



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE
MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

**RECUPERACIÓN DE MINERAL DE FIERRO A PARTIR DE
RESIDUOS DE FLOTACIÓN DE SULFUROS**

T E S I S

***QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA***

P R E S E N T A

ALDO ROBLES RÍOS

Director de tesis: M.C. Miguel Márquez Martínez



México D.F

2015



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

Dedicado especialmente a.

A mis abuelos maternos Fernando Ríos Castillejo y Celia Ruiz Silva, por fungir como mis padres e inculcarme los valores que poseo.

A mis tías Claudia Ríos Ruiz e Ivonne Ríos Ruiz, por su apoyo incondicional.

Gracias por todo lo que me han brindado, ya que no hubiera culminado esta etapa de mi vida, de no ser por mi familia. Este es sin duda su triunfo, ya que ustedes me proporcionaron los medios, yo solo cumplí con mi deber.

Agradecimientos:

Al M.C. Miguel Márquez Martínez, por brindarme la oportunidad y la confianza en este proyecto y por estar presente en cada momento de su elaboración

Expreso mi gratitud a la M.C. Guadalupe Contreras Ordaz, por brindarme su amistad y consejos, además por estar presente a lo largo de toda mi carrera

Al M.C. José de Jesús Huevo Casillas, por su interés mostrado a lo largo de mi carrera y por las palabras de aliento que me ofreció cuando lo requerí.

Expreso mi profunda admiración al M.C. Jorge Ornelas Tabares, por sus vastos conocimientos no solo en el área metalúrgica, sino en la cultura general, por ser una fuente de inspiración. Sin duda uno de los mejores metalurgistas del país.

Al M.A. Gabriel Ramírez Figueroa por su tiempo y paciencia al revisar la estructura, redacción y ortografía, sin ser sinodal de éste.

Agradezco así mismo a mis colegas y amigos Aquiles Pedro Alvarado y Cándido Bonilla Herrera por su amistad incondicional pese a todos los momentos difíciles que alguna vez pasamos y por enseñarme tantas cosas.

A mis amigos Gustavo Cabañas Heredia y Edgar Ortega Olvera, por su apoyo a lo largo de mi vida y estar cuando más lo necesite.

Las personas no son recordadas por el número de veces que fracasan, sino por el número de veces que tienen éxito

- Thomas Alva Edison

RESUMEN

El proyecto de recuperación de mineral de hierro a partir de residuos de flotación de sulfuros, surgió de la observación de dos problemáticas de la minería moderna. En primera instancia podemos citar el manejo inadecuado y el acumulamiento de los residuos de flotación, los cuales son causantes de un gran número de impactos ambientales. En segunda instancia se encuentra la alta demanda de mineral de hierro, para satisfacer las necesidades básicas de esta sociedad, y teniendo en cuenta el agotamiento de los yacimientos minerales de este mineral, surge la necesidad imperativa de encontrar nuevas fuentes de abastecimiento.

La muestra del presente trabajo fue tomada de un depósito aguas arriba en una mina del estado de Querétaro. Dicha muestra fue analizada por medio de conteo de partículas para poder determinar su composición mineralógica, así mismo se le realizó un análisis granulométrico y caracterización química por absorción atómica.

Posteriormente, la muestra fue sometida a concentración gravimétrica en una mesa de sacudimiento diferencial. Para fines experimentales se varió el flujo de agua, la amplitud, la velocidad del rotor, la inclinación de la mesa Wilfley y posición del cortador. Asimismo, se ideó un nuevo cortador para esta, ya que este último no cumplía con las exigencias del proceso.

Cabe mencionar que los productos obtenidos, tanto los concentrados gravimétricos como las colas fueron sometidos a un análisis granulométrico para entender el comportamiento de las partículas finas en este tipo de concentración. Posteriormente, los productos fueron analizados vía plasma y una vez obtenidas las leyes, se elaboraron los balances metalúrgicos para determinar que las pruebas hayan sido las óptimas. A dichas pruebas se les determinó el porcentaje de magnetita existente por medio de una limpiadora magnética, lo que permitió minimizar las leyes de hierro en las colas. Dadas las características del concentrado obtenido, de la prueba de mayor eficiencia se logró identificar un posible comprador para el producto.

ABSTRACT

The draft recovery iron ore from waste sulfide flotation arose from the observation of two problems of modern mining. In first in stance we can cite existing problems caused by improper handling and buildup of flotation tailings, which are causing thousands of environmental impact. Secondly the high demand for iron ore is to meet the basic needs of this society, and taking into account the depletion of mineral deposits of this mineral, there is a pressing need to find new sources of this mineral.

The sample of this study was taken from a reservoir upstream of the state of Querétaro, the sample was analyzed by means of particle counting to determine mineralogical composition, and it was performed a sieve analysis for further characterization of the particle.

Subsequently, the sample was subjected to a process of gravity concentration in differential shaking table. For experimental purposes the water flow, amplitude, the rotor speed, tilt and tilt table Wilfley cutter was varied. Just like that devised a new cutter forth is, since the cutter set did not meet the process requirements.

It is noteworthy that the products obtained either concentrates or tails were subjected to a sieve analysis, to understand the behavior of fine particles in such concentration. Subsequently analyzed via plasma previous products, once obtained metallurgical balances laws were developed in order to determine what evidence was optimal. A best evidence were determined the percentage of existing magnetite by a magnetic cleaner, which allowed us to analyze how we could minimize the iron laws in the tails. Subsequently a test which was first subjected to magnetic concentration was performed; this waste is subjected to a gravimetric concentration Wilfley table, using the parameters of the test process more efficient. It is noteworthy that analyzing glosses lamas of the above processes, in this test sufficient care was taken to minimize losses due to the slats, which are rich in iron ore.

INTRODUCCIÓN

En la actualidad el crecimiento económico que presentan las naciones emergentes clasificadas como BRICS (Brasil, Rusia, India, China y Sudáfrica), el grupo asiático ASEAN (Filipinas, Indonesia, Malasia, Tailandia y Vietnam), ciertas naciones de América Latina como Panamá, Perú, Colombia, México y Chile constituye un factor preponderante para la renovación de su propia infraestructura, lo que fomentará la demanda de minerales estratégicos como el hierro, plomo, cobre y zinc. Lo que puede culminar en una sobre explotación de los yacimientos minerales dada la alta demanda que se prevé para los años próximos [2,3]. Dado lo anterior es una necesidad preponderante hallar fuentes alternas para satisfacer el mercado de estos minerales. A su vez, el crecimiento de la actividad productiva ha incentivado la inversión en la industria siderúrgica y las mejoras sustanciales en la capacidad productiva. Así mismo la minería está enfrentando uno de los mayores desafíos de su historia, al perfeccionar el manejo y la disposición de estos residuos generados por el beneficio de los minerales.

