



# UNIVERSIDAD DE GUANAJUATO

---

---

DIVISION DE INGENIERÍAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA EN MINAS,  
METALURGIA Y GEOLOGÍA

**CARACTERIZACIÓN HIDRODINÁMICA DE UNA CELDA DE FLOTACIÓN DE  
FLUJO DESCENDENTE PARA INCREMENTAR LA ELIMINACIÓN DE  
SILICATOS EN CONCENTRADOS DE HIERRO**

TESIS QUE PARA OBTENER EL GRADO DE:  
INGENIERO METALÚRGICO

PRESENTA

**CARLOS ALBERTO REYNOSO GONZÁLEZ**

ASESOR

**DR. MARIO ALBERTO CORONA ARROYO**

COASESOR

**DRA. CAROLINA DE JESUS RODRÍGUEZ RODRÍGUEZ**

## Agradecimientos

Es amplia la cantidad de personas que ayudaron directa e indirectamente al desarrollo de este trabajo. Sin embargo, hay algunas cuya ayuda fue imprescindible, ya que sin su apoyo el sueño de estudiar específicamente Ingeniería Metalúrgica hubiera sido simplemente imposible. Por lo que quiero agradecer y dedicar esta tesis a mi familia:

A mi padre Jorge, porque me brindó la fortaleza para continuar en las situaciones más difíciles y estuvo siempre disponible para ayudarme.

A mi madre Irma, que me orientó y me aconsejó cada vez que perdía el camino. Que me permitió alejarme bajo la promesa de cumplir mis metas.

A mis hermanos Ricardo y Jorge José Luis, que, a pesar de estar tan alejados, convirtieron toda esta travesía, un viaje divertido y lleno de buenos momentos.

A mi hermana Karla y a mi sobrina Brisa que me motivaron en todo momento y me brindaron su apoyo incondicional.

A Yessica Besares que, con su comprensión y paciencia, me apoyo desde el principio hasta el fin y me aconsejó cada que lo necesité.

También quiero agradecer a mi asesor el Dr. Mario Corona y reconocer su gran vocación por la investigación y la docencia, ya que, con paciencia, me guio durante todo el trabajo y me orientó en cada obstáculo, además de enseñarme tanto, que cambió por completo y para bien mi criterio técnico.

A todos mis amigos y profesores porque me brindaron la motivación para esforzarme al máximo y en muchos casos me sirvieron de ejemplo.

Finalmente quiere agradecer al Laboratorio LICAM por el apoyo en el uso de los equipos para realizar la caracterización mineralógica de las muestras, en especial a la técnica académica Daniela Moncada.

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

---

## Resumen

Actualmente, la producción mundial de acero y la calidad requerida en su principal materia prima van en ascenso, mientras que la cantidad y calidad de los depósitos minerales de hierro van en descenso. Esto ha provocado que el proceso de concentración por tambores magnético de baja intensidad utilizado principalmente en la producción de concentrados de magnetita, sea en muchos casos insuficiente para cumplir con las exigencias del proceso subsecuente. Dentro de estas exigencias se encuentran el bajo contenido de impurezas como: sílice ( $\text{SiO}_2$ ) y azufre (S), principalmente. Para cumplir con este requerimiento el proceso de flotación inversa se ha integrado de manera relativamente satisfactoria en las etapas finales de las concentradoras de minerales magnéticos a nivel global, por lo que la recuperación y calidad del concentrado final pueden mejorarse optimizando esta última etapa de purificación.

El presente trabajo tiene como objetivo disminuir el grado de  $\text{SiO}_2$  sin sacrificar de manera importante la recuperación de hierro, mediante la optimización de los parámetros operativos de una celda de flujo descendente asistida por campos magnéticos homogéneos llamada Flotmagnefloc, aplicando la flotación inversa a concentrados de magnetita provenientes de las últimas etapas de concentración por tambores magnéticos. Los concentrados fueron provistos por el Consorcio Minero Benito Juárez Peña Colorada (CMBJPC) y por la mina “Las Truchas” de la empresa Arcerlor Mittal y fueron identificados para propósitos de este trabajo como concentrado A y B, respectivamente. Previamente, se realizó la caracterización hidrodinámica de la celda, estudiando el efecto del flujo de aire suministrado (expresado como  $J_g$ ) sobre el comportamiento de otras propiedades hidrodinámicas como aire retenido en la columna de descenso ( $\epsilon$ ), tamaño de burbuja ( $D_{32}$ ), y el flujo de área superficial de burbuja ( $S_b$ ). Se determinó que  $\epsilon$  y  $S_b$  presentan una relación lineal en función de  $J_g$ , por lo que  $J_g$  es el parámetro que controla las propiedades hidrodinámicas y fue elegido para estudiar su efecto sobre la flotación de la  $\text{SiO}_2$  y la recuperación de hierro. Las pruebas de flotación fueron realizadas a un pH de 9.0, una concentración de espumante MIBC de 10 PPM y se utilizó Flotigam EDA de Clariant como colector catiónico. Adicionalmente, se estudió el efecto de la concentración de dicho colector. El grado del  $\text{SiO}_2$  en el concentrado final mostró una tendencia a disminuir en función tanto del  $J_g$  y la concentración de colector, disminuyendo el grado hasta un valor

mínimo de 2.8 % con un  $J_g$  de 10 cm/s y 150 g/ton de Flotigam EDA para el concentrado A y de hasta 3.67% de SiO<sub>2</sub>, aplicando un  $J_g$  de 7.52 cm/s y 150 g/ton de colector para el concentrado B. La recuperación de hierro no se vio fuertemente impactada, siendo mayor a 89% en todas las pruebas de flotación realizadas.

## Índice

Resumen .....	III
Lista de figuras .....	VII
Lista de Tablas .....	XI
1. Introducción .....	1
2. Justificación.....	2
3. Objetivos .....	3
3.1. Objetivo general .....	3
3.2. Metas .....	3
4. Hipótesis.....	3
5. Antecedentes .....	4
5.1. Campos magnéticos.....	4
5.2. Magnetización.....	5
5.3. Tipos de materiales magnéticos .....	7
5.4. Fuerzas involucradas en la separación magnética .....	15
5.5. Fuerza magnética sobre partículas magnéticas .....	15
5.6. Separación magnética .....	16
5.7. Flotación de minerales de hierro.....	19
5.8. Celda Jameson .....	27
5.9. Flotmagnefloc .....	28
6. Metodología .....	34
6.1. Muestras minerales .....	34
6.2. Análisis químico .....	34
6.3. Difracción de rayos X .....	35
6.4. Microscopia de luz polarizada y análisis modal .....	35
6.5. Caracterización hidrodinámica .....	35
6.6. Pruebas de eliminación de sílice y otras impurezas no magnéticas.....	39
7. Resultados y discusión .....	42
7.1. Caracterización hidrodinámica.....	42
7.2. Caracterización mineralógica de concentrados A y B .....	46

7.3. Pruebas de eliminación de sílice .....	54
7.4. Relación entre las propiedades hidrodinámicas y la cinética de flotación.....	62
8. Conclusiones .....	64
Bibliografía.....	66
Apéndice A. Determinación de los flujos de líquido y aire.....	70
A1. Calibración de la bomba peristáltica.....	70
A2. Determinación de $J_a$ y $J_g$ .....	71
Apéndice B. Medición de burbujas .....	72
B1. Estadística descriptiva de los datos obtenidos .....	72
B2. Histogramas de la medición de burbujas .....	76
Apéndice C. Estudio de liberación de partículas .....	90
C1. Liberación relativa de $Fe_3O_4$ , sílice y $FeS_2$ de las colas de flotación de sílice a un $J_g$ de 6.27 cm/s y una adición de colector de 150 gr/ton de colector. ....	90
C2. Fotomicrografías de la fracción +37 de las colas de flotación de sílice a un $J_g$ de 6.27 cm/s y una adición de colector de 150 gr/ton de colector. ....	91
C3. Fotomicrografías de la fracción -37 +20 de las colas de flotación de sílice a un $J_g$ de 6.27 cm/s y una adición de colector de 150 gr/ton de colector. ....	92
C4. Fotomicrografías de la fracción -20 de las colas de flotación de sílice a un $J_g$ de 6.27 cm/s y una adición de colector de 150 gr/ton de colector. ....	93
Apéndice D. Mapeo del campo magnético del equipo Flotmagnefloc.....	94
D1. Mapeo del campo magnético a una intensidad media de 80 Gauss.....	94
D2. Mapeo del campo magnético a la máxima intensidad. ....	95
Apéndice E. Balances metalúrgicos de las pruebas de flotación realizadas.....	96

**Lista de figuras**

Figura 1. Representación de un campo magnético afuera de un imán o material magnetizado (Stefanita, 2012). ..... 4

Figura 2. a) Campo de flujo uniforme, b) y flujo convergente generando fuerza sobre una partícula. (Wills, 2016). ..... 5

Figura 3. Distorsión de un campo magnético en presencia de un cuerpo externo. a) Espacio libre, b) Partícula paramagnética, c) partícula diamagnética (Gupta, 2016). ..... 7

Figura 4. Diagrama esquemático de la alineación de los momentos magnéticos (Svoboda, 2009). ..... 9

Figura 5. Alineación de los momentos magnéticos dentro de sus dominios. a) En Magnetita, b) En un iman (Gupta, 2016). ..... 11

Figura 6. Curva de histéresis que incluye la curva de magnetización inicial, también mostrada como campo coercitivo  $H_c$  y la densidad de flujo magnético remanente  $B_r$ . Una curva de histéresis puede ser obtenida graficando el campo magnético  $B$  contra la intensidad magnética  $H$ , o graficando la magnetización contra la intensidad magnética del campo aplicado (Stefanita, 2012). ..... 12

Figura 7. La curva de magnetización inicial y las permeabilidades magnéticas de un material ferromagnético (Svoboda, 2009). ..... 13

Figura 8. Separador magnético de tambor. (1) Sistema de imanes permanentes, (2) tambor rotatorio, (3) tanque de separación, (4) chute de alimentación y (5) tubería de enjuague (Lu, 2015). ..... 17

Figura 9. Beneficio del mineral hierro de Anshán (China) mediante separadores de alto gradiente magnético (Svoboda, 2004). ..... 19

Figura 10. Cinética de flotación en función del  $J_g$  para cuatro diferentes tipos de agitadores, cada uno bajo 16 diferentes condiciones de operación (Gorain et al., 1997). ..... 22

Figura 11. Diámetro Sauter promedio como una función del  $J_a$  a una concentración de 15mg/L de espumante MIBC a tres valores diferentes de  $J_a$  (Corona-Arroyo, 2015) ..... 23

Figura 12. Gas retenido como una función de la velocidad superficial de gas mostrando el rango operativo de la celda (Dahlke et al. 2005). ..... 24

Figura 13. Variación de las constantes de flotación con el  $S_b$  para cuatro tipos de agitadores, cada uno bajo 16 diferentes condiciones operativas (Gorain et al., 1997). ..... 25

Figura 14. Variación de las constantes de flotación con el  $S_b$  para cuatro tipos de agitadores, cada uno bajo 16 diferentes condiciones operativas graficas en los mismos ejes (Gorain et al., 1997). ..... 26

Figura 15. Principios de operación de la celda Jameson (Wills, 2016).....	27
Figura 16. Zonas hidrodinámicas del tubo de flujo descendente (Matis, 1995).....	28
Figura 17. Esquema del Flotmagnefloc (Corona-Arroyo, 2015).....	29
Figura 18. Comportamiento de la pulpa de magnetita dentro de la columna con campo magnético de 0.004T (López-Valdivieso et al., 2018). ....	30
Figura 19. Pulpa de magnetita con una adición de 25g/ton de colector de amina dodecánica cuando se le aplica un campo magnético de a) 0.004T, b) 0.006T y c) 0.008T (López-Valdivieso, 2018). ....	31
Figura 20. Recuperación de sílice (SiO <sub>2</sub> ) en las colas del Flotmagnefloc en función de la adición de amina dodecánica, a varias intensidades de campo magnético homogéneo en la columna del equipo, pH 8.5, 50g/ton MIBC y sin adición de agua en contracorriente, para concentrado de hierro de alta sílice (Corona-Arroyo, 2015). ....	32
Figura 21. Grado de sílice (SiO <sub>2</sub> ) en concentrado del Flotmagnefloc en función de la adición de amina dodecánica, a varias intensidades de campo magnético homogéneo en la columna del equipo, pH 8.5, 50 g/ton MIBC y sin adición de agua en contracorriente, para concentrado de hierro de alta sílice (Corona-Arroyo, 2015). ....	32
Figura 22. Recuperación de Hierro (Fe) en concentrado del Flotmagnefloc en función de la adición de amina dodecánica, a varias intensidades de campo magnético homogéneo en la columna del equipo, pH 8.5, 50g/ton, 10 mg/L MIBC y sin adición de agua en contracorriente, para concentrado de hierro de alta sílice (Corona-Arroyo, 2015). ....	33
Figura 23. Diagrama esquemático del sistema de columna de flujo descendente para la medición de retención de gas y tamaño de burbuja (Corona-Arroyo, 2015). ....	37
Figura 24. Visor utilizado para determinar el tamaño de burbuja, a) esquema y dimensiones, b) inclinación (Corona-Arroyo, 2015). ....	37
Figura 25. Algoritmo de análisis de imágenes a) Imagen original tomada del visor mostrando el balón de referencia b) Función para generar una imagen binaria c) Función para rellenar círculos d) Función para conteo y medición de círculos. ....	38
Figura 26. Equipo experimental construido para las pruebas de eliminación de impurezas no magnéticas. ....	40
Figura 27. Efecto del $J_g$ sobre el tamaño de burbuja. ....	43
Figura 28. Efecto del $J_g$ sobre el gas retenido. ....	45
Figura 29. Flujo de área superficial de burbuja en función del $J_g$ . ....	46
Figura 30. Difractograma de colas de flotación del concentrado B. ....	48



Figura 31. Fotomicrografía de la fracción +270# de cabeza en microscopio de luz polarizada con nicoles ligeramente cruzados. Círculo rojo partícula de hematita (reflexiones internas de color rojo); círculo blanco partícula de magnetita; Círculo azul partícula de silicatos; Círculo amarillo partícula de pirita. Las flechas rojas indican partículas asociadas magnetita-ganga sílica y las flechas azules partículas libres de ganga sílica.....	50
Figura 32. Fotomicrografía de la fracción +325# de cabeza en microscopio de luz polarizada con nicoles ligeramente cruzados. Círculo rojo partícula de hematita (reflexiones internas de color rojo); círculo blanco partícula de magnetita; Círculo azul partícula de silicatos; Círculo amarillo partícula de pirita. Las flechas rojas indican partículas asociadas magnetita-ganga sílica y las flechas azules partículas libres de ganga sílica.....	51
Figura 33. Fotomicrografía de la fracción +635# de cabeza en microscopio de luz polarizada con nicoles paralelos. Círculo azul partícula de silicatos; Círculo amarillo partícula de pirita; círculo blanco magnetita.....	52
Figura 34. Recuperación de SiO <sub>2</sub> en el sobreflujo del Flotmagnéfloc (Colas). a) Concentrado A, b) Concentrado B.....	55
Figura 35. Recuperación de Fe en el sobreflujo del Flotmagnéfloc (colas), a) Concentrado A, b) Concentrado B.....	56
Figura 36. Recuperación de Fe por fracciones de tamaño de colas de flotación para un $J_g$ de 6.32cm/s y una adición de colector de 150g/ton para el Concentrado A. ....	57
Figura 37. Liberación relativa de magnetita, ganga sílica y pirita de las colas de flotación para un $J_g$ de 6.32 y una adición de colector de 150g/ton. ....	58
Figura 38. Fotomicrografía de las partículas de magnetita, sílice y pirita de la fracción -45+37 $\mu$ m. Partículas de sílice (fase azul oscuro), magnetita (fase azul clara) y pirita (fase amarillo brillante). El círculo verde muestra una partícula de silicato libre, los círculos rojos muestran partículas asociadas de sílice y magnetita. ....	59
Figura 39. Fotomicrografía de las partículas de magnetita, sílice y pirita de la fracción -37+20 $\mu$ m. Partículas de sílice (fase azul oscuro), magnetita (fase azul clara) y pirita (fase amarillo brillante). El círculo verde muestra una partícula de silicato libre, los círculos rojos muestran partículas asociadas de sílice y magnetita. ....	60
Figura 40. Fotomicrografía de las partículas de magnetita, sílice y pirita de la fracción -20 $\mu$ m. Partículas de sílice (fase azul oscuro), magnetita (fase azul clara) y pirita (fase amarillo brillante). El círculo verde muestra una partícula de silicato libre, los círculos rojos muestran partículas asociadas de sílice y magnetita. ....	61
Figura 41. Efecto del $J_g$ en el grado final de Sílice en el concentrado de magnetita con diferentes dosificaciones de colector Flotigam. ....	62
Figura 42. Efecto del $J_g$ sobre la cinética de flotación de SiO <sub>2</sub> en el concentrado A. ....	63

Figura 43. Efecto del  $J_g$  sobre la cinética de flotación de  $\text{SiO}_2$  en el Concentrado B..... 63

## Lista de Tablas

Tabla I. Susceptibilidad magnética específica de minerales paramagnéticos (Svoboda, 2009). .....	10
Tabla II. Susceptibilidades magnéticas de masa de materiales diamagnéticos clasificados (Svoboda, 2009). .....	14
Tabla III. Liberación relativa de magnetita, pirita y ganga sílica en concentrado A (Corona- Arroyo, 2015) .....	47
Tabla IV. Distribución de contenidos en el concentrado “las Truchas” .....	49
Tabla V. Análisis granulométrico y análisis químico por fracciones de tamaño del concentrado A. ....	53
Tabla VI. Análisis granulométrico y análisis químico por fracciones de tamaño del concentrado B. ....	53

## 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 2014, de 1,600 millones de toneladas (World Steel Association, 2014). La principal materia prima de la industria acerera es el mineral 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 China, Australia y Brasil los mayores productores de concentrados de Hierro, mientras que México se encuentra en el decimocuarto lugar (Indian Bureau of Mines, 2011).

Factores como el crecimiento en la demanda de minerales de hierro, el aumento en las exigencias de calidad de los concentrados finales y la constante disminución de reservas de alta ley, han provocado una disminución en la rentabilidad de los procesos de separación magnética, por lo que las industrias se han visto forzadas a buscar y desarrollar nuevos equipos y tecnologías. El proceso que más atención ha recibido en este sentido es la concentración magnética, la cual aprovecha las diferencias en la susceptibilidad magnética de los minerales, induciendo fuerzas que los separan del resto no-magnético. Al igual que en las unidades mineras donde se utiliza flotación, las plantas de concentración magnética están compuestas por etapas en las que el grado o pureza del producto aumenta de forma consecutiva conforme éste se acerca a la etapa final, conocidas como limpias. Es en esta etapa donde la eliminación de impurezas se vuelve más compleja debido a su bajo contenido, por lo que es necesario que el equipo utilizado sea cada vez más selectivo de forma que se alcance el grado deseado sin sacrificar la recuperación.

En la concentración magnética, el equipo más utilizado actualmente es el separador de tambores magnéticos, usado principalmente para concentrar magnetita, la cual es uno de los minerales de hierro más importantes dada su mayor ocurrencia (Yellishetty et al., 2010). A partir de la extracción de la magnetita, al igual que con la mayoría de los minerales, su procesamiento está basado en la eliminación de impurezas, siendo la principal la sílice, cuya disminución es esencial durante estas etapas debido al costo que implica eliminarla durante

---

el proceso de producción del acero. En relación con esto, Fruehan et al. (2000) reportaron que cada 1% de SiO<sub>2</sub> equivale a un consumo de 12 Kg de CaO y 115.5 MJ de energía por tonelada de producto. Por lo tanto, para disminuir estos costos, la SiO<sub>2</sub> debe ser removida previamente. El grado máximo permisible en las operaciones industriales es generalmente 3%. Sin embargo, para alcanzar este objetivo en la separación con tambores magnéticos, es necesario el uso de una alta cantidad de tambores y el sacrificio de una parte de la recuperación de hierro. En este punto, la implementación de una o varias etapas de flotación inversa es vista como una opción viable, ya sea mediante flotación catiónica o aniónica. No obstante, la similitud en las características superficiales de la magnetita y la sílice provoca una baja selectividad de colectores y depresores, lo que resulta en un bajo rendimiento en comparación a la flotación de otros minerales.

En el presente trabajo se busca mejorar la eliminación de sílice sin disminuir de forma importante la recuperación de hierro mediante el estudio del efecto de los parámetros de dispersión de aire;  $J_g$ ,  $D_{32}$ ,  $\varepsilon$  y  $Sb$ , y de la cantidad de colector dosificada. La flotación se realizó en un equipo Flotmagnefloc de laboratorio, el cual combina el principio de flotación de una celda tipo Jameson con la separación magnética, aplicando un campo homogéneo como agente depresor de mineral magnético.

## 2. Justificación

El concentrado de Hierro que se procesa para la producción de acero contiene un más de 4% de SiO<sub>2</sub> que equivale a 40Kg de SiO<sub>2</sub> por cada tonelada de concentrado. En las plantas de concentración magnética, particularmente en México, es necesario obtener un concentrado con un contenido menor a 3%. Para reducir la sílice desde 4 hasta 3% son necesarias varias etapas de limpias con tambores magnéticos (3-5 etapas), siendo un proceso bastante costoso principalmente por el excesivo consumo de agua (50-70m<sup>3</sup> agua por cada etapa). Adicionalmente, cuando no se alcanza la calidad requerida del concentrado, las compañías mexicanas han estimado que se tiene un costo de 1 dólar por cada 0.1% de SiO<sub>2</sub> extra sobre el grado requerido.

Teniendo este panorama como reto, se estudia la relación entre las propiedades hidrodinámicas del equipo FlotMagnefloc, la adición de colector con la recuperación de Hierro y SiO<sub>2</sub> buscando una mejor alternativa para la obtención de concentrados de magnetita.

### **3. Objetivos**

#### **3.1. Objetivo general**

Disminuir del grado de sílice en concentrados de magnetita en el equipo Flotmagnefloc mediante el control de las propiedades hidrodinámicas de la celda y la dosificación de colector.

#### **3.2. Metas**

- Determinar el efecto de las propiedades hidrodinámicas sobre la cinética de flotación de la ganga silicosa en el concentrado de magnetita.
- Determinar el efecto de la cantidad dosificada de colector sobre la eliminación de sílice, la recuperación de hierro y la cinética de flotación de la sílice.
- Estudiar las condiciones de flotación para disminuir la pérdida de hierro en las colas de flotación durante la eliminación de sílice.

### **4. Hipótesis**

El presente trabajo presenta la siguiente hipótesis:

- Es posible encontrar un balance conveniente entre el grado de sílice y la recuperación de hierro mediante el control de las propiedades hidrodinámicas del equipo de flotación y la dosificación de colector.

## 5. Antecedentes

### 5.1. Campos magnéticos

Un campo magnético es un área espacial determinada, permeada por líneas invisibles denominadas líneas de campo magnético (Figura 1), que tienen la capacidad de generar cierta influencia magnética en los materiales susceptibles. Las unidades básicas que lo describen son la *intensidad de campo magnético* ( $\mathbf{H}$ ) y la *densidad de flujo magnético* o *inducción magnética* ( $\mathbf{B}$ ) (Stefanita, 2012), ambas son cantidades vectoriales paralelas a las líneas de campo magnético. La intensidad es propia del campo magnético y es independiente del medio o material en el que se encuentra, mientras que la inducción depende tanto de la intensidad  $\mathbf{H}$  como de la permeabilidad magnética del medio  $\mu$  (Ecuación 1). Cabe mencionar que cuando se trata de un campo magnético en el vacío, los términos inducción magnética e intensidad magnética se usan de forma ambigua y que, para fines prácticos, la permeabilidad en el vacío es igual a la permeabilidad del aire.

$$\vec{B} = \mu_0 \vec{H} \quad (1)$$

Siendo  $\mu_0$  la constante de permeabilidad magnética en el vacío.

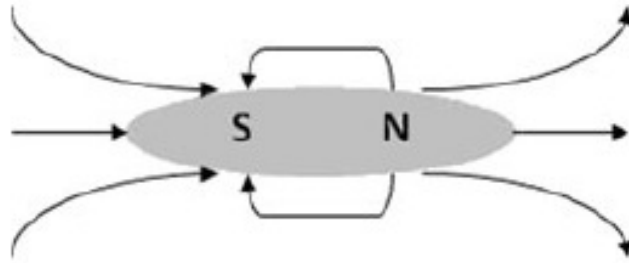


Figura 1. Representación de un campo magnético afuera de un imán o material magnetizado (Stefanita, 2012).

Como puede observarse en la Figura 2.b, la distancia entre líneas de campo disminuye conforme se acercan a un determinado punto (en este caso el polo norte de un imán), es decir que las líneas adquieren una tendencia a converger o divergir según la distancia de dicho punto y por lo tanto la magnitud de la inducción magnética también aumenta o disminuye,

ya que ésta es proporcional a la cantidad de líneas de campo por unidad de área . Éste cambio en la magnitud de la inducción en función de la distancia, se denomina **gradiente magnético** y queda expresado por la siguiente ecuación:

$$\nabla B = \frac{dB}{dl} \tag{2}$$

Donde  $dl$  es una cierta longitud en términos infinitesimales a través de la cual aumenta o disminuye la inducción. Además de campos magnéticos con gradiente (Figura 2b), existen los llamados campos magnéticos homogéneos o uniformes, en los cuales las líneas de campo se mantienen paralelas en todo momento, es decir que no existe tasa de cambio de la inducción en función de la distancia o longitud, entonces el gradiente es igual a cero (Figura 2a).

$$\nabla B = 0 \tag{3}$$

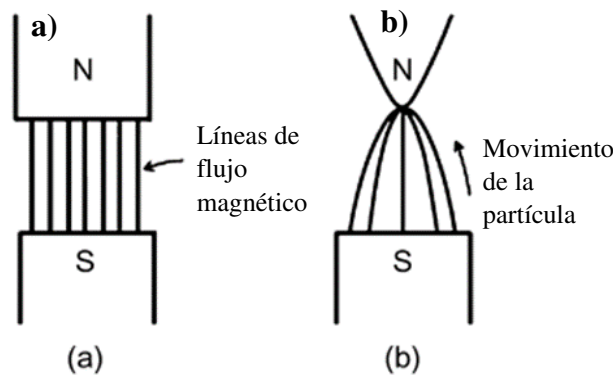


Figura 2. a) Campo de flujo uniforme, b) y flujo convergente generando fuerza sobre una partícula. (Wills, 2016).

## 5.2. Magnetización

Cuando un campo magnético, ya sea con o sin gradiente, es aplicado sobre un material magnético ocurre el fenómeno denominado *magnetización* ( $M$ ), es decir que el material adquiere un campo magnético propio, como consecuencia de la alineación de los momentos magnéticos de sus electrones. La razón por la que no todos los materiales son magnéticos, es



---

que cada electrón tiene a su respectivo par con un spin contrario (con base al principio de exclusión de Pauli), lo que genera otro momento magnético en dirección contraria, que lo anula. Sin embargo, en elementos con orbitales incompletos y electrones *desapareados*, los átomos tienen uno o más momentos magnéticos disponibles para contribuir con el campo magnético neto, una vez que sean alineados por la presencia de un campo externo (Gupta, 2016).

Conforme la intensidad  $\vec{H}$  aumenta, también lo hace el grado de orden de los momentos magnéticos y por lo tanto la magnetización (Ecuación 4), hasta llegar el punto en el que la mayor cantidad posible se ha alineado, alcanzado así la máxima magnetización posible (magnetización de saturación).

$$\vec{M} = k\vec{H} \quad (4)$$

Donde  $k$  es la susceptibilidad magnética, la cual es un indicador de si el mineral es fuertemente magnético, débilmente magnético, no magnético o incluso anti-magnético (Lu, 2015). La susceptibilidad magnética es entonces, la facilidad y la forma con la que un material alinea sus momentos magnéticos ante un campo externo. Si la susceptibilidad del material es alta, la intensidad de campo necesaria para magnetizarlo hasta cierto punto será baja y viceversa. Cabe mencionar que existen materiales como los diamagnéticos que tienen susceptibilidad negativa y por lo tanto una magnetización negativa también. Una vez que el material está magnetizado, tendrá la capacidad de alterar o distorsionar el mismo campo externo que lo mantiene magnetizado (Figura 3). La magnetización además de indicar como responde un material ante un campo magnético, también es una medida de como el material distorsiona dicho campo (Gupta, 2016).

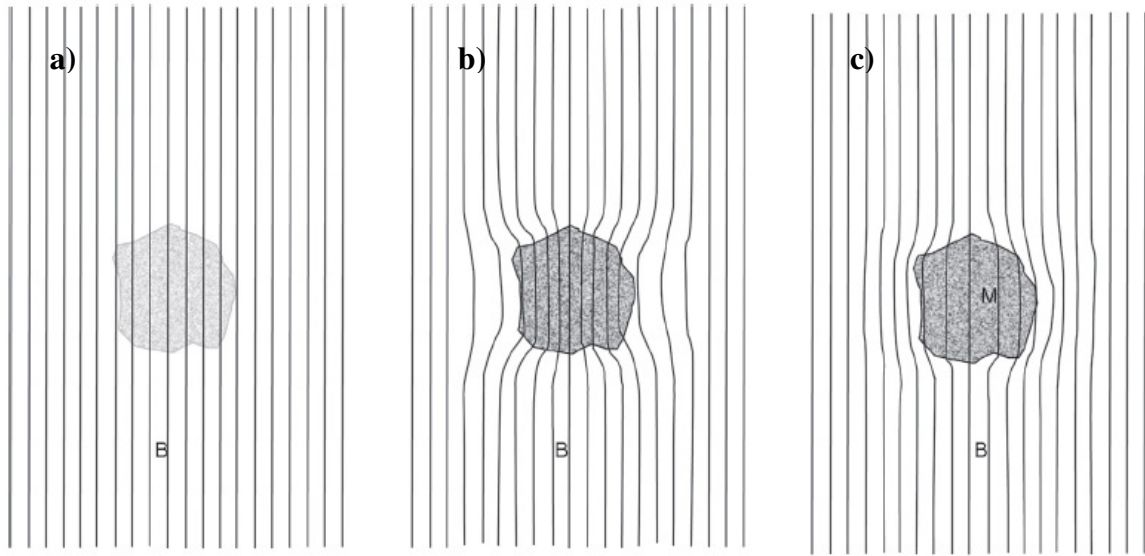


Figura 3. Distorsión de un campo magnético en presencia de un cuerpo externo. a) Espacio libre, b) Partícula paramagnética, c) partícula diamagnética (Gupta, 2016).

La inducción magnética total en un medio está determinada tanto por la intensidad del campo como de la magnetización de dicho medio, ya sea una aleación, mineral, ferrofluido, etc. Por ejemplo, en la Figura 3.a, la inducción total dependerá solamente de la intensidad de campo y de la permeabilidad magnética en el vacío. Mientras que en la Figura 3.b y c, la inducción depende también de la magnetización del material permeado por el campo. Lo anterior se expresa matemáticamente de la siguiente forma:

$$\vec{B} = \mu_0(\vec{H} + \vec{M}) \quad (5)$$

A partir de la ecuación 4 y 5 se obtiene:

$$\vec{B} = \mu\vec{H} \quad (6)$$

En donde  $\mu$  es la permeabilidad magnética de un medio diferente al vacío (nótese la ausencia del subíndice cero).

### 5.3. Tipos de materiales magnéticos

Todos los materiales sufren cierta influencia por los campos magnéticos, a pesar de que en algunos es a penas detectable (Wills, 2016). Dentro de la amplia cantidad de clasificaciones

que existen para los materiales, existe una basada en sus propiedades magnéticas. Con base en la forma en la que los momentos magnéticos de los electrones responden ante un campo magnético y al momento resultante después de la anulación consecutiva de los momentos con dirección opuestas. La Figura 4 muestra un esquema de las diferentes formas de alineación de los momentos magnéticos. De acuerdo con lo comentado, los materiales se pueden clasificar en:

1. Paramagnéticos
2. Ferromagnéticos
3. Antiferromagnéticos
4. Ferrimagnéticos
5. Diamagnéticos

El comportamiento de los momentos magnéticos afecta la magnitud de la susceptibilidad magnética y por consecuencia en su magnetización. Dentro de un contexto de procesamiento de minerales, esta clasificación puede reagruparse de acuerdo con los materiales recuperables por separación magnética, los cuales son: Ferromagnéticos, ferrimagnéticos y paramagnéticos de alta susceptibilidad, y los no recuperables que son: diamagnéticos, antiferromagnéticos y paramagnéticos de baja susceptibilidad.

