19	97.27	79.58	29.42					57.59
ESPUMA	5.64	1.78	0.00	1.08	0.00	0.00	0.00	0.14	2.73							42.41
Ley calculada		65.19	0.00	5.29	0.00	0.00	0.00	0.33								
Ley ensayada		65.19	0.00	5.29	0.00	0.00	0.00	0.35								

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	%S Removido =
72.36	0.00		0.00	0.15
	0.00	Concentrado		%SiO ₂ Removido =
				0.83

P pH 10

Condiciones y Observaciones												
Tiempo de muestreo (s)	30											
Tiempo de muestreo (min)=	0.5											
Factor de corrección para FLUJO	0.12											
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07											
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.022											
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.055											
pH de la pulpa de alimentación	12.00											
Cantidad de CaCl ₂ (mg/kg)	500.00											
Concentración de CROMALUX, gr/ton	100.00											
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21											
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80											
Campo magnético, Gauss	80.0											
Agua en bajo flujo, %	25.48											
Agua en rebose, %	74.52											

Análisis Químicos, %							
% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	
65.84	0.00	5.30				0.30	
67.64	0	4.61				0.202	
44.73	0	15.85				2.49	

Peso cubeta	Peso de cubeta + pulpa	Peso de pulpa	Peso de sólidos	Peso de agua	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua	Comprobación de flujos								
												M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr					
Alimentación	0.3824	0.684	0.301	0.145	0.16	0.022	0.04	0.0174	0.019	48.06	1.614	0.92524								
Concentrado	0.316	0.782	0.466	0.008	0.458	0.055	0.06	0.0009	0.055	1.70	1.010	0.01726	-0.008	-0.009	-0.002	-0.007				
calculados												0.078	0.092	0.018	0.074	19.909				

BASE SiO ₂	93.86	94.83	Contenidos, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
Alimentación	100.00	65.84	0.00	5.30	0.00	0.00	0.00	0.30	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
BAJO FLUJO	92.14	62.33	0.00	4.25	0.00	0.00	0.00	0.19	94.66							48.76
ESPUMA	7.86	3.51	0.00	1.25	0.00	0.00	0.00	0.20	5.34							51.24
Ley calculada		65.84	0.00	5.49	0.00	0.00	0.00	0.38								
Ley ensayada		65.84	0.00	5.30	0.00	0.00	0.00	0.30								

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	%S Removido =
72.36	0.00		0.00	0.09
	0.00	Concentrado		%SiO ₂ Removido =
				0.69

10.3.3 C3. Balances metalúrgicos de pruebas sobre determinación de la dosificación de colector óptima.

PC 1

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	25
Tiempo de muestreo (min)=	0.417
Factor de corrección para FLUJO	0.144
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.026
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.045
pH de la pulpa de alimentación	7.50
Concentración de CROMALUX, gr/ton	50.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	33.73
Agua en revose, %	66.27

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO2	% Al2O3	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34
BAJO FLUJO	65.26	61.06	4.95	0.78	1.06	0.571	0.279
ESPUMA	30.14	22.43	24.53	3.83	13.28	2.97	3.36

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3174	0.596	0.279	0.120	0.16	0.026	0.04	0.0173	0.023	43.03	1.517	0.75519				
Colas	0.314	0.629	0.315	0.002	0.312	0.045	0.05	0.0003	0.045	0.73	1.004	0.00737	-0.002	-0.002	-0.001	-0.001
				calculados		0.072	0.085	0.018	0.068	20.610						

BASE	SiO2	99.21	98.12	Contenidos, %								Recuperación, %							
				Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO2	% Al2O3	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO2	% Al2O3	% CaO	% MgO	% S	
Alimentación	100.00	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00			
BAJO FLUJO	98.12	64.03	59.91	4.86	0.77	1.04	0.56	0.27	99.12	99.30	91.33	91.40	80.64	90.93	81.25				
ESPUMA	1.88	0.57	0.42	0.46	0.07	0.25	0.06	0.06	0.88	0.70	8.67	8.60	19.36	9.07	18.75				

Lev calculada	64.60	60.33	5.32	0.84	1.29	0.62	0.34
Lev ensayada	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34

Fe _{TOT} , en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ , Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄
72.36	83.38		
	84.38	Concentrado	%S, Removido = 0.06
			%SiO ₂ , Removido = 0.16