La idea de reaprovechamiento de jales no es nueva, ya que se sabe que en la actualidad se están tratando jales que datan de la Colonia, para obtener valores de oro. Mas la idea central de este trabajo es obtener mineral de hierro a partir de los residuos de flotación de sulfuros, que permitirá establecer las bases para el reaprovechamiento de minerales sin aparente valor comercial como la pirita (FeS_2), pirrotita (FeS) y arsenopirita (FeAsS). De tal forma que, a partir del beneficio y tratamientos químicos de estos, se obtenga un mineral que posea las características necesarias para su aprovechamiento en la industria siderúrgica. Planteado lo anterior, no es fortuito que al eliminar los principales minerales generadores de drenaje ácido se reduzca una de las problemáticas ambientales que más aquejan a la industria minero metalúrgica de la actualidad.

El presente trabajo se centra en mostrar que existe la posibilidad de recuperar mineral de hierro a partir de jales a nivel laboratorio. Se muestra *grosso modo* la factibilidad de obtener un producto metálico, el cual no cumple con las exigencias de la industria siderúrgica no obstante presenta valor comercial para la industria de los pigmentos. Sin embargo se presenta un proceso de beneficio el cual permite obtener leyes dos veces mayores a las que presentan las colas de flotación.

Esta relación posiblemente no sea muy llamativa, no obstante cabe mencionar que siguiendo la idea propuesta, mediante limpias y agotativos se podría obtener un mineral que cumpla con las leyes que demanda la industria siderúrgica. Así mismo conviene mencionar

que el proceso de beneficio se realizó mediante la concentración gravimétrica y magnética. Empleando equipos como la mesa de sacudimiento diferencial tipo Wilfley, la cual presenta ventajas considerables como su bajo costo de inversión y operación.

De este modo se muestra que, sin el empleo de equipo costoso, es factible una buena recuperación de mineral de hierro proveniente de los residuos de flotación de sulfuros. Lo cual posiblemente sería de interés para la pequeña minería y ciertas regiones mineras que tengan jales históricos. Y de forma paralela, la gran minería podría reducir considerablemente el impacto ambiental producido por sus residuos mediante concentración centrífuga.

De esta manera, no solo ayudarían a reducir los problemas ambientales producidos por los jales, sino que obtendrían ingresos de un producto que está catalogado como residuo, y lo anterior ayudaría al sector minero mexicano a consolidarse como industria sustentable.

ÍNDICE

RESUMEN	IV
ABSTRACTS	V
INTRODUCCIÓN	VI

CAPÍTULO I

1. ANTECEDENTES PARA LA CONCENTRACIÓN DE MINERALES DE HIERRO	1
1.1. Especies minerales de hierro	2
1.1.1. Óxido ferroso-férrico	2
1.1.2. Óxido férrico anhídrido	3
1.1.3. Óxido férrico hidratado	3
1.1.4. Carbonato de hierro	4
1.1.5. Sulfuro de hierro	5
1.2. Concentración gravimétrica	6
1.2.1. Criterio de concentración	8
1.2.2. Mecanismos y procesos de la separación de partículas	9
1.2.3. Teorías de los dispositivos de concentración gravimétrica	15
1.2.4. Curvas de rendimiento	20
1.3. Separación magnética	21
1.3.1. Generalidades	21
1.3.1.1. Principios generales del electromagnetismo	22
1.3.2. Principios de la separación magnética	24
1.3.3. Propiedades magnéticas de la materia	26

CAPÍTULO II

2. TEORÍA DE LA FLOTACIÓN DE MINERALES	30
2.1. Aspectos generales de la flotación	30
2.2. Enlaces químicos	31
2.3. Fisicoquímica de superficies	34
2.3.1. Termodinámica de las interfaces	34
2.3.1.1. Adsorción de las interfaces	35
2.3.1.2. Angulo de contacto	36
2.4. Fenómenos eléctricos en la interface	38
2.4.1. La doble capa eléctrica	38
2.4.2. Potencial eléctrico zeta	39
2.4.3. Potenciales electrocinéticos	39

2.5. Fuerzas intermoleculares de las superficies de flotación	41
2.5.1. Fuerzas de dispersión de London	41
2.5.2. Teoría DLVO (Derjaguin, Landau, Vervey y Oberbeek)	42
2.6. Reactivos de flotación	43
2.6.1. Clasificación química	43
2.6.2. Clasificación funcional de los principales reactivos de flotación	47
2.7. Flotación de minerales de hierro	48
2.7.1. Flotación de sulfuros ferrosos	48
2.7.2. Flotación de óxidos ferrosos	49
2.7.3. Flotación de sulfuros no ferrosos	50

CAPÍTULO III

3. COMPOSICIÓN Y ESTRUCTURA DE LOS JALES DE LA FLOTACIÓN DE SULFUROS	51
3.1. Generalidades de los jales de flotación	51
3.2. Muestreo del producto	52
3.3. Reconstrucción mineralógica de los jales	53
3.4. Caracterización de la partícula	54
3.4.1. Representación gráfica de la partícula	54
3.4.2. Representación matemática de la partícula	55
3.4.3. Cálculo del diámetro promedio	56
3.4.4. Grado de liberación de la partícula	57
3.5. Determinación de la ley de cabeza	59

CAPÍTULO IV

4. ELECCIÓN DEL MÉTODO DE RECUPERACIÓN DE MINERALES DE HIERRO A PARTIR DE LOS JALES	62
4.1. Elección del método de beneficio	62
4.2. Criterio de concentración	63
4.3. Determinación del equipo a emplear	63
4.4. Determinación de los parámetros experimentales	65
4.4.1. Análisis de la velocidad de alimentación	65
4.4.2. Análisis del flujo de agua	68
4.4.3. Análisis de la posición y forma del cortador	69
4.4.4. Análisis de la velocidad de agitación	70
4.5. Determinación de las pruebas experimentales	71

CAPÍTULO V

5. EXPERIMENTACIÓN PARA RECUPERAR MINERALES DE HIERRO A PARTIR DE LOS JALES	73
5.1. Metodología experimental	73

5.1.1. Desarrollo de las pruebas experimentales	75
5.1.2. Análisis granulométrico de los productos	75
5.1.3. Análisis de los productos obtenidos	76