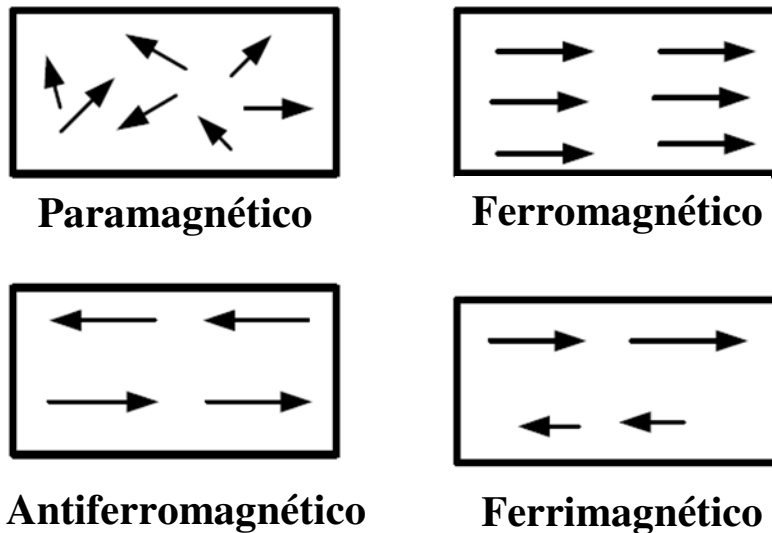


Figura 4. Diagrama esquemático de la alineación de los momentos magnéticos (Svoboda, 2009).

Los minerales paramagnéticos se caracterizan por tener susceptibilidades positivas muy bajas, esto es, en órdenes de magnitud de  $10^{-9}$  m<sup>3</sup>/Kg por lo que exhiben una pobre magnetización. En estos materiales, los átomos tienen momentos magnéticos permanentes intrínsecos que ocurren en bajas concentraciones. Esto explica sus bajas susceptibilidades, aunado a las vibraciones térmicas que rotan dichos momentos en dirección aleatorias (Svoboda, 2009). La Tabla I muestra las susceptibilidades de algunos de los minerales más comunes.

Tabla I. Susceptibilidad magnética específica de minerales paramagnéticos (Svoboda, 2009).

Mineral	Formula química	Susceptibilidad magnética específica $1 \times 10^{-9} \text{ m}^3/\text{Kg}$
Hematita	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	250-3800
Siderita	$\text{FeCO}_3$	350-1500
Goethita	$\text{FeOOH}$	250-400
Ilmenita	$\text{FeTiO}_3$	200-1500
Limonita	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	100-400

Por otro lado, los ferromagnéticos son comúnmente conocidos como materiales magnéticos, ya que son fácilmente identificados mediante una prueba sencilla con un imán permanente. Dentro de éstos se encuentran minerales como: magnetita, algunas pirrotinas, cobaltita, cromita, titanomagnetitas y algunos metales de tierras raras (Gupta, 2016). Además, son conocidos por tener altas susceptibilidades magnéticas y por lo tanto una relativa facilidad para ser magnetizados. Este hecho es determinado por la cantidad de electrones desapareados que se alinean y contribuyen a la magnetización total del material, además de la influencia que tienen éstos en los electrones de átomos vecinos, alineando sus spins y generando una magnetización espontánea de regiones delimitadas denominada dominios magnéticos (Figura 5. a y b). Estos minerales están constituidos por una cantidad innumerable de estos dominios, los cuales poseen su propio momento magnético como resultado de la suma de los momentos magnéticos individuales de los electrones de los átomos que lo constituyen. Como puede observarse en la Figura 5.a, la dirección del momento magnético de cada dominio es diferente al de su vecino, lo que resulta en una magnetización total igual a cero. Cuando un campo magnético externo está en contacto, los dominios magnéticos se alinean y el material se magnetiza, en este punto el material se comporta de forma análoga a un imán.

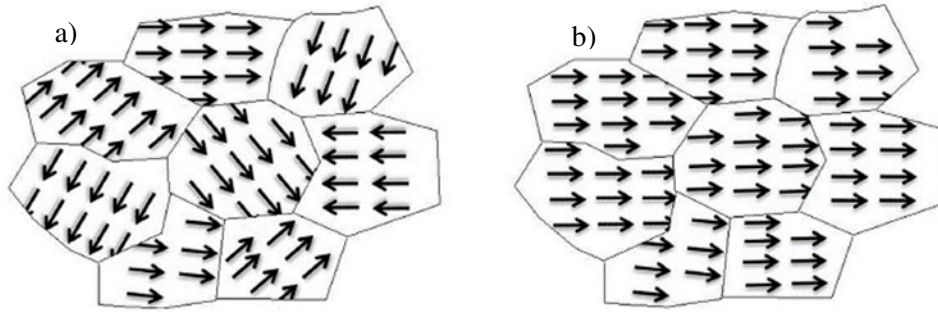


Figura 5. Alineación de los momentos magnéticos dentro de sus dominios. a) En Magnetita, b) En un imán (Gupta, 2016).

Conforme aumenta la intensidad del campo externo, también lo hace el grado de orden de los dominios y con ello la magnetización (Ecuación 4), hasta llegar al punto en el que todos los dominios disponibles se han alineado. Después de este punto,  $M$  no aumenta, a pesar de que la intensidad del campo externo si lo haga, a este punto se le llama *magnetización de saturación* ( $M_s$ ). Cuando el campo magnético externo es retirado, la magnetización no desaparece por completo, sino que permanece durante un determinado tiempo. A esto se le conoce como como remanencia magnética (Gupta, 2016).

La magnetización de estos materiales depende tanto de la intensidad del campo aplicado, como de la forma de partícula y del *historial magnético del material* (Svoboda, 2009), es decir las condiciones magnéticas a las que ha sido sometido con anterioridad. Este proceso es representado en la Figura 6 y es llamada curva de histéresis.

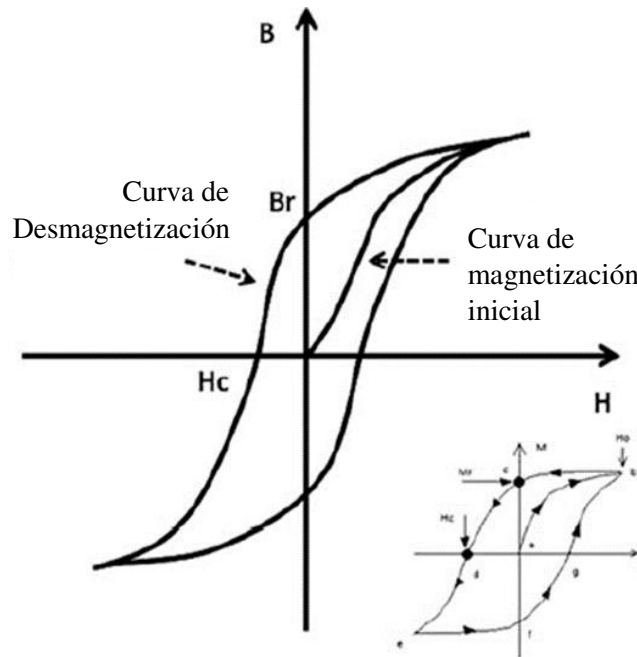


Figura 6. Curva de histéresis que incluye la curva de magnetización inicial, también mostrada como campo coercitivo  $H_c$  y la densidad de flujo magnético remanente  $B_r$ . Una curva de histéresis puede ser obtenida graficando el campo magnético  $B$  contra la intensidad magnética  $H$ , o graficando la magnetización contra la intensidad magnética del campo aplicado (Stefanita, 2012).

La curva de histéresis es comúnmente usada para caracterizar los materiales y minerales magnéticos. A partir de ella se determinan la susceptibilidad magnética o bien la permeabilidad magnética (dependiendo de si lo que se grafica en el eje vertical es  $B$  o  $M$ ), la magnetización de saturación y la remanencia magnética, entre otras. A diferencia de los materiales diamagnéticos y paramagnéticos, la susceptibilidad de los ferromagnéticos no es constante y por ende la permeabilidad tampoco. Éstas dependen de la intensidad de campo, por lo que no pueden expresarse mediante un sólo dato puntual, a menos que éste sea acompañado de las condiciones exactas en las que se encuentra. Sin embargo, cuando es necesario caracterizarlos mediante un solo dato, puede usarse la permeabilidad inicial  $\mu_i$  (parte inicial de la curva de histéresis con un comportamiento lineal) y/o la máxima  $\mu_{max}$  (Parte de la curva en donde la pendiente es mayor) (Figura 7).

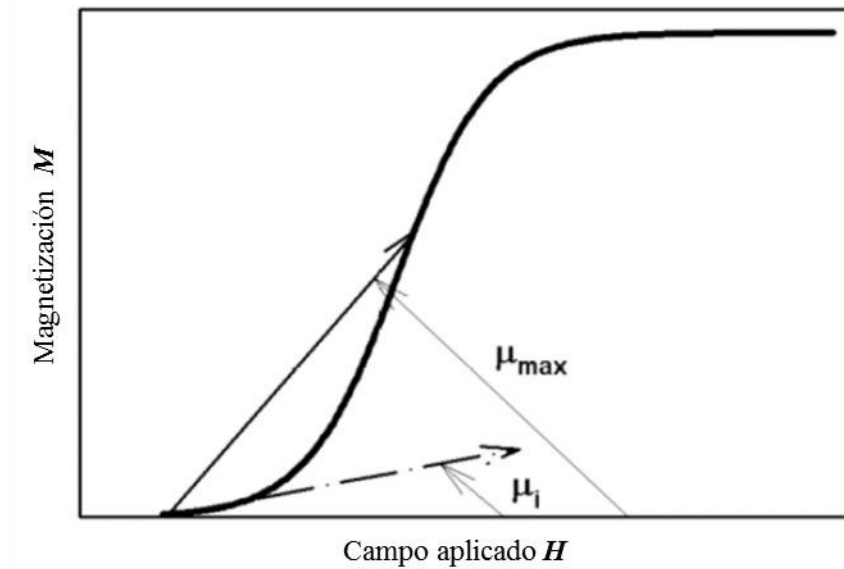


Figura 7. La curva de magnetización inicial y las permeabilidades magnéticas de un material ferromagnético (Svoboda, 2009).

Además de los tipos de materiales anteriores, existen los materiales Diamagnéticos. Cuando estos materiales se encuentran en presencia de un campo magnético, son repelidos hacia el punto en donde éste tiene menor intensidad (Wills, 2016), lo cual es confirmado mediante la ecuación 7. Debido a que la fuerza actuante sobre la partícula adquiere signo negativo al ser la susceptibilidad de estos materiales también negativa. El diamagnetismo es del tipo débil. Esto se debe a que al magnetizarse el material se induce un momento magnético extra (Svoboda, 2009). Sin embargo, de acuerdo con la ley de Lanz, dicho momento magnético es en sentido opuesto al campo aplicado, provocando la repulsión. La Tabla II muestra la susceptibilidad de algunos de los minerales diamagnéticos.



Tabla II. Susceptibilidades magnéticas de masa de materiales diamagnéticos clasificados (Svoboda, 2009).

Mineral	Formula química	Susceptibilidad magnética específica $1 \times 10^{-9}$ $m^3/Kg$
Cuarzo	$SiO_2$	-6.0
Calcita	$CaCO_3$	-4.8
Esfalerita	$ZnS$	-3.2
Galena	$PbS$	-4.4
Barita	$BaSO_4$	-3.8
Magnesita	$MgCO_3$	-6.4
Fluorita	$CaF_2$	-7.9

Los materiales antiferromagnéticos se caracterizan por tener susceptibilidad baja, por lo que usualmente son clasificados como paramagnéticos. De hecho, originalmente, se pensó que se trataba de una clase de paramagnetismo anómalo (Svoboda, 2009). Su origen en el material se da debido a arreglos ordenados de espines alienados de forma antiparalela en subredes de tal forma que no adquiere una magnetización espontánea neta (Stefanita, 2009) como se muestra esquemáticamente en la Figura 4. El antiferromagnetismo ocurre en la mayoría de los óxidos de metales de transición como los óxidos de manganeso, cobalto y níquel.

El ferrimagnetismo podría considerarse similar tanto al ferromagnetismo como al antiferromagnetismo, debido a que los momentos magnéticos están ordenados en un sentido antiparalelo, sin embargo, la suma de éstos en un sentido es mayor (Svoboda, 2004), culminando en una magnetización espontánea total positiva. Esto último es la razón genera propiedades similares a las de los ferromagnetos.

#### 5.4. Fuerzas involucradas en la separación magnética

La eficiencia con la que una partícula magnética puede ser separada del resto depende de la competencia entre todas las fuerzas involucradas en el sistema. Svoboda (2004), expone que dichas fuerzas son: la fuerza magnética, fuerza gravitacional, inercial, hidrodinámica y centrífuga. La importancia de cada una de estas fuerzas se pondera en función del tipo de separador y el tipo de material magnético. En los separadores magnéticos con gradiente de campo, se obtenga una separación exitosa, la fuerza magnética debe ser mayor que las fuerzas de competencia. Sin embargo, cuando un campo magnético demasiado intenso es aplicado, la selectividad del proceso será menor, ya que no habría distinción entre las especies magnetizables con diferentes valores de susceptibilidad magnética, además de generar entrapamiento de la especie no-magnética (arrastre de partículas diamagnéticas entre flóculos de partículas magnéticas). La alta selectividad puede ser alcanzada cuando las fuerzas magnéticas y de competencia son comparables en magnitud.

#### 5.5. Fuerza magnética sobre partículas magnéticas

Cuando una partícula magnética está en presencia de un campo magnético con gradiente, se genera una fuerza sobre la misma. Dicha fuerza se sitúa en dirección hacia el punto de mayor inducción magnética, es decir en la misma dirección del gradiente (Figura 2. a) Campo de flujo uniforme, b) y flujo convergente generando fuerza sobre una partícula. (Wills, 2016). Svoboda (2004) expresa la fuerza magnética ejercida sobre una partícula magnética de la siguiente forma:

$$f_m = \mu_0(x_p - x_f)m_p B \nabla B \quad (7)$$

Donde  $x_p$  y  $x_f$  son las susceptibilidades de la partícula y del fluido respectivamente, y  $m_p$  la masa de dicha partícula. Como puede observarse en la ecuación 7, la fuerza magnética es proporcional a la intensidad de campo magnético, al gradiente y a la masa de la partícula. Esto último significa que las partículas pequeñas sufren una menor atracción, por lo que tienen menor probabilidad de ser recuperadas en las operaciones de separación magnética. Por otro lado, la intensidad y gradiente aumentan la fuerza ejercida, por lo que un aumento en el campo y/o gradiente puede compensar la poca masa de la partícula. Otro parámetro que

---

influye directamente en la fuerza magnética a tomar en cuenta es la susceptibilidad magnética, ya que tiene gran relevancia en el diseño y dimensionamiento de equipos de separación magnética, dado que, para generar una misma fuerza, un material con susceptibilidad baja requiere mayor intensidad de campo y/o gradiente, que uno con susceptibilidad alta.

### **5.6. Separación magnética**

Los procesos de separación de cualquier tipo se basan en la diferencia en las propiedades del material deseado y de la ganga o impurezas. La base de la separación magnética es la diferencia en la susceptibilidad magnética. Con base en esto, la mayoría de los separadores magnéticos funcionan generando una atracción hacia un cierto punto en el que el material es separado del resto. Sin embargo, los mecanismos de separación no se limitan sólo a esto, como es el caso de los separadores magnéticos de columna. Los separadores magnéticos industriales son principalmente de naturaleza continua, es decir que la separación de las partículas se da mediante el paso de un flujo continuo a través del campo magnético. Svoboda (2009) propone varias clasificaciones para estos equipos con base a diversos aspectos. Dentro de la clasificación en base a la magnitud del campo magnético y su gradiente se encuentran: Los separadores magnéticos de baja intensidad, separadores magnéticos de alta intensidad, separadores magnéticos de alto gradiente.

Los separadores magnéticos de baja intensidad utilizan intensidades menores a 0.3T (Wills, 2016) puesto que son usados en materiales ferromagnéticos y paramagnéticos de alta susceptibilidad. Existe una su clasificación para estos separadores que los divide en proceso en húmedo y en seco. Dentro de los separadores en húmedo se encuentran los separadores de tambor magnético permanente, de columna magnética, espesadores magnéticos y el disco magnético agotativo (Lu, 2015).

El equipo más importante para la concentración de magnetita es el separador de tambor magnético permanente. Éste es usado para separar material ferromagnético de una pulpa alimentada, aunque puede ser usado también, como se mencionó anteriormente, con materiales paramagnéticos de alta susceptibilidad. La intensidad magnética puede ir desde 0.1 hasta 0.4 T o incluso hasta 0.8 T (Lu, 2015) para materiales con menores

---

susceptibilidades. Existen varios tipos de separadores de tambor y sus diferencias radican en el diseño del tanque de separación, el cual puede ser: concurrente, de contracorriente y de contra-rotación, estas diferentes configuraciones influyen en aspectos como la recuperación, tamaño de partícula recomendado de alimentación, concentración del material de alimentación, grado del concentrado, entre otros (Svoboda, 2004). A pesar de esto, todos los separadores trabajan bajo el mismo principio. La siguiente figura muestra sus partes principales.

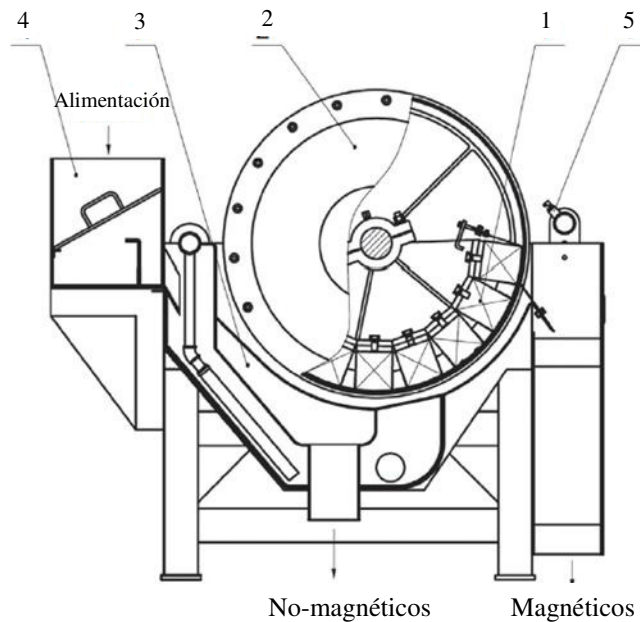


Figura 8. Separador magnético de tambor. (1) Sistema de imanes permanentes, (2) tambor rotatorio, (3) tanque de separación, (4) chute de alimentación y (5) tubería de enjuague (Lu, 2015).

Su principio de funcionamiento comienza en el chute de alimentación, en donde la pulpa es recibida. Posteriormente, la pulpa fluye hasta el tanque de separación. En este punto todo el material magnético es atraído hacia el tambor rotatorio debido al sistema de imanes permanentes situado en su interior, mientras la ganga es arrastrada hacia el bajo flujo por las fuerzas hidrodinámica y gravitacional (Lu, 2015). El material adherido al tambor rota junto con él, hasta llegar a la descarga de concentrado, en donde el material es fácilmente separado

---

del tambor puesto que a esa altura el campo magnético es nulo. Mientras tanto, el agua de lavado separa material no-magnético atrapado en la superficie del tambor.

Uno de los mayores obstáculos en la producción de concentrados con este equipo es la disminución de impurezas en las últimas etapas de separación, es decir cuando éstas alcanzan grados relativamente bajos (12% de sílice, por ejemplo), necesitando alrededor de 2-3 etapas de concentración (cada una compuesta por tres tambores magnéticos) para bajar el grado de sílice hasta un valor de entre 2 y 3%. Cabe mencionar que cada tambor tiene un consumo eléctrico de 125 Watts/h/ton y un consumo de agua de 1.5 m<sup>3</sup>/h/ton (Corona-Arroyo, 2015) por lo que, en un contexto económico, técnico y ambiental, la cantidad necesaria de tambores puede llegar a ser poco viable, ya que el esfuerzo es alto en contraste con la baja cantidad de impurezas eliminadas.

La dificultad de la eliminación de impurezas es causada por dos mecanismos principales: la asociación mineralógica y el atrapamiento<sup>1</sup>. Este último es básicamente la captura del material no-magnético dentro de las partículas aglomeradas del material magnético. La consecuencia es la presencia de impurezas en el concentrado. El atrapamiento tiene lugar un instante antes de que el material se adhiera al tambor, cuando el material magnético está en la proximidad del campo. En este punto ocurre una floculación o aglomeración del material como resultado de su magnetización. Cuando las partículas magnéticas comienzan a acercarse unas a otra como resultado de la magnetización, las partículas no-magnéticas que se hallan entre ellas, quedan atrapadas durante la conformación del floculo y posteriormente se adhieren al tambor. La cantidad de material atrapado aumenta conforme aumenta la intensidad de campo magnético puesto que los flóculos comienzan a generarse desde una mayor distancia, además de que su tamaño y rigidez aumentan. La Figura 9, muestra la disminución del grado de Fe en el concentrado por la presencia de impurezas y la recuperación de Fe, ambos en función del campo magnético.

<sup>1</sup> ENTRAMPAMIENTO: Cuando las partículas magnéticas caen bajo la influencia de un campo magnético, se atraen entre sí, formando agregados y atrapando las partículas no-magnéticas que se cruzan o encuentran cerca.

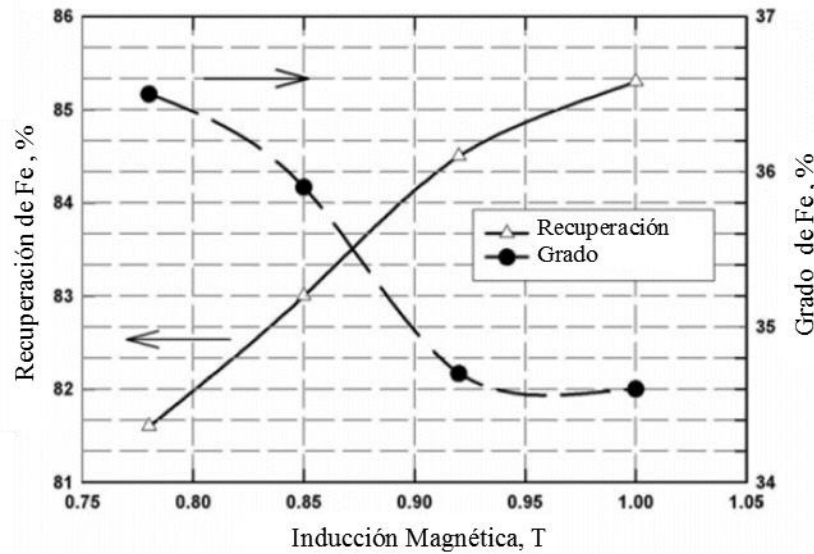


Figura 9. Beneficio del mineral hierro de Anshán (China) mediante separadores de alto gradiente magnetico (Svoboda, 2004).

A pesar de que la recuperación puede llegar a magnitudes convenientes, el grado es igualmente importante, por lo que la magnitud de la intensidad del campo debe ser seleccionada de forma que ambos parámetros queden simultáneamente optimizados. El problema aparece cuando a recuperaciones que se encuentran justo en el margen de la viabilidad económica, no se consigue el grado mínimo requerido. Por ésta y otras razones, la flotación después de las últimas etapas se ha vuelto una práctica que es cada vez más común.

### 5.7. Flotación de minerales de hierro

La flotación, ya sea en independiente o en combinación con los separadores magnéticos de tambor, se ha consolidado como un método eficiente para separar impurezas de los minerales de hierro, siendo la sílice la más importante debido a su mayor presencia. Dada su capacidad de manejar un rango más amplio y fino de partículas, y su mayor selectividad (Lu, 2015) su aplicación es vista como una herramienta para el enriquecimiento de concentrados de minerales de hierro. Una amplia gama de estudios se han realizado para optimizar el proceso; los aspectos que han cobrado mayor interés son: la búsqueda de mejores colectores, reactivos y técnicas para la activación de las impurezas, y tipos de depresores. La mayoría de estas

---

investigaciones se han enfocado en la flotación catiónica inversa y aniónica inversa, siendo la primera la más usada (Araujo et al., 2004; Ma et al., 2011).

En la flotación catiónica inversa (flotación con colectores catiónicos) de sílice, los colectores universalmente usados son las alquilaminas no-sustituidas y compuestos de amonio cuaternario, siendo su adsorción de carácter físico (Leja, 1982). En ésta, la activación de la sílice no es necesaria debido a que su carga eléctrica superficial es negativa dentro de los rangos de pH generalmente usados. Cabe resaltar que dentro de estos rangos el potencial Z de los minerales de hierro (hematita, magnetita, goethita, entre otros) también es negativo, por lo que la adición de un depresor es necesaria, siendo los más comunes: almidón, dextrina y ácido húmico (Xia et al., 2009; Araujo et al., 2004). La ventaja más destacable encontrada en la flotación catiónica es su mayor cinética de flotación, razón por la que ha sido tan utilizada. Sin embargo, este rendimiento es opacado por el alto costo del colector y por las pérdidas de hierro durante la etapa de deslame, la cual es esencial en la flotación catiónica (Ma et al., 2011). Otra desventaja relacionada con el uso de aminas es su relativa toxicidad, por lo que su uso ha comenzado a ser restringido por las autoridades ambientales en algunos países. Tal es el caso de la Mina de Magnetita Sydvaranger en Noruega (2014), en donde a pesar de ser preferida la flotación con aminas, se realizaron estudios para evaluar la factibilidad de la flotación aniónica con ácidos grasos.

Para que la flotación aniónica pueda ser posible, se requiere la activación de la superficie de la sílice, de forma que la carga de sus partículas se vuelva positiva, generalmente agregando iones  $\text{Ca}^{2+}$ , bajo las condiciones adecuadas, se hidrolizan para formar iones  $\text{CaOH}^+$ , los cuales son responsables de la carga en la superficie (Fuerstenau y Palmer, 1976). De esta forma se consigue que la partícula y el colector aniónico tengan cargas opuestas, posibilitando la adsorción. Dado que la activación no es selectiva, el uso de depresores es necesario. Los mismos depresores son usados tanto para la flotación catiónica como para la aniónica. Los colectores aniónicos más usados son los ácidos grasos. Su ventaja radica en su bajo costo, dada su alta disponibilidad como subproducto de la industria de la madera y el papel (Lu, 2015; Wasson et al., 1963). Otra ventaja es su menor sensibilidad a las lamas, por lo que una etapa previa de deslame no es esencial (Houot, 1983), a menos que el contenido

---

de lamas sea alto (Ma et al., 2011). En cuanto a la selectividad, Ma et al. (2011) reportaron mejores resultados en partículas finas, al obtener mayor flotación de sílice y menor pérdida de hierro en las fracciones menores a 50  $\mu\text{m}$ . Sin embargo, como ya es sabido para la flotación aniónica, la cinética en general fue aún menor debido a que se obtuvo una menor cantidad de partículas gruesas de sílice flotadas.

Además de los esfuerzos por mejorar el rendimiento de la flotación (ya sea catiónica o aniónica) mediante sus mecanismos químicos, una amplia cantidad de investigaciones se ha realizado para estudiar la influencia de las condiciones hidrodinámicas de los equipos de flotación, encontrando una fuerte relación con la eficiencia de flotación y llegando a la conclusión de que la dispersión del aire es uno de los aspectos más importantes. Los parámetros que componen la dispersión de aire son: Velocidad superficial del gas ( $J_g$ ), aire retenido ( $\epsilon_g$ ), tamaño de burbuja expresado mediante el diámetro Sauter ( $D_{32}$ ) y el parámetro derivado de estos, el flujo de área superficial de burbujas ( $S_b$ ) (Wills, 20016).

El  $J_g$  describe la cantidad de aire suministrado a la celda o columna por unidad de área transversal, de forma que pueda ser comparado entre celdas de diferentes tipos y tamaños. La metodología más sencilla para su medición en celdas de laboratorio es mediante un flujómetro y la medición del área transversal de dicha celda. Este parámetro queda expresado por la siguiente ecuación:

$$J_g = \frac{Q_g}{A_c} \quad (8)$$

Donde de  $Q_g$  es el flujo volumétrico de aire y  $A_c$  es el área transversal de la celda o columna. La influencia de este parámetro sobre la cinética de flotación fue estudiada por Gorain et al. (1997), en donde a pesar de tener una correlación baja, se percibe una tendencia de aumento de la cinética en función del  $J_g$  (Figura 10).



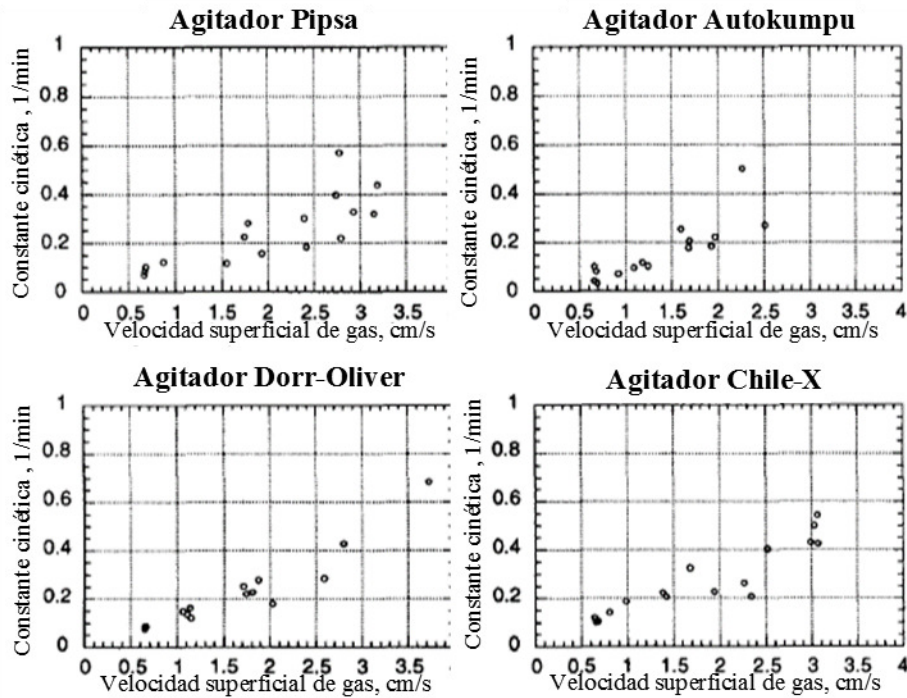


Figura 10. Cinética de flotación en función del  $J_g$  para cuatro diferentes tipos de agitadores, cada uno bajo 16 diferentes condiciones de operación (Gorain et al., 1997).

Además de influir sobre la eficiencia de flotación, el  $J_g$  influye también sobre los otros parámetros de dispersión. La Figura 11 muestra el efecto del  $J_g$  sobre el tamaño de burbuja expresado como  $D_{32}$ . La ecuación 9 define el  $D_{32}$ :

$$D_{32} = \frac{\sum d_i^3}{\sum d_i^2} \tag{9}$$

En donde  $d_i$  representa la  $i$ -ésima burbuja, esta ecuación representa una relación volumen-área el cual se ha establecido como la mejor manera de representar el tamaño de burbuja. El uso de una sola medida puntual se debe a que resulta más sencillo que manejar la distribución completa y aun así funciona como una referencia confiable puesto que expresa la misma cantidad de área superficial por volumen que dicha distribución (Wills, 2016). En la Figura 11 se observa un pequeño incremento del  $D_{32}$  con el incremento de  $J_g$ , estableciendo que el

$J_g$  puede generar un cambio en el tamaño de burbuja, tal como lo genera la concentración de espumante (siempre que sea menor a la concentración crítica de coalescencia).

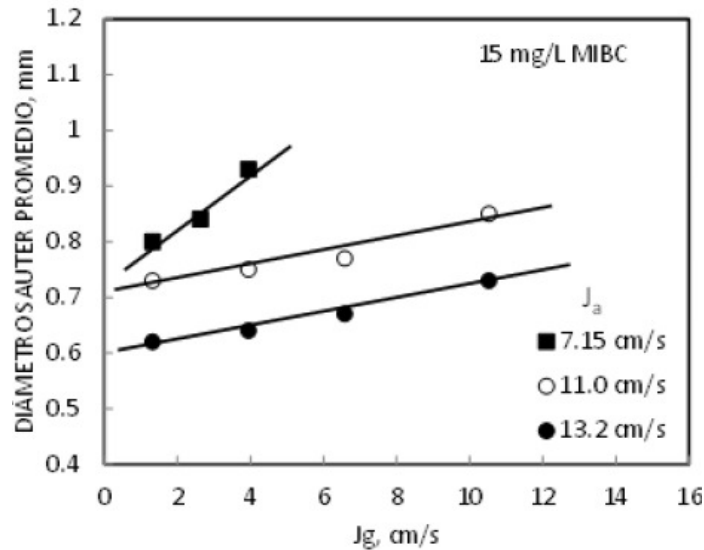


Figura 11. Diámetro Sauter promedio como una función del  $J_a$  a una concentración de 15mg/L de espumante MIBC a tres valores diferentes de  $J_a$  (Corona-Arroyo, 2015)

De la misma forma en la que aumenta el tamaño de burbuja con el  $J_g$ , lo hace la cantidad de aire retenido en forma de burbujas en la mezcla aire-pulpa dentro de la celda. Esta cantidad de aire expresada en fracción es denominada como Gas retenido ( $\epsilon$ ). Finch y Dobby (1990) lo definen como la fracción de pulpa desplazada cuando el aire es introducido a la columna. Además, exponen algunas de las metodologías para la medición del gas retenido, siendo la más sencilla la *Determinación por Diferencia de Volúmenes*, la cual brinda un valor promedio de toda la celda. Otras metodologías como la de *Diferencia de Presiones* son útiles para estudiar zonas específicas de la columna.