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

PC 2

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	20
Tiempo de muestreo (min)=	0.33
Factor de corrección para FLUJO	0.18
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.023
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.042
pH de la pulpa de alimentación	7.20
Concentración de CROMALUX, gr/ton	100.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	31.58
Agua en rebose, %	68.42

Análisis Químicos, %							
	% FeT	% FeM	% SiO2	% Al2O3	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34
BAJO FLUJO	65.4	61.3	4.9	0.78	0.96	0.566	0.249
ESPUMA	32.68	25.04	22.96	3.34	14.37	2.61	3.25

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.2830	0.487	0.204	0.097	0.11	0.023	0.04	0.0174	0.019	47.40	1.601	0.90121				
Colas	0.283	0.518	0.235	0.003	0.233	0.042	0.04	0.0005	0.042	1.06	1.006	0.01075	0.005	0.004	-0.001	0.005
						calculados	0.065	0.079	0.018	0.061	22.597					

BASE SiO2	98.86	97.48	Contenidos, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO2	% Al2O3	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO2	% Al2O3	% CaO	% MgO
Alimentación	100.00	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
BAJO FLUJO	97.48	63.75	59.76	4.78	0.76	0.94	0.55	0.24	98.72	98.95	89.19	90.03	72.10	89.35	74.77	
ESPUMA	2.52	0.82	0.63	0.58	0.08	0.36	0.07	0.08	1.28	1.05	10.81	9.97	27.90	10.65	25.23	

Ley calculada	64.58	60.39	5.36	0.84	1.30	0.62	0.32
Ley ensayada	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34

Fe _{TOT} en Fe ₃ O ₄	72.36	Fe ₃ O ₄ Calculada	83.45	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₃ O ₄	1.26
		84.72	Concentrado			
					%SiO ₂ , Removido =	0.21

PC 3

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	40
Tiempo de muestreo (min)=	0.67
Factor de corrección para FLUJO	0.09
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.023
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.045
pH de la pulpa de alimentación	7.30
Concentración de CROMALUX, gr/ton	25.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	30.38
Agua en rebose, %	69.62

Análisis Químicos, %							
	% FeT	% FeM	% SiO2	% Al2O3	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34
BAJO FLUJO	64.41	60.7	5.08	0.86	1.11	0.581	0.291
ESPUMA	29.34	21.27	26.71	4.41	11.88	3.51	3.86

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3824	0.778	0.395	0.177	0.22	0.023	0.04	0.0159	0.020	44.71	1.548	0.80870				
Colas	0.281	0.786	0.504	0.003	0.501	0.045	0.05	0.0003	0.045	0.67	1.004	0.00679	0.002	0.002	0.000	0.002
						calculados	0.068	0.081	0.016	0.065	20.024					

BASE SiO2	99.88	98.11	Contenidos, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO2	% Al2O3	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO2	% Al2O3	% CaO	% MgO
Alimentación	100.00	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
BAJO FLUJO	98.11	63.19	59.55	4.98	0.84	1.09	0.57	0.29	99.13	99.33	90.81	91.02	82.92	89.59	79.67	
ESPUMA	1.89	0.55	0.40	0.50	0.08	0.22	0.07	0.07	0.87	0.67	9.19	8.98	17.08	10.41	20.33	

Ley calculada	63.75	59.96	5.49	0.93	1.31	0.64	0.36
Ley ensayada	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34

Fe _{TOT} en Fe ₃ O ₄	72.36	Fe ₃ O ₄ Calculada	82.86	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₃ O ₄	1.03
		83.89	Concentrado			
					%SiO ₂ , Removido =	0.03

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

PC 4

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	30
Tiempo de muestreo (min)=	0.5
Factor de corrección para FLUJO	0.12
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.028
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.041
pH de la pulpa de alimentación	7.80
Concentración de CROMALUX, gr/ton	200.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	37.41
Agua en rebose, %	62.59

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34
BAJO FLUJO	64.5	60.94	5.03	0.83	0.97	0.589	0.214
ESPUMA	43.7	36.03	16.91	2.7	10.26	1.93	3.05

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3105	0.658	0.348	0.143	0.20	0.028	0.04	0.0172	0.025	41.21	1.484	0.70108				
Colas	0.296	0.646	0.350	0.008	0.342	0.041	0.04	0.0010	0.041	2.29	1.014	0.02339	0.000	-0.001	-0.002	0.001
				calculados		0.070	0.084	0.018	0.066	21.686						