CAPÍTULO VI

6. DISCUSIÓN DE RESULTADOS	77
6.1. Resultados del laboratorio	77
6.2. Relación de concentración	78
6.3. Balances metalúrgicos	79
6.4. Análisis granulométricos	83
6.4.1. Análisis granulométricos de los concentrados	84
6.4.1.1. Representación tabular del análisis granulométrico	84
6.4.1.2. Representación gráfica del análisis granulométrico	87
6.4.2. Análisis granulométricos de las colas	90
6.4.2.1. Representación tabular del análisis granulométrico	90
6.4.2.2. Representación gráfica del análisis granulométrico	93
6.5. Comparación de los parámetros óptimos experimentales y los parámetros característicos en mesa Wilfley	96
6.6. Discusión de resultados de las pruebas gravimétricas	97
6.6.1. Selección de las pruebas óptimas	97
6.7. Limpias magnéticas	98
6.7.1. Leyes y balances metalúrgicos de la segunda limpia magnética	100

CAPÍTULO VII

7. POSIBLES MERCADOS PARA EL PRODUCTO	103
7.1. Principales usos del hierro	102
7.2. Características del concentrado del mineral de hierro que demanda la industria siderúrgica	102
7.3. Características del concentrado obtenido	103
7.4. Análisis de costo del mineral de hierro	103
7.5. Proforma de liquidación	104

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	106
--------------------------------	-----

REFERENCIAS	108
-------------	-----

ANEXOS	114
--------	-----

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.	Estabilidad de los óxidos de hierro y sulfuros de hierro en agua a 25° C y presión total de 1 atm, con actividad de azufre total disuelto de 10^{-6}	1
Figura 2.	Mecanismos en la concentración gravimétrica	7
Figura 3.	Regiones en la que se encuentra dividido un cono de ciclón	20
Figura 4	Gráfica de la fuerza magnética y las fuerzas en competencia como en función del tamaño de partícula	26
Figura 5.	Película de jabón extendida a través de un armazón de alambre con un lado móvil	34
Figura 6.	Representación del contacto en equilibrio entre la burbuja y el sólido sumergido en un líquido	36
Figura 7.	Representación esquemática de la doble capa eléctrica	38
Figura 8	Fenómenos eléctricos	41
Figura 9.	Potencial total de la interacción en función de la distancia	43
Figura 10.	Representación gráfica acumulativa de Weibull o Rosin Rammler	55
Figura 11.	Partículas de magnetita presentes en el tamiz de -200 a +250	57
Figura 12.	Intervalos de operación de equipos de concentración gravimétrica	64
Figura 13.	Comportamiento de la velocidad de vaciado con diferentes posiciones en el alimentador	65
Figura 14.	Alimentador vibratorio con abertura de 5 mm	66
Figura 15.	Comportamiento de la velocidad de vaciado con diferentes diámetros	67
Figura 16	Comportamiento del fluido en 60s	68
Figura 17.	Forma y dimensiones del cortador actual	69
Figura 18.	Comparación de formas de los cortadores de la mesa Wilfley	69

Figura 19.	Prueba de concentración ineficiente con el cortador original	70
Figura 20	Prueba de concentración eficiente con el cortador diseñado	70
Figura 21.	Comportamiento de la velocidad de agitación	71
Figura 22.	Diagrama de flujo del procedimiento experimental	74
Figura 23.	Desplazamiento del material remanente al terminar al terminar la alimentación	75
Figura 24	Observación al microscopio estereoscópico para el conteo de partículas	76
Figura 25.	Gráfica de frecuencia en escala lineal del concentrado prueba 1	87
Figura 26.	Gráfica de frecuencia en escala lineal del concentrado prueba 2	87
Figura 27.	Gráfica de frecuencia en escala lineal del concentrado prueba 3	87
Figura 28.	Gráfica de frecuencia en escala lineal del concentrado prueba 4	87
Figura 29.	Gráfica de frecuencia en escala lineal del concentrado prueba 5	88
Figura 30.	Gráfica de frecuencia en escala lineal del concentrado prueba 6	88
Figura 31.	Gráfica de frecuencia en escala lineal del concentrado prueba 7	88
Figura 32.	Gráfica de frecuencia en escala lineal del concentrado prueba 8	88
Figura 33.	Gráfica de frecuencia en escala lineal del concentrado prueba 9	89
Figura 34.	Gráfica de frecuencia en escala lineal del concentrado prueba 10	89
Figura 35.	Gráfica de frecuencia en escala lineal del concentrado prueba 11	89
Figura 36.	Gráfica de frecuencia en escala lineal de la cola prueba 1	93
Figura 37.	Gráfica de frecuencia en escala lineal de la cola prueba 2	93
Figura 38.	Gráfica de frecuencia en escala lineal de la cola prueba 3	93
Figura 39.	Gráfica de frecuencia en escala lineal de la cola prueba 4	93
Figura 40.	Gráfica de frecuencia en escala lineal de la cola prueba 5	94
Figura 41.	Gráfica de frecuencia en escala lineal de la cola prueba 6	94
Figura 42.	Gráfica de frecuencia en escala lineal de la cola prueba 7	94

Figura 43.	Gráfica de frecuencia en escala lineal de la cola prueba 8	94
Figura 44.	Gráfica de frecuencia en escala lineal de la cola prueba 9	95
Figura 45.	Gráfica de frecuencia en escala lineal de la cola prueba 10	95
Figura 46.	Gráfica de frecuencia en escala lineal de la cola prueba 11	95
Figura 47.	Concentrado de la prueba 1, sin magnéticos a 400x	98
Figura 48	Concentrado magnético, obtenido del concentrado de la prueba 1 a 400x	98
Figura 49	Colas de la prueba 1, sin magnéticos a 400x	98
Figura 50	Concentrado magnético, obtenido de las colas de la prueba 1 a 400x	98
Figura 51	Concentrado de la prueba 6, sin magnéticos a 400x	99
Figura 52	Concentrado magnético, obtenido desde el concentrado de la prueba 6 a 400x	99
Figura 53	Colas de la prueba 6, sin concentrado magnético a 400x	99
Figura 54	Concentrado magnético, obtenido desde las colas de la prueba 6 a 400x	99
Figura 55	Desplome de los precios del mineral de hierro	104