Como se mencionó anteriormente, el gas retenido se ve incrementado en función del  $J_g$ . La relación  $\epsilon$ -  $J_g$  está constituida mayormente por una zona lineal (Figura 12), caracterizada por un tamaño uniforme de burbujas elevándose a una velocidad uniforme; a un valor mayor de  $J_g$  se pierde la estabilidad de la columna debido a la formación de burbujas grandes que se

elevan rápidamente, desplazando las partículas y burbujas pequeñas hacia abajo (Finch y Dobby, 1990). La influencia del gas retenido sobre la eficiencia de flotación es similar a la influencia del  $J_g$ , donde se establece que un mayor valor de aire retenido favorece la flotación.

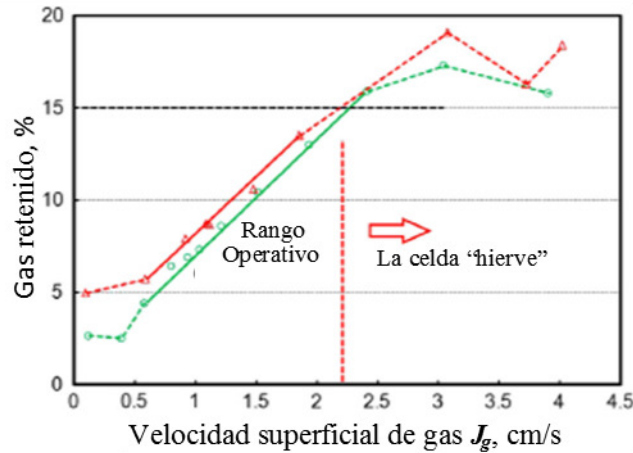


Figura 12. Gas retenido como una función de la velocidad superficial de gas mostrando el rango operativo de la celda (Dahlke et al. 2005).

Como se ha mencionado, los parámetros de dispersión  $J_g$ ,  $\epsilon_g$  y  $D_{32}$  no muestran una buena correlación cuando son graficados contra la eficiencia de flotación. Sin embargo, cuando de éstos se deriva el  $S_b$  se obtiene una clara relación lineal (Gorain et al., 1997) y una mejor correlación. Este parámetro  $S_b$  expresa la cantidad de área superficial de burbujas por unidad de tiempo por unidad de área transversal de la celda (Wills, 2016). En términos más sencillos, indica la cantidad de superficie disponible para la colección de partículas. El  $S_b$  se determina a partir de la velocidad superficial de gas y del diámetro de burbuja como se muestra en la siguiente ecuación:

$$S_b = \frac{6J_g}{d_{32}} \quad (10)$$

Gorain et al. (1997) reportó la relación cinética- $S_b$  diferentes agitadores en una celda de flotación mostrando que esta relación se vuelve evidente y es independiente del tipo de agitador (Figura 13). La relación encontrada fue lineal y todos los agitadores presentaron la

misma pendiente (Figura 14). Esto implica que diferentes tipos de celdas pueden operar bajo la misma eficiencia si se manipulan para generar el mismo  $S_b$ .

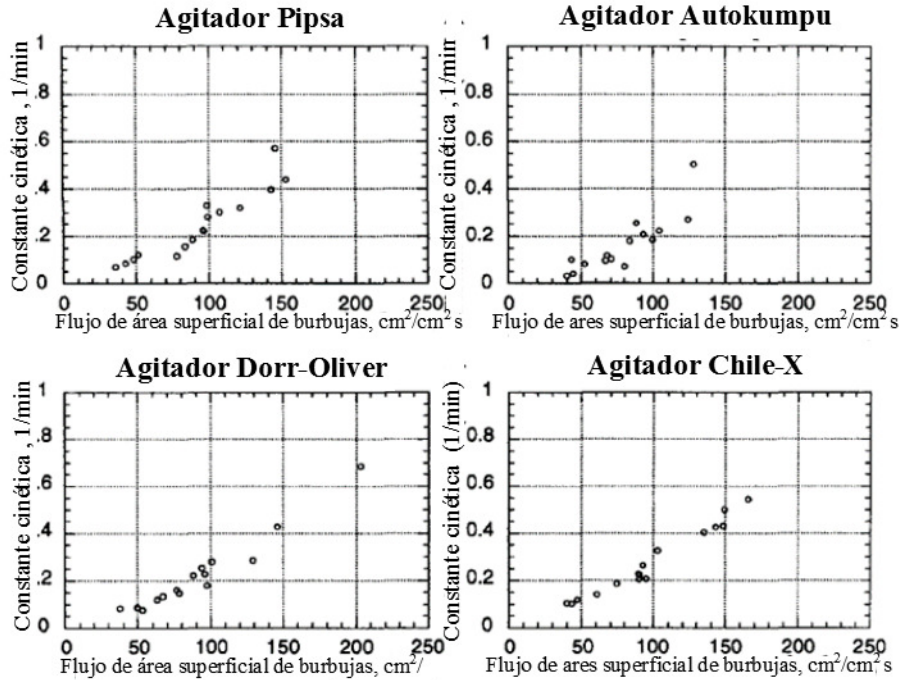


Figura 13. Variación de las constantes de flotación con el  $S_b$  para cuatro tipos de agitadores, cada uno bajo 16 diferentes condiciones operativas (Gorain et al., 1997).

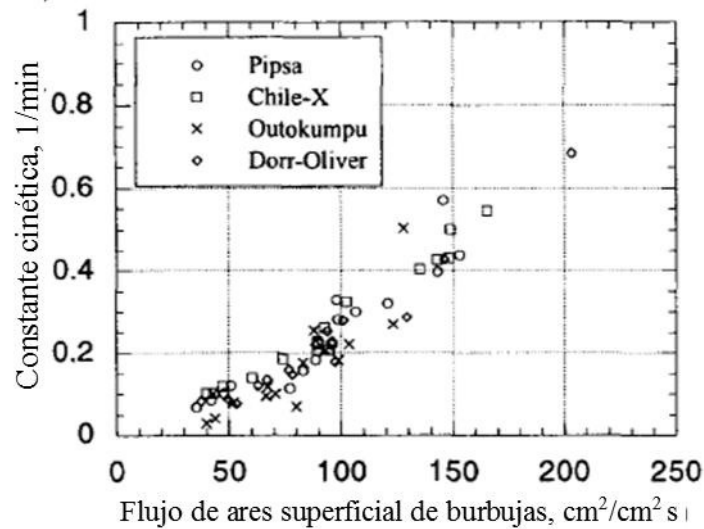


Figura 14. Variación de las constantes de flotación con el  $S_b$  para cuatro tipos de agitadores, cada uno bajo 16 diferentes condiciones operativas graficas en los mismos ejes (Gorain et al., 1997).

Los hallazgos de Gorain et al. (1996) enfatizan la influencia de los parámetros de dispersión de aire sobre la eficiencia de flotación y explica por qué las celdas que operan con mayores magnitudes de  $S_b$  y  $\varepsilon_g$  reportan constantes cinéticas más altas. Con base en esto, se puede seleccionar correctamente un equipo de flotación que ofrezca las mejores condiciones para la flotación de sílice de concentrados de hierro, en los cuales la sílice se encuentre en pequeñas cantidades y en la mayoría de las ocasiones en tamaños de partícula finos. En este contexto, la selección más conveniente es una celda capaz de operar con  $J_g$  y  $\varepsilon_g$  altos y por consecuencia un mayor  $S_b$ , de esta forma la probabilidad de flotación se incrementa. Otra característica para aumentar dicha probabilidad es la aplicación de un  $D_{32}$  bajo, en caso de que la flotación sea de minerales finos. Los equipos de flotación que ofrecen las características más destacables en estos aspectos son los equipos Reactor-Separador como las celdas neumáticas y las del tipo Jameson.

### 5.8. Celda Jameson

Es una celda de flotación del tipo neumática (Gupta, 2016) aunque también ha sido clasificada por Wills (2016) dentro de las celdas del tipo Reactor/Separador, las cuales se caracterizan por una zona de mezclado intenso, en donde se da la generación de microburbujas y la colección partícula-burbuja tiene lugar, y una zona inactiva, en donde los agregados burbuja-partícula se separan de la pulpa. La celda Jameson puede ser dividida en tres partes: columna de flujo descendente (Downcomer), zona de pulpa del tanque y zona de espuma del tanque (Harbort et al., 2002). La Figura 15 muestra un esquema de las partes más importantes de la celda.

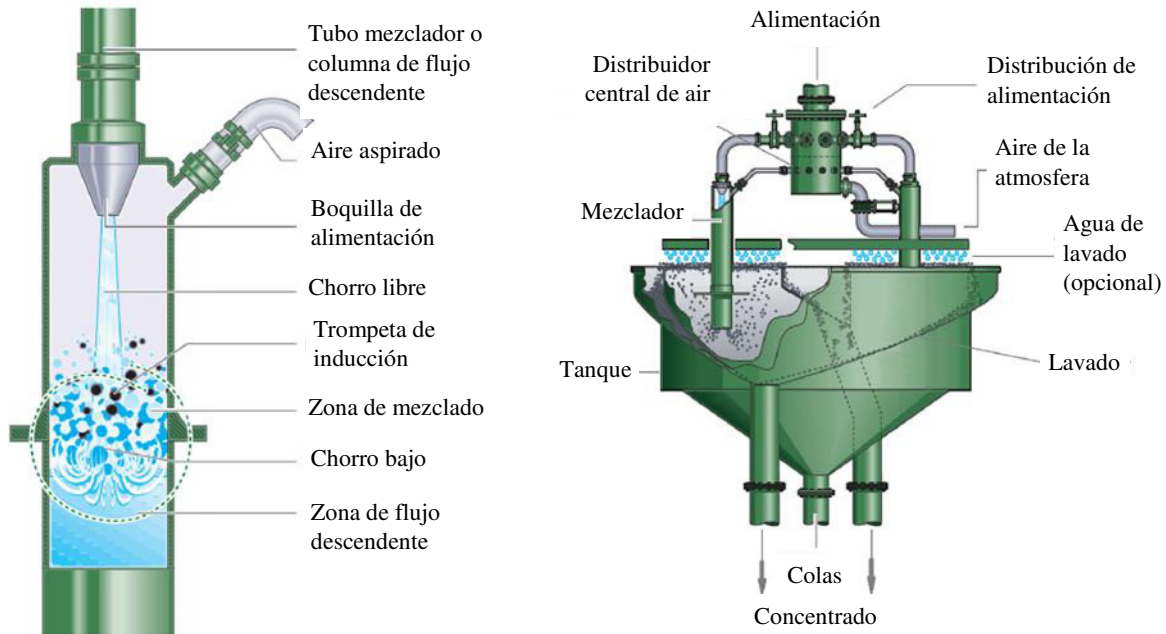


Figura 15. Principios de operación de la celda Jameson (Wills, 2016).

El proceso comienza en el tubo mezclador, con la pulpa fluyendo a presión a través de una boquilla de abertura reducida, de forma que se aumente la velocidad del flujo. De esta forma se genera un chorro de alta velocidad que impacta sobre la superficie de líquido. La presión del impacto genera una depresión en la superficie del líquido, llamada *trompeta de inducción* (Figura 16). El paso del chorro a través de la trompeta de inducción y su periódico colapso arrastran el aire hacia la fase de pulpa (Harbort et al., 2002). Toda la energía cinética del

chorro es transferida al líquido dentro del tubo, generando una zona de mezclado de alta intensidad, la cual abarca toda la zona en la que el chorro se encuentra sumergido. Debajo de esta sección se encuentra la zona de flujo descendente (Figura 16) en donde la turbulencia es menor. Esta zona consiste básicamente en el flujo de la mezcla multi-fase (Harbort et al., 2002) que desemboca en la columna de separación o tanque.

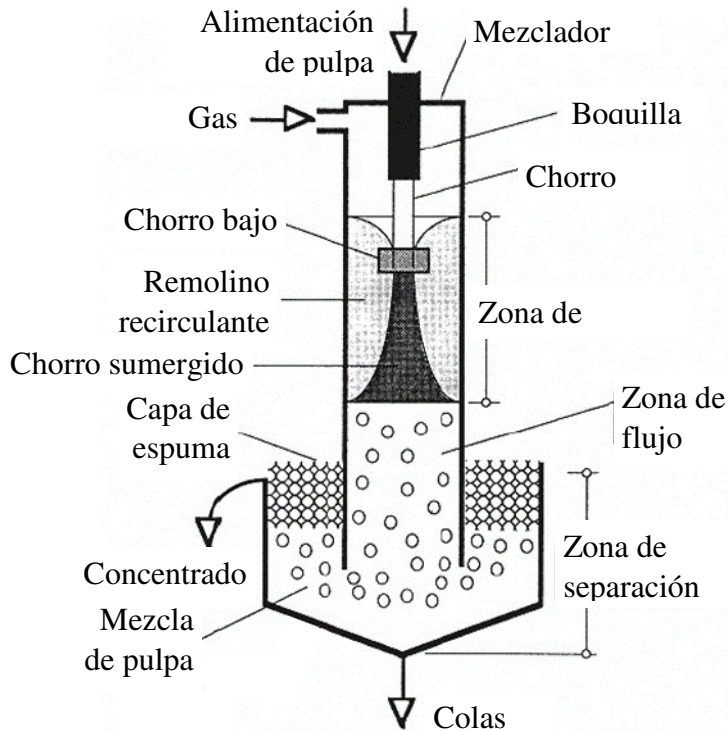


Figura 16. Zonas hidrodinámicas del tubo de flujo descendente (Matis, 1995).

Dentro de la columna de separación, la fase de aire se desplaza hasta la superficie, dando lugar a la zona de espuma y las partículas no colectadas por las burbujas permanecen en la columna.

### 5.9. Flotmagnefloc

El flotmagnefloc es básicamente una celda de flotación tipo Jameson asistida por campos magnéticos homogéneos. Su objetivo es el enriquecimiento de concentrados de minerales magnéticos, principalmente magnetita, mediante la flotación inversa de las impurezas



presentes y la depresión de dicho mineral. Ésta última se logra provocando una floculación magnética a partir de la aplicación un campo homogéneo de muy baja intensidad.

La ventaja del campo homogéneo, es decir con gradiente  $\nabla B$  igual a cero (Ecuación 2), es el hecho de no generar migración de material magnético hacia las paredes de la columna, ya que esto provocaría atascamiento y afectaría el carácter continuo que tiene la celda. A pesar de que el campo no genera migración hacia las paredes, si provoca la floculación por la atracción mutua de las partículas debido a su magnetización. La Figura 17 muestra un esquema del equipo flotmagnefloc.

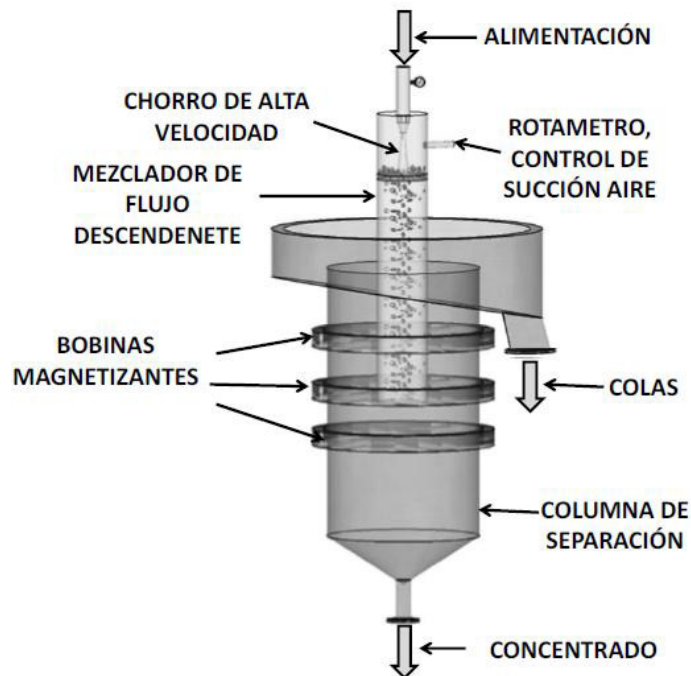


Figura 17. Esquema del Flotmagnefloc (Corona-Arroyo, 2015)

El funcionamiento y mecanismos del Flotmagnefloc son similares a los de la celda Jameson. Sin embargo, en la parte inferior del mezclador de flujo descendente y en la columna de separación, la pulpa entra en contacto con el campo magnético homogéneo y las partículas de magnetita adquieren su propio campo (debido a la magnetización). Una vez magnetizadas éstas se comportan como pequeños imanes individuales, dando lugar a la floculación



magnética, por lo tanto, cuando dos partículas están lo suficientemente cerca como para generar una atracción mutua y posteriormente un acercamiento hasta quedar unidas por las fuerzas de atracción. A esta unión de dos partículas se agregan más de forma consecutiva, hasta conformar un floculo paralelo a las líneas de campo magnético (Figura 18).

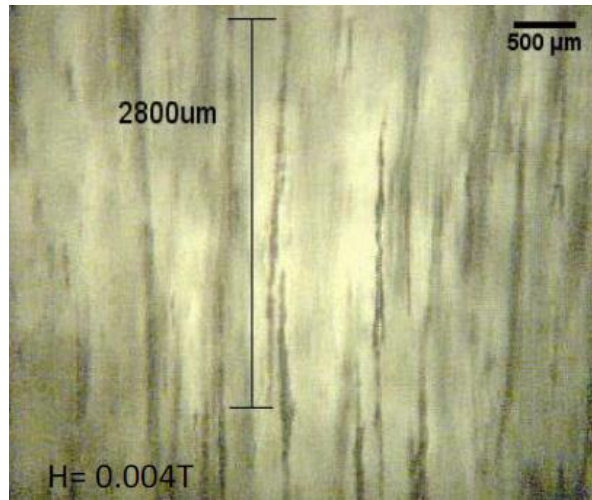


Figura 18. Comportamiento de la pulpa de magnetita dentro de la columna con campo magnético de 0.004T (López-Valdivieso et al., 2018).

La forma y orientación de los flóculos les proporciona un carácter muy hidrodinámico que aumenta su velocidad terminal, además su peso evita la flotación, ya que cuando una burbuja se adhiere a un floculo, su fuerza boyante no es suficiente para arrastrarlo hasta la superficie de la columna de separación (Figura 19), por lo que una de las claves en este equipo es el uso de microburbujas.

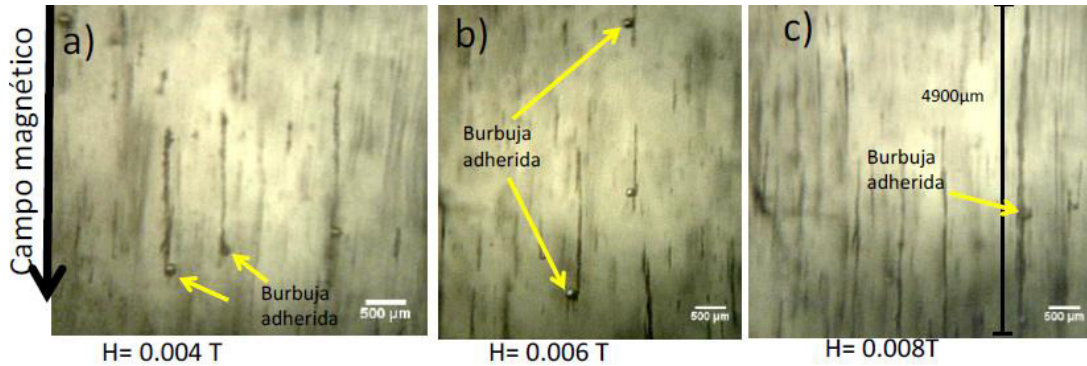


Figura 19. Pulpa de magnetita con una adición de 25g/ton de colector de amina dodecánica cuando se le aplica un campo magnético de a) 0.004T, b) 0.006T y c) 0.008T (López-Valdivieso, 2018).

Por otro lado, las impurezas no-magnéticas son eliminadas mediante flotación verdadera y por arrastre hidrodinámico del líquido (elutriación). Ésta última se consigue con una anchura de cama de espuma mínima, de tal forma que las impurezas son arrastradas hasta el derrame debido al flujo ascendente generado por el incremento en la densidad de pulpa en el fondo de la columna. Dada la relativa complejidad del equipo, existe una mayor cantidad de parámetros operativos que en las celdas convencionales.

Estudios realizados por Corona-Arroyo (2015) evaluaron la influencia de varios parámetros sobre la eliminación de sílice, alcanzando grados de sílice de hasta 2.2 y 1.65% a partir de concentrados de 4.1 y 2.88%, respectivamente. En el caso del concentrado de 4.1%, la disminución en el grado equivale a 3 etapas de tambores magnéticos. Los parámetros estudiados fueron: pH de la pulpa, intensidad de campo, gradiente del campo y dosificación de colector (amina dodecánica), determinando que la cantidad de colector es un factor importante en la eliminación de sílice. La Figura 20 muestra la recuperación de  $\text{SiO}_2$  en colas en función de la adición de colector, donde se observa que la recuperación se incrementa proporcionalmente con la dosificación de colector. Por consecuencia, el grado de sílice en el concentrado disminuye hasta llegar a un grado mínimo de 2.2% (Figura 21).

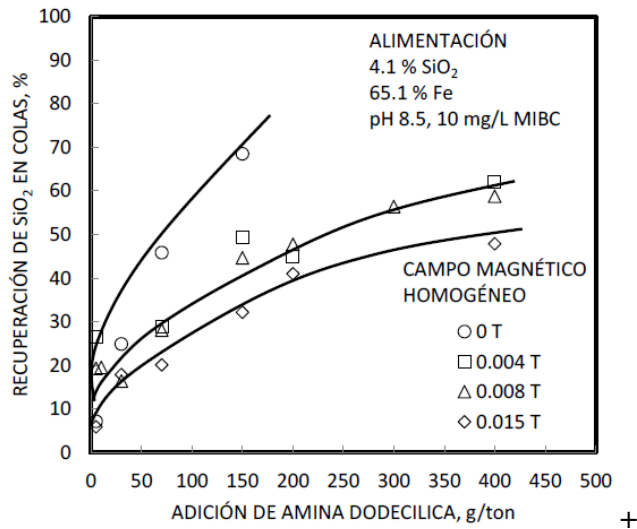


Figura 20. Recuperación de sílice (SiO<sub>2</sub>) en las colas del Flotmagnefloc en función de la adición de amina dodecíllica, a varias intensidades de campo magnético homogéneo en la columna del equipo, pH 8.5, 50g/ton MIBC y sin adición de agua en contracorriente, para concentrado de hierro de alta sílice (Corona-Arroyo, 2015).

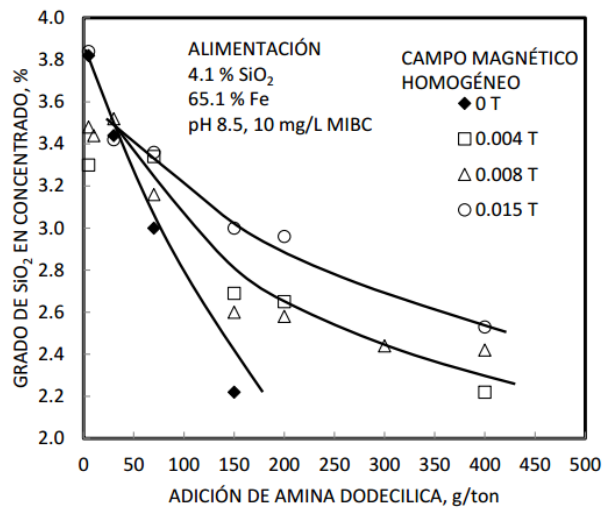


Figura 21. Grado de sílice (SiO<sub>2</sub>) en concentrado del Flotmagnefloc en función de la adición de amina dodecíllica, a varias intensidades de campo magnético homogéneo en la columna del equipo, pH 8.5, 50 g/ton MIBC y sin adición de agua en contracorriente, para concentrado de hierro de alta sílice (Corona-Arroyo, 2015).

Por otro lado, en la Figura 22 puede observarse que el aumento en la cantidad de colector también provoca una disminución en la recuperación de hierro en el concentrado debido al aumento en la flotación de la magnetita, dado que también existe absorción de colector sobre ésta. Además, se puede inferir la importancia del campo magnético, ya que en las pruebas en las que no se aplicó campo magnético, se observó una recuperación menor de magnetita en el concentrado de hierro. La baja recuperación de magnetita en el concentrado de hierro se debe a que el campo magnético funciona como depresor de magnetita.

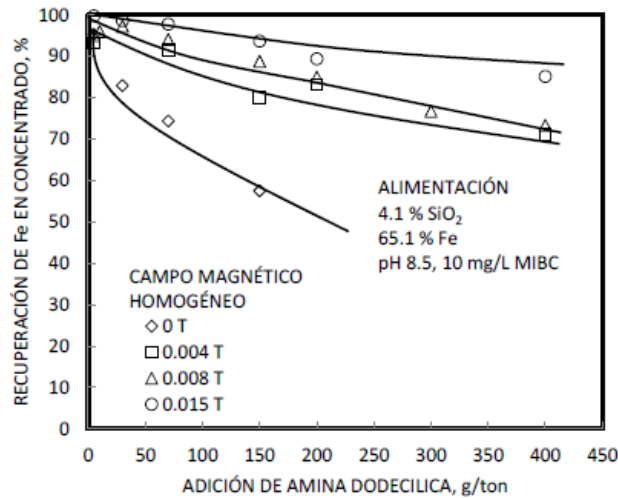


Figura 22. Recuperación de Hierro (Fe) en concentrado del Flotmagnéfloc en función de la adición de amina dodecólica, a varias intensidades de campo magnético homogéneo en la columna del equipo, pH 8.5, 50g/ton, 10 mg/L MIBC y sin adición de agua en contracorriente, para concentrado de hierro de alta sílice (Corona-Arroyo, 2015).

## 6. Metodología

La experimentación consistió en la caracterización hidrodinámica de un equipo Flotmagnefloc de laboratorio, en donde se determinaron los parámetros  $S_b$ ,  $D_{32}$  y  $\epsilon$ , bajo diferentes magnitudes de  $J_g$ , para posteriormente realizar pruebas sistemáticas de eliminación de silicatos en el mismo equipo, a partir de dos diferentes tipos de concentrados de magnetita. De esta forma, se estudió el efecto de las propiedades hidrodinámicas y la dosificación de colector. En ambos casos se utilizó agua potable de la ciudad de Guanajuato, México. Los productos obtenidos de las pruebas (cabeza, concentrado y colas) fueron estudiados mediante análisis químicos, caracterizaciones mineralógicas y estudios de liberación de partículas con objeto de determinar el efecto de las condiciones antes mencionadas, sobre el desempeño del equipo en la eliminación de silicatos, de forma que puedan optimizarse. Los detalles de lo antes mencionado se discuten en las siguientes secciones.

### 6.1. Muestras minerales

Para los estudios de separación se utilizaron 2 muestras de concentrado de magnetita provenientes de las últimas etapas de los procesos de concentración por tambores magnéticos del Consorcio Minero Benito Juárez Peña Colorada (CMBJPC) y de la Mina “Las Truchas” de la empresa Arcerlor Mittal. Estos fueron identificados como concentrado A y concentrado B, respectivamente. Dichos concentrados se caracterizan por tener un alto contenido de sílice, teniendo 4.1% de  $\text{SiO}_2$  el concentrado A y 5 % el concentrado B. Estos concentrados tienen que pasar por 3-5 etapas de limpiezas para tener un contenido de sílice aceptable (<3%) para la elaboración de pellets. El material fue muestreado como pulpa y posteriormente filtrado, secado, homogeneizado y finalmente cuarteado en muestras de 1 kg para las pruebas de eliminación de sílice.

### 6.2. Análisis químico

Los análisis químicos de cabeza, concentrados y colas se llevaron a cabo en el centro de investigación metalúrgica de la mina “Las Truchas”. En donde el análisis de Fe total se efectuó por titulación con dicromato de potasio, mientras que las determinaciones de sílice ( $\text{SiO}_2$ ), azufre (S) y alumina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) se realizaron en un espectrofotómetro de combustión LECO (LE-PP-G05-03). El hierro magnético se analizó en una balanza SATMAGAN

---

Outokumpu Oy. Por otro lado, el carbón (C), fósforo (P) y óxido de calcio (CaO), magnesio (MgO), titanio (TiO<sub>2</sub>), potasio (K<sub>2</sub>O) y manganeso (MnO) se analizaron por espectrometría de fluorescencia de rayos X.

### **6.3. Difracción de rayos X**

Se realizaron estudios de difracción de rayos X para identificación de las especies mineralógicas presentes en las colas y concentrados A y B. El concentrado A, correspondiente al mineral proveniente del CMBJPC, fue caracterizado previamente por Corona-Arroyo (2015), quien reportó la presencia de magnetita, calcita, pirita, microclina, clinocloro y albita. Por otro lado, para este trabajo, fue analizada una muestra de colas de flotación del concentrado A para la identificación de las fases mineralógicas que componen la ganga, y fue analizada mediante un difractómetro de rayos X RIGAKU-Ulma IV.

### **6.4. Microscopia de luz polarizada y análisis modal**

Se utilizó un microscopio metalográfico marca Eclipse, modelo MA200, para tomar micrografías del mineral de cabeza y concentrados de las pruebas de flotación, lo cuales fueron previamente montados en probetas de resina epóxica de lento fraguado. Posteriormente, fueron desbastadas y pulidas hasta un terminado espejo. Con las probetas se realizó un análisis modal, donde se identificó las fases mineralógicas, se determinó sus relaciones texturales y se contabilizó la liberación relativa de la magnetita, pirita y ganga sílica.

### **6.5. Caracterización hidrodinámica**

Se realizó la caracterización hidrodinámica del equipo experimental evaluando el efecto del  $J_g$  sobre  $D_{32}$ ,  $\varepsilon$ ,  $S_b$ . La Figura 23 muestra un esquema del equipo experimental utilizado y construido para este trabajo de investigación. El equipo está constituido por 4 partes principales: 1) tubo mezclador), 2) columna de separación, 3) bobinas de cobre para la generación de campos magnéticos y 4) visor de burbujas. El tubo mezclador es de acrílico con las siguientes dimensiones: 13 mm de diámetro y 78 cm de largo; también tiene una boquilla cónica de 2.5 mm de diámetro en donde se genera el chorro de alta velocidad. Dicho tubo desemboca en la columna de separación de 10 cm de diámetro y volumen de 1L. Se

utilizó una solución acuosa con 10 PPM de espumante MIBC, ya que se reportó que esa es la concentración crítica de coalescencia del espumante MIBC (Corona-Arroyo et al.,2015) con un volumen de 4L. Durante las pruebas, se recircularon por gravedad el bajo flujo y el sobreflujo al tanque de acondicionamiento para generar un circuito cerrado. El flujo de alimentación de solución acuosa con espumante hacia el tubo mezclador se proveyó con una bomba peristáltica recalibrada (ver apéndice A1) marca Masterflex modelo 77200-62. Por otro lado, para controlar el flujo de aire aspirado por la celda se utilizó un flujómetro marca Dwyer, modelo VFA-22-BV. El visor de burbujas, cuyas dimensiones se muestran en la Figura 24, está unido a un tubo de muestreo de 4 mm de diámetro, el cual es conveniente para succionar todo el rango de tamaño de las burbujas. Dicho tubo se encuentra unido al mezclador, justo a un 1 cm de su extremo inferior. La mezcla es transportada a través de dicho tubo hasta el visor, el cual está colocada con una inclinación de 15° para mejorar la visión de las burbujas (Hernández-Aguilar, 2004). Una vez que las burbujas pasan por el visor, están son videograbadas con una cámara de alta velocidad (60 cuadros por segundo) durante aproximadamente un minuto. Durante la toma de imágenes, las burbujas son iluminadas, por lo que la cámara de video graba las sombras de las burbujas incrementando el contraste de las burbujas y la solución acuosa.

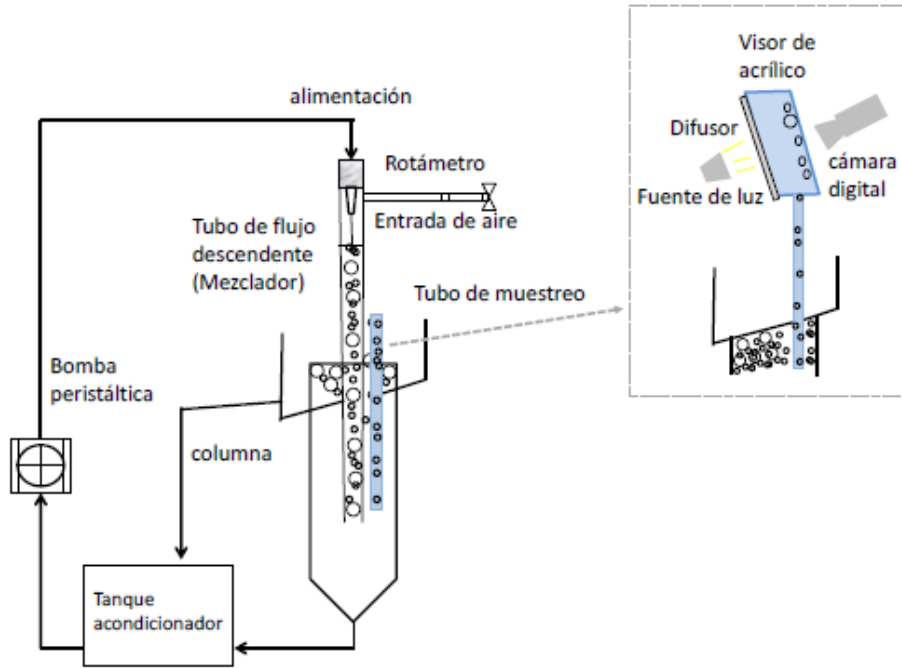


Figura 23. Diagrama esquemático del sistema de columna de flujo descendente para la medición de retención de gas y tamaño de burbuja (Corona-Arroyo, 2015).