BASE SIO ₂	99.37	94.71	Contenidos, %							Recuperación, %						
			% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
BASE FE	100.55	Rec. en peso, %														
Alimentación	100.00	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
BAJO FLUJO	94.71	61.09	57.72	4.76	0.79	0.92	0.56	0.20	96.36	96.80	84.20	84.63	62.87	84.54	55.69	
ESPUMA	5.29	2.31	1.91	0.89	0.14	0.54	0.10	0.16	3.64	3.20	15.80	15.37	37.13	15.46	44.31	

Ley calculada	63.40	59.62	5.66	0.93	1.46	0.66	0.36
Ley ensayada	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄
72.36	82.40		
	84.22	Concentrado	%S, Removido = 0.12
			%SiO ₂ Removido = 0.08

PC 5

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	30
Tiempo de muestreo (min)=	0.5
Factor de corrección para FLUJO	0.12
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.027
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.040
pH de la pulpa de alimentación	7.85
Concentración de CROMALUX, gr/ton	400.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	37.40
Agua en rebose, %	62.60

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34
BAJO FLUJO	64.93	60.7	5.08	0.82	0.97	0.587	0.255
ESPUMA	53.14	46.63	10.57	1.8	6.08	1.2	2.04

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.4067	0.714	0.308	0.109	0.20	0.027	0.04	0.0130	0.024	35.33	1.388	0.54623				
Colas	0.354	0.695	0.342	0.008	0.333	0.040	0.04	0.0010	0.040	2.46	1.015	0.02522	0.003	0.005	0.003	0.003
				calculados		0.067	0.078	0.014	0.064	18.038						

BASE SIO ₂	99.54	92.83	Contenidos, %							Recuperación, %						
			% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
BASE FE	97.33	Rec. en peso, %														
Alimentación	100.00	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
BAJO FLUJO	92.83	60.27	56.35	4.72	0.76	0.90	0.54	0.24	94.05	94.40	86.15	85.50	67.37	86.36	61.80	
ESPUMA	7.17	3.81	3.34	0.76	0.13	0.44	0.09	0.15	5.95	5.60	13.85	14.50	32.63	13.64	38.20	

Ley calculada	64.08	59.69	5.47	0.89	1.34	0.63	0.38
Ley ensayada	64.62	60.01	5.11	0.58	1.32	0.61	0.34

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄
72.36	82.49		
	83.89	Concentrado	%S, Removido = 0.08
			%SiO ₂ Removido = 0.03

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

PC 6

Condiciones y Observaciones													
Tiempo de muestreo (s)	20												
Tiempo de muestreo (min)=	0.333333												
Factor de corrección para FLUJO	0.18												
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07												
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.015												
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.063												
pH de la pulpa de alimentación	8.00												
Adición de CaCl ₂ , mg/kg	500.00												
Concentración de CROMALUX, gr/ton	50.00												
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21												
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80												
Campo magnético, Gauss	80.0												
Agua en bajo flujo, %	15.51												
Agua en revose, %	84.49												

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.97		4.94				
BAJO FLUJO	66.07		4.38				
ESPUMA	28.69		23.20				

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua	Comprobación de flujos															
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr												
Alimentación	0.3207	0.470	0.149	0.085	0.06	0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000																
Concentrado	0.396	0.736	0.350	0.002	0.348	0.063	0.06	0.0004	0.063	0.60	1.004	0.00603	-0.008	-0.007	0.001	-0.008												
calculados																												
calculados													0.078	0.090	0.016	0.074	17.518											

BASE SiO ₂	97.04	97.60	Contenidos, %								Recuperación, %					
BASE FE	97.04	Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	100.00	64.97	0.00	4.94	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	100.00	100.00					
BAJO FLUJO	97.04	64.12	0.00	4.25	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	98.69	86.08					
ESPUMA	2.96	0.85	0.00	0.69	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1.31	13.92					
Ley calculada			64.97	0.00	4.94	0.00	0.00	0.00	0.00							
Ley ensayada			64.97	0.00	4.94	4.94	0.00	0.00	0.00							

Fe ₂ O ₃ en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄
72.36	0.00		
	0.00	Concentrado	%S ₂ Removido = 0.00
			%SiO ₂ Removido = 0.56