LISTA DE TABLAS

Tabla I.	Susceptibilidades magnéticas de materiales paramagnéticos y diamagnéticos a 20°C	28
Tabla II.	Propiedades magnéticas de los materiales ferromagnéticos	29
Tabla III.	Reactivos de flotación inorgánicos auxiliares	44
Tabla IV.	Reactivos de flotación orgánicos comúnmente usados como colectores	45
Tabla V.	Reactivos de flotación más usuales orgánicos e inorgánicos	46
Tabla VI.	Reconstrucción mineralógica del jal	53
Tabla VII.	Análisis representativo de tamices	54
Tabla VIII.	Cuadro de regresión lineal de Rosin Rammler	55
Tabla IX.	Conteo de partículas minerales para obtener el porcentaje de hierro	58
Tabla X.	Relación de leyes de Fe, Cu y As en los diferentes intervalos granulométricos	60
Tabla XI.	Obtención de la ley de cabeza por medio de ponderación	60
Tabla XII.	Análisis de la velocidad de vaciado con diferentes posiciones en el alimentador	65
Tabla XIII.	Análisis de velocidad de vaciado con diferentes posiciones en el cortador	67
Tabla XIV.	Comportamiento del flujo de agua en un tiempo de 60s	68
Tabla XV.	Valores de la velocidad de agitación	70
Tabla XVI.	Tabla resumen de los parámetros experimentales	71
Tabla XVII.	Combinación de las diferentes pruebas experimentales	72
Tabla XVIII.	Análisis químicos de las pruebas realizadas y de las fracciones granulométricas	77

Tabla XIX.	Relación de productos obtenidos	78
Tabla XX.	Relación de concentración del mineral de hierro de las diferentes pruebas	79
Tabla XXI.	Balances metalúrgicos de la prueba 1	80
Tabla XXII.	Balances metalúrgicos de la prueba 2	80
Tabla XXIII.	Balances metalúrgicos de la prueba 3	80
Tabla XXIV.	Balances metalúrgicos de la prueba 4	81
Tabla XXV.	Balances metalúrgicos de la prueba 5	81
Tabla XXVI.	Balances metalúrgicos de la prueba 6	81
Tabla XXVII.	Balances metalúrgicos de la prueba 7	82
Tabla XXVIII.	Balances metalúrgicos de la prueba 8	82
Tabla XXIX.	Balances metalúrgicos de la prueba 9	82
Tabla XXX.	Balances metalúrgicos de la prueba 10	83
Tabla XXXI.	Balances metalúrgicos de la prueba 11	83
Tabla XXXII.	Valores característicos y parámetros óptimos para la separación gravimétrica en mesa de sacudimiento diferencial	96
Tabla XXXIII.	Relación de parámetros óptimos de las pruebas experimentales	97
Tabla XXXIV.	Resultados de la primera separación magnética	97
Tabla XXXV.	Resultados de la segunda separación magnética	97
Tabla XXXVI.	Separación del granate y la magnetita desde el concentrado magnético	97
Tabla XXXVII.	Relación de leyes de Fe para el producto magnético	100
Tabla XXXVIII.	Balance metalúrgico de la prueba 1	100
Tabla XXXIX.	Balance metalúrgico de la prueba 6	101

CAPITULO I

ANTECEDENTES PARA LA CONCENTRACIÓN DE MINERALES DE HIERRO

1.1. Generalidades sobre el hierro

El hierro es un metal de transición maleable, de coloración grisácea a negra, que se encuentra situado en el grupo 8, periodo 4 de la tabla periódica de los elementos químicos. Éste mineral es el cuarto elemento más abundante de la corteza terrestre ya que aproximadamente el 5%, contiene grandes concentraciones de hierro, tal mineral posee una densidad promedio de $7874 \text{ [kg/m}^3\text{]}$ por lo cual es susceptible a separarse gravimétricamente, además posee especies minerales de gran susceptibilidad magnética lo cual lo hace atractivo para la concentración magnética [1].

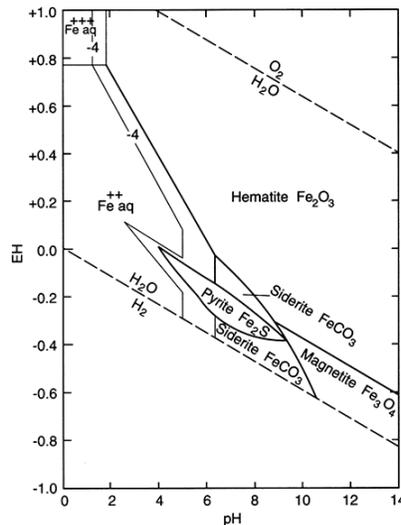


Figura 1. Estabilidad de los óxidos de hierro y sulfuros de hierro en agua a 25° y presión total de 1atm, con una actividad de azufre total disuelto de 10^{-6} [4]

Lo anterior corresponde al hierro elemental que encontramos en la naturaleza como meteoritos metálicos; no obstante, en la corteza terrestre se encuentra asociado a rocas ígneas y metamórficas. Para comprender mejor la estabilidad de los óxidos y sulfuros del mineral se emplea el diagrama de Garrels y Christ (figura 1) el cual se encuentra en función del potencial de oxidación (Eh) y el logaritmo negativo de la concentración del ion hidrógeno (pH).

En el diagrama anterior se observa que la hematita Fe_2O_3 es estable en regiones altamente oxidantes, lo que favorece su estado trivalente. En cambio la magnetita Fe_3O_4 presenta una mayor estabilidad en condiciones básicas y un potencial de oxidación bajo. Las formaciones tales como la pirita FeS_2 y la pirrotita FeS , tienen lugar en condiciones reductoras y valores de pH entre 4 y 9. Cabe mencionar que el tamaño de las regiones de los sulfuros es proporcional a la cantidad de azufre.

1.1.1. Especies minerales del Hierro

1.1.1.1. Óxido ferroso-férrico (Apraiz, 1974)

El óxido ferroso-férrico mejor conocido como “magnetita” es un mineral muy duro de color pardo, casi negro posee un brillo ligeramente metálico y cristaliza en el sistema cúbico, se le denomina magnetita por su fuerte susceptibilidad magnética. La denominación química del óxido ferroso-férrico y su fórmula suele ser Fe_3O_4 o $\text{FeO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$, su composición sería 72.4% de hierro y 27.6% de oxígeno; pero debido a las materias que le acompañan, su riqueza suele variar.

Este mineral es el más rico en hierro en la naturaleza ya que suele presentar de un 55 a 66 % de Fe, de un 0.12 a 6 % de Mn, de un 0.008 a 2.2 % de P, de un 0.02 a 0.12 % de S, de un 0.2 a 10 % de SiO_2 , de 0.2 a 1 % de Al_2O_3 y de 0.3 a 7.5 % de CaO. Con gran frecuencia la magnetita aparece asociada a ciertas rocas ígneas, con cantidades muy significativas de cromo, titanio y zinc, lo cual es sumamente favorable para la formación de cromita que es un óxido doble de hierro y cromo (FeO , Cr_2O_3); ilmenita la cual es un óxido doble de hierro

y titanio (FeO , TiO_2); y la frankilita que es un óxido doble de hierro y zinc (Fe , Zn , O). Estas tres especies minerales complejas adjuntas a la magnetita pertenecen al grupo de las espinelas, cuya fórmula es $\text{M}'\text{O M}_2''\text{O}_3$.