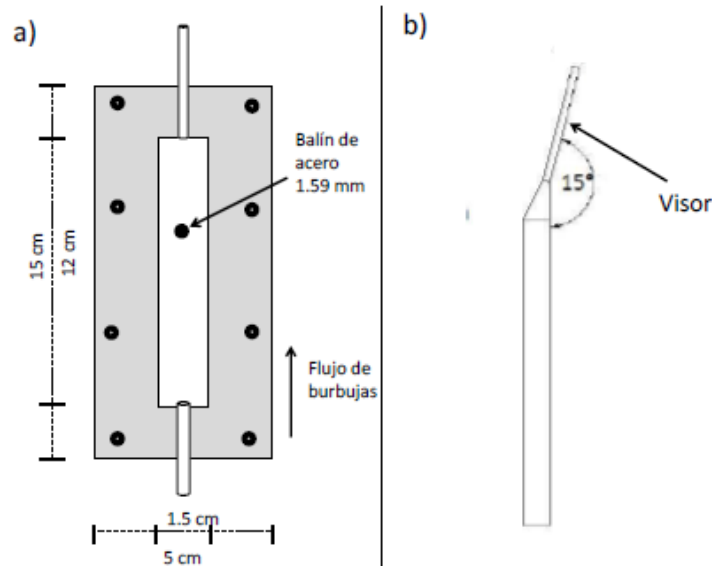


Figura 24. Visor utilizado para determinar el tamaño de burbuja, a) esquema y dimensiones, b) inclinación (Corona-Arroyo, 2015).



Además, se colocó un balín de acero de 1.59 mm como patrón de referencia para la medición de cada burbuja. Las capturas tomadas se analizaron con el programa Vision Assistant 2010. Mediante la programación de un algoritmo (Figura 25), el software analizó entre 3 mil y 14 mil burbujas por prueba y determinó el diámetro de cada una de ellas. El conteo y medición de burbujas se guardó en una hoja de cálculo, donde se generaron histogramas de cada prueba (Ver apéndice B2). Para el cálculo del diámetro Sauter se restringieron los datos del histograma a un intervalo de  $\bar{x} \pm 2\sigma$  para asegurar un 95% de confianza.

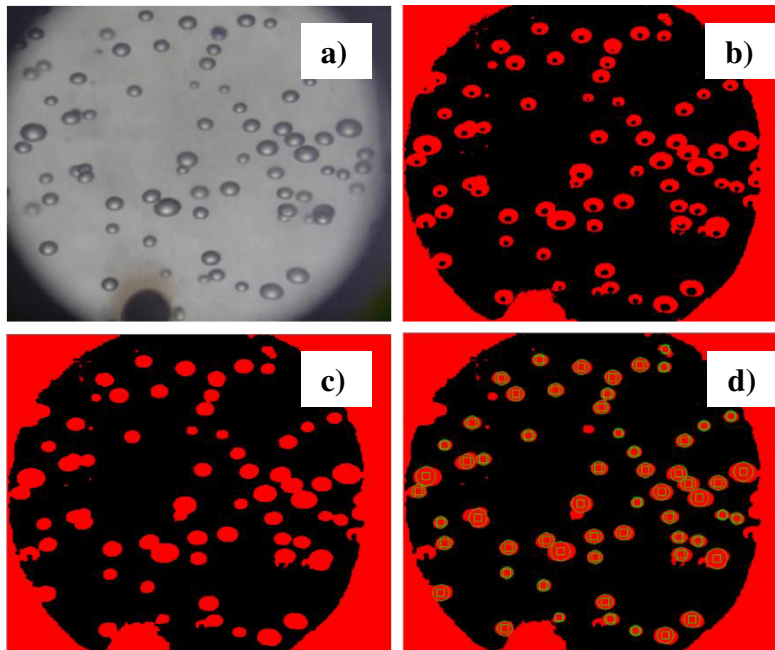


Figura 25. Algoritmo de análisis de imágenes a) Imagen original tomada del visor mostrando el balín de referencia b) Función para generar una imagen binaria c) Función para rellenar círculos d) Función para conteo y medición de círculos.

El procedimiento para realizar estas pruebas se describe a continuación: Se instalaron el visor y la cámara en la celda como se muestra en las Figura 23 y Figura 24. Posteriormente, se agregaron 4 litros de agua potable al tanque acondicionador y se agregó la cantidad de espumante necesaria para obtener 10 PPM y se dejó transcurrir un tiempo de entre 1 y 2 minutos para asegurar el mezclado. Inmediatamente se encendió la bomba peristáltica de alimentación, se ajustó el flujómetro que controla la cantidad de aire que aspira el tubo

mezclador a la magnitud correspondiente de la prueba y se dejó transcurrir un tiempo de entre 1 y 1.5 minutos para asegurar el equilibrio dentro de la celda. Una vez alcanzado el equilibrio, se encendió la luz de fondo del visor, se inició la captura de imágenes.

Una vez que las burbujas fueron videograbadas se procedió a determinar el aire retenido dentro del tubo mezclador, mediante el método de diferencia de volúmenes. El procedimiento fue el siguiente: Una vez que la celda está en equilibrio, se detuvieron de forma simultánea la bomba de alimentación y el suministro de aire. Al estar detenido el equipo, la fase de aire se separó dentro del mezclador (rompimiento de las burbujas), en donde se midió la altura del líquido. El cambio en la altura después de la separación de las fases líquida y gaseosa equivale a la fracción de gas retenido. El cálculo se realizó mediante la ecuación 11.

$$\varepsilon_g = 1 - \frac{L_1}{L_c - L_j} \quad (11)$$

En donde,  $L_1$  es la altura del líquido después de la separación de las fases líquida y gaseosa,  $L_c$  es la altura del tubo mezclador y  $L_j$  es la distancia entre el la boquilla y el espejo de líquido cuando el equipo está operando.

### **6.6. Pruebas de eliminación de sílice y otras impurezas no magnéticas**

Para los estudios de eliminación de impurezas no magnéticas y su relación con las propiedades hidrodinámicas se utilizaron muestras de los concentrados A y B. Para las pruebas de flotación se construyó un equipo experimental diseñado por Corona-Arroyo (2015) denominado Flotmagnefloc. La Figura 26 muestra una fotomicrografía del equipo experimental construido.

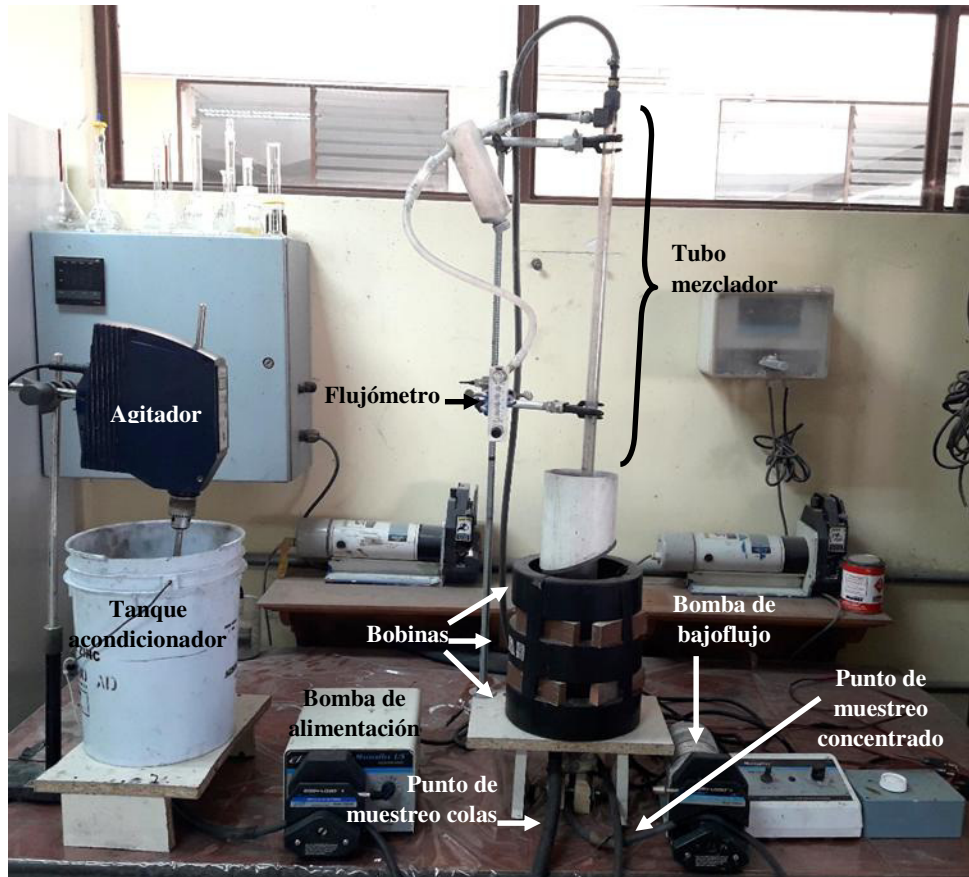


Figura 26. Equipo experimental construido para las pruebas de eliminación de impurezas no magnéticas.

Con este equipo se estudió el efecto de las propiedades hidrodinámicas y la dosificación de colector Flotigam EDA de Clariant en 1) la eliminación de  $\text{SiO}_2$ , S, CaO,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (ganga no magnética) del concentrado de Hierro, 2) el grado de  $\text{SiO}_2$ , S, CaO,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  con que se obtiene el concentrado recuperado en el bajoflujo, 3) la pérdida de hierro en las colas de flotación y 4) cinética de flotación de la ganga no magnética.

En las pruebas de flotación se utilizaron los siguientes reactivos: como colector de impurezas no magnéticas se utilizó el Flotigam EDA de Clariant, éste reactivo tiene un peso molecular de 195 g/mol y su fórmula química es:  $[\text{R-O-CH}_2)_3\text{-NH}_3]^+\text{CH}_3\text{COO}^-$ , donde R es una cadena de hidrocarburo de aproximadamente 10 carbonos (Calgaroto et al., 2016); como espumante se agregó MIBC de Cytec-México. Además, se agregaron soluciones de ácido clorhídrico e hidróxido de sodio como reguladores de pH. La intensidad medida del campo magnético

homogéneo aplicado fue para todo el caso de 0.008T en promedio. Para corroborar la uniformidad del campo se realizó un mapeo con ayuda del Gaussimetro marca F.W. BELL modelo 5100 (Ver apéndice D1).

El procedimiento general de las pruebas de flotación se describe a continuación: en el tanque de acondicionamiento, se preparó la pulpa a 20% sólidos en peso a partir de muestras de 1 Kg y se aplicó una agitación mecánica de 400 RPM. Una vez dispersada la pulpa, se ajustó el pH 9 y se agregó la cantidad correspondiente de colector disuelto en una solución acidificada con ácido clorhídrico (HCl). Las concentraciones de colector estudiadas fueron 50, 100 y 150 g/ton. Se dejaron transcurrir 5 minutos como tiempo de acondicionamiento. Posteriormente se adicionó el espumante para obtener una concentración de 10 ppm. Se aplicó el campo magnético homogéneo de 0.008T y se confirmó su intensidad en el centro de las bobinas con el Gaussimetro. Antes de iniciar la alimentación de 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 cm<sup>3</sup>/min en intervalos de 100 cm<sup>3</sup>/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 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). Una vez 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 realizó análisis químicos por Fe total, Fe magnético, SiO<sub>2</sub>, S, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, C, P, CaO, MgO, TiO<sub>2</sub>, K<sub>2</sub>O 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. Finalmente, a partir de los resultados mencionados, se determinó la constante de cinética de flotación  $K$  de la SiO<sub>2</sub>, utilizando la ecuación 12 (Gupta, 2016).

$$K = \frac{R}{\tau(1-R)} \quad (12)$$

En donde  $R$  es la recuperación porcentual de  $\text{SiO}_2$  en las colas (sobre-flujo) y  $\tau$  es el tiempo de residencia de la pulpa en el tubo mezclador.

## 7. Resultados y discusión

### 7.1. Caracterización hidrodinámica

El proceso de flotación es gobernado por la interacción de diversas variables. Klimpel et al. (2000) la visualizó como un sistema interactivo que envuelve factores químicos, operacionales y mecánicos. Éstos últimos incluyen la dispersión de gas, la cual ha sido vista como la característica hidrodinámica clave en la flotación (Finch et al., 2000), lo que es confirmado por estudios realizados por Gorian et al. (1997) y Jameson et al. (1997) en donde se encontraron relaciones claras con la eficiencia de flotación. Otro aspecto importante es la forma en que interactúan los parámetros de dispersión de aire entre sí, siendo el  $J_g$  el parámetro dominante, puesto que los demás son influenciados fuertemente por éste. En la Figura 27 se muestra el tamaño de burbuja en función del  $J_g$  utilizando agua del grifo y 10 PPM de espumante MIBC. La figura muestra un comportamiento ascendente al aumentar el  $J_g$  obteniendo valores de  $D_{32}$  de entre 0.60 y 0.73 mm. Los resultados obtenidos se acoplan al modelo propuesto por Dobby y Finch (1986):

$$D_{32} = CJ_g^n \quad (13)$$

En donde  $C$  y  $n$  son parámetros que dependen de los mecanismos de producción de burbuja, química del sistema y posiblemente propiedades de la pulpa (Nesset, 2006). Para el Flotmagnefloc los parámetros obtenidos de  $C$  y  $n$  fueron 0.55 y 0.12, respectivamente. Éste último parámetro es cercano a los reportados por Dobby y Finch (1986) para columnas de flotación, los cuales fueron de entre 0.22 y 0.53. Las diferencias se deben al tipo de celda, pero principalmente por el mecanismo de producción de burbujas.

Éste aumento del tamaño de burbuja también coincide con lo reportado por Gorain (1997), Sung-So Do (2004), Nesset et al. (2006), Araya et al. (2014) y Corona-Arroyo (2015), entre otros. Nesset et al. (2006) atribuye este comportamiento al efecto sobre los procesos primarios y/o secundarios de coalescencia. Más específicamente, el aumento en el  $J_g$  genera

una mayor cantidad de burbujas y por consecuencia una mayor área superficial. Esto quiere decir que la misma cantidad de espumante debe absorberse en una mayor área de la interface gas-liquido. Por lo tanto, la concentración de espumante por unidad de área disminuye, aumentando la tensión superficial y favoreciendo la coalescencia de las burbujas hasta llegar a un tamaño estable. Otro factor es, al haber una mayor cantidad de burbujas dentro de la columna, éstas se encuentran más cercanas unas de otras, por lo que el movimiento y la turbulencia favorecen el adelgazamiento de la capa de líquido entre ellas hasta romperse y generar una nueva burbuja de mayor tamaño. Todas las pruebas fueron realizadas a un flujo de alimentación constante, por lo tanto, la velocidad del chorro (Jet) fue constante.

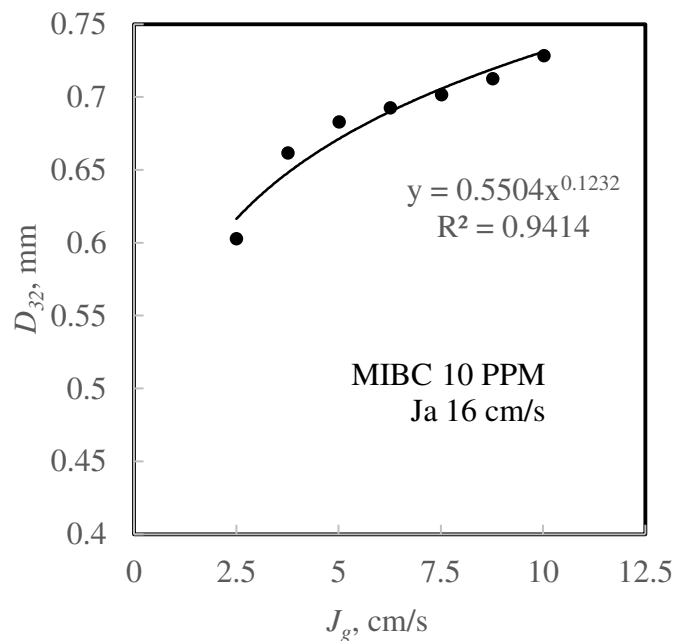


Figura 27. Efecto del  $J_g$  sobre el tamaño de burbuja.

Al finalizar la toma de imágenes para la medición del tamaño de burbuja, inmediatamente fue determinado el aire retenido dentro de tubo mezclador. La Figura 28 muestra el aire retenido dentro del tubo mezclador en función de  $J_g$  y una concentración de espumante de 10 ppm y  $J_a$  de 16 cm/s. La Figura muestra la relación  $\varepsilon$ - $J_g$  es lineal y ascendente, obteniendo un mínimo de 28% y un máximo de 48% para los valores de  $J_g$  utilizados. Perez-Garibay et

---

al. (2012), Gorain et al. (1997) y Nasset et al. (2006) han obtenido también tendencias ascendentes en estudios realizados tanto en columnas de flotación como en celdas mecánicas. El incremento del aire retenido es debido a que las burbujas son evacuadas del tubo mezclador debido al arrastre hidrodinámico del líquido o pulpa dentro del mismo, por esta razón cuando se tiene burbujas más grandes, estas presentan una fuerza boyante mayor, por lo que permanecen mayor tiempo en el downcomer debido a que es más difícil evacuarlas. Este incremento de tiempo de evacuación de las burbujas provoca que se tenga una mayor fracción de aire retenido. Adicionalmente, se muestra que dentro del downcomer es posible trabajar a altas velocidades de aire ( $J_g$ ) y altas retenciones de aire, a diferencias de las celdas y columnas convencionales donde sólo se puede trabajar a valores de  $J_g$  menores a 2 cm/s y aires retenidos menores a 20%. Estos resultados (burbujas con un tamaño inferior a 1mm, valores de  $J_g$  superiores a 2 cm/s y volúmenes de aire retenido mayores a 20 %) demuestran que la celda Jameson es una excelente opción para la flotación de partículas finas y más específicamente para los minerales problema tratados en esta investigación, en donde se tienen granulometrías de  $F_{80}$  de 44 micrómetros para el concentrado A y  $F_{80}$  de 47 micrómetros para el concentrado B.

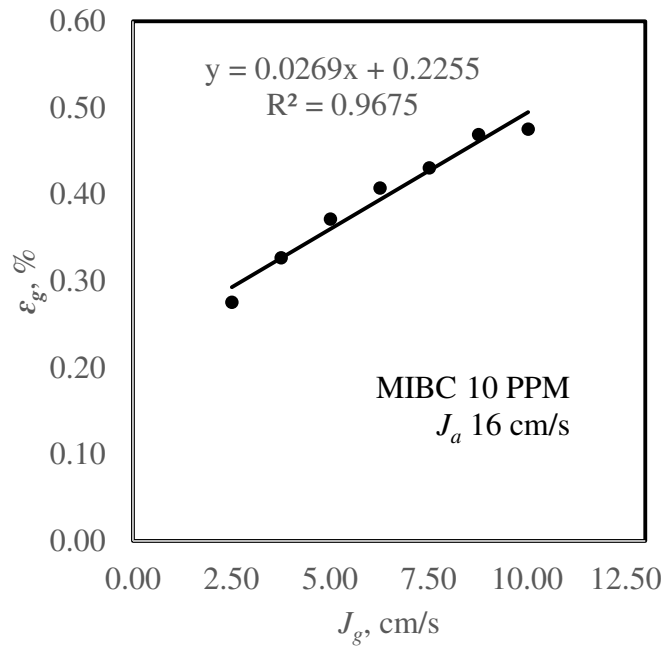


Figura 28. Efecto del  $J_g$  sobre el gas retenido.

A partir de los resultados de tamaño de burbuja y la ecuación 10 se calculó el  $S_b$  correspondiente para cada valor de  $J_g$ ; los resultados se muestran en la Figura 29. En donde se observa una tendencia perfectamente lineal. Nasset et al. (2006) y Perez-Garibay et al. (2012) reportaron también un aumento en función del  $J_g$  y Corona-Arroyo (2015) obtuvo resultados muy similares.



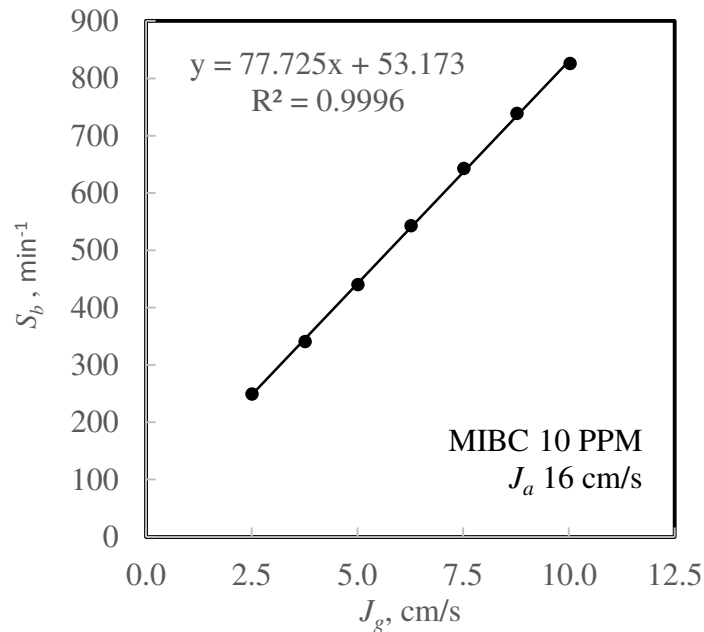


Figura 29. Flujo de área superficial de burbuja en función del  $J_g$ .

## 7.2. Caracterización mineralógica de concentrados A y B

La caracterización mineralógica de los concentrados A y B se realizó mediante las técnicas de difracción de rayos X y microscopia de luz polarizada. El concentrado A fue caracterizado previamente por Corona-Arroyo (2015) donde se identificó que la ganga estaba compuesta por microclina ( $\text{KAlSi}_3\text{O}_8$ ), clinocloro ( $(\text{Mg,Fe}_2)_5\text{Al}((\text{OH})_8/\text{AlSi}_3\text{O}_{10})$ ), albita ( $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$ ) y calcita ( $\text{CaCO}_3$ ). La Tabla III muestra la distribución de contenidos de las fases mineralógicas y su liberación relativa por fracciones de tamaño.

Tabla III. Liberación relativa de magnetita, pirita y ganga sílica en concentrado A (Corona-Arroyo, 2015)

Fracción de tamaño	Peso	CONCENTRADO A					
		Distribución, %			Liberación Relativa, %		
$\mu\text{m}$	%	$\text{Fe}_3\text{O}_4$	SILICATOS	$\text{FeS}_2$	$\text{Fe}_3\text{O}_4$	SILICATOS	$\text{FeS}_2$
-53+45	15.2	12.1	29.9	25.4	56.9	35.3	100.0
-45+38	8.8	9.0	7.5	12.5	76.2	35.4	100.0
-38+20	22.6	23.9	15.4	23.3	77.3	42.2	100.0
-20	53.3	54.9	47.2	38.8	96.0	66.2	100.0
TOTAL		100.0	100.0	100.0			
P <sub>80</sub> 41 $\mu\text{m}$							

La caracterización del concentrado B consistió primeramente en un estudio de difracción de rayos X, sin embargo, este estudio se realizó en una muestra de colas de flotación de esta muestra, con el objetivo de enriquecer las fases de ganga e identificarlas mediante difracción de rayos X. La Figura 30 muestra el difractograma de rayos X de colas de flotación del concentrado B. Las fases identificadas son las siguientes: Los minerales de valor son la magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ) y hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ); la ganga no magnética y principalmente sílica 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 como parte de la ganga se detectaron dos sulfuros de hierro como la Pirita ( $\text{FeS}_2$ ) y la Pirrotina ( $\text{Fe}_{1.05}\text{S}_{0.95}$ ). Es de resaltar que las dos muestras de concentrado presentan una mineralogía muy similar en cuanto a la composición de fases mineralógicas.

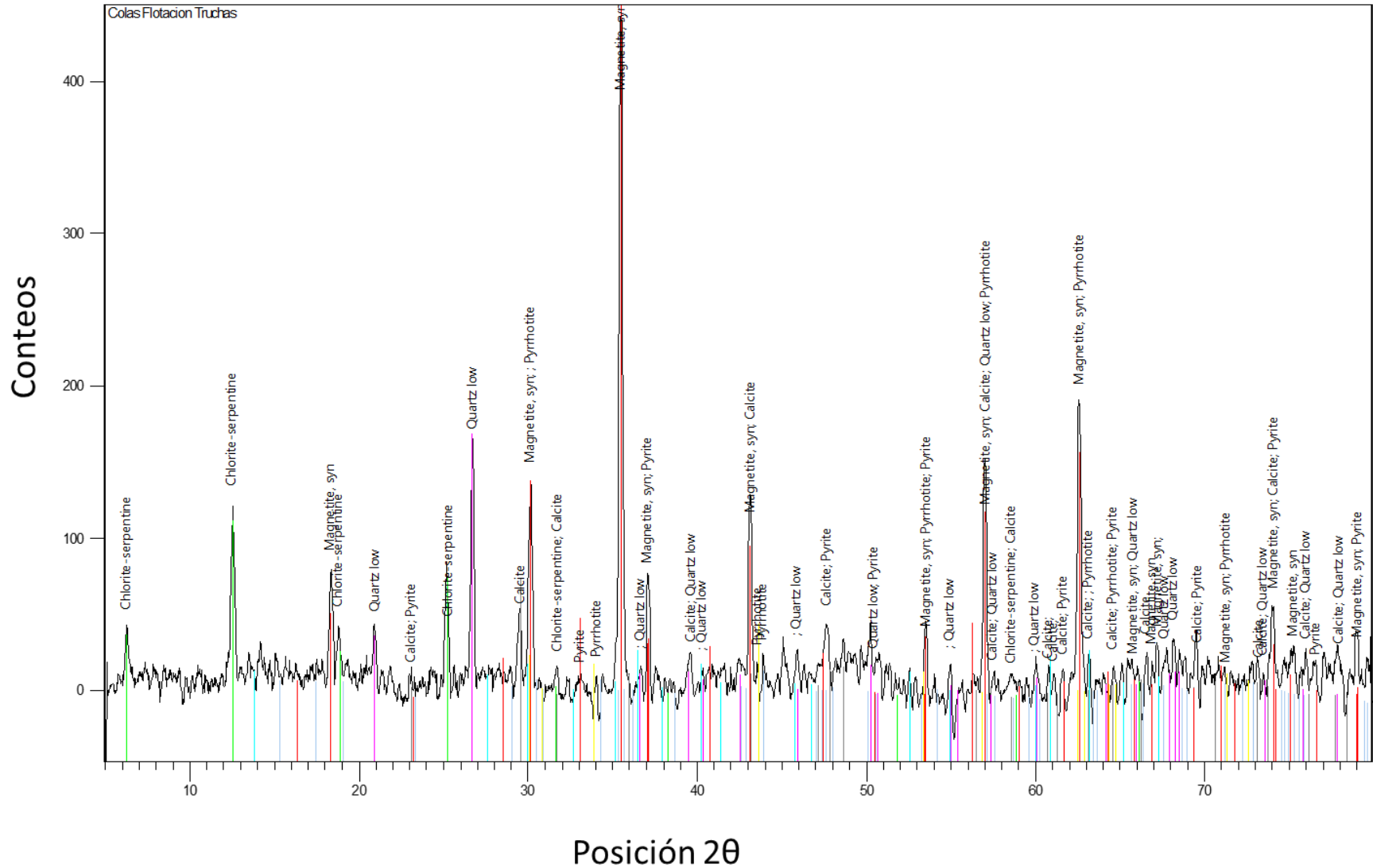


Figura 30. Difractograma de colas de flotación del concentrado B.

Caracterización hidrodinámica de una celda de flotación de flujo descendente para incrementar la eliminación de silicatos en concentrados de hierro

En el concentrado A, la magnetita presenta una liberación relativa del 56.9% para tamaños superiores a 45µm; donde la asociación es principalmente con silicatos. Sin embargo, la liberación de magnetita de los silicatos aumenta considerablemente en las fracciones más finas que 38 µm alcanzando un 96% en la fracción de tamaño menor a 20 µm, esto de acuerdo con lo reportado por Corona-Arroyo (2015).

Por otro lado, la Tabla IV muestra la distribución de contenidos de hierro y ganga no magnética en el concentrado de “Las Truchas” por fracciones de tamaño de partícula, donde se observa que el mayor contenido de ganga sílica y sulfurosa se encuentra en la fracción de tamaño +270#, presentando un contenido de 33.29% de SiO<sub>2</sub> y 41.08 % de S en esta fracción de tamaño. Estos grandes contenidos de ganga en la fracción gruesa permiten dilucidar que la muestra de concentrado B presenta algunos problemas de liberación, para confirmar esto se observaron las fracciones de tamaño en el microscopio.

Tabla IV. Distribución de contenidos en el concentrado “las Truchas”.

Fracción de tamaño	Peso, %	%Fe Mag	%Fe Total	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%CaO	%MgO	%P	%TiO <sub>2</sub>	%K <sub>2</sub> O	%MnO	%C	%S
+270#	14.46	12.32	12.65	33.29	30.94	28.50	26.70	21.56	23.35	11.63	17.09	28.53	41.08
+325#	7.21	7.08	7.20	8.02	7.50	7.43	7.17	7.68	8.02	2.69	8.07	6.89	8.65
+400#	19.02	19.27	19.13	16.26	14.66	16.48	15.90	20.25	17.87	66.81	19.81	13.01	15.65
+635#	19.60	20.04	20.11	14.70	12.46	15.83	15.15	16.70	16.60	5.76	18.59	12.68	12.04
-635#	39.71	41.28	40.91	27.74	34.43	31.77	35.08	33.82	34.16	13.11	36.43	38.89	22.58
Total		100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

Las Figura 31, Figura 32 y Figura 33 muestran fotomicrografías de las fracciones de tamaño del concentrado de “Las Truchas”. Mediante las propiedades ópticas de los minerales, se logró identificar a la magnetita como la principal especie de hierro y en menores cantidades la hematita (se identificó por sus reflexiones internas de color rojo), así como también pirita por su color blanco brillante y presentar una superficie pulida, lo cual concuerda con las fases identificadas en el difractograma de rayos X. Dentro de la ganga no magnética están los silicatos y la calcita. La magnetita presenta asociaciones principalmente con la ganga sílica en forma simple y diseminada, siendo esto más abundante en las fracciones gruesas (+270# y 325#) tal como se mostró en la Tabla IV de contenidos. La pirita se presenta en su mayoría en forma liberada en todas las fracciones. La hematita presenta asociación diseminada con la magnetita, pero se lograron identificar algunas partículas libres.

Comparando los dos concentrados, aparentemente el concentrado A presenta una mayor liberación denotado por dos razones, el contenido de gangas no magnéticas en la fracción gruesa es menor y el concentrado B tiene un  $P_{80}$  mayor ( $47\mu\text{m}$ ) al del concentrado A ( $41\mu\text{m}$ ) y esto es evidenciado por las fotomicrografías.

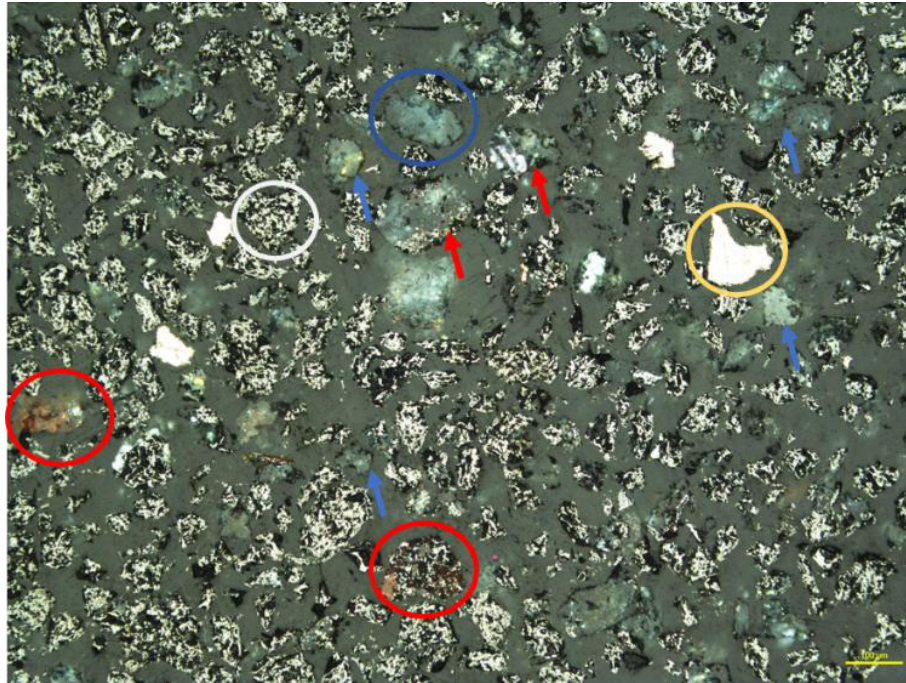


Figura 31. Fotomicrografía de la fracción +270# de cabeza en microscopio de luz polarizada con nicols ligeramente cruzados. Círculo rojo partícula de hematita (reflexiones internas de color rojo); círculo blanco partícula de magnetita; Círculo azul partícula de silicatos; Círculo amarillo partícula de pirita. Las flechas rojas indican partículas asociadas magnetita-ganga sílica y las flechas azules partículas libres de ganga sílica.