PC 7

Condiciones y Observaciones													
Tiempo de muestreo (s)	30												
Tiempo de muestreo (min)=	0.5												
Factor de corrección para FLUJO	0.12												
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07												
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.014												
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.061												
pH de la pulpa de alimentación	8.00												
Adición de CaCl ₂ , mg/kg	500.00												
Concentración de CROMALUX, gr/ton	125.00												
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21												
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80												
Campo magnético, Gauss	80.0												
Agua en bajo flujo, %	15.00												
Agua en revose, %	85.00												

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
ALIMENTACIÓN	64.10		5.06				
BAJO FLUJO	66.49		4.05				
ESPUMA	35.99		16.97				

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua	Comprobación de flujos													
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr										
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000														
Concentrado	0.3216	0.533	0.212	0.123	0.09	0.014	0.03	0.0147	0.011	57.93	1.847	1.37710														
Colas	0.334	0.844	0.511	0.006	0.505	0.061	0.06	0.0007	0.061	1.14	1.007	0.01149	-0.005	-0.004	0.001	-0.005										
calculados													0.075	0.087	0.015	0.071	17.788									

BASE SiO ₂	92.17	95.49	Contenidos, %								Recuperación, %					
BASE FE	92.17	Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	100.00	64.10	0.00	5.06	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	100.00	100.00					
BAJO FLUJO	95.49	63.49	0.00	3.87	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	97.51	83.47					
ESPUMA	4.51	1.62	0.00	0.77	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	2.49	16.53					
Ley calculada			65.12	0.00	4.63	0.00	0.00	0.00	0.00							
Ley ensayada			64.10	0.00	5.06	0.00	0.00	0.00	0.00							

Fe ₂ O ₃ en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄
72.36	0.00		
	0.00	Concentrado	%S ₂ Removido = 0.00
			%SiO ₂ Removido = 1.01

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

PC 8

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	30
Tiempo de muestreo (min)=	0.5
Factor de corrección para FLUJO	0.12
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.015
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.057
pH de la pulpa de alimentación	8.00
Adición de CaCl ₂ , mg/kg	500.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	200.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	17.39
Agua en rebose, %	82.61

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.77		5.00	0.00			
BAJO FLUJO	67.03		3.96	0			
ESPUMA	40.78		16.08	0			

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3282	0.552	0.224	0.124	0.10	0.015	0.03	0.0149	0.012	55.55	1.785	1.24950				
Colas	0.382	0.862	0.480	0.007	0.472	0.057	0.06	0.0009	0.057	1.54	1.009	0.01567	-0.002	-0.001	0.001	-0.002
						calculados	0.072	0.084	0.016	0.069	18.717					

BASE SIO ₂	91.41	94.38	Contenidos, %							Recuperación, %						
			% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
BASE FE	91.41	Rec. en peso, %														
	Alimentación	100.00	64.77	0.00	5.00	0.00	0.00	0.00	0.00	100.00						
	BAJO FLUJO	94.38	63.26	0.00	3.74	0.00	0.00	0.00	0.00	96.50		80.54				
	ESPUMA	5.62	2.29	0.00	0.90	0.00	0.00	0.00	3.50			19.46				

Ley calculada		65.55	0.00	4.64	0.00	0.00	0.00	0.00
Ley ensayada		64.77	0.00	5.00	5.00	0.00	0.00	0.00

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	0.00
72.36	0.00		%S, Removido =	0.00
	0.00	Concentrado	%SiO ₂ Removido =	1.04

PC 9

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	30
Tiempo de muestreo (min)=	0.5
Factor de corrección para FLUJO	0.12
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.015
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.055
pH de la pulpa de alimentación	8.00
Adición de CaCl ₂ , mg/kg	500.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	300.00
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	16.98
Agua en rebose, %	83.02

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	63.84		4.96				
BAJO FLUJO	66.81		3.95				
ESPUMA	36.04		14.41				

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m3 agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3287	0.559	0.230	0.137	0.09	0.015	0.03	0.0164	0.011	59.43	1.888	1.46467				
Colas	0.321	0.786	0.465	0.008	0.457	0.055	0.06	0.0010	0.055	1.76	1.011	0.01796	0.000	0.000	-0.001	0.001
						calculados	0.070	0.083	0.017	0.066	20.866					

BASE SIO ₂	90.34	94.34	Contenidos, %							Recuperación, %						
			% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
BASE FE	90.34	Rec. en peso, %														
	Alimentación	100.00	63.84	0.00	4.96	0.00	0.00	0.00	0.00	100.00						
	BAJO FLUJO	90.34	60.36	0.00	3.57	0.00	0.00	0.00	0.00	94.55		71.96				
	ESPUMA	9.66	3.48	0.00	1.39	0.00	0.00	0.00	5.45			28.04				