1.1.1.2. Óxido férrico anhídrido (Apraiz, 1974)

Existen diferentes variedades de este mineral, pero las más importantes se mencionan a continuación:

- a) Hematita roja ordinaria. Posee un color rojo a morado característico de su raya. Este es el más abundante de las diversas especies de óxido férrico, es sin duda el más conocido de los minerales de hierro de esta especie y el más codiciado de los minerales de hierro por su alta ley, su alta pureza y su gran facilidad para reducirlo.
- b) Hematita roja mamelonada. Esta variedad de las hematitas aparece en forma de masas arriñonadas, la cual presenta una estructura cristalina muy característica.
- c) Hematita roja oolítica. Es otra variedad de óxido férrico, está constituida por pequeños granos de mineral aglomerado por una ganga arcillosa.
- d) Hematita roja terrosa. Se le da el nombre de hematita roja terrosa o de ocre rojo, este óxido férrico suele presentarse con materias arcillosas por tal motivo suele ser utilizado para la fabricación de pinturas.

1.1.1.3. Óxido férrico hidratado (Apraiz, 1974)

Estos óxidos de hierro hidratados conocidos como “limonitas” pertenecen al grupo de la hematita parda no obstante se les denomina limonitas debido a una serie ordenada de minerales, cuya fórmula general es $n \text{Fe}_2\text{O}_3 + m \text{H}_2\text{O}$.

El contenido teórico de hierro varía de 52.3 a 66.2 % de hierro y del 5 al 25% de agua, pero debido al gran número de impurezas asociadas a este mineral se le atribuye de 30 a 56% de hierro. Las hematitas pardas se clasifican en:

- a) Hematitas parda ordinaria. Esta variedad es blanda y se caracteriza por que al ser rallada presenta una raya de color amarillento pardo, se le asocia una ley promedio del 23% de hierro.
- b) Hematitas parda reniforme. Este mineral es de estructura fibrosa y su forma exterior mamelonada esférica o arriñonada, posee un brillo metálico y su color varia de negro a pardo. Es de gran pureza y de una gran calidad, no obstante por encontrarse en los yacimientos más antiguos de hierro, es poco abundante.
- c) Hematitas parda oolítica en granos (minettes). Este mineral se presenta en forma de grano, éste se encuentra generalmente en una matriz calcárea y en otras ocasiones se tiene una matriz siliciosa, generalmente los minettes contienen 30% de Fe, 8% de SiO₂, 18% de CaO, 10% de Al₂O₃ y un 0.7% de P.
- d) Hematita parda terrosa de lagos y pantanos. Estas son limonitas de formación reciente, producto de depósitos de aguas ferruginosas. Su estructura es terrosa en masas compactas, teniendo una variación de colores de pardo claro a negro oscuro. Es muy frecuente que estos minerales estén asociados a fosfatos de hierro, con una matriz de sílice.

1.1.1.4. Carbonato de hierro(Apraiz, 1974)

Este mineral mejor conocido como “siderita”, presenta la siguiente formula química FeCO₃, suele contener de 30 a 40% de hierro. Esta especie generalmente se presenta mezclada con cantidades variables de carbonatos de magnesio, de cal y magnésita. Las principales variedades son:

- a) Hierro espático o siderita. Este mineral cristaliza en el sistema romboédrico y presenta una estructura cristalina, generalmente se muestra en color blanco amarillento a pardo anaranjado o rojo oscuro. Este tipo de mineral es característico de yacimientos muy antiguos, en cuyas zonas someras hay formación de óxidos hidratados o anhidros.
- b) Esferosiderita granular. Este carbonato de hierro se caracteriza por su aspecto esferoidal, que es un contraste con la forma espática de la siderita. Se conocen dos clases importantes de esta variedad, el Clayband que se caracteriza por estar mezclado con abundante materia arcillosa y el Blackband, que contiene un importante porcentaje de materia orgánica y carbonosa:
- c) Esferosiderita arcillosa (Clayband). Su color varía del gris al rojo. Este presenta un contenido de hierro del 28%, 0.3% de fósforo, 20% de alúmina y un 5% de materia carbonosa.
- d) Esferosiderita carbonosa (Blackband). Esta variedad suele presentar grandes cantidades de hulla, ya que aproximadamente tiene un 35% de hierro, del 1 al 25% de hulla, 0.20% de azufre y 0.30% de fosforo. Las variedades que presentan más materia carbonosa son consideradas como combustibles dado que arden con relativa facilidad y constituyen una transición entre los minerales y las hullas.

1.1.1.5. Sulfuros de hierro(Apraiz, 1974)

Posee una elevada ley de hierro aproximadamente de 45 a 60%. No obstante no suele tener mercado, ya que contiene cantidades importantes de azufre, arsénico y otras impurezas. En raras ocasiones la pirita tostada se emplea para enriquecer en hierro, los lechos de fusión. Los cuatro minerales más importantes se enuncian posteriormente:

- a) Pirita de hierro. Este es un mineral de color amarillento con brillo metálico, se encuentra con gran abundancia en la naturaleza por ser un mineral asociado a otros

minerales metálicos. Su fórmula química es FeS_2 y presenta un porcentaje de 60% de hierro y un 3% de azufre aproximadamente.

- b) Marcasita o pirita blanca. Este mineral presenta un color blanco claro, y presenta la siguiente fórmula química FeS_2 la cual cristaliza en el sistema rómbico. Esta especie se presenta esporádicamente en la naturaleza.
- c) Pirrotita o pirita magnética. Es un sulfuro de hierro magnético de composición indefinida de color amarillo rojizo.
- d) Mispickel. Es un sulfuro de arsénico y de hierro AsFeS_2 , que cristaliza en el sistema rómbico y tiene un color blanco plateado. Por su alto contenido de arsénico, no se puede utilizar en ningún caso como mineral de hierro.
- e) Calcopirita. Es un sulfuro de cobre y de hierro CuFeS_2 , la cual cristaliza en el sistema tetragonal, esta posee 35% de azufre, 35% de cobre y 30.5% de hierro (Dana, 1932). Cabe mencionar que este mineral no está catalogado como sulfuro de hierro, más en vista que el producto que estamos recuperando proviene de un residuo, lo mencionamos de manera somera.