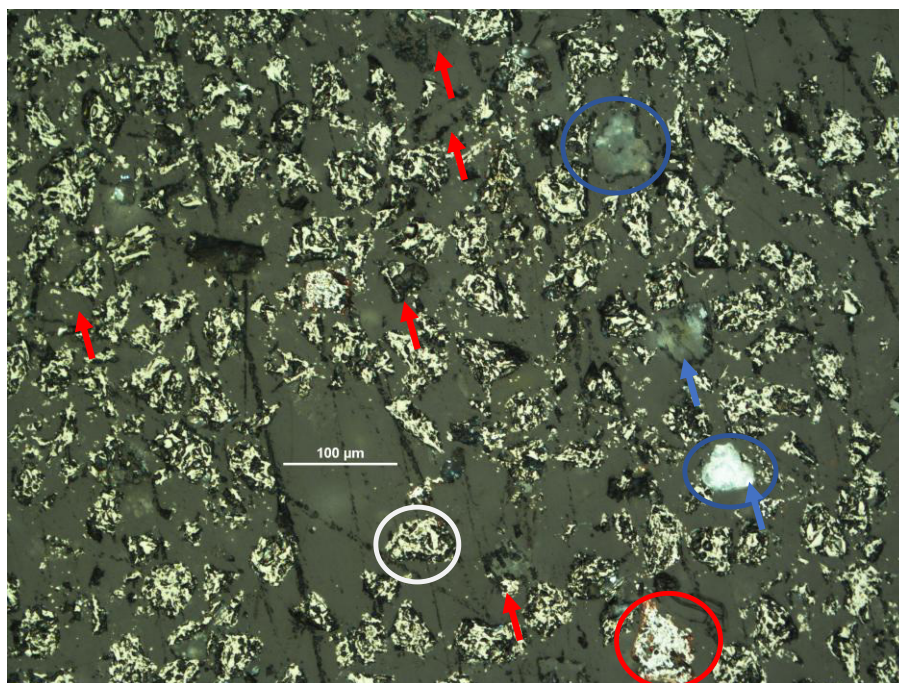


Figura 32. Fotomicrografía de la fracción +325# de cabeza en microscopio de luz polarizada con nicols ligeramente cruzados. Cirulo rojo partícula de hematita (reflexiones internas de color rojo); cirulo blanco partícula de magnetita; Circulo azul partícula de silicatos; Circulo amarillo partícula de pirita. Las flechas rojas indican partículas asociadas magnetita-ganga sílica y las flechas azules partículas libres de ganga sílica.



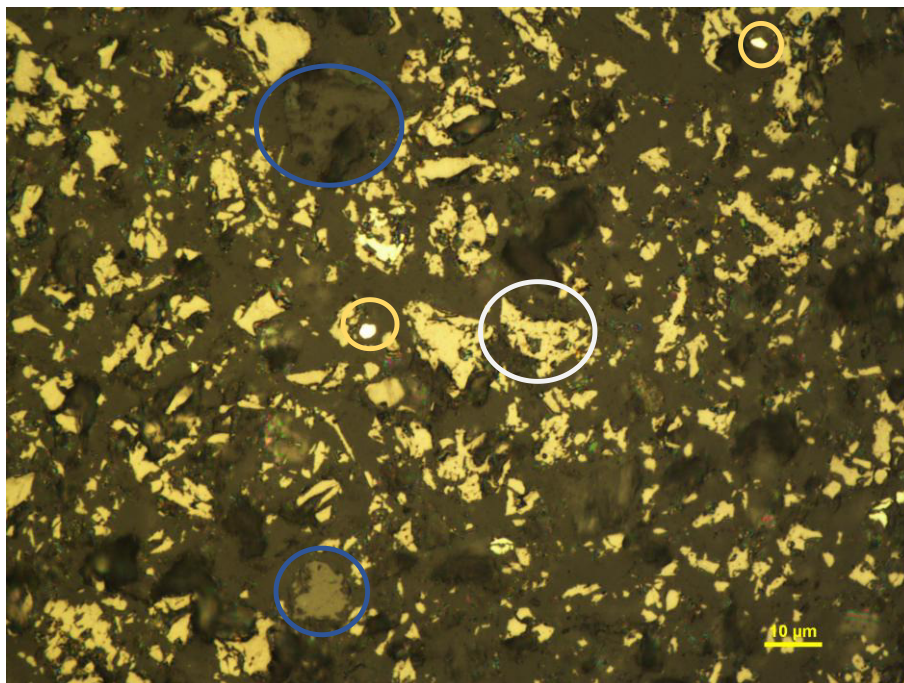


Figura 33. Fotomicrografía de la fracción +635# de cabeza en microscopio de luz polarizada con nicoles paralelos. Circulo azul partícula de silicatos; Circulo amarillo partícula de pirita; circulo blanco magnetita.

Adicionalmente, se realizaron análisis granulométricos y análisis químicos por fracciones de ambos concentrados. En las Tabla V y Tabla VI se muestran los análisis químicos de los concentrados A y B, respectivamente. La distribución de tamaños de partículas se realizó en húmedo utilizando tamices de la serie TYLER No. 325, 400 y 635, utilizando un RO-TAP electrónico digital modelo LCE-20.

Tabla V. Análisis granulométrico y análisis químico por fracciones de tamaño del concentrado A.

Fracción de tamaño	Peso	Ensaye, %				
$\mu\text{m}$	%	Fe	Fe <sub>M</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	S
-53 +45	15.21	54.25	12.60	12.60	2.12	0.60
-45 +38	8.83	65.52	3.60	3.60	0.87	0.51
-38 +20	22.62	67.39	2.56	2.56	0.64	0.37
-20	53.34	67.72	2.42	2.42	0.48	0.26
Cabeza calculada		<b>65.40</b>	<b>60.45</b>	<b>4.10</b>	<b>0.80</b>	<b>0.36</b>
P <sub>80</sub> 41 $\mu\text{m}$						

Tabla VI. Análisis granulométrico y análisis químico por fracciones de tamaño del concentrado B.

Fracción de tamaño	Peso	Ensaye, %				
$\mu\text{m}$	%	Fe	Fe <sub>M</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	S
+53	14.46	56.40	53.37	11.63	2.66	0.99
-53 +45	7.21	64.34	61.54	5.62	1.39	0.42
-45 +38	19.02	64.86	63.46	4.32	1.17	0.29
-38 +20	19.60	66.13	64.06	3.79	1.09	0.22
-20	39.71	66.41	65.13	3.53	1.08	0.20
Cabeza Calculada		<b>64.46</b>	<b>62.64</b>	<b>5.05</b>	<b>1.35</b>	<b>0.35</b>
P <sub>80</sub> 47 $\mu\text{m}$						



### 7.3. Pruebas de eliminación de sílice

Se realizaron pruebas de flotación en el equipo Flotmagnefloc con objeto de estudiar la influencia de las propiedades hidrodinámicas controladas principalmente por el flujo de aire, como ya se demostró en el capítulo anterior, y la adición de colector en la flotación de sílice. Las pruebas se llevaron a cabo con dos diferentes muestras de mineral identificadas como: Concentrado A y concentrado B. Posteriormente, se realizaron sus balances metalúrgicos para determinar la recuperación de  $\text{SiO}_2$  tanto en el bajo flujo (concentrado magnético) como en el sobreflujo del equipo (colas de flotación). Las Figura 34a y Figura 34b muestran las recuperaciones porcentuales de  $\text{SiO}_2$  en el sobreflujo para los concentrados A y B, respectivamente. Los resultados indican que el aumento de la cantidad de colector incrementa la recuperación de  $\text{SiO}_2$  (eliminación) para ambos concentrados, mostrando una recuperación máxima de hasta 45.5% en el caso del concentrado A y de 33.8% para el concentrado B. Dichos resultados concuerdan con los reportado por Vieira et al. (2007), quien obtuvo tendencias similares en la flotación de cuarzo puro, en donde comparó el efecto de los colectores: éter monoamina (Flotigan EDA 3) y éter diamina (Flotigan 2835-2L). Esto se debe a una mayor cobertura de las partículas con las moléculas de colector, lo que resulta en una mayor hidrofobicidad. La recuperación de  $\text{SiO}_2$  también se vio incrementada en función al  $J_g$ . Los resultados de las pruebas realizadas con el concentrado A (Fig.34.a), indican que cuando la cantidad de colector es baja (50 g/ton), la recuperación no es tan sensible al  $J_g$ , principalmente, porque el colector no es suficiente para recubrir e hidrofobizar el total de las partículas de sílice. Entonces, a pesar de que la probabilidad de colección aumente debido a la mayor cantidad de burbujas y disponibilidad de superficie, la adhesión de las partículas que no alcancen a ser hidrofobizadas no tendrá lugar (debido a la baja probabilidad de adhesión). No obstante, al aumentar la cantidad de colector (100 y 150 g/ton), la respuesta en función del  $J_g$  mejora (Figura 34.a), puesto que, en este caso, la hidrofobicidad de las partículas de  $\text{SiO}_2$  se incrementa y por lo tanto aumenta la probabilidad de adhesión. En cuanto al concentrado B (Fig.34.b), la menor recuperación de  $\text{SiO}_2$  obtenida fue de 20.4%. En este caso se mostró una menor sensibilidad a la dosificación de colector, lo cual puede ser

atribuido a la menor cantidad de partículas libres en la muestra, ya que la flotación de las partículas asociadas se dificulta debido al efecto depresor del campo magnético.

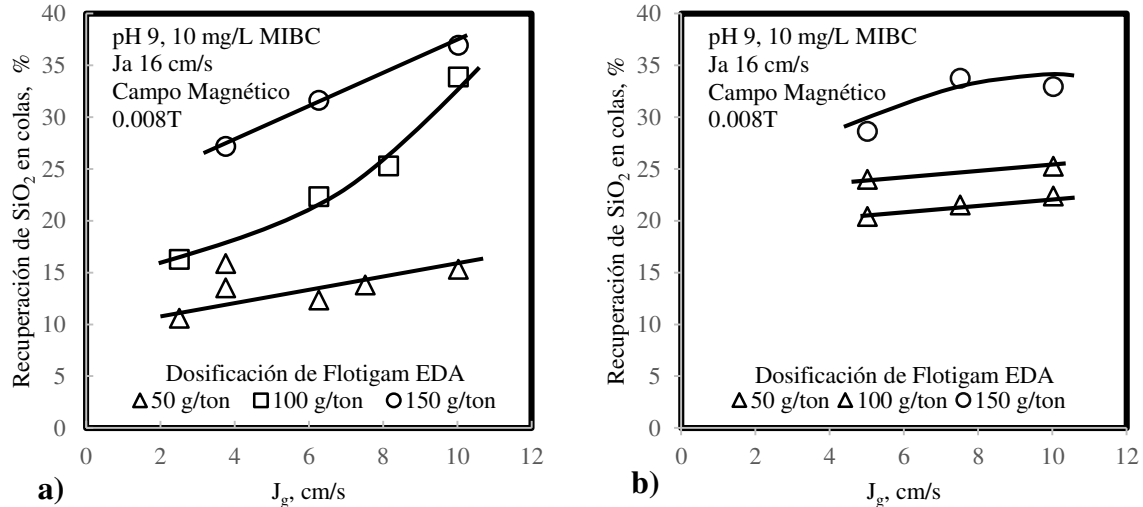


Figura 34. Recuperación de  $\text{SiO}_2$  en el sobreflujo del Flotmagnefloc (Colas). a) Concentrado A, b) Concentrado B.

Si bien las condiciones utilizadas promueven la flotación de la  $\text{SiO}_2$ , la magnetita también es propensa a ser colectada debido a la acción de los colectores catiónicos, tal como se muestra en las Figura 35a y Figura 35b. La pérdida de hierro en el concentrado A fue de 11% y para el concentrado B fue de 8% para un  $J_g$  de 10 cm/s y una adición de colector de 150 g/ton. El motivo por el que se usa un colector del tipo catiónico es la polaridad de la carga en la superficie de las partículas de  $\text{SiO}_2$ , la cual es negativa en el pH utilizado en las pruebas. Estudios realizados por Vieira et al. (2007) reportan que el punto más negativo dentro de todo el rango de potencial zeta de la  $\text{SiO}_2$  se da a un pH de 9.3, encontrando una mejora en la recuperación conforme el pH se acercaba a esta cifra. Cabe mencionar que, en la flotación para el enriquecimiento de concentrados de hierro, a este pH no sólo se genera una buena adsorción de colector sobre partículas de  $\text{SiO}_2$ , sino que también se adsorbe sobre la magnetita, provocando su flotación, y por lo tanto, pérdidas de hierro en colas. Esto se debe a que el punto de carga cero de la magnetita es a un pH de 6.5 (Lu, 2015) y al igual que la  $\text{SiO}_2$ , es negativa a un pH mayor. Lo que explica los resultados obtenidos, en donde el comportamiento encontrado fue prácticamente análogo al de la  $\text{SiO}_2$  (Figura 34), donde la

pérdida de hierro se incrementó con la adición de colector. En ambos concentrados los resultados muestran una relación ascendente de la recuperación de SiO<sub>2</sub> y Fe en el sobreflujo en función del  $J_g$ . Esta relación es más pronunciada cuando se incrementa la adición de colector.

Como ya se mencionó, la pérdida de hierro está relacionada con la concentración de colector, sin embargo, esta no es la única variable que controla la pérdida de hierro, también influyen la intensidad del campo magnético y el tamaño de partícula. Para este estudio el campo magnético fue constante de 0.008T, ya que Valdivieso et al. (2018) demostró que al incrementar la intensidad del campo magnético se forman cadenas de magnetita más grandes impidiendo así su flotación, por lo tanto, en este trabajo se buscó demostrar que las pérdidas de hierro se encuentran principalmente en las partículas finas.

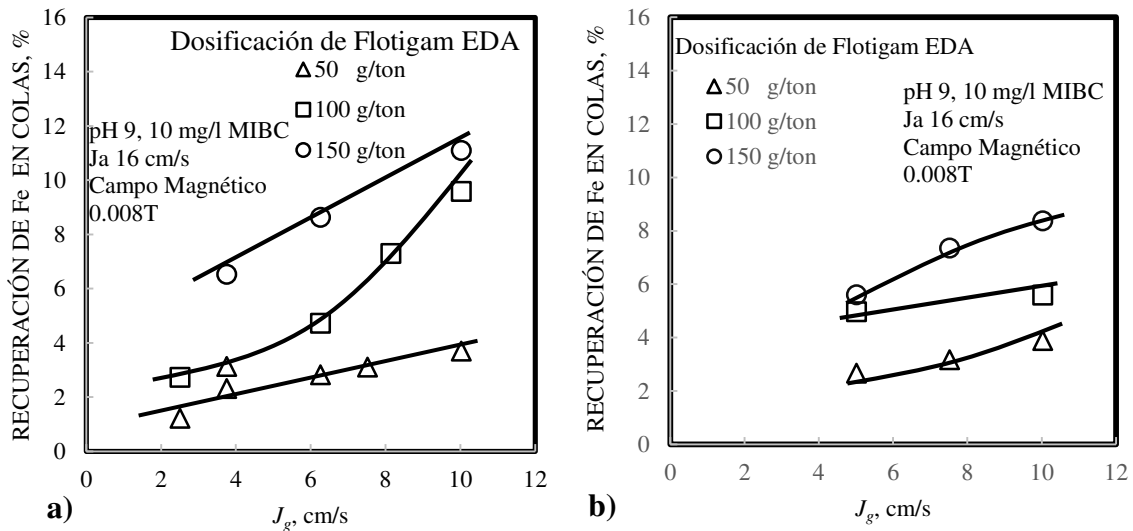


Figura 35. Recuperación de Fe en el sobreflujo del Flotmagnefloc (colas), a) Concentrado A, b) Concentrado B.

La Figura 36 muestra la recuperación de Fe por fracciones de tamaño en las colas de flotación de la muestra A para una adición de 150 g/ton de colector y un  $J_g$  de 6.27 cm/s donde se puede corroborar que la fracción de tamaño que flotó en mayor cantidad fue la de  $-20\mu\text{m}$ , es decir la más fina. La fracción de tamaño de  $-20\mu\text{m}$  presentó una recuperación de 11% que es 10 veces más alta que la fracción más gruesa ( $-45+37\mu\text{m}$ ). Este comportamiento es atribuido

a que las partículas finas ( $-20\mu\text{m}$ ) son más difíciles de magnetizar y deprimir de acuerdo con la ecuación 7 presentada por Svoboda (2004), donde se establece que la fuerza de magnetización es proporcional al tamaño de partícula.

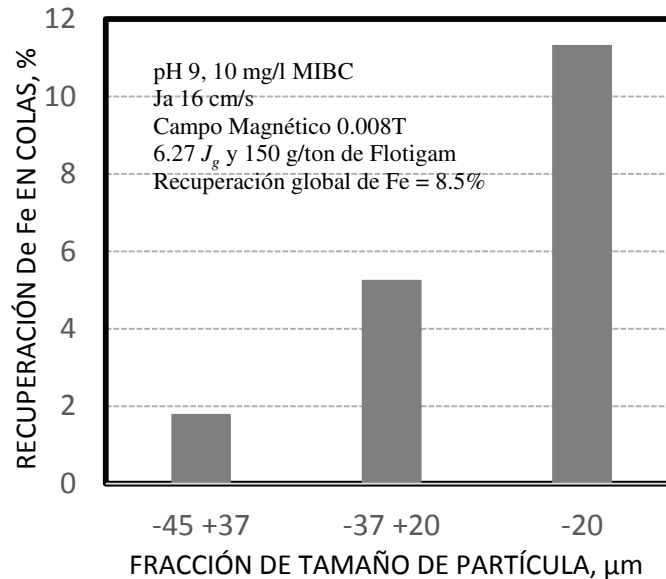


Figura 36. Recuperación de Fe por fracciones de tamaño de colas de flotación para un  $J_g$  de 6.32cm/s y una adición de colector de 150g/ton para el Concentrado A.

Adicionalmente al análisis químico por fracciones de tamaño, se realizó un análisis modal de las colas de flotación, donde se determinó la liberación relativa de magnetita, ganga sílica y pirita utilizando el microscopio de luz polarizada. La Figura 37 muestra la liberación relativa de magnetita, ganga sílica y pirita de las colas de flotación donde la magnetita presentó una liberación de 73.9% para la fracción más gruesa y se incrementa a 97.9% para la fracción más fina. En el apéndice C se muestra la información completa de liberación y asociación entre las fases mineralógicas. Esta información confirma que las partículas finas de magnetita en su mayoría son partículas libres y no son flotadas por asociación con la sílice. Debido al tamaño de partícula de las muestras de concentrado y la demostración de la flotabilidad de la magnetita (debido a la adsorción de colector) el consumo de colector es alto para este tipo de muestras. Respecto a que la pirita, presenta una liberación de 50% para las

fracciones más gruesas y para la fracción más fina, una liberación de 88%, por lo que la flotación de pirita es atribuida en su mayoría por flotación por arrastre.

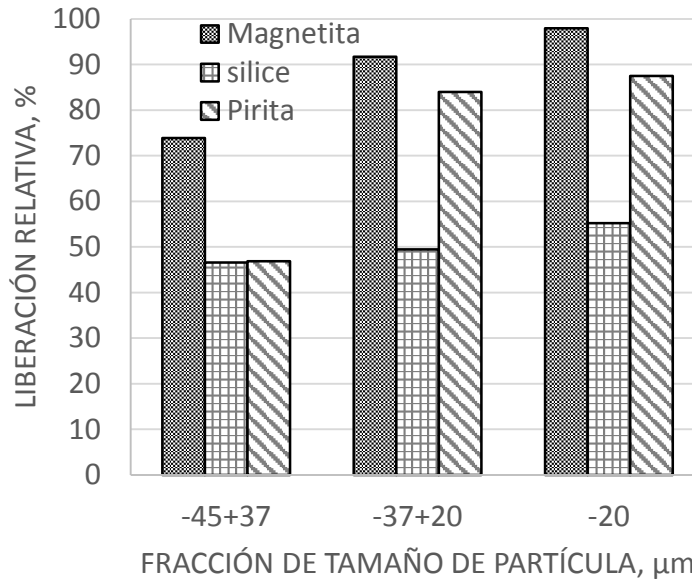


Figura 37. Liberación relativa de magnetita, ganga silicosa y pirita de las colas de flotación para un  $J_g$  de 6.32 y una adición de colector de 150g/ton.

Las Figura 38, Figura 39 y Figura 40 muestran fotomicrografías de las fracciones de tamaño -45+37, -37+20 y -20  $\mu\text{m}$ , respectivamente. Donde se observa que en la fracción gruesa la mayoría de las partículas son de silicatos (Figura 38) y se presentan asociaciones simples y diseminadas entre magnetita y sílice; por otro lado, en la fracción -20  $\mu\text{m}$  la mayoría de las partículas son de magnetita y estas se encuentran libres.

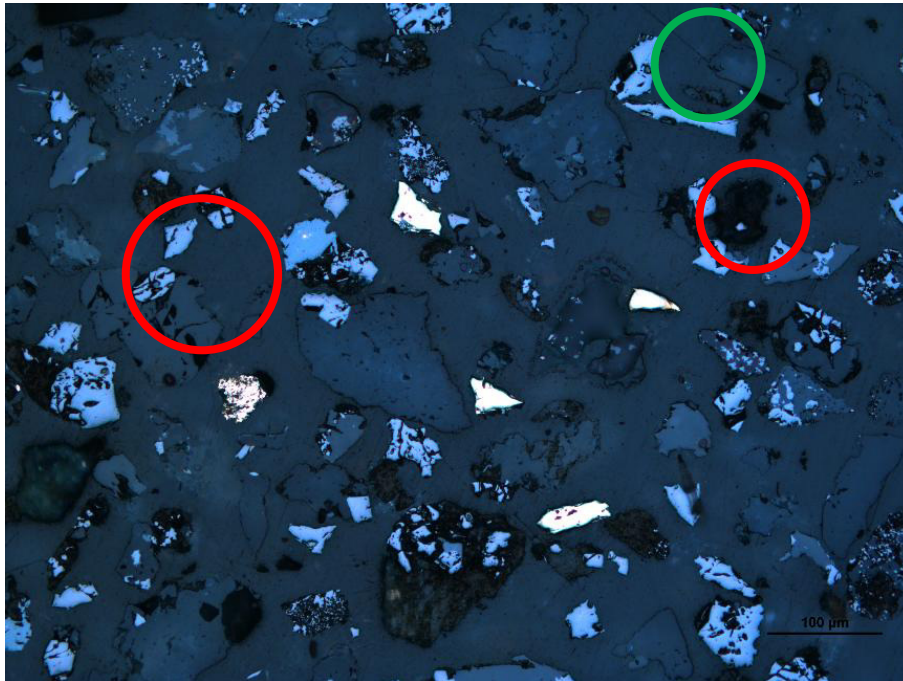


Figura 38. Fotomicrografía de las partículas de magnetita, sílice y pirita de la fracción  $-45+37$   $\mu\text{m}$ . Partículas de sílice (fase azul oscuro), magnetita (fase azul clara) y pirita (fase amarillo brillante). El círculo verde muestra una partícula de silicato libre, los círculos rojos muestran partículas asociadas de sílice y magnetita.

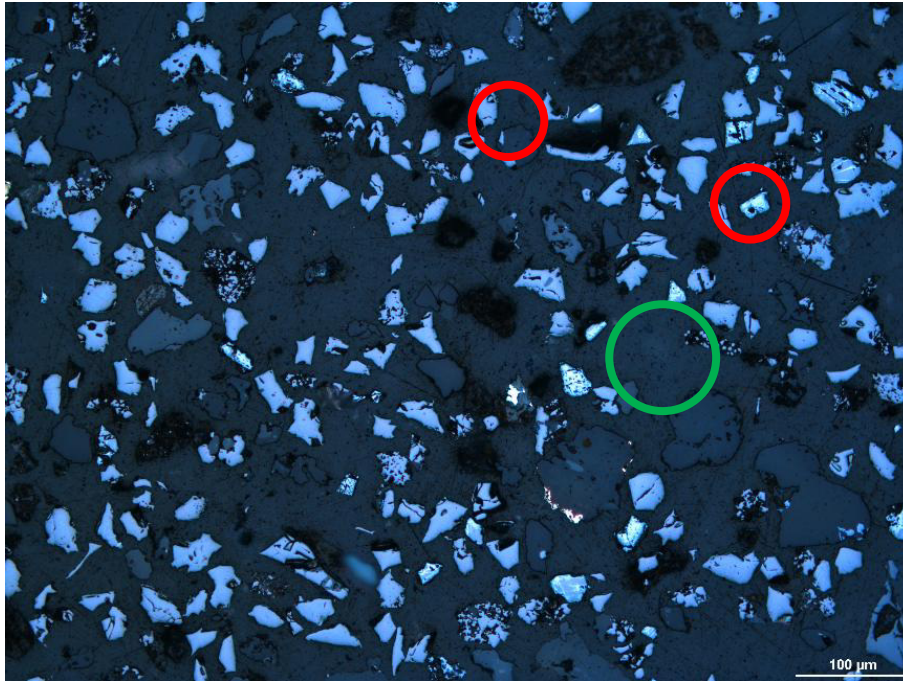


Figura 39. Fotomicrografía de las partículas de magnetita, sílice y pirita de la fracción - 37+20 μm. Partículas de sílice (fase azul oscuro), magnetita (fase azul clara) y pirita (fase amarillo brillante). El círculo verde muestra una partícula de silicato libre, los círculos rojos muestran partículas asociadas de sílice y magnetita.



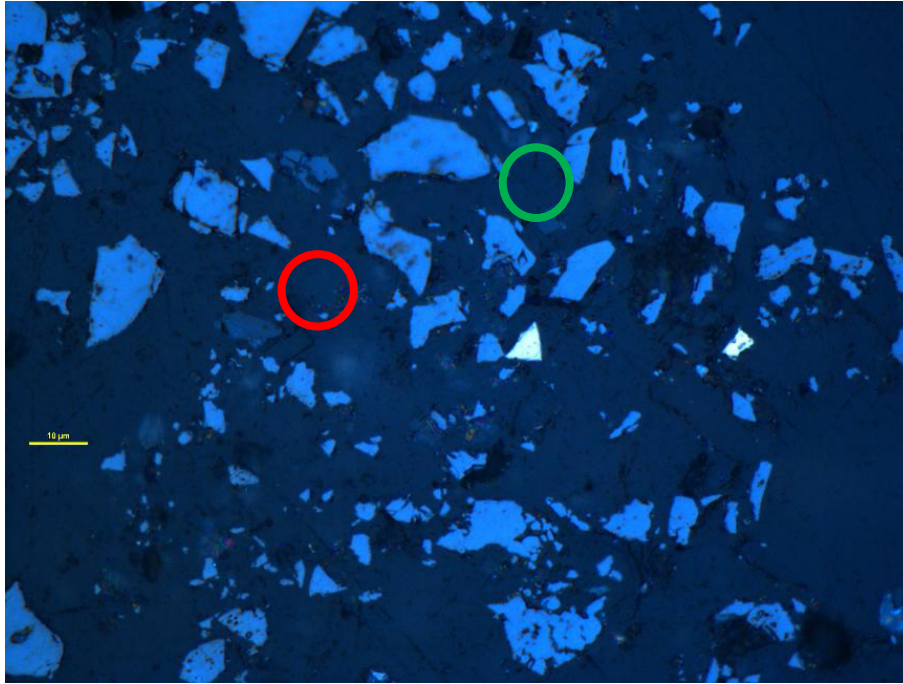


Figura 40. Fotomicrografía de las partículas de magnetita, sílice y pirita de la fracción  $-20\ \mu\text{m}$ . Partículas de sílice (fase azul oscuro), magnetita (fase azul clara) y pirita (fase amarillo brillante). El círculo verde muestra una partícula de silicato libre, los círculos rojos muestran partículas asociadas de sílice y magnetita.

La Figura B2-144 muestra el grado de  $\text{SiO}_2$  en los concentrados obtenidos. El menor grado de sílice para cada curva se obtuvo en el valor de  $J_g$  de  $10\ \text{cm/s}$ , es decir que la calidad del concentrado obtenido se incrementó con el  $J_g$ . En ambos concentrados, fue posible tener una disminución en el grado mayor a  $1\%$  lo cual es significativo al realizarlo en una sólo etapa de flotación. Para el concentrado A se obtuvieron grados de sílice de alrededor de  $2.8\%$  y para el concentrado B de  $3.9\%$  con pérdidas de hierro de  $11\%$  y  $8\%$  respectivamente. El aumento en la eliminación de sílice al aumentar el  $J_g$  se debe al aumento en la probabilidad de colisión al haber mayor cantidad de burbujas y por lo tanto mayor superficie disponible para la colección, tal como se mostró en el capítulo de caracterización hidrodinámica. Por otro lado, el aumento en la cantidad de colector mejora la probabilidad de adhesión y estabilidad, es decir disminuye la probabilidad de que una determinada partícula se desprege de su respectiva burbuja.



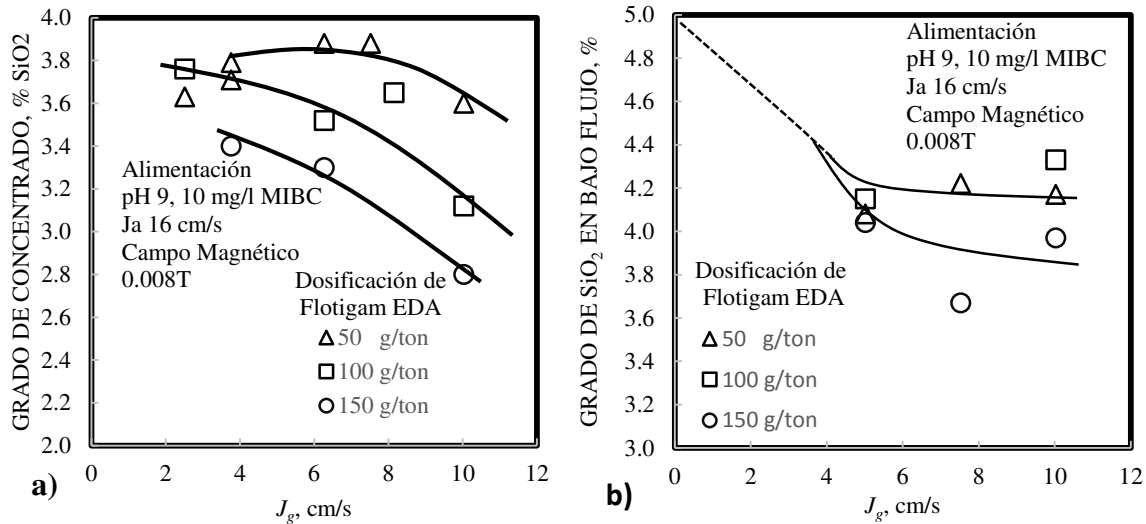


Figura 41. Efecto del  $J_g$  en el grado final de Sílice en el concentrado de magnetita con diferentes dosificaciones de colector Flotigam.

#### 7.4. Relación entre las propiedades hidrodinámicas y la cinética de flotación

La cinética de flotación es básicamente, la velocidad con la que un determinado mineral es recuperado en la fase de espuma en el proceso de flotación. Dicha velocidad dependerá de factores como química del agua, hidrofobicidad de la superficie, el pH y la carga eléctrica superficial y de las propiedades hidrodinámicas que pueda generar el equipo de flotación usado. Gorain et al. (1997) reportó que la relación cinética- $S_b$  es lineal y ascendente en celdas mecánicas, es decir que la cinética de flotación se incrementa con el valor de  $S_b$ . Por otro lado, Harbort et al. (2002) reportó que para las celdas tipo Jameson no se tienen datos acerca de cómo es esta relación. Las Figura 42 y Figura 43 muestran la cinética de flotación para el concentrado A y B en función del  $J_g$ , respectivamente. En este estudio, los gráficos se presentaron en función del  $J_g$  debido a que se encontró que existe una relación lineal entre el  $J_g$  y el  $S_b$  como se mostró en la Figura 29. De acuerdo con Harbor et al. (2002), los valores de constantes cinéticas para celdas mecánicas se encuentran en el intervalo de  $0.05-0.7\text{min}^{-1}$  y en celdas Jameson de  $10-35\text{min}^{-1}$ , los cuales concuerdan con los valores calculados en este trabajo.