Ley calculada		63.84	0.00	4.96	0.00	0.00	0.00	0.00
Ley ensayada		63.84	0.00	4.96	4.96	0.00	0.00	0.00

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	0.00
72.36	0.00		%S, Removido =	0.00
	0.00	Concentrado	%SiO ₂ Removido =	1.01

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

PC 10

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	30
Tiempo de muestreo (min)=	0.5
Factor de corrección para FLUJO	0.12
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.016
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.056
pH de la pulpa de alimentación	8.00
Adición de CaCl ₂ , Mg/kg	500.00
Concentración de CROMALUX, gr/ton	400.00
Densidad de alimentación en colector, kg/l	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	19.58
Agua en rebose, %	80.42

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.23		5.06				
BAJO FLUJO	67.04		3.88				
ESPUMA	49.70		11.19				

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3858	0.612	0.226	0.114	0.11	0.016	0.03	0.0136	0.014	50.22	1.660	1.00888				
Colas	0.329	0.803	0.474	0.012	0.463	0.056	0.06	0.0014	0.056	2.45	1.015	0.02508	-0.002	-0.001	0.002	-0.002
						calculados	0.072	0.084	0.015	0.069	17.878					

BASE SiO ₂	83.78	90.73	Contenidos, %							Recuperación, %						
			% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
BASE FE	83.78	Rec. en peso, %														
Alimentación	100.00		64.23	0.00	5.06	0.00	0.00	0.00	0.00	100.00		100.00				
BAJO FLUJO	83.78		56.17	0.00	3.25	0.00	0.00	0.00	0.00	87.45		64.15				
ESPUMA	16.22		8.06	0.00	1.82	0.00	0.00	0.00	0.00	12.55		35.85				

Ley calculada		64.23	0.00	5.06	0.00	0.00	0.00	0.00
Ley ensayada		64.23	0.00	5.06	0.00	0.00	0.00	0.00

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄
72.36	0.00		
	0.00	Concentrado	%S, Removido = 0.00
			%SiO ₂ , Removido = 1.19

10.3.4 C4. Balances metalúrgicos de pruebas para observar el efecto que produce el flujo suministrado a la celda.

PF 1

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	30
Tiempo de muestreo (min)=	0.5
Factor de corrección para FLUJO	0.12
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.014
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.062
pH de la pulpa de alimentación	8.00
Concentración de CaCl ₂ (mg/kg)	500.0
Concentración de CROMALUX, gr/ton	200.0
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	15.17
Flujo de aire, L/min	0.40
Agua en revose, %	84.83

	Análisis Químicos						
	%FeT	%FeM	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%CaO	%MgO	%S
Alimentación	63.49		5.33				0.35
BAJO FLUJO	68.99		4.06				0.199
ESPUMA	41.13		10.50				2.43

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3317	0.545	0.214	0.122	0.09	0.014	0.03	0.0147	0.011	57.33	1.831	1.34358				
Colas	0.322	0.839	0.518	0.008	0.510	0.062	0.06	0.0010	0.061	1.56	1.009	0.01590	-0.006	-0.005	0.001	-0.006
				calculados		0.076	0.088	0.016	0.072	17.850						

BASE SiO ₂	80.26	93.79	Contenidos, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	%FeT	%FeM	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%CaO	%MgO	%S	%FeT	%FeM	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%CaO	%MgO
Alimentación	100.00	63.49	0.00	5.33	0.00	0.00	0.00	0.35	100.00		100.00					100.00
BAJO FLUJO	80.26	55.37	0.00	3.26	0.00	0.00	0.00	0.16	87.21		61.10					24.98
ESPUMA	19.74	8.12	0.00	2.07	0.00	0.00	0.00	0.48	12.79		38.90					75.02

Ley calculada	63.49	0.00	5.33	0.00	0.00	0.00	0.64
Ley ensayada	63.49	0.00	5.33	5.33	0.00	0.00	0.35

Fe _{TOT} , en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ , Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄	0.00
72.36	0.00			%S, Removido =
	0.00	Concentrado	%SiO ₂ , Removido =	1.27

FLOTACIÓN INVERSA DE MINERALES DE HIERRO, UTILIZANDO COLECTOR ANIÓNICO DEL TIPO ÁCIDO GRASO EN CELDA DE FLOTACIÓN JAMESON.