1.2. Concentración gravimétrica

La separación gravimétrica, se basa, principalmente en la diferencia de densidades y la fuerza de gravedad, lo anterior crea una serie de fuerzas las cuales se aplican a las partículas de igual tamaño, pero de diferente densidad relativa, es importante mencionar que para que se pueda llevar a cabo este tipo de concentración se requiere una granulometría menor a 1 cm. Este tipo de concentración genera dos o tres productos, el concentrado el cual es nuestro mineral de interés, las colas que son los minerales sin aparente valor económicos en ese momento y en algunos casos los medios (Wills, 2006).

La forma de las partículas es otro factor que influye en el éxito del proceso, ya que mientras mayor sea la superficie que presenta la partícula, que recibe a las fuerzas, mayor será el

efecto de concentración, es importante comentar que en este tipo de beneficio se da una relación cuádrupartita entre la densidad, la estratificación, el flujo laminar y el movimiento de las partículas. (Ullmann's, 1980):

- Densidad (fig 2A). Es la relación entre la densidad y la densidad aparente de los minerales a separar. La densidad está relacionada con el grado de acumulación de la materia, es decir que un cuerpo compacto es más denso que uno disperso.
- Estratificación (fig 2B). Es una intermitente fluidización, debida a los pulsos que actúan sobre el fluido, a causa de la diferencia de densidades de los minerales constituyentes, que se van separando en capas o estratos.
- Flujo laminar (fig 2C). Esta constituido por la separación de la partícula en una trayectoria definida, a través del movimiento relativo del fluido causado principalmente por la acción de la gravedad, es decir que cuando el gradiente de velocidad es bajo, la fuerza de inercia es mayor que la de fricción, lo que provoca que las partículas se desplacen pero no roten. (Ullmann's, 1980, 9)
- Movimiento (fig 2D). Está determinado por la resistencia de las partículas a la fuerza de gravedad, lo cual favorecerá que las partículas de mayor densidad tiendan a segregarse.

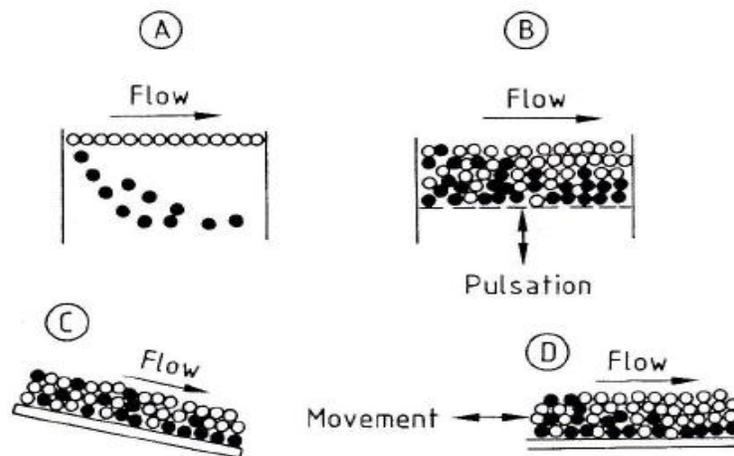


Figura 2. Mecanismos en la concentración gravimétrica (Ullmann's, 1980).

A) Densidad; B) Estratificación; C) Flujo laminar D) Movimiento

○ = Partículas ligeras ● = Partículas densas

En años recientes la separación gravimétrica, ha adquirido una mayor popularidad dentro de la industria minera, esto por la continua alza de los precios de los químicos empleados en la flotación. Así mismo por la gran variedad de minerales susceptibles a ser tratados por este medio; dentro de los cuales están todas aquellas especies que presentan una diferencia notable de densidades relativas entre el mineral y la ganga, como por ejemplo el cuarzo, los sulfuros (galena, esfalerita, pirita etc.).

1.2.1. Criterio de concentración

Cabe destacar que dentro de esta separación existen tres criterios de gran trascendencia los cuales son (Wills, 2006):

- a) La densidad relativa de los minerales.
- b) La densidad relativa y viscosidad o plasticidad del medio separador.
- c) Los métodos mecánicos disponibles para utilizar el movimiento diferencial de las partículas, provocado por la diferencia en los pesos de los sólidos.

Obsérvese que las dos primeras premisas se conjugan bajo el siguiente criterio:

$$\frac{D_h - D_f}{D_l - D_f}$$

Dónde: D_h es la densidad relativa del mineral pesado, D_l es la densidad relativa del mineral liviano y D_f es la densidad relativa del medio fluido

Considerando como insignificante la viscosidad del medio y de los medios mecánicos empleados, se puede decir de manera general que cuando el criterio de concentración es de (López, 2004):

- 2.5 sea negativo o positivo, la separación es factible en granulometrías menores a arenas finas.

- 1.75 es posible la separación siempre y cuando la granulometría este debajo de 65 a 100 mallas.
- 1.5 la separación se torna más compleja pero todavía es comercial a tamaños de partícula de 10 mallas, más cuando el
- a valores menores de 1.25 no es factible una separación comercial, ya que se tendrá que emplear un modificador diferencial de pesos en el medio.

1.2.2. Mecanismos y procesos de la separación de partículas

Existe una amplia gama de teorías y procesos que se pueden aplicar a la concentración gravimétrica, lo cual hace evidente que estos preceptos ocurren en diferentes etapas del ciclo, diferentes intervalos de granulometría y bajo diferentes condiciones de operación.

Así mismo es conveniente mencionar las reglas generales para la clasificación de partículas en medios acuosos (López, 2004):

- a) La velocidad relativa de asentamiento de partículas de la misma densidad relativa y de la misma forma dentro de un determinado líquido son dependientes directamente del tamaño de las partículas: mientras más grandes el asentamiento será más rápido.
- b) Si las partículas son del mismo tamaño y forma, pero de diferentes densidades relativas, el asentamiento de cada una de ellas se efectuará a diferentes velocidades, proporcionales a sus respectivas gravedades específicas.
- c) Si las partículas son del mismo peso pero de diferentes formas, sus velocidades de asentamiento serán probablemente diferentes. Las partículas de forma más cercana a la esfera caerán más rápidamente, mientras que aquellas de forma tabular lo harán más lentamente.
- d) La resistencia a la caída de un líquido determinado dependerá de la velocidad de caída de la partícula. La resistencia varia: (a) directamente a la velocidad cuando

ésta es baja, (b) al cuadrado de la velocidad cuando la velocidad es alta y (c) a una potencia intermedia entre la etapa de transición.