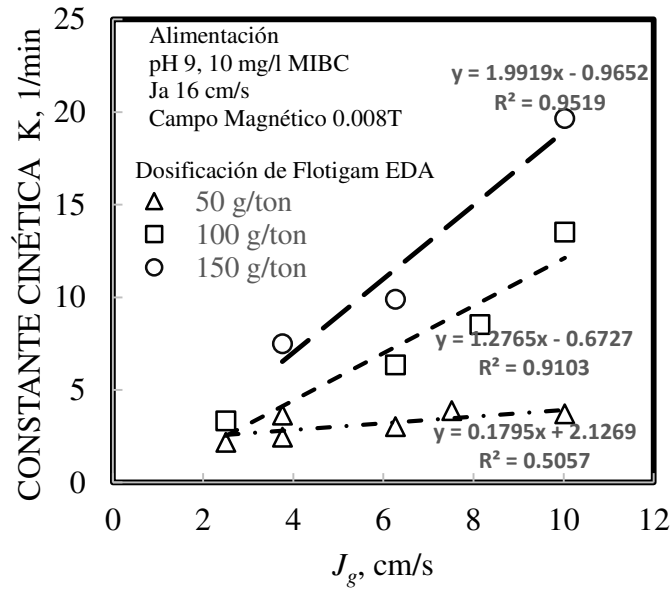


Figura 42. Efecto del  $J_g$  sobre la cinética de flotación de  $\text{SiO}_2$  en el concentrado A.

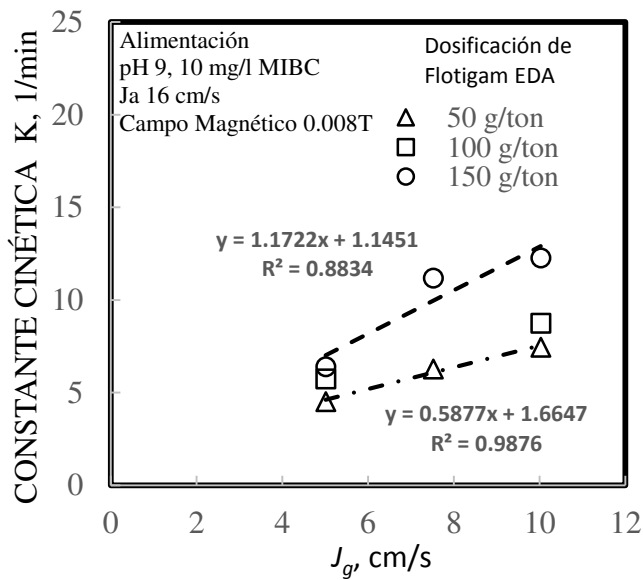


Figura 43. Efecto del  $J_g$  sobre la cinética de flotación de  $\text{SiO}_2$  en el Concentrado B.

Las Figura 42 y Figura 43 muestran una buena correlación entre los valores de  $J_g$ -K alcanzando valores superiores a 0.9, especialmente en el concentrado A, que es donde se tienen mayor número de datos para la correlación. Es interesante observar como la cinética de flotación es afectada con el incremento del  $J_g$ , y como este efecto, mejora al incrementar la concentración de colector. El efecto del colector se muestra al tener diferentes pendientes, siendo la más grande (1.99) para la dosificación más alta de 150g/ton. De la misma forma, en la Figura Figura 43 se ve reflejado el efecto del colector al incrementarse la pendiente. Estos resultados concuerdan con lo reportado por Gorian et al (1997).

Es importante aclarar que las propiedades hidrodinámicas en las celdas Jameson se controlan en la columna de flujo de descenso (downcomer), ya que es el lugar donde se lleva a cabo la colección partícula-burbuja. Estos resultados prueban que existe una relación o dependencia ascendente entre  $K$ - $S_b$ , y que el conocimiento de las propiedades hidrodinámicas permitirá tener un mejor control del proceso y, por lo tanto, un mejor rendimiento económico (costos operativos como la dosificación de reactivos) y metalúrgico (relación grado del concentrado-perdida de hierro).

## 8. Conclusiones

La eficiencia de eliminación de silicatos por flotación fue estudiada a través de las propiedades hidrodinámicas del equipo de flotación, como es el tamaño de burbuja, aire retenido y flujo de aire superficial. Se encontró que, dentro de los parámetros estudiados, el  $J_g$  es la propiedad hidrodinámica más importante en este equipo, ya que su incremento permite teóricamente una mayor probabilidad de flotación de silicatos. Los resultados obtenidos coincidieron con lo reportado por Perez-Garibay (2012), Dobby y Finch (1986), Gorain et al. (1996), Sun-Su Do (2004) y Nettet et al. (2005).

Adicionalmente, se determinó que la concentración de colector es la variable controlante en la eliminación de silicatos. La eliminación de  $\text{SiO}_2$  en ambos concentrados respondió de manera similar al  $J_g$ , sin embargo, el concentrado B presentó una menor sensibilidad a la

dosificación de colector, lo que indica la necesidad de un mayor consumo. El menor grado de  $\text{SiO}_2$  conseguido con este concentrado fue de 3.67 % con una recuperación de 91.62 %, esto quiere decir que aumentando la dosificación de colector es posible disminuir la  $\text{SiO}_2$ , hasta un valor aceptable de 3% o menor, sin embargo, el consumo de colector y el sacrificio de la recuperación de hierro puede impactar de manera importante la relación costo-beneficio del proceso.

Los resultados obtenidos en el análisis modal indicaron que la mayor pérdida de hierro se da en las partículas finas que están casi por completo liberadas, es decir que su pérdida en las colas es debido a la baja eficiencia de depresión magnética.

Por otro lado, con el concentrado A se obtuvieron grados inferiores al 3% y recuperaciones de hierro superiores a 90%. Estos resultados son prometedores si se considera que se obtuvieron con tan sólo una etapa de flotación en el Flotmagnefloc

Para continuar con la optimización de este proceso, trabajos futuros pueden ser evaluar la posibilidad de mejorar la recuperación global de circuito de concentración magnética, recirculando las colas a una etapa previa de remolienda o de tambores magnéticos (según lo determine la liberación de partícula). Además, de realizar estudios modificando el tamaño de la cama de espuma y agua de lavado de espuma para disminuir la pérdida de hierro.

## **Bibliografía**

- Araujo, A. C., Viana, P. R. M., y Peres, A. E. C. (2004) Reagents in iron ores flotation. *Mineral Engineering*. 18 (2). 219-224.
- Araya, R., Gomez, C., Finch, J. A., Huynh, L. y Young, M. (2016) Characterization of frother effects on gas dispersion in a Jameson cell. XXVII International Mineral Processing Congress. 145-154.
- Calgaroto, S., Azevedo, A., Rubio, J. (2016) Separation of amine-insoluble species by flotation with nano and microbubbles. *Mineral Engineering*. 89. 24-29.
- Corona-Arroyo, M. A., (2015) Disminución de SiO<sub>2</sub> en Concentrados de Magnetita mediante Flotación Inversa en columna de Flujo Descendente Asistida con Campos Magnéticos Uniformes Bajos (Tesis Doctorado). Universidad Autónoma de San Luis Potosí, México.
- Corona-Arroyo M. A., López-Valdivieso A., Laskowski J. S., Encinas-Oropesa A. (2015) Effect of frothers and dodecylamine on bubble size and gas holdup in a downflow column. *Minerals Engineering*, 81. 109-115.
- Dahlke, R., Gomez, C. y Finch, J. A. (2005) Operating range of a flotation cell from gas holdup vs. gas rate. *Mineral Engineering*. 18 (9). 977-980.
- Dobby, G.S., y Finch, J.A. (1986) Particle collection in columns-Gas rate and bubble size effects. *Canadian Metallurgical Quarterly*. 25. 9-13.
- Do, S. (2004) Hydrodynamic characterization of a Denver laboratory flotation cell (Tesis de Maestría) McGill University, Montreal, Canada.
- Finch, J. A., y Dobby, G. S. (1990) Column Flotation. E.U.A.: PERGAMON PRESS
- Finch, J. A., Xiao, J., Hardie, C., y Gomez, C. O. (2000) Gas dispersion properties: Bubble surface area flux and gas holdup, *Minerals Engineering*. 13 (4). 365-372.

- Fruehan, R.J., Fortini, O., Paxton H. W., Brindle, R. (2000) Theoretical minimum energies to produce steel for selected conditions (tesis de maestría) Carnegie Mellon University, E.U.A.
- Fuerstenau, M.C. and Palmer, B.R. (1976) Anionic flotation of oxides and silicates, *Flotation – A. M. Gaudin Memorial Volume*. 1. 148-196.
- Gorain, B. K., Franzidis, J. P. y Manlapig, E. V. (1997) Studies on impeller type, impeller speed and air flow rate in an industrial scale flotation cell. Part 4: effect of the bubbles surface area flux on flotation performance. *Mineral Engineering*. 10 (4). 367-379.
- Gupta, A., y Yan, D. (2016). Mineral processing design and operations. an introduction. E.U.A.: ELSEVIER
- Harbort, G. J., Manlapig, E. V. y DeBono, S. K. (2002) Particle collection within the Jameson cell downcomer. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, 111 (1), 1-10.
- Hernandez-Aguilar, J., Coleman, R. G., Gomez, C. O., Finch, J. A. (2004). A comparison between capillary and imaging techniques for sizing bubbles in flotation systems (tesis doctorado). McGill University, Canada.
- Houot, R., (1983). Beneficiation of iron ore by flotation — review of industrial and potential applications. *Int. J. Miner. Process.* 10, 183–204.
- Indian Bureau of Mines (2011) Iron and steel—Vision 2020, Ore dressing section. Nagpur
- Klimpel, R.R., Dhansen, R. and Fee, B.S. (1986) Selection of flotation reagents for mineral flotation. In design and installation of concentration and dewatering circuit, Ed: A.L. Mular and M.A. Anderson. 26. 384-404.
- López-Valdivieso, A., Corona-Arroyo, M.A., Encinas-Oropesa, A., Garcia-Martínez, H.A., Aquino-Rosalío, C.E., y Nahmad-Molinari, Y. (2018) Inhibiting the amine flotation of magnetite through aggregation with uniform low magnetic fields and no chemical depressants. *Minerals Engineering*. 119. 130-136.

- Lu, L. (2015) Iron ore. Mineralogy. Processing and environmental sustainability. E.U.A.: ELSIEVER
- Matis, K. A. (1995) Flotation science and engineering. E.U.A.: CRC Press
- Ma, X., Marques, M., y Gontijo, C. (2011) Comparative studies of reverse cationic/anionic flotation of Vale iron ore. *International Journal of Mineral Processing*. 100 (3-4). 179-183.
- Nesset, J. E., Hernandez-Aguilar, J. R., Acuna, C., Gomez, C. O. y Finch, J. A. (2006) Some gas dispersión characteristics of mechanical flotation mechnes. *Mineral Engineering*. 19 (6-8). 807-815.
- Leja, J. (1982) Surface chemistry of froth flotation. Canada: PLENUM PRESS.
- López-Valdivieso, A., Corona-Arroyo, M.A., Encinas-Oropesa, A., Garcia-Martinez, H.A., Aquino-Rosalío, C.E., Nahmad-Molinari, Y. (2018) Inhibiting the amine flotation of magnetite through aggregation with uniform magnetic fields and no chemical depressants. *Mineral Engineering*. 119. 130-136.
- Perez-Garibay, R., Martinez-Ramos, E., y Rubio, J. (2012) Gas dispersion measurements in microbubble flotation systems. *Mineral Engineering*. 26. 34-40.
- Sandvik, K., Larsen, E. (2014) Iron ore flotation with environmentally friendly reagents. *Mineral and Metallurgic Processing*. 31 (2). 95-102.
- Stefanita, C. G. (2012). Magnetism. Basics and applications. (pp. 3, 4 y 5). E.U.A.: Springer
- Svoboda, J. (2004) Magnetic techniques for the treatment of material. E.U.A.: Springer
- Vieira, A. M., Peres, A. E. C. (2007) The effect of amine type, pH, and size range in the flotation of quartz, *Minerals Engineering*. 20 (10). 1008-10013.
- Wasson, P.A., Sorensen, R.T., Frommer, D.W. (1963). U.S. Bureau of mines. Report of investigations 6199.
-

Wills, B. A., y Finch, J. A. (2016). *Mineral Processing technology. An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*. E.U.A.: ELSEVIER

World Steel Association (2014). Blast Furnace Iron (BFI) 1980–2012. Beijing, China. *World Steel Association AISBL*.  
[http://www.worldsteel.org/dms/internetDocumentList/statistics-archive/productionarchive/iron-archive/ironannually/BFI\\_yearly\\_19802012/document/BFI%20annual%201980-2012.pdf](http://www.worldsteel.org/dms/internetDocumentList/statistics-archive/productionarchive/iron-archive/ironannually/BFI_yearly_19802012/document/BFI%20annual%201980-2012.pdf).

Xia, L.Y., Zhong, H., Liu, G.Y., Huang, Z.Q., Chang, Q.W. (2009) Flotation separation of the aluminosilicates from diasporite by a Gemini cationic collector, *International Journal of Mineral Processing*. 92 (1-2). 74–83.

Yellishetty, M., Ranjitha, P.G., Tharumarajah, A., 2010. Iron ore and steel production trends and material flows in the world: is this really sustainable? *Resour. Conserv. Recycl.* 54, 1084–1094.



## Apéndice A. Determinación de los flujos de líquido y aire

### A1. Calibración de la bomba peristáltica

Durante el presente trabajo se utilizó una bomba peristáltica para enviar el flujo desde el tanque acondicionador hasta el equipo Flotmagnefloc. La bomba cuenta con un regulador con una escala circular graduada del 1 al 10, en donde 1 es la menor velocidad y 10 la máxima. La Tabla A1-1 muestra los resultados de la calibración dentro de los rangos de velocidad en los que la columna se mantenía estable.

Tabla A1-1. Calibración de la bomba peristáltica de alimentación al Flotmagnefloc.

Indicador de la bomba	Flujo	
	cm <sup>3</sup> /min	cm <sup>3</sup> /s
5	810	13.5
6	1100	18.3
7	1260	21.0
8	1380	23.0
9	1590	26.5
10	1600	26.67

**A2. Determinación de  $J_a$  y  $J_g$**

A partir de la calibración de la bomba y el área transversal del mezclador y la columna de separación se calcularon los valores de  $J_a$  (Tabla A2-1). Por otro lado, el  $J_g$  se calculó a partir de las lecturas hechos con el flujómetro (Tabla A2-2).

Tabla A2-1. Cálculo de  $J_a$  en función del área transversal del mezclador y de la columna de separación.

Flujo volumétrico de alimentación	Mezclador		Columna	
	Área transversal	$J_a$	Área trasversal	$J_a$
cm <sup>3</sup> /s	cm <sup>2</sup>	cm/s	cm <sup>2</sup>	cm/s
13.5	1.33	10.15	78.54	0.17
18.3		13.78		0.23
21.0		15.79		0.27
23.0		17.29		0.29
26.5		19.93		0.34
26.67		20.05		0.34

Tabla A2-2. Calculo del  $J_g$  en función del área transversal del mezclador y de la columna de separación.

Flujo volumétrico aspirado	Mezclador		Columna	
	Área transversal	$J_g$	Área trasversal	$J_g$
cm <sup>3</sup> /s	cm <sup>2</sup>	cm/s	cm <sup>2</sup>	cm/s
1.67	1.33	1.25	78.54	0.02
3.33		2.51		0.04
5.00		3.76		0.06
6.67		5.01		0.09
8.33		6.27		0.11
10.00		7.52		0.13
11.67		8.77		0.15
13.33		10.03		0.17
15.00		11.28		0.19
16.67		12.53		0.21

## Apéndice B. Medición de burbujas

### B1. Estadística descriptiva de los datos obtenidos

Para la determinación del  $D_{32}$ , se realizó la medición del diámetro de cada burbuja mediante el software Vision Assistant 2010 a partir de las imágenes capturadas. Los datos se capturaron en Excel 2013 y se obtuvo la estadística descriptiva de las pruebas realizadas con 2.51, 3.76, 5.01, 6.27, 8.77 y 10.03 cm/s de  $J_g$  (Tablas B1-1, 2, 3, 4, 5, 6 y 7).

Tabla B1-1. Estadística descriptiva de la medición de burbujas para un  $J_g$  de 2.51 cm/s (3.33 cm<sup>3</sup>/s).

Estadística Descriptiva Prueba 1		Estadística Descriptiva Prueba 2	
Media	0.438	Media	0.428
Error típico	0.003	Error típico	0.002
Mediana	0.428	Mediana	0.381
Moda	0.428	Moda	0.381
Desviación estándar	0.225	Desviación estándar	0.198
Varianza de la muestra	0.051	Varianza de la muestra	0.039
Curtosis	28.125	Curtosis	64.563
Coficiente de asimetría	3.108	Coficiente de asimetría	6.647
Rango	2.759	Rango	2.950
Mínimo	0.143	Mínimo	0.285
Máximo	2.902	Máximo	3.235
Suma	2020	Suma	6330.906
Cuenta	4615	Cuenta	14787

Tabla B1-2. Estadística descriptiva de la medición de burbujas para un  $J_g$  de 3.76 cm/s (5.00 cm<sup>3</sup>/s).

Estadística Descriptiva	
Media	0.50
Error típico	0.004
Mediana	0.43
Moda	0.38
Desviación estándar	0.27
Varianza de la muestra	0.07
Curtosis	11.95
Coefficiente de asimetría	2.79
Rango	3.00
Mínimo	0.24
Máximo	3.24
Suma	2009.70
Cuenta	3987

Tabla B1-3. Estadística descriptiva de la medición de burbujas para un  $J_g$  de 5.01 cm/s (6.67 cm<sup>3</sup>/s)

Estadística Descriptiva Prueba 1		Estadística Descriptiva Prueba 2	
Media	0.579	Media	0.458
Error típico	0.006	Error típico	0.002
Mediana	0.476	Mediana	0.381
Moda	0.428	Moda	0.381
Desviación estándar	0.362	Desviación estándar	0.251
Varianza de la muestra	0.131	Varianza de la muestra	0.063
Curtosis	18.133	Curtosis	40.073
Coefficiente de asimetría	3.736	Coefficiente de asimetría	5.254
Rango	3.758	Rango	3.568
Mínimo	0.238	Mínimo	0.286
Máximo	3.996	Máximo	3.854
Suma	1919.396	Suma	5061.775
Cuenta	3315	Cuenta	11065

Tabla B1-4. Estadística descriptiva de la medición de burbujas para un  $J_g$  de 6.27 cm/s (8.33 cm<sup>3</sup>/s).

Estadística Descriptiva Prueba 1		Estadística Descriptiva Prueba 2		Estadística Descriptiva Prueba 3	
Media	0.521	Media	0.522	Media	0.520
Error típico	0.006	Error típico	0.004	Error típico	0.004
Mediana	0.422	Mediana	0.428	Mediana	0.428
Moda	0.375	Moda	0.381	Moda	0.381
Desviación estándar	0.384	Desviación estándar	0.379	Desviación estándar	0.336
Varianza de la muestra	0.148	Varianza de la muestra	0.144	Varianza de la muestra	0.113
Curtosis	18.500	Curtosis	42.926	Curtosis	35.272
Coefficiente de asimetría	4.065	Coefficiente de asimetría	5.842	Coefficiente de asimetría	5.248
Rango	3.046	Rango	4.472	Rango	4.139
Mínimo	0.234	Mínimo	0.285	Mínimo	0.285
Máximo	3.281	Máximo	4.758	Máximo	4.425
Suma	1945.6	Suma	4524.2	Suma	4401.7
	28		17		09
Cuenta	3736	Cuenta	8670	Cuenta	8472

Tabla B1-5. Estadística descriptiva de la medición de burbujas para un  $J_g$  de 7.52 cm/s (10.00 cm<sup>3</sup>/s).

Estadística descriptiva Prueba 1		Estadística descriptiva Prueba 2	
Media	0.503	Media	0.555
Error típico	0.004	Error típico	0.005
Mediana	0.428	Mediana	0.428
Moda	0.381	Moda	0.381
Desviación estándar	0.256	Desviación estándar	0.446
Varianza de la muestra	0.066	Varianza de la muestra	0.199
Curtosis	43.554	Curtosis	29.302
Coefficiente de asimetría	5.610	Coefficiente de asimetría	5.057
Rango	3.568	Rango	4.472
Mínimo	0.285	Mínimo	0.285
Máximo	3.854	Máximo	4.758
Suma	2026.870	Suma	4056.928
Cuenta	4026	Cuenta	7309

Tabla B1-6. Estadística descriptiva de la medición de burbujas para un  $J_g$  de 8.77 cm/s (11.67 cm<sup>3</sup>/s).

Estadística descriptiva Prueba 1		Estadística descriptiva Prueba 2	
Media	0.543	Media	0.572
Error típico	0.006	Error típico	0.006
Mediana	0.476	Mediana	0.476
Moda	0.428	Moda	0.428
Desviación estándar	0.244	Desviación estándar	0.389
Varianza de la muestra	0.059	Varianza de la muestra	0.151
Curtosis	11.549	Curtosis	31.788
Coefficiente de asimetría	2.749	Coefficiente de asimetría	5.160
Rango	2.284	Rango	4.425
Mínimo	0.238	Mínimo	0.285
Máximo	2.522	Máximo	4.710
Suma	1061.558	Suma	2535.883
Cuenta	1955	Cuenta	4436

Tabla B1-7. Estadística descriptiva de la medición de burbujas para un  $J_g$  de 10.03 cm/s (13.33 cm<sup>3</sup>/s).

Estadística descriptiva Prueba 1		Estadística descriptiva Prueba 2		Estadística descriptiva Prueba 3	
Media	0.623	Media	0.505	Media	0.519
Error típico	0.012	Error típico	0.003	Error típico	0.004
Mediana	0.428	Mediana	0.381	Mediana	0.381
Moda	0.381	Moda	0.333	Moda	0.333
Desviación estándar	0.519	Desviación estándar	0.339	Desviación estándar	0.386
Varianza de la muestra	0.269	Varianza de la muestra	0.115	Varianza de la muestra	0.149
Curtosis	7.692	Curtosis	16.270	Curtosis	19.351
Coefficiente de asimetría	2.772	Coefficiente de asimetría	3.546	Coefficiente de asimetría	4.068
Rango	3.330	Rango	3.473	Rango	3.378
Mínimo	0.238	Mínimo	0.285	Mínimo	0.285
Máximo	3.568	Máximo	3.758	Máximo	3.663
Suma	1211.0	Suma	6015.2	Suma	4533.7
	41		41		32
Cuenta	1944	Cuenta	11901	Cuenta	8742

**B2. Histogramas de la medición de burbujas**

Después del conteo de burbujas, se generaron histogramas con alrededor de 14 clases. Sin embargo, para la determinación del  $D_{32}$  solo se tomaron en cuenta las clases que entran en el intervalo  $\bar{x} \pm 2\sigma$ . Las tablas B2-1 a B2-15 y figuras B2-1 a B2-15 muestran los datos de las clases que entran en dicho intervalo.

Tabla B2-1. Datos del histograma de la primera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 2.51 cm/s (3.33 cm<sup>3</sup>/s).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	D <sup>3</sup>	nD <sup>3</sup>	D <sup>2</sup>	nD <sup>2</sup>	$D_{32}$ , mm
0.14	534	0.00	1.55	0.02	10.88	0.63
0.35	780	0.04	34.89	0.13	98.29	
0.57	2212	0.18	403.75	0.32	711.76	
0.78	910	0.47	431.03	0.61	552.95	
SUMATORIA			871.22		1373.88	

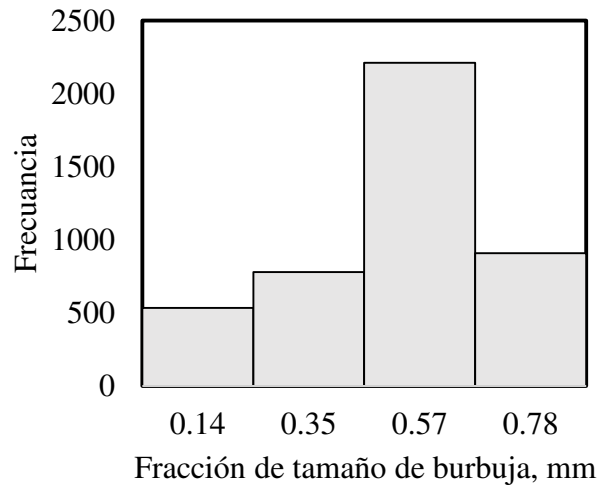


Figura B2-144. Histograma para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 2.51 cm/s (3.33 cm<sup>3</sup>/s).

Tabla B2-2. Datos del histograma de la segunda prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 2.51 cm/s (3.33 cm<sup>3</sup>/s).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	$D^3$	$nD^3$	$D^2$	$nD^2$	$D_{32}$ , mm
0.29	2131	0.02	49.57	0.08	173.64	0.57
0.51	9939	0.13	1336.76	0.26	2609.06	
0.74	2219	0.40	896.48	0.55	1212.68	
SUMATORIA			2282.80		3995.38	

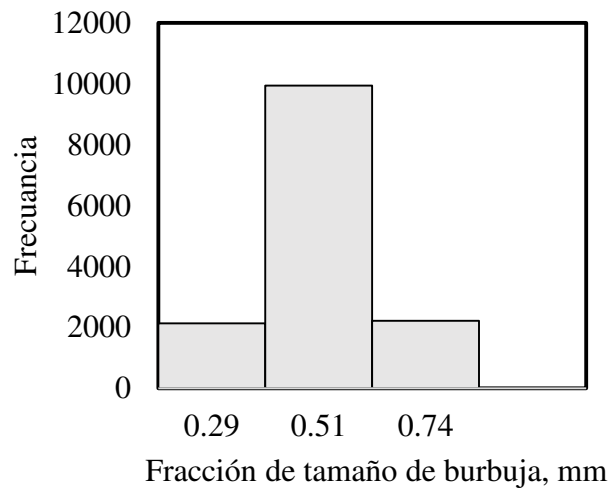


Figura B2-2. Histograma de la segunda prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 2.51 cm/s (3.33 cm<sup>3</sup>/s).

Tabla B2-3. Datos del histograma para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 3.76 cm/s (5.00 cm<sup>3</sup>/s).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	$D^3$	$nD^3$	$D^2$	$nD^2$	$D_{32}$ , mm
0.24	247	0.01	3.32	0.06	13.98	0.66
0.47	2057	0.10	211.44	0.22	451.38	
0.70	1081	0.34	369.19	0.49	528.17	
0.93	317	0.80	254.62	0.86	273.91	
SUMATORIA			838.58		1267.44	



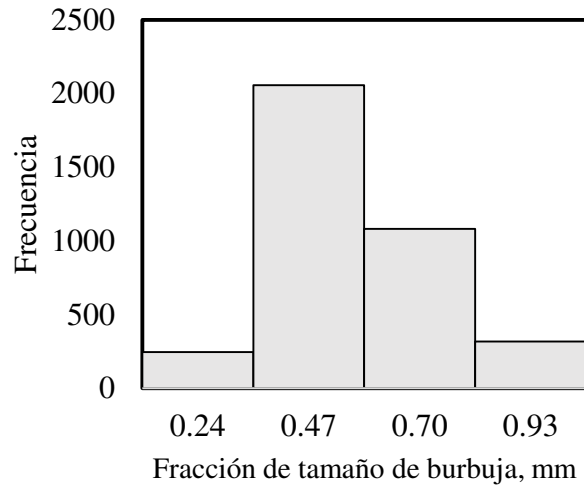


Figura B2-3. Histograma para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 3.76 cm/s (5.00 cm<sup>3</sup>/s).

Tabla B2-4. Datos del histograma de la primera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 5.01 cm/s (6.67 cm<sup>3</sup>/s).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	D <sup>3</sup>	nD <sup>3</sup>	D <sup>2</sup>	nD <sup>2</sup>	$D_{32}$ , mm
0.24	184	0.01	2.48	0.06	10.41	0.73
0.53	1875	0.15	274.42	0.28	520.73	
0.82	945	0.54	513.66	0.67	629.40	
1.11	140	1.35	189.01	1.22	171.01	
SUMATORIA			979.56		1331.55	

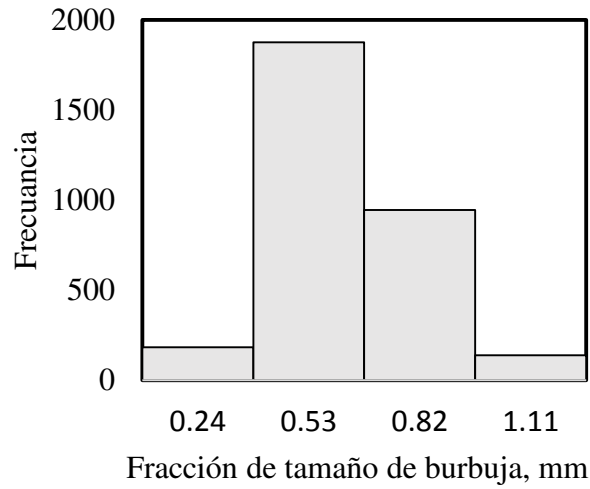


Figura B2-4. Histograma de la primera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 5.01 cm/s (6.67 cm<sup>3</sup>/s).

Tabla B2-5. Datos del histograma de la segunda prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 5.01 cm/s (6.67 cm<sup>3</sup>/s).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	$D^3$	$nD^3$	$D^2$	$nD^2$	$D_{32}$ , mm
0.29	1616	0.02	37.59	0.08	131.68	
0.56	7471	0.18	1311.54	0.31	2342.32	0.63
0.83	1473	0.58	855.73	0.70	1025.55	
SUMATORIA			2204.85		3499.55	

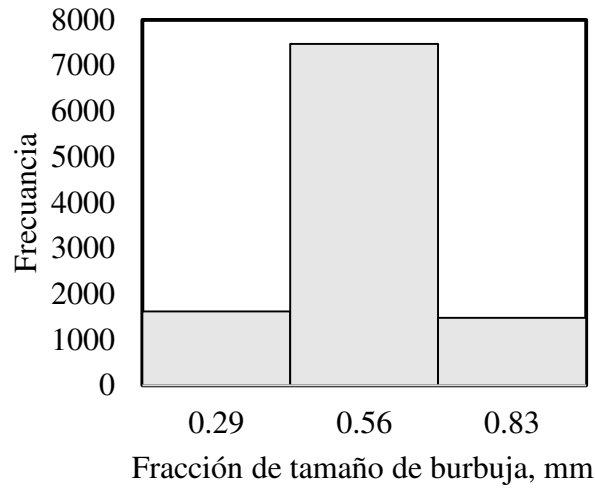


Figura B2-5. Histograma de la segunda prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 5.01 cm/s ( $6.67 \text{ cm}^3/\text{s}$ ).

Tabla B2-6. Datos del histograma de la primera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 6.27 cm/s ( $8.33 \text{ cm}^3/\text{s}$ ).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	$D^3$	$nD^3$	$D^2$	$nD^2$	$D_{32}$ , mm
0.24	161.00	0.01	2.17	0.06	9.11	
0.48	1972.00	0.11	212.36	0.23	446.35	
0.71	1225.00	0.36	445.21	0.51	623.86	0.68
0.95	178.00	0.86	153.34	0.91	161.16	
1.19	36.00	1.68	60.57	1.41	50.93	
SUMATORIA			873.65		1291.41	

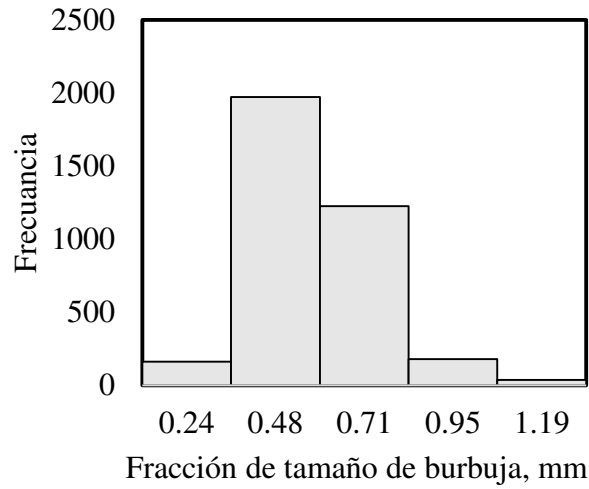


Figura B2-6. Histograma de la primera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 5.01 cm/s ( $6.67 \text{ cm}^3/\text{s}$ ).

Tabla B2-7. Datos del histograma de la segunda prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 6.27 cm/s ( $8.33 \text{ cm}^3/\text{s}$ ).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	$D^3$	$nD^3$	$D^2$	$nD^2$	$D_{32}$ , mm
0.29	583	0.02	13.56	0.08	47.51	
0.63	6891	0.25	1718.68	0.40	2730.38	0.70
0.97	860	0.92	793.36	0.95	814.98	
SUMATORIA			2525.60		3592.87	

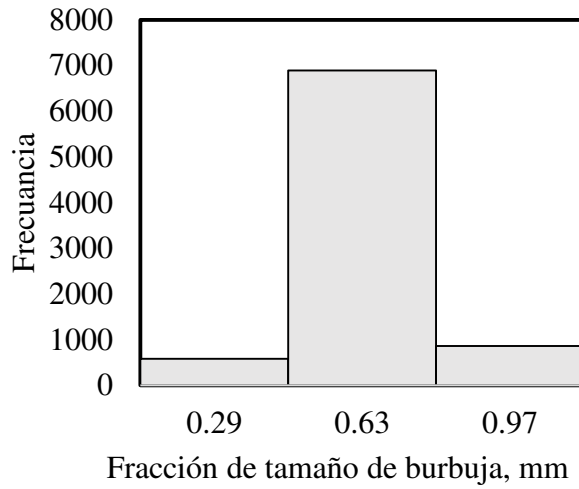


Figura B2-7. Histograma de la segunda prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 5.01 cm/s ( $6.67 \text{ cm}^3/\text{s}$ ).