PF 2

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	25
Tiempo de muestreo (min)=	0.417
Factor de corrección para FLUJO	0.144
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.009
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.062
pH de la pulpa de alimentación	8.00
Concentración de CaCl ₂ (mg/kg)	500.0
Concentración de CROMALUX, gr/ton	200.0
Densidad de alimentación en colector, kg/L =	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	10.03
Flujo de aire, L/min	0.60
Agua en rebose, %	89.97

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.96		5.47				0.35
BAJO FLUJO	67.75		3.94				0.202
ESPUMA	43.99		16.93				2.3

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3858	0.506	0.121	0.073	0.05	0.009	0.02	0.0105	0.007	60.25	1.912	1.51566				
Colas	0.382	0.819	0.437	0.007	0.430	0.062	0.06	0.0010	0.062	1.62	1.010	0.01652	-0.001	0.003	0.005	-0.002
						calculados	0.071	0.080	0.011	0.069	14.296					

BASE SIO ₂	88.26	91.09	Contenidos, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
Alimentación	100.00	64.96	0.00	5.47	0.00	0.00	0.00	0.35	100.00							100.00
BAJO FLUJO	88.26	59.80	0.00	3.48	0.00	0.00	0.00	0.18	92.05		63.66					39.78
ESPUMA	11.74	5.16	0.00	1.99	0.00	0.00	0.00	0.27	7.95		36.34					60.22
Ley calculada			64.96	0.00	5.47	0.00	0.00	0.00	0.45							
Ley ensayada			64.96	0.00	5.47	0.00	0.00	0.00	0.35							

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄
72.36	0.00		
	0.00	Concentrado	%S. Removido = 0.15
			%SiO ₂ Removido = 1.52

PF 3

Condiciones y Observaciones	
Tiempo de muestreo (s)	20
Tiempo de muestreo (min)=	0.33
Factor de corrección para FLUJO	0.18
Alimentación, m ³ de pulpa/ hora =	0.07
BAJO FLUJO, m ³ de pulpa/ hora =	0.016
ESPUMA, m ³ de pulpa/ hora =	0.088
pH de la pulpa de alimentación	8.00
Concentración de CaCl ₂ (mg/kg)	500.0
Concentración de CROMALUX, gr/ton	200.0
Densidad de alimentación en colector, kg/L	1.21
Densidad de sólidos secos en el concentrado=	4.80
Campo magnético, Gauss	80.0
Agua en bajo flujo, %	12.34
Flujo de aire, L/min	0.80
Agua en rebose, %	87.66

	Análisis Químicos, %						
	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S
Alimentación	64.96		4.76				0.33
BAJO FLUJO	67.58		3.61				0.187
ESPUMA	47.99		12.21				1.98

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m ³ agua	Comprobación de flujos			
													M ³ de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sól/hr	Ton de agua/hr
Alimentación						0.070	0.08	0.0166	0.067	20.00	1.188	0.25000				
Concentrado	0.3186	0.478	0.160	0.092	0.07	0.016	0.03	0.0165	0.012	57.26	1.829	1.33968				
Colas	0.321	0.817	0.496	0.011	0.485	0.088	0.09	0.0019	0.087	2.16	1.013	0.02204	-0.034	-0.035	-0.002	-0.033
						calculados	0.104	0.118	0.018	0.100	15.582					

BASE SIO ₂	86.61	89.53	Contenidos, %							Recuperación, %						
			Rec. en peso, %	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO	% S	% FeT	% FeM	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% CaO	% MgO
Alimentación	100.00	64.96	0.00	4.76	0.00	0.00	0.00	0.33	100.00							100.00
BAJO FLUJO	86.61	58.53	0.00	3.13	0.00	0.00	0.00	0.16	90.11		65.67					37.92
ESPUMA	13.39	6.43	0.00	1.64	0.00	0.00	0.00	0.27	9.89		34.33					62.08
Ley calculada			64.96	0.00	4.76	0.00	0.00	0.00	0.43							
Ley ensayada			64.96	0.00	4.76	0.00	0.00	0.00	0.33							

Fe _{TOT} en Fe ₂ O ₄	Fe ₂ O ₄ Calculada	Alimentación	Incremento en grado de Fe ₂ O ₄
72.36	0.00		
	0.00	Concentrado	%SiO ₂ Removido = 1.15