- e) La velocidad de caída en un líquido determinado varía proporcionalmente al cuadrado del diámetro de las partículas cuando éstas son muy pequeñas; cuando las partículas son grandes, la variación estará elevada proporcionalmente a la potencia equivalente de la mitad del diámetro, y a una potencia intermedia en la etapa de transición.
- f) La resistencia a la caída se incrementa proporcionalmente a la densidad del líquido.
- g) La resistencia a la caída se incrementa proporcionalmente a la viscosidad del líquido. Este incremento se hace mayor a medida que se reduce el diámetro de la partícula.

A continuación se prosigue a mencionar los principales mecanismos y procesos que se ven involucrados en la concentración gravimétrica:

1. Asentamiento obstruido diferencial (Kelly, 1990)

El asentamiento obstruido o restringido, es el mecanismo por el cual la partícula mineral tenderá a modificar su velocidad de asentamiento, la cual está directamente relacionada con la densidad y el tamaño de la partícula.

Generalmente la alimentación a los concentradores se da en un intervalo de granulometría que obedece la siguiente ecuación para partículas equiasentables:

$$\frac{d_1}{d_2} = \left(\frac{\rho_{s,2} - \rho_f}{\rho_{s,1} - \rho_f} \right)^{(2-\beta)/2}$$

En la expresión anterior β es el denominado coeficiente de arrastre el cual está en función del factor de fricción y el número de Reynolds, ρ_f es la densidad del fluido y ρ_s es la densidad de los sólidos

No obstante para términos prácticos y minimizar el efecto del tamaño de la partícula (o para incrementar el intervalo de tamaños de partículas que pueden ser separados por densidad) ρ_f debe ser tan cercana como sea posible a la densidad del mineral menos denso. Por consiguiente se observa que en ciertas condiciones una partícula con mayor densidad pueda elevarse en lugar de asentarse, cuando está en presencia de partículas ligeras pero de mayor tamaño.

2. Aceleración diferencial(Kelly, 1990)

Es imprescindible mencionar que en este tipo de concentración, la partícula se desplazara en un tiempo y distancia cortos antes de detenerse o modificar su trayectoria por acción de otra partícula. Por tal motivo los desplazamientos de las partículas están determinados por una serie de fuerzas de aceleración y desaceleración, en los periodos de transición de la partícula. Y estas fuerzas van a depender de la diferencia de densidades del sólido y el líquido, despreciando el tamaño de la partícula. Es importante mencionar que esta aceleración está definida por la siguiente expresión:

$$\frac{dv}{dt} = \left(\frac{\rho_s - \rho_f}{\rho_s} \right) g = g \left(1 - \frac{\rho_f}{\rho_s} \right)$$

De donde g es la fuerza gravitacional, ρ_f es la densidad del fluido y ρ_s es la densidad de los sólidos.

Debemos hacer notar que los efectos del asentamiento obstruido pueden alterar severamente la velocidad terminal de las partículas, por lo que esta expresión solo puede brindar una pequeña idea de la separación máxima que puede lograrse.

3. Escurrimiento de consolidación(Kelly, 1990)

Este principio propuesto por Gaudin describe que en un fluido las partículas pequeñas descansan sobre las partículas más grandes, y estas a su vez reposan sobre áreas determinadas de tal manera, que se forman vías de paso entre ellas. Estas vías son lo suficientemente grandes como para permitir el descenso de las partículas pequeñas, esto permite una distribución gradual de tamaños.

Este tipo de escurrimiento está directamente relacionado con el flujo de líquidos en capas, dentro del cual encontramos el flujo recto, el cual actúa de manera laminar y continuo, asimismo tiene un espesor constante y está exento de ondulaciones. En este no hay fuerza cortante en la superficie superior, lo que favorece que la fuerza gravitacional se mantengan en equilibrio con respecto a la fuerza cortante que actúa sobre la superficie inferior. Además encontramos el flujo en espiral el cual está influenciado por la fuerza centrífuga que hace que se impongan las corrientes radiales transversales sobre la corriente principal, lo que implica una corriente radial hacia adentro lo largo del fondo, una corriente ascendente hacia el radio interior, una corriente radial hacia afuera a lo largo de la superficie del líquido, con una corriente descendente de retorno en el radio exterior.

4. Velocidad diferencial en una película en movimiento(Kelly, 1990)

Gaudin también establece que existe una pendiente crítica, bajo la cual no ocurre deslizamiento de partícula, en esta situación la aceleración y la velocidad son consideradas despreciables. Ya que una partícula ha comenzado su trayectoria, puede acelerarse hasta alcanzar su velocidad terminal.

Debe tenerse en cuenta que la velocidad de la partícula, puede pasar a un máximo al incrementarse el tamaño de partícula, además por sí misma una velocidad diferencial en una corriente descendente con alimentación continua sobre una pendiente no produce separación alguna, para lo cual es necesario incrementar un movimiento horizontal a ángulos rectos respecto a la corriente.

La rugosidad es otro parámetro importante ya que, si esta es menor que el tamaño de partícula, se verá afectado el coeficiente de fricción ϕ , más si éste es de mayor tamaño que la partícula, ésta se verá retenida a causa de la rugosidad. Al ser más esférica la forma de la partícula ocurrida el fenómeno de rodamiento en vez de deslizamiento. Más en la práctica tomamos el coeficiente de fricción como despreciable y en base a lo anterior podemos expresar la velocidad máxima como:

$$V_{max} = \frac{dgsen\phi}{18\mu} [d\Psi(\rho_s - \rho_f) - 3.4d\rho_f + 9\delta\rho_f]$$

De donde $\sin\theta$ es la inclinación del plano desde la horizontal, Ψ es el flujo de masa de las partículas, 18μ hace referencia al número de Reynolds y δ es el espesor de la capa del fluido. En base a la expresión anterior podemos decir que al aumentar ρ_s , aumenta la velocidad de deslizamiento en la película.

5. Esfuerzo cortante (Kelly, 1990)

Bagnold establece que toda pulpa está sujeta a una fuerza cortante la cual puede establecer, una fuerza dispersiva entre las partículas, resultantes de la colisión de estas, además reconoció dos situaciones imperantes; una donde la inercia de las partículas domina, y otra donde la acción dominante es la viscosidad del fluido.

En la primera hipótesis donde la inercia es la acción dominante, se observa que al pasar la capa superior sobre la inferior en movimiento, se da una sucesión de colisiones indirectas lo cual ocasiona oscilaciones de la partícula. Más cuando la acción dominante es la viscosidad del fluido, las partículas que van en una capa que pasa sobre otra, las partículas se moverán temporalmente hacia afuera de sus posiciones promedio, al pasar cerca de las partículas situadas en la capa inferior.

Generalizando los dos principios anteriores se concluiría que en un sistema mineral homogéneo, puede esperarse que la porosidad aumente hacia la interface sólido-líquido en la que la fuerza cortante es la más alta. Si ocurre una distribución por tamaños de partículas, bajo condiciones de inercia las partículas habrán de segregarse pasando las partículas más grandes a la parte superior, ya que $d \propto 1/(dv/dy)^2$.

Considerando las condiciones de inercia predominantes, en una película en movimiento, ocurre una segregación de tamaños de la partícula (con la concentración de las partículas grandes en la parte superior), mientras en condiciones de viscosidad la segregación se da por diferencia de densidades (con el material más denso cerca de la interface sólido/líquido) y adjunto a los parámetros anteriores actúa la gravedad, ya que ésta regulará el volumen de huecos y minimizará la turbulencia y ayudará a eliminar el gradiente de concentración, más dejará suficiente espacio entre las partículas para permitir su movimiento y permitir una segregación razonablemente rápida.

Bagnold estableció de acuerdo a las condiciones de inercia en un lecho fluido una pendiente máxima para favorecer una mejor separación de partículas, dicha expresión matemática se expresa como:

$$\tan \phi_{crit} = \frac{C_V \tan \phi_B}{\left[\rho_f / (\rho_s - \rho_f) \right] + C_V}$$

Donde ϕ_{crit} es la pendiente crítica estable del plano desde la horizontal, C_V es el flujo de los sólidos, ϕ_B es el ángulo real del plano desde la horizontal y ρ_s, ρ_f es la densidad de los sólidos y del fluido respectivamente.

6. Centro de gravedad (Kelly, 1990)

Mayer consideró que la “lavabilidad” o “separación mediante impulsos” de un sistema mineral con diferencia de densidades, tendrá un centro de gravedad fuertemente influenciado por la energía potencial, así mismo estableció una relación matemática la cual permite predecir la segregación máxima de las especies minerales, este enunciado se ve reflejado en la siguiente relación:

$$\Delta H_{max} = 50 - \frac{100}{(\rho_{bh} - \rho_{bi})^{1/2} + 1}$$

Donde ΔH_{max} es la separabilidad máxima por impulso, ρ_{bh}, ρ_{bi} es la densidad del mineral denso y ligero respectivamente.

La lavabilidad considera el uso de las densidades en masa o globales en vez de las densidades de los minerales, así mismo acepta que la forma de la partícula y su empacamiento afectara las separaciones. Por tal motivo se puede explicar la dificultad de separar corrientes que contengan grandes proporciones de mineral, ya que su centro de gravedad seria el mismo, esto por estar distribuidas uniformemente, lo cual trae como consecuencia que baje la energía potencial del sistema y hace más difícil la separación.

1.2.3. Teorías de los dispositivos de concentración gravimétrica (Kelly, 1990)

Como se puede observar una buena clasificación de las partículas no va a depender solamente de su densidad sino que está fuertemente influenciada por el tamaño, estos y otros factores son de suma importancia en los diferentes dispositivos concentradores, ya que dependiendo de los dispositivos se podrán aplicar o no las leyes o conceptos anteriores.

Aunado a lo anterior se encuentran los medios de separación en los que se efectúa la concentración, estos se clasifican en flujos en movimiento y medios estacionarios.

- a) Flujos en movimiento- los flujos en movimiento ejercen fuerzas naturales de impulso sobre las partículas sujetas a concentración. Es decir que la separación depende de la velocidad a la cual se mueven las partículas. Estos tipos de flujos presentan componentes horizontales o verticales, si la trayectoria del fluido es horizontal las partículas actuarán de manera aleatoria, no obstante si el movimiento es vertical, las partículas formarán espirales lo cual dificultará la clasificación de las partículas.
- b) Medios estacionarios- los medios estacionarios están compuestos por líquidos pesados, soluciones y fluidos con sólidos en suspensión en diferentes grados de concentración. Estos medios están compuestos por una cama, la cual es un líquido en suspensión, con sólidos que van de los 0.0625 a 4.0 μm .

De esta manera partimos mencionando los cinco principales dispositivos y la serie de preceptos que se aplican en cada uno de ellos:

1. Concentración por impulso

Este tipo de concentración es sin duda una de las más complejas debido a su complicada hidrodinámica que continuamente está cambiando. En este dispositivo el agua impulsa repetidamente hacia arriba el lecho mineral, ocurriendo una expansión de éste para posteriormente asentarse. Existe un reasentamiento con el agua fluyendo en descenso y a

una velocidad relativamente más baja. En este tipo de dispositivo la onda formada tendrá una marcada dinámica de la partícula.

Para una mayor concepción de dicho sistema partiremos de dos enfoques. El primero el concepto clásico, el cual considera el movimiento de las partículas individualmente. El segundo se basa en el descenso del centro de gravedad.

El concepto clásico fue propuesto por Gaudin, quien sugiere, tres mecanismos responsables: el asentamiento obstruido, la aceleración diferencial y por último la consolidación por escurrimiento; como se puede observar la estratificación ocurre principalmente en el momento en el que el lecho está abierto y resulta del asentamiento diferencial obstruido acentuado, el cual está influenciado por aceleración diferencial. Este proceso es el responsable de que las partículas gruesas y densas se sitúen en el fondo, mientras que los granos finos y ligeros en la parte superior. Estos dos efectos causan un acomodamiento diametralmente opuesto, lo cual dará como resultado una estratificación más acorde con la densidad del mineral; la teoría del centro de gravedad a su vez va a permitir una liberación de la energía potencial del lecho mixto, por la segregación del lecho fluido, de acuerdo a lo anterior Mayer considero que la rapidez crítica para una buena estratificación sería la siguiente:

$$H_t = \Delta H \exp(-kt)$$

De donde el factor k está en función de la separabilidad mediante impulsos, la forma, la amplitud y la frecuencia de la carrera de la impulsadora. No obstante Vinogradov bajo un análisis más riguroso concluyó que el desplazamiento del centro de gravedad se expresaría de la siguiente manera:

$$\frac{d^2H}{dt^2} + K_1 \frac{dH}{dt} + k_2 f_n(H) + k_3 = 0$$

De dicho modelo se sabe que k1, k2 y k3 son la resistencia del fluido, la rapidez específica de separación y el efecto de gravedad respectivamente. Dicha expresión describe perfectamente un proceso de oscilación amortiguada. Dicho en otras palabras siempre que

el lecho se abra desde el fondo, ocurrirá una separación cuando las corrientes tiendan a descender.

Recordemos que uno de los principios fundamentales descritos por Taggart, es que la relación de equiasentamiento, es un factor significativo en el concepto de asentamiento obstruido de Gaudin, lo cual indica que bajo