Tabla B2-8VII. Datos del histograma de la tercera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 6.27 cm/s ( $8.33 \text{ cm}^3/\text{s}$ ).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	$D^3$	$nD^3$	$D^2$	$nD^2$	$D^{3/2}$ , mm
0.29	529	0.02	12.30	0.08	43.11	
0.60	6339	0.22	1395.72	0.36	2311.39	0.70
0.92	1234	0.78	967.93	0.85	1049.54	
SUMATORIA			2375.96		3404.04	

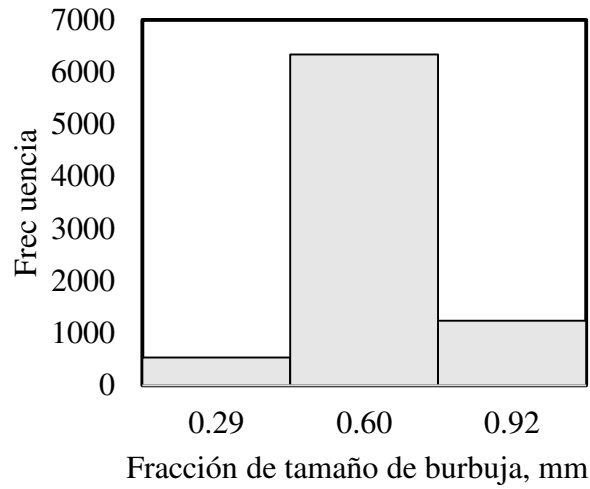


Figura B2-8. Histograma de la tercera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 5.01 cm/s ( $6.67 \text{ cm}^3/\text{s}$ ).

Tabla B2-9. Datos del histograma de la primera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 7.52 cm/s ( $10 \text{ cm}^3/\text{s}$ ).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	$D^3$	$nD^3$	$D^2$	$nD^2$	$D_{32}$ , mm
0.29	165	0.02	3.84	0.08	13.44	
0.56	2866	0.18	503.13	0.31	898.55	0.67
0.83	851	0.58	494.38	0.70	592.49	
SUMATORIA			1001.35		1504.49	

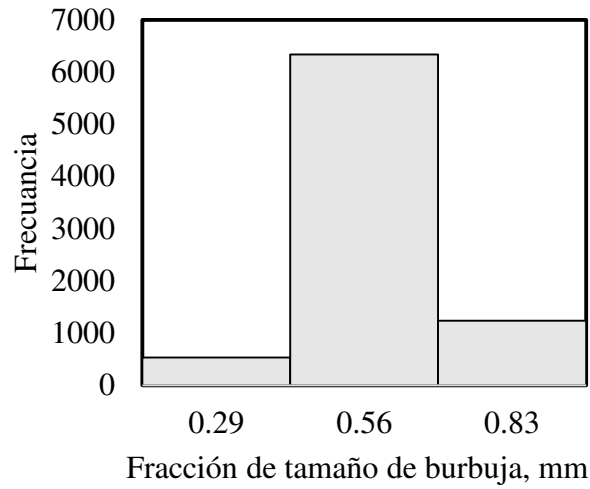


Figura B2-9. Histograma de la primera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 7.52 cm/s (10.00 cm<sup>3</sup>/s).

Tabla B2-10. Datos del histograma de la tercera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 7.52 cm/s (10 cm<sup>3</sup>/s).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	D <sup>3</sup>	nD <sup>3</sup>	D <sup>2</sup>	nD <sup>2</sup>	$D_{32}$ , mm
0.29	429	0.02	9.98	0.08	34.96	
0.63	5787	0.25	1443.33	0.40	2292.95	0.74
0.97	728	0.92	671.59	0.95	689.89	
SUMATORIA			2355.87		3193.11	

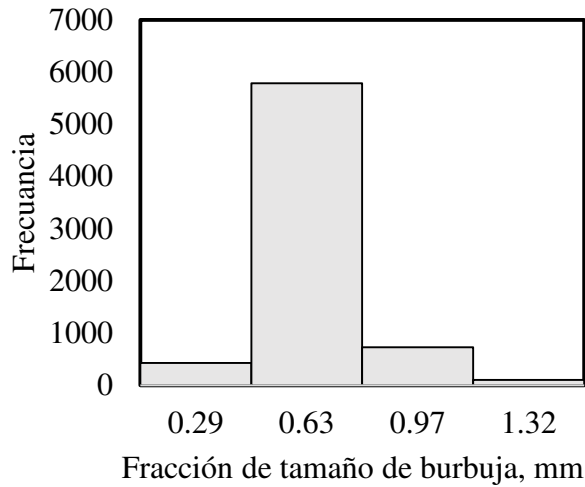


Figura B2-10. Histograma de la tercera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 7.52 cm/s (10.00 cm<sup>3</sup>/s).

Tabla B2-11. Datos del histograma de la primera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 8.77 cm/s (11.67 cm<sup>3</sup>/s).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	D <sup>3</sup>	nD <sup>3</sup>	D <sup>2</sup>	nD <sup>2</sup>	$D_{32}$ , mm
0.24	69	0.01	0.93	0.06	3.90	
0.43	719	0.08	56.44	0.18	131.82	
0.62	773	0.24	182.88	0.38	295.69	0.67
0.81	233	0.53	123.27	0.65	152.41	
1.00	88	1.00	87.76	1.00	87.84	
		SUMATORIA	541.28		671.67	



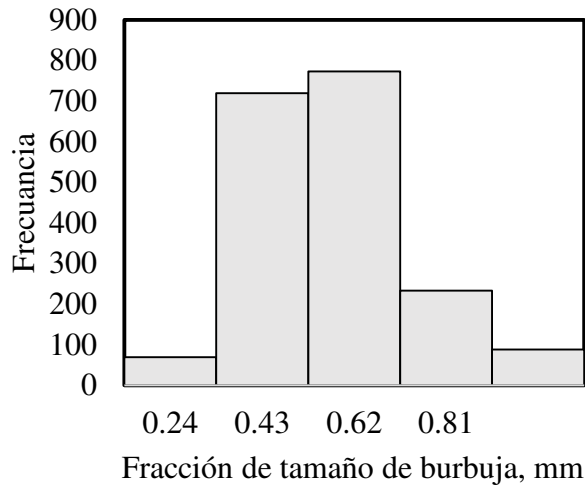


Figura B2-11. Histograma de la primera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 8.77 cm/s (11.67 cm<sup>3</sup>/s).

Tabla B2-12. Datos del histograma de la segunda prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 8.77 cm/s (11.67 cm<sup>3</sup>/s).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	$D^3$	$nD^3$	$D^2$	$nD^2$	$D_{32}$ , mm
0.29	112	0.02	2.61	0.08	9.13	0.75
0.63	3563	0.25	873.24	0.39	1395.38	
0.97	554	0.90	499.63	0.93	517.13	
1.31	76	2.23	169.49	1.71	129.73	
SUMATORIA			1544.96		2051.37	

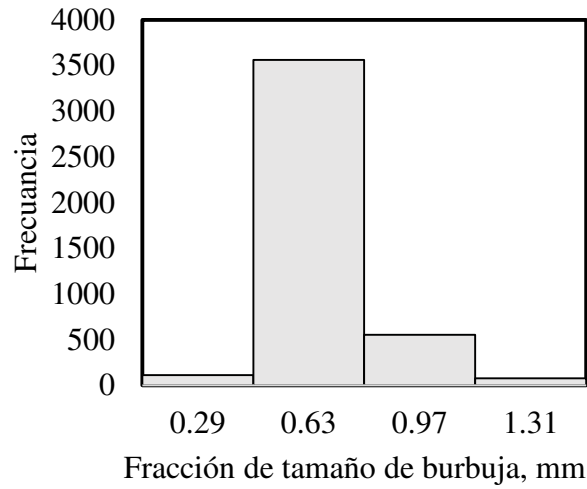


Figura B2-12. Histograma de la segunda prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 8.77 cm/s (11.67 cm<sup>3</sup>/s).

Tabla B2-13. Datos del histograma de la primera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 10.03 cm/s (13.33 cm<sup>3</sup>/s).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	$D^3$	$nD^3$	$D^2$	$nD^2$	$D_{32}$ , mm
0.24	120.00	0.01	1.62	0.06	6.79	0.80
0.49	1053.00	0.12	126.99	0.24	257.03	
0.75	435.00	0.42	183.69	0.56	244.84	
1.01	118.00	1.02	120.28	1.01	119.52	
1.26	49.00	2.01	98.62	1.59	78.11	
1.52	21.00	3.50	73.57	2.31	48.44	
SUMATORIA			604.76		754.73	

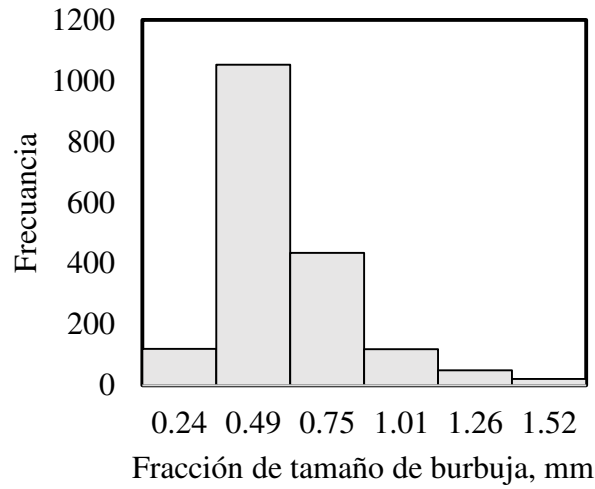


Figura B2-13. Histograma de la primera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 10.03 cm/s (13.33 cm<sup>3</sup>/s).

Tabla B2-14. Datos del histograma de la segunda prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 10.03 cm/s (13.33 cm<sup>3</sup>/s).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	$D^3$	$nD^3$	$D^2$	$nD^2$	$D_{32}$ , mm
0.29	2159	0.02	50.22	0.08	175.92	0.70
0.55	6865	0.17	1158.51	0.31	2096.42	
0.82	1723	0.55	949.20	0.67	1157.89	
1.09	529	1.28	679.29	1.18	624.96	
SUMATORIA			2837.21		4055.20	

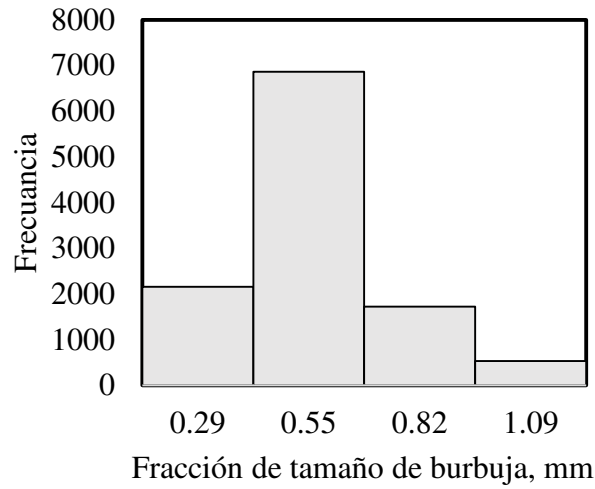


Figura B2-14. Histograma de la segunda prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 10.03 cm/s (13.33 cm<sup>3</sup>/s).

Tabla B2-15. Datos del histograma de la segunda prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 10.03 cm/s (13.33 cm<sup>3</sup>/s).

Clase (D), mm	Frecuencia (n)	D <sup>3</sup>	nD <sup>3</sup>	D <sup>2</sup>	nD <sup>2</sup>	$D_{32}$ , mm
0.29	1159	0.02	26.96	0.08	94.44	0.68
0.55	5489	0.16	889.98	0.30	1632.11	
0.81	1271	0.52	663.35	0.65	823.90	
1.06	380	1.21	458.98	1.13	430.98	
SUMATORIA			2039.26		2981.43	

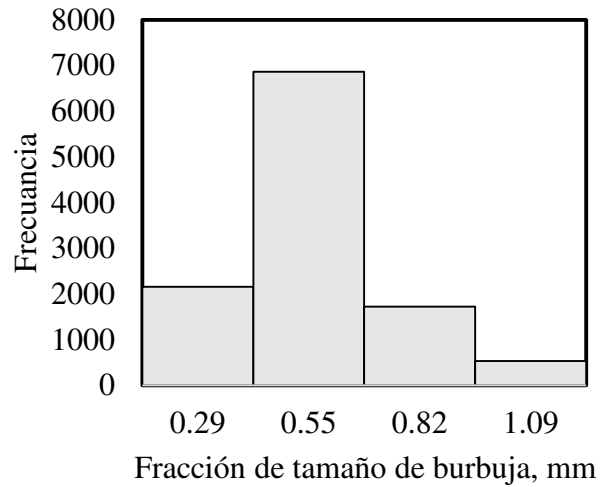


Figura B2-15. Histograma de la primera prueba para la determinación del  $D_{32}$  a un  $J_g$  de 10.03 cm/s (13.33 cm<sup>3</sup>/s).

**Apéndice C. Estudio de liberación de partículas**

**C1. Liberación relativa de Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, sílice y FeS<sub>2</sub> de las colas de flotación de sílice a un  $J_g$  de 6.27 cm/s y una adición de colector de 150 gr/ton de colector.**

Tabla C1-1. Liberación relativa de las colas de flotación de sílice a un  $J_g$  de 6.27 cm/s y una adición de 150g/ton de colector para el concentrado

Fracción (µm)	Especie Mineral	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	Sílice	FeS <sub>2</sub>
+37	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	73.90	51.67	35.73
	Sílice	23.96	46.58	17.44
	FeS <sub>2</sub>	2.14	1.74	46.83
-37 +20	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	91.69	43.02	0.00
	Sílice	8.31	49.42	16.00
	FeS <sub>2</sub>	0.00	7.56	84.00
-20	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	97.93	44.81	12.50
	Sílice	1.86	55.19	0.00
	FeS <sub>2</sub>	0.20	0.00	87.50

**C2. Fotomicrografías de la fracción +37  $\mu\text{m}$  de las colas de flotación de sílice a un  $J_g$  de 6.27 cm/s y una adición de colector de 150 gr/ton de colector.**



Figura C2-1. Fotomicrografía de la fracción +37  $\mu\text{m}$  de las colas de flotación de sílice en microscopio de luz polarizada con nicoles paralelos. Partículas de sílice (fase azul oscuro), magnetita (fase azul clara) y pirita (fase amarillo brillante). El círculo verde muestra una partícula de silicato libre, los círculos rojos muestran partículas asociadas de sílice y magnetita.

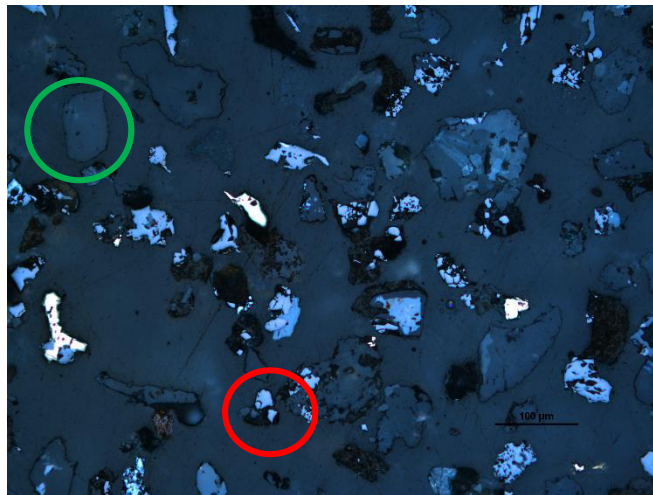


Figura C2-2. Fotomicrografía de la fracción +37  $\mu\text{m}$  de las colas de flotación de sílice en microscopio de luz polarizada con nicoles paralelos. Partículas de sílice (fase azul oscuro), magnetita (fase azul clara) y pirita (fase amarillo brillante). El círculo verde muestra una partícula de silicato libre, los círculos rojos muestran partículas asociadas de sílice y magnetita.

**C3. Fotomicrográficas de la fracción -37 +20 de las colas de flotación de sílice a un  $J_g$  de 6.27 cm/s y una adición de colector de 150 gr/ton de colector.**



Figura C3-1. Fotomicrografía de la fracción -37+20  $\mu\text{m}$  de las colas de flotación de sílice en microscopio de luz polarizada con nicóles paralelos. Partículas de sílice (fase azul oscuro), magnetita (fase azul clara) y pirita (fase amarillo brillante). El círculo verde muestra una partícula de silicato libre, los círculos rojos muestran partículas asociadas de sílice y magnetita.

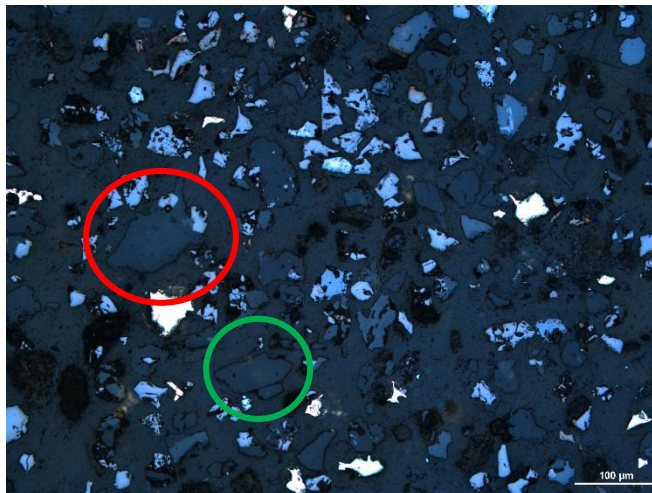


Figura C3-2. Fotomicrografía de la fracción -20  $\mu\text{m}$  de las colas de flotación de sílice en microscopio de luz polarizada con nicóles paralelos. Partículas de sílice (fase azul oscuro), magnetita (fase azul clara) y pirita (fase amarillo brillante). El círculo verde muestra una partícula de silicato libre, los círculos rojos muestran partículas asociadas de sílice y magnetita.



**C4. Fotomicrográficas de la fracción -20 de las colas de flotación de sílice a un  $J_g$  de 6.27 cm/s y una adición de colector de 150 gr/ton de colector.**

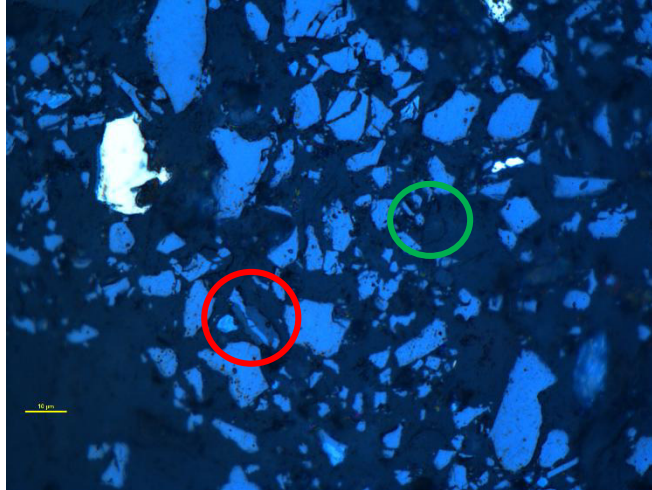


Figura C4-1. Fotomicrografía de la fracción -20  $\mu\text{m}$  de las colas de flotación de sílice en microscopio de luz polarizada con nicols paralelos. Partículas de sílice (fase azul oscuro), magnetita (fase azul clara) y pirita (fase amarillo brillante). El círculo verde muestra una partícula de silicato libre, los círculos rojos muestran partículas asociadas de sílice y magnetita.

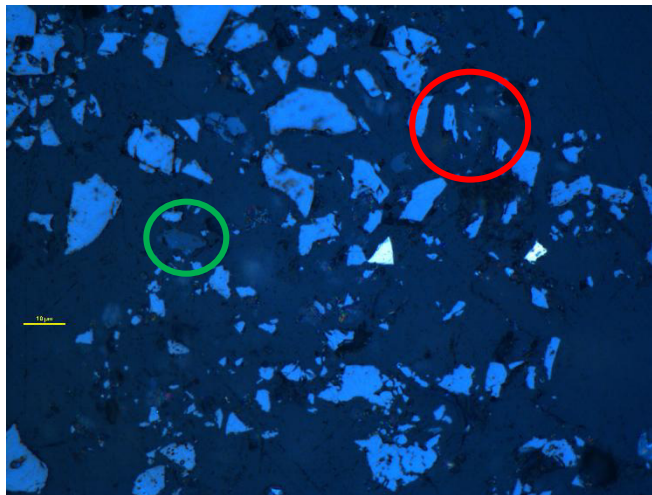


Figura C4-2. Fotomicrografía de la fracción -20  $\mu\text{m}$  de las colas de flotación de sílice en microscopio de luz polarizada con nicols paralelos. Partículas de sílice (fase azul oscuro), magnetita (fase azul clara) y pirita (fase amarillo brillante). El círculo verde muestra una partícula de silicato libre, los círculos rojos muestran partículas asociadas de sílice y magnetita.



**Apéndice D. Mapeo del campo magnético del equipo Flotmagnefloc**

**D1. Mapeo del campo magnético a una intensidad media de 80 Gauss.**

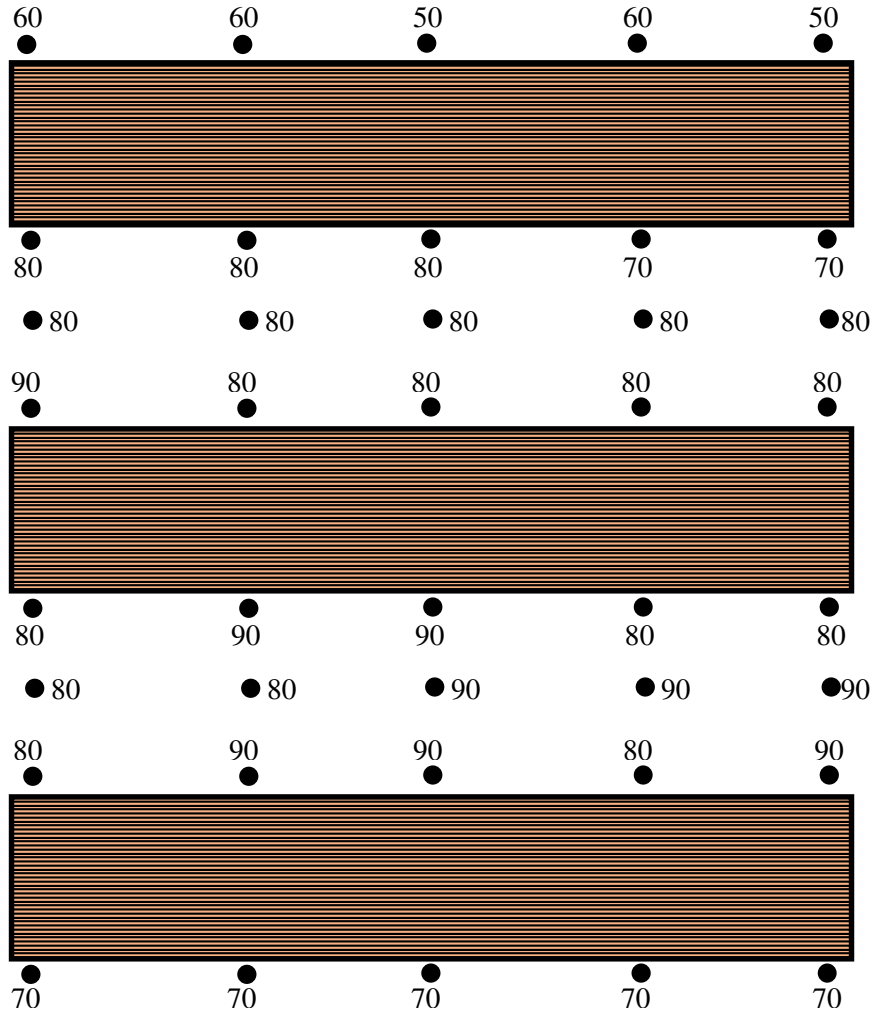


Figura D1-145. Mapeo del campo magnético a la máxima potencia de las bobinas.

**D2. Mapeo del campo magnético a la máxima intensidad.**

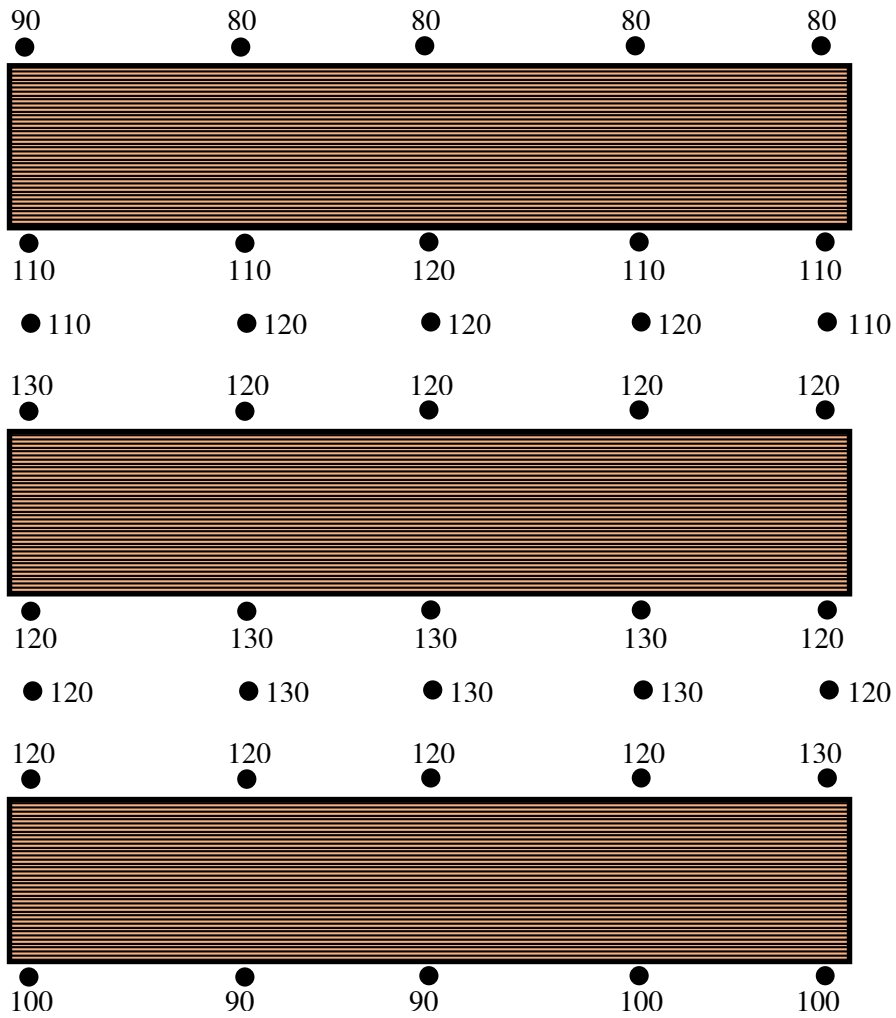


Figura D2-246. Mapeo del campo magnético a la máxima potencia de las bobinas.

**Apéndice E. Balances metalúrgicos de las pruebas de flotación realizadas.**

E1. Balances metalúrgicos para el concentrado A, para las pruebas realizadas con 50 g/ton de colector Flotigam a diferentes valores de  $J_g$  (2.51, 3.76, 6.27, 7.52 y 10.03 cm/s), a pH de 9 y campo magnéticos de 0.008T.

P1

Condiciones y Observaciones										
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.08									
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.02									
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06									
pH de la pulpa de alimentación	9.00									
Concentración de Clariant, g/ton	50									
Densidad de alimentación en colector, kg/L										
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80									
Campo magnético, T	0.008									
Recuperación de agua en concentrado, %	22.47									
Recuperación de agua en colas, %	77.53									

Análisis Químicos, %							
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	65.40	61.3	4.10	1.36	0.77	0.729	0.269
Conc.	66.4	62.74	3.63	1.24	0.7	0.689	0.225
Colas	45.21	41.97	23.68	6.75	4.94	2.58	2.27

Tiempo de muestreo	16	Jg	Ja
Bomba de alimentación	8	2.51	17.15
Bomba de concentrado	3		
Flujo de aire	0.2		

$$Rec.enpesodeconc = \frac{alim - colas}{conc - colas}$$
  

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> 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
Alimen.												
Conc.	385.80	541.20	0.5828	0.2891	0.29	0.0212	0.0350	0.0173	0.0176	49.61	1.65	0.98
Colas	329.40	600.90	1.0181	0.0053	1.01	0.0609	0.0611	0.0003	0.0608	0.516	1.00	0.01
calculados						0.08	0.10	0.02	0.08	18.39		

Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %						
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	100.00	65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27	98.78	98.80	100.00			
Conc.	98.22	65.22	61.62	3.57	1.22	0.69	0.68	0.22	98.80	89.41	91.00	88.64	93.63	84.52
Colas	1.78	0.81	0.75	0.42	0.12	0.09	0.05	0.04	1.22	1.20	10.59	9.00	11.36	6.37

Ley calculada	66.02	62.37	3.99	1.34	0.78	0.72	0.26
Ley ensayada	65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27

P2

Condiciones y Observaciones										
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06									
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.03									
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.03									
pH de la pulpa de alimentación	9.00									
Concentración de Clariant, g/ton	50									
Densidad de alimentación en colector, kg/L										
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80									
Campo magnético, T	0.008									
Recuperación de agua en concentrado, %	44.06									
Recuperación de agua en colas, %	55.94									

Análisis Químicos, %							
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	65.40	60.45	4.10		0.80		0.36
Conc.	66.30	62.98	3.79	1.27	0.80	0.75	0.22
Colas	49.77	39.94	18.79	5.39	3.88	2.46	2.03

Tiempo de muestreo	34	Jg	Ja
Bomba de alimentación	8	3.76	13.55
Bomba de concentrado	3		
Flujo de aire	0.3		

$$Rec.enpesodeconc = \frac{alim - colas}{conc - colas}$$
  

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> 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
Alimen.												
Conc.	328.70	752.90	0.7486	0.3016	0.45	0.0306	0.0449	0.0181	0.0268	40.29	1.47	0.67
Colas	328.80	655.80	0.5771	0.0095	0.57	0.0343	0.0346	0.0006	0.0341	1.651	1.01	0.02
calculados						0.06	0.08	0.02	0.06	23.47		

Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %						
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	100.00	65.40	60.45	4.10	0.00	0.80	0.00	0.36	97.68	98.04	86.46	88.18	86.71	77.58
Conc.	96.94	64.27	61.05	3.67	1.23	0.78	0.73	0.22	97.68	98.04	86.46	88.18	86.71	90.61
Colas	3.06	1.52	1.22	0.58	0.17	0.12	0.08	0.06	2.32	1.96	13.54	11.82	13.29	9.39

Ley calculada	65.79	62.27	4.25	1.40	0.89	0.80	0.28
Ley ensayada	65.40	60.45	4.10	0.00	0.80	0.00	0.36

P3

Condiciones y Observaciones		Análisis Químicos, %									
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.08	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S			
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.02	Alimen.	65.40	61.3	4.10	1.36	0.77	0.729	0.269		
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06	Conc.	65.72	62.74	3.88	1.31	0.75	0.708	0.226		
pH de la pulpa de alimentación	9.00	Colas	50.37	42.05	14.44	4.61	3.21	1.95	1.73		
Concentración de Clariant, g/ton	50	Tiempo de muestreo		30		Jg		Ja			
Densidad de alimentación en colector, kg/L		Bomba de alimentación	8		6.27		16.36				
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80	Bomba de concentrado	3								
Campo magnético, T	0.008	Flujo de aire	0.5								
Recuperación de agua en concentrado, %	25.22										
Recuperación de agua en colas, %	74.78										

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m <sup>3</sup> agua
Alimen.												
Conc.	321.70	625.50	0.6076	0.2950	0.31	0.0224	0.0365	0.0177	0.0188	48.55	1.62	0.94
Colas	332.00	801.00	0.9380	0.0112	0.93	0.0559	0.0563	0.0007	0.0556	1.194	1.01	0.01
				calculados		0.08	0.09	0.02	0.07	19.81		

	Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %							
		Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	
Alimen.	100.00	65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27								
Conc.	96.34	63.32	60.45	3.74	1.26	0.72	0.68	0.22	97.17	97.52	87.62	88.21	86.02	90.53	77.48	
Colas	3.66	1.84	1.54	0.53	0.17	0.12	0.07	0.06	2.83	2.48	12.38	11.79	13.98	9.47	22.52	

Ley calculada		65.16	61.98	4.27	1.43	0.84	0.75	0.28							
Ley ensayada		65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27							

P4

Condiciones y Observaciones		Análisis Químicos, %									
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.09	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S			
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.02	Alimen.	65.72	61.78	4.31	1.43	0.80	0.76	0.28		
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06	Conc.	66.00	64.06	3.88	1.30	0.83	0.77	0.23		
pH de la pulpa de alimentación	9.00	Colas	55.71	42.31	16.34	4.72	3.63	2.28	1.74		
Concentración de Clariant, g/ton	100	Tiempo de muestreo		27		Jg		Ja			
Densidad de alimentación en colector, kg/L		Bomba de alimentación	8		7.52		17.89				
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80	Bomba de concentrado	3								
Campo magnético, T	0.008	Flujo de aire	0.6								
Recuperación de agua en concentrado, %	22.71										
Recuperación de agua en colas, %	77.29										

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m <sup>3</sup> agua
Alimen.												
Conc.	328.60	599.10	0.6011	0.2918	0.31	0.0222	0.0361	0.0175	0.0186	48.54	1.62	0.94
Colas	316.30	795.10	1.0640	0.0111	1.05	0.0634	0.0638	0.0007	0.0632	1.044	1.01	0.01
				calculados		0.09	0.10	0.02	0.08	18.19		

	Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %						
		Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	100.00	65.72	61.78	4.31	1.43	0.80	0.76	0.28							
Conc.	96.33	63.58	61.71	3.74	1.25	0.80	0.74	0.22	96.89	97.55	86.18	87.85	85.72	89.87	77.63
Colas	3.67	2.04	1.55	0.60	0.17	0.13	0.08	0.06	3.11	2.45	13.82	12.15	14.28	10.13	22.37

Ley calculada		65.62	63.26	4.34	1.43	0.93	0.83	0.29							
Ley ensayada		65.72	61.78	4.31	1.43	0.80	0.76	0.28							

P5

Condiciones y Observaciones		Análisis Químicos, %							
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.08	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.03	Alimen.	65.40	61.3	4.10	1.36	0.77	0.729	0.269
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06	Conc.	67.54	62.62	2.86	1.36	0.66	0.608	0.257
pH de la pulpa de alimentación	9.00	Colas	45.62	45.62	12.47	3.96	2.68	1.74	1.43
Concentración de Clariant, g/ton	50								
Densidad de alimentación en colector, kg/L		Tempo de muestreo	30	Jg	Ja				
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80	Bomba de alimentación	8	10.03	16.75				
Campo magnético, T	0.008	Bomba de concentrado	3						
Recuperación de agua en concentrado, %	29.04	Flujo de aire	0.8						
Recuperación de agua en colas, %	70.96								

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> 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
Alimen.	361.50	856.00	0.5890	0.2152	0.37	0.0251	0.0353	0.0129	0.0224	36.54	1.41	0.58
Conc.	382.50	844.60	0.9242	0.0108	0.91	0.0551	0.0555	0.0006	0.0548	1.169	1.01	0.01
Colas				calculados		0.08	0.0908	0.01	0.08	14.94		

	Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %						
		Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	100.00	65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27	100.00						
Conc.	95.22	64.31	59.63	2.72	1.30	0.63	0.58	0.24	96.72	96.47	82.05	87.25	83.07	87.44	78.17
Colas	4.78	2.18	2.18	0.60	0.19	0.13	0.08	0.07	3.28	3.53	17.95	12.75	16.93	12.56	21.83

Ley calculada		66.49	61.81	3.32	1.48	0.76	0.66	0.31				
Ley ensayada		65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27				

E2. Balances metalúrgicos para el concentrado A, para las pruebas realizadas con 100 g/ton de colector Flotigam a diferentes valores de  $J_g$  (2.51, 6.27, 8.15 y 10.03 cm/s), a pH de 9 y campo magnéticos de 0.008T.

P6

Condiciones y Observaciones		Análisis Químicos, %							
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.08	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.02	Alimen.	65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.05	Conc.	65.94	63.82	3.76	1.31	0.60	0.60	0.27
pH de la pulpa de alimentación	9.00	Colas	45.85	39.94	18.12	5.41	3.40	2.44	1.94
Concentración de Clariant, g/ton	100								
Densidad de alimentación en colector, kg/L		Tempo de muestreo	30	Jg	Ja				
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80	Bomba de alimentación	8	2.51	15.94				
Campo magnético, T	0.008	Bomba de concentrado	3						
Recuperación de agua en concentrado, %	26.21	Flujo de aire	0.2						
Recuperación de agua en colas, %	73.79								

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> 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
Alimen.	316.00	929.00	0.6130	0.2970	0.32	0.0227	0.0368	0.0178	0.0190	48.45	1.62	0.94
Conc.	328.80	1230.36	0.9016	0.0120	0.89	0.0537	0.0541	0.0007	0.0534	1.331	1.01	0.01
Colas				calculados		0.08	0.0909	0.02	0.07	20.40		

	Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %						
		Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	100.00	65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27	100.00						
Conc.	96.12	63.38	61.34	3.61	1.26	0.58	0.58	0.26	97.27	97.53	83.70	85.70	81.37	85.89	77.37
Colas	3.88	1.78	1.55	0.70	0.21	0.13	0.09	0.08	2.73	2.47	16.30	14.30	18.63	14.11	22.63

Ley calculada		65.16	62.89	4.32	1.47	0.71	0.67	0.33				
Ley ensayada		65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27				

P7

Condiciones y Observaciones	
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.08
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.02
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06
pH de la pulpa de alimentación	9.00
Concentración de Clariant, g/ton	100
Densidad de alimentación en colector, kg/L	
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80
Campo magnético, T	0.008
Recuperación de agua en concentrado, %	24.58
Recuperación de agua en colas, %	75.42

Análisis Químicos, %							
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27
Conc.	66.01	63.82	3.52	1.27	0.56	0.6	0.25
Colas	49.07	43.07	15.15	4.63	2.71	2.1	1.57

Tiempo de muestreo	30	Jg	Ja
Bomba de alimentación	8	6.27	16.93
Bomba de concentrado	3		
Flujo de aire	0.5		

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> 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
Alimen.												
Conc.	330.50	740.90	0.6156	0.3009	0.31	0.0226	0.0369	0.0181	0.0189	48.88	1.63	0.96
Colas	316.10	973.30	0.9858	0.0201	0.97	0.0584	0.0591	0.0012	0.0579	2.039	1.01	0.02
				calculados		0.08	0.0961	0.02	0.08	20.04		

	Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %							
		Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	
Alimen.	100.00	65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27								
Conc.	93.74	61.88	59.82	3.30	1.19	0.52	0.56	0.23	95.27	95.69	77.67	80.42	75.67	81.05	70.45	
Colas	6.26	3.07	2.70	0.95	0.29	0.17	0.13	0.10	4.73	4.31	22.33	19.58	24.43	18.95	29.55	

Ley calculada	64.95	62.52	4.25	1.48	0.69	0.69	0.33					
Ley ensayada	65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27					

P8

Condiciones y Observaciones	
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.09
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.03
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06
pH de la pulpa de alimentación	9.00
Concentración de Clariant, g/ton	100
Densidad de alimentación en colector, kg/L	
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80
Campo magnético, T	0.008
Recuperación de agua en concentrado, %	26.29
Recuperación de agua en colas, %	73.71

Análisis Químicos, %							
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	65.73	49.9	4.14	1.34	0.2	0.72	0.291
Conc.	66.33	61.18	3.65	1.21	0.65	0.66	0.231
Colas	54.77	46.5	12.97	3.91	2.35	1.78	1.21

Tiempo de muestreo	28	Jg	Ja
Bomba de alimentación	8	8.15	18.31
Bomba de concentrado	3		
Flujo de aire	0.65		

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> 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
Alimen.												
Conc.	316.20	600.40	0.6090	0.2404	0.37	0.0251	0.0365	0.0144	0.0221	39.48	1.45	0.65
Colas	311.80	804.70	1.0562	0.0229	1.03	0.0625	0.0634	0.0014	0.0620	2.171	1.01	0.02
				calculados		0.09	0.10	0.02	0.08	15.82		

	Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %						
		Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	100.00	65.73	49.90	4.14	1.34	0.20	0.72	0.29							
Conc.	91.29	60.56	55.85	3.33	1.10	0.59	0.60	0.21	92.70	93.24	74.69	76.44	74.36	79.54	66.69
Colas	8.71	4.77	4.05	1.13	0.34	0.20	0.15	0.11	7.30	6.76	25.31	23.56	25.64	20.46	33.31

Ley calculada	65.32	59.90	4.46	1.45	0.80	0.76	0.32					
Ley ensayada	65.73	49.90	4.14	1.34	0.20	0.72	0.29					

P9

Condiciones y Observaciones										
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.09									
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.03									
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06									
pH de la pulpa de alimentación	9.00									
Concentración de Clariant, g/ton	100									
Densidad de alimentación en colector, kg/L										
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80									
Campo magnético, T	0.008									
Recuperación de agua en concentrado, %	27.35									
Recuperación de agua en colas, %	72.65									

Análisis Químicos, %							
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	66.35	61.42	3.65	1.54	0.8	0.714	0.32
Conc.	67.62	62.98	2.46	1.23	0.61	0.583	0.201
Colas	57.52	48.77	11.67	3.72	2.16	1.67	1.1

Tiempo de muestreo	34	Jg	Ja
Bomba de alimentación	8	10.03	17.83
Bomba de concentrado	3		
Flujo de aire	0.8		

Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> 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	
Alimen.												
Conc.	382.40	722.70	0.6005	0.2278	0.37	0.0252	0.0360	0.0137	0.0224	37.91	1.43	0.61
Colas	321.80	900.20	1.0207	0.0302	0.99	0.0602	0.0612	0.0018	0.0594	2.956	1.02	0.03
					calculados	0.09	0.0973	0.02	0.08	15.90		

Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %							
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	
Alimen.	100.00	66.35	61.42	3.65	1.54	0.80	0.71	0.32		100.00					
Conc.	88.30	59.71	55.61	2.17	1.09	0.54	0.51	0.18	89.87	90.69	61.39	71.38	68.06	72.48	57.96
Colas	11.70	6.73	5.71	1.37	0.44	0.25	0.20	0.13	10.13	9.31	38.61	28.62	31.94	27.52	42.04
Ley calculada		66.44	61.32	3.54	1.52	0.79	0.71	0.31							
Ley ensayada		66.35	61.42	3.65	1.54	0.80	0.71	0.32							

E3. Balances metalúrgicos para el concentrado A, para las pruebas realizadas con 150 g/ton de colector Flotigam a diferentes valores de  $J_g$  (3.76, 6.27 y 10.03 cm/s), a pH de 9 y campo magnéticos de 0.008T.

P10

Condiciones y Observaciones										
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.08									
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.03									
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06									
pH de la pulpa de alimentación	9.00									
Concentración de Clariant, g/ton	150									
Densidad de alimentación en colector, kg/L										
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80									
Campo magnético, T	0.008									
Recuperación de agua en concentrado, %	26.80									
Recuperación de agua en colas, %	73.20									

Análisis Químicos, %							
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27
Conc.	66.03	64.06	3.40	1.22	0.63	0.565	0.244
Colas	50.94	45.49	14.01	4.4	0.4	1.91	1.35

Tiempo de muestreo	30	Jg	Ja
Bomba de alimentación	8	3.76	17.48
Bomba de concentrado	3		
Flujo de aire	0.3		

Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> 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	
Alimen.												
Conc.	330.40	990.80	0.6604	0.3067	0.35	0.0251	0.0396	0.0184	0.0212	46.44	1.58	0.87
Colas	328.30	1322.10	0.9938	0.0278	0.97	0.0586	0.0596	0.0017	0.0580	2.797	1.02	0.03
					calculados	0.08	0.0993	0.02	0.08	20.22		

Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %							
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	
Alimen.	100.00	65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27		100.00					
Conc.	91.69	60.54	58.74	3.12	1.12	0.58	0.52	0.22	93.46	93.95	72.81	75.36	94.56	76.55	66.60
Colas	8.31	4.23	3.78	1.16	0.37	0.03	0.16	0.11	6.54	6.05	27.19	24.64	5.44	23.45	33.40
Ley calculada		64.78	62.52	4.28	1.48	0.61	0.68	0.34							
Ley ensayada		65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27							

P11

Condiciones y Observaciones		Análisis Químicos, %									
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.08	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S			
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.02	Alimen.	65.40	61.3	4.10	1.36	0.77	0.729	0.269		
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06	Conc.	65.97	64.18	3.30	1.2	0.54	0.562	0.29		
pH de la pulpa de alimentación	9.00	Colas	52.68	48.14	12.91	3.97	2.15	1.77	1.15		
Concentración de Clariant, g/ton	150	Tiempo de muestreo		51		Jg		Ja			
Densidad de alimentación en colector, kg/L		Bomba de alimentación		8		6.27		16.39			
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80	Bomba de concentrado		3							
Campo magnético, T	0.008	Flujo de aire		0.5							
Recuperación de agua en concentrado, %	26.21										
Recuperación de agua en colas, %	73.79										

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m <sup>3</sup> agua
Alimen.												
Conc.	334.30	842.40	0.5978	0.2733	0.32	0.0229	0.0359	0.0164	0.0195	45.72	1.57	0.84
Colas	386.00	1189.90	0.9458	0.0324	0.91	0.0556	0.0567	0.0019	0.0548	3.421	1.02	0.04
				calculados		0.08	0.0926	0.02	0.07	19.80		

	Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %						
		Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	100.00	65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27	100.00						
Conc.	89.41	58.99	57.39	2.95	1.07	0.48	0.50	0.26	91.36	91.84	68.35	71.86	67.97	72.84	68.05
Colas	10.59	5.58	5.10	1.37	0.42	0.23	0.19	0.12	8.64	8.16	31.65	28.14	32.03	27.16	31.95
Ley calculada		64.56	62.48	4.32	1.49	0.71	0.69	0.38							
Ley ensayada		65.40	61.30	4.10	1.36	0.77	0.73	0.27							

P12

Condiciones y Observaciones		Análisis Químicos, %									
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.09	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S			
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.02	Alimen.	66.22	62.14	3.46	1.47	0.77	0.59	0.32		
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06	Conc.	67.46	63.94	2.08	1.10	0.55	0.53	0.21		
pH de la pulpa de alimentación	9.00	Colas	57.24	50.39	10.70	3.43	2.00	1.54	0.96		
Concentración de Clariant, g/ton	150	Tiempo de muestreo		30		Jg		Ja			
Densidad de alimentación en colector, kg/L		Bomba de alimentación		8		10.03		18.02			
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80	Bomba de concentrado		3							
Campo magnético, T	0.008	Flujo de aire		0.8							
Recuperación de agua en concentrado, %	25.50										
Recuperación de agua en colas, %	74.50										

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m <sup>3</sup> agua
Alimen.												
Conc.	385.90	695.50	0.5992	0.2500	0.35	0.0241	0.0360	0.0150	0.0210	41.72	1.49	0.72
Colas	382.20	912.70	1.0610	0.0408	1.02	0.0622	0.0637	0.0024	0.0612	3.827	1.02	0.04
				calculados		0.0863	0.0996	0.02	0.08	17.50		

	Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %						
		Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	100.00	66.22	62.14	3.46	1.47	0.77	0.59	0.32	100.00						
Conc.	86.03	58.04	55.01	1.79	0.95	0.47	0.46	0.18	87.89	88.65	54.48	66.38	62.87	67.98	56.88
Colas	13.97	8.00	7.04	1.49	0.48	0.28	0.22	0.13	12.11	11.35	45.52	33.62	37.13	32.02	43.12
Ley calculada		66.03	62.05	3.28	1.43	0.75	0.67	0.31							
Ley ensayada		66.22	62.14	3.46	1.47	0.77	0.59	0.32							



E4. Balances metalúrgicos para el concentrado B, para las pruebas realizadas con 50 g/ton de colector Flotigam a diferentes valores de  $J_g$  (5.01, 7.52 y 10.03 cm/s), a pH de 9 y campo magnéticos de 0.008T.

P13

Condiciones y Observaciones		Análisis Químicos, %						
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.07	Fe	FeM	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.02	Alimen.	65.30	5.00				
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.05	Conc.	65.02	63.46	4.08	0.41	1.18	0.54
pH de la pulpa de alimentación	9.00	Colas	44.5	34.01	26.16	2.61	4.69	2.49
Concentración de Clariant, g/ton	50							
Densidad de alimentación en colector, kg/L								
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80							
Campo magnético, T	0.008							
Recuperación de agua en concentrado, %	28.16							
Recuperación de agua en colas, %	71.84							

Tempo de muestreo	Jg	Ja
15	5.01	14.36

Tempo de muestreo	Flujo de aire
15	0.4

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m <sup>3</sup> agua
Alimen.												
Conc.	321.50	470.00	0.5940	0.2896	0.30	0.0219	0.0356	0.0174	0.0183	48.75	1.63	0.95
Colas	316.00	513.00	0.7880	0.0116	0.78	0.0469	0.0473	0.0007	0.0466	1.472	1.01	0.01
				calculados		0.0687	0.0829	0.02	0.06	21.79		

	Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %					
		Fe	Fe <sub>m</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	s	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	s
Alimen.	100.00	65.30	0.00	5.00	0.00	0.00	0.00	0.00	100.00					
Conc.	96.15	62.52	61.02	3.92	0.39	1.13	0.52	0.12	97.33	97.90	79.57	79.68	86.27	84.41
Colas	3.85	1.71	1.31	1.01	0.10	0.18	0.10	0.19	2.67	2.10	20.43	20.32	13.73	15.59

Ley calculada		64.23	62.33	4.93	0.49	1.32	0.62	0.31						
Ley ensayada		65.30	0.00	5.00	0.00	0.00	0.00	0.00						

P14

Condiciones y Observaciones		Análisis Químicos, %						
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.08	Fe	FeM	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.03	Alimen.	65.12	60.10	5.82	0.60	1.50	0.34
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06	Conc.	65.48	61.54	4.22	0.42	1.12	0.55
pH de la pulpa de alimentación	9.00	Colas	44.20	38.21	23.90	2.70	4.90	2.43
Concentración de Clariant, g/ton	50							
Densidad de alimentación en colector, kg/L								
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80							
Campo magnético, T	0.008							
Recuperación de agua en concentrado, %	27.54							
Recuperación de agua en colas, %	72.46							

Tempo de muestreo	Jg	Ja
30	7.52	16.91

Tempo de muestreo	Flujo de aire
30	0.6

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> de pulpa/hr	Ton de pulpa/hr	Ton de sólidos/hr	Ton de agua/hr	% de Sólidos calculado	Densidad Kg/L	ton sol/m <sup>3</sup> agua
Alimen.												
Conc.	320.80	661.20	0.6808	0.3300	0.35	0.0252	0.0408	0.0198	0.0210	48.47	1.62	0.84
Colas	329.40	799.00	0.9392	0.0160	0.92	0.0558	0.0564	0.0010	0.0554	1.704	1.01	0.02
				calculados		0.0809	0.0972	0.02	0.08	21.36		

	Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %					
		Fe	Fe <sub>m</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	s	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	s
Alimen.	100.00	65.12	60.10	5.82	0.60	1.50	0.71	0.34	100.00					
Conc.	95.38	62.45	58.69	4.02	0.40	1.07	0.53	0.24	96.83	97.08	78.46	76.24	82.50	82.38
Colas	4.62	2.04	1.77	1.11	0.12	0.23	0.11	0.11	3.17	2.92	21.54	23.76	17.50	17.62

Ley calculada		64.50	60.46	5.13	0.53	1.29	0.64	0.34						
Ley ensayada		65.12	60.10	5.82	0.60	1.50	0.71	0.34						

P15

Condiciones y Observaciones		Análisis Químicos, %							
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.08	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.03	Alimen.	64.54	60.34	5.20	0.54	1.34	0.661	0.33
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06	Conc.	65.45	61.18	4.17	0.42	1.16	0.54	0.214
pH de la pulpa de alimentación	9.00	Colas	46.23	41.82	20.96	2.38	4.32	2.23	2.13
Concentración de Clariant, g/ton	50								
Densidad de alimentación en colector, kg/L		Tempo de muestreo	30				Jg	Ja	
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80	Bomba de alimentación	8				10.03	17.63	
Campo magnético, T	0.008	Bomba de concentrado	3						
Recuperación de agua en concentrado, %	27.68	Flujo de aire	0.8						
Recuperación de agua en colas, %	72.32								

Peso cubeta	Peso de cubeta + pulpa	Peso de pulpa	Peso de sólidos	Peso de agua	m <sup>3</sup> 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
Alimen.											
Conc.	382.20	728.50	0.6926	0.3240	0.37	0.0262	0.0194	0.0221	46.78	1.59	0.88
Colas	316.20	807.00	0.9816	0.0186	0.96	0.0582	0.0589	0.0011	0.0578	1.895	1.01
			calculados			0.0844	0.1005	0.02	0.08	20.46	

Rec. en peso, %	Contenido, %								Recuperación, %						
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	
Alimen.	100.00	64.54	60.34	5.20	0.54	1.34	0.66	0.33		100.00					
Conc.	94.57	61.90	57.86	3.94	0.40	1.10	0.51	0.20	95.10	96.22	77.61	75.45	82.39	80.84	
Colas	5.43	2.51	2.27	1.14	0.13	0.23	0.12	0.12	3.90	3.78	22.39	24.55	17.61	19.16	

Ley calculada		64.41	60.13	5.08	0.53	1.33	0.63	0.32						
Ley ensayada		64.54	60.34	5.20	0.54	1.34	0.66	0.33						

E5. Balances metalúrgicos para el concentrado B, para las pruebas realizadas con 100 g/ton de colector Flotigam, a diferentes valores de  $J_g$  (5.01, 7.52 y 7.52 cm/s), a pH de 9 y campo magnéticos de 0.008T.

P16

Condiciones y Observaciones		Análisis Químicos, %							
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.07	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.03	Alimen.	65.30	62.14	4.90	0.43	1.44	0.64	0.36
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.04	Conc.	64.84	63.46	4.15	0.43	1.20	0.56	0.15
pH de la pulpa de alimentación	9.00	Colas	52.04	43.97	20.14	2.04	4.21	2.04	3.35
Concentración de Clariant, g/ton	100								
Densidad de alimentación en colector, kg/L		Tempo de muestreo	15				Jg	Ja	
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80	Bomba de alimentación	8				5.01	14.83	
Campo magnético, T	0.008	Bomba de concentrado	3						
Recuperación de agua en concentrado, %	46.34	Flujo de aire	0.4						
Recuperación de agua en colas, %	53.66								

Peso cubeta	Peso de cubeta + pulpa	Peso de pulpa	Peso de sólidos	Peso de agua	m <sup>3</sup> 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
Alimen.											
Conc.	321.40	517.30	0.7836	0.2640	0.52	0.0345	0.0470	0.0312	33.69	1.36	0.51
Colas	315.90	470.60	0.6188	0.0172	0.60	0.0365	0.0371	0.0010	0.0361	2.780	1.02
			calculados			0.0710	0.0841	0.02	0.07	20.05	

Rec. en peso, %	Contenido, %								Recuperación, %						
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	
Alimen.	100.00	65.30	62.14	4.90	0.43	1.44	0.64	0.36		100.00					
Conc.	93.88	60.87	59.58	3.90	0.40	1.13	0.52	0.14	95.03	95.68	75.98	76.18	81.40	80.68	
Colas	6.12	3.18	2.69	1.23	0.12	0.26	0.12	0.20	4.97	4.32	24.02	23.82	18.60	19.32	

Ley calculada		64.06	62.27	5.13	0.52	1.38	0.65	0.34						
Ley ensayada		65.30	62.14	4.90	0.43	1.44	0.64	0.36						

P17

Condiciones y Observaciones		Análisis Químicos, %									
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.08	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S			
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.03	Alimen.	64.71	60.46	5.37	0.57	1.41	0.671	0.355		
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06	Conc.	66.5	61.3	3.80	0.41	1.12	0.528	0.223		
pH de la pulpa de alimentación	9.00	Colas	47.82	42.26	21.56	2.23	4	2.08	2.05		
Concentración de Clariant, g/ton	100	Tiempo de muestreo		26	Jg		Ja				
Densidad de alimentación en colector, kg/L		Bomba de alimentación		8	7.52		17.47				
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80	Bomba de concentrado		3							
Campo magnético, T	0.008	Flujo de aire		0.6							
Recuperación de agua en concentrado, %	28.16										
Recuperación de agua en colas, %	71.84										

Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> 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	
Alimen.												
Conc.	382.20	677.00	0.6803	0.3088	0.37	0.0262	0.0408	0.0185	0.0223	45.39	1.56	0.83
Colas	386.30	808.50	0.9743	0.0263	0.95	0.0575	0.0585	0.0016	0.0569	2.700	1.02	0.03
calculados					0.0837	0.0993	0.02	0.08	20.25			

Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %							
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	
Alimen.	100.00	64.71	60.46	5.37	0.57	1.41	0.67	0.36							
Conc.	92.15	61.28	56.49	3.50	0.38	1.03	0.49	0.21	94.23	94.45	67.41	68.33	76.67	74.87	56.08
Colas	7.85	3.75	3.32	1.69	0.18	0.31	0.16	0.16	5.77	5.55	32.59	31.67	23.33	25.13	43.92

Ley calculada	65.03	59.81	5.19	0.55	1.35	0.65	0.37								
Ley ensayada	64.71	60.46	5.37	0.57	1.41	0.67	0.36								

P18

Condiciones y Observaciones		Análisis Químicos, %									
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.08	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S			
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.03	Alimen.	65.3	60.1	5.26	0.54	1.35	0.658	0.343		
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06	Conc.	65.7	61.18	4.33	0.45	1.24	0.576	0.244		
pH de la pulpa de alimentación	9.00	Colas	48.23	42.95	18.16	1.85	3.27	1.71	1.82		
Concentración de Clariant, g/ton	100	Tiempo de muestreo		30	Jg		Ja				
Densidad de alimentación en colector, kg/L		Bomba de alimentación		8	10.03		17.62				
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80	Bomba de concentrado		3							
Campo magnético, T	0.008	Flujo de aire		0.8							
Recuperación de agua en concentrado, %	26.48										
Recuperación de agua en colas, %	73.52										

Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> 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	
Alimen.												
Conc.	333.70	669.60	0.6718	0.3198	0.35	0.0251	0.0403	0.0192	0.0211	47.60	1.60	0.91
Colas	312.10	813.60	1.0030	0.0258	0.98	0.0593	0.0602	0.0015	0.0586	2.572	1.02	0.03
calculados					0.0844	0.1005	0.02	0.08	20.64			

Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %							
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	
Alimen.	100.00	65.30	60.10	5.26	0.54	1.35	0.66	0.34							
Conc.	92.53	60.80	56.81	4.01	0.42	1.15	0.53	0.23	94.41	94.64	74.72	75.09	82.46	80.68	62.43
Colas	7.47	3.60	3.21	1.36	0.14	0.24	0.13	0.14	5.59	5.36	25.28	24.91	17.54	19.32	37.57

Ley calculada	64.40	59.82	5.36	0.55	1.39	0.66	0.36								
Ley ensayada	65.30	60.10	5.26	0.54	1.35	0.66	0.34								

E6. Balances metalúrgicos para el concentrado B, para las pruebas realizadas con 150 g/ton de colector Flotigam, a diferentes valores de  $J_g$  (5.01, 7.52 y 10.03 cm/s), a pH de 9 y campo magnéticos de 0.008T.

P19

Condiciones y Observaciones										Análisis Químicos, %							
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora		0.06															
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora		0.02															
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora		0.04															
pH de la pulpa de alimentación		9.00															
Concentración de Clariant, g/ton		150															
Densidad de alimentación en colector, kg/L																	
Densidad de sólidos secos en el concentrado		4.80															
Campo magnético, T		0.008															
Recuperación de agua en concentrado, %		34.23															
Recuperación de agua en colas, %		65.77															
		Fe		Fe <sub>w</sub>		SiO <sub>2</sub>		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		CaO		MgO		S			
Alimen.		65.54		63.58		4.04		0.429		1.21		0.553		0.137			
Conc.		51.18		41.92		21.32		1.97		3.98		1.94		2.99			
Colas																	
Tiempo de muestreo		15		Jg		Ja											
Bomba de alimentación		8		5.01		13.04											
Bomba de concentrado		3															
Flujo de aire		0.4															
Peso cubeta	Peso de cubeta + pulpa	Peso de pulpa	Peso de sólidos	Peso de agua	m <sup>3</sup> 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						
Alimen.																	
Conc.	321.40	464.80	0.5736	0.2368	0.34	0.0232	0.0344	0.0142	0.0202	41.28	1.49	0.70					
Colas	330.20	496.50	0.6652	0.0180	0.65	0.0393	0.0011	0.0388	2.705	1.02	0.03						
		calculados		0.0624		0.0743		0.02		0.06		20.57					
Contenido, %										Recuperación, %							
Rec. en peso, %		Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S		
Alimen.	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00		
Conc.	92.94	60.91	59.09	3.75	0.40	1.12	0.51	0.13	94.40	95.23	71.37	74.13	80.00	78.95	37.61		
Colas	7.06	3.62	2.96	1.51	0.14	0.28	0.14	0.21	5.60	4.77	28.63	25.87	20.00	21.05	62.39		
Ley calculada		64.53	62.05	5.26	0.54	1.41	0.65	0.34									
Ley ensayada		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00									

P20

Condiciones y Observaciones										Análisis Químicos, %							
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora		0.08															
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora		0.03															
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora		0.05															
pH de la pulpa de alimentación		9.00															
Concentración de Clariant, g/ton		150															
Densidad de alimentación en colector, kg/L																	
Densidad de sólidos secos en el concentrado		4.80															
Campo magnético, T		0.008															
Recuperación de agua en concentrado, %		30.48															
Recuperación de agua en colas, %		69.52															
		Fe		Fe <sub>w</sub>		SiO <sub>2</sub>		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		CaO		MgO		S			
Alimen.		65.20		59.9		4.97		0.52		1.32		0.641		0.344			
Conc.		66.15		61.42		3.67		0.4		1.13		0.527		0.237			
Colas		51.00		45.24		18.18		1.77		3.16		1.68		1.52			
Tiempo de muestreo		30		Jg		Ja											
Bomba de alimentación		8		7.52		16.24											
Bomba de concentrado		3															
Flujo de aire		0.6															
Peso cubeta	Peso de cubeta + pulpa	Peso de pulpa	Peso de sólidos	Peso de agua	m <sup>3</sup> 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						
Alimen.																	
Conc.	333.60	671.00	0.6748	0.3030	0.37	0.0261	0.0405	0.0182	0.0223	44.90	1.55	0.81					
Colas	329.60	769.30	0.8794	0.0312	0.85	0.0516	0.0528	0.0019	0.0509	3.548	1.02	0.04					
		calculados		0.0777		0.0933		0.02		0.07		21.50					
Contenido, %										Recuperación, %							
Rec. en peso, %		Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S		
Alimen.	100.00	65.20	59.90	4.97	0.52	1.32	0.64	0.34	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00		
Conc.	90.66	59.97	55.69	3.33	0.36	1.02	0.48	0.21	92.65	92.95	66.22	68.70	77.64	75.29	60.23		
Colas	9.34	4.76	4.22	1.70	0.17	0.30	0.16	0.14	7.35	7.05	33.78	31.30	22.36	24.71	39.77		
Ley calculada		64.74	59.91	5.02	0.53	1.32	0.63	0.36									
Ley ensayada		65.20	59.90	4.97	0.52	1.32	0.64	0.34									

P21

Condiciones y Observaciones	
Alimentación, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.08
Concentrado, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.02
Colas, m <sup>3</sup> de pulpa/ hora	0.06
pH de la pulpa de alimentación	9.00
Concentración de Clariant, g/ton	150
Densidad de alimentación en colector, kg/L	
Densidad de sólidos secos en el concentrado	4.80
Campo magnético, T	0.008
Recuperación de agua en concentrado, %	27.10
Recuperación de agua en colas, %	72.90

Análisis Químicos, %							
	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	65.16	59.97	5.00	0.51	1.32	0.634	0.341
Conc.	66.58	61.66	3.97	0.42	1.2	0.558	0.229
Colas	52.80	46.5	16.92	1.66	3.08	1.6	1.49

Tiempo de muestreo	40	Jg	Ja
Bomba de alimentación	8	10.03	17.03
Bomba de concentrado	3		
Flujo de aire	0.8		

	Peso cubeta kg	Peso de cubeta + pulpa kg	Peso de pulpa kg	Peso de sólidos kg	Peso de agua kg	m <sup>3</sup> 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
Alimen.												
Conc.	316.30	749.00	0.6491	0.3017	0.35	0.0246	0.0389	0.0181	0.0208	46.48	1.58	0.87
Colas	311.90	958.10	0.9693	0.0348	0.93	0.0569	0.0582	0.0021	0.0561	3.590	1.02	0.04
				calculados			0.0815	0.0971	0.02	0.08	20.79	

	Rec. en peso, %	Contenido, %							Recuperación, %						
		Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Fe	Fe <sub>w</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S
Alimen.	100.00	65.16	59.97	5.00	0.51	1.32	0.63	0.34			100.00				
Conc.	89.66	59.69	55.28	3.56	0.38	1.08	0.50	0.21	91.62	92.00	67.04	68.68	77.15	75.14	57.12
Colas	10.34	5.46	4.81	1.75	0.17	0.32	0.17	0.15	8.38	8.00	32.96	31.32	22.85	24.86	42.88
Ley calculada		65.15	60.09	5.31	0.55	1.39	0.67	0.36							
Ley ensayada		65.16	59.97	5.00	0.51	1.32	0.63	0.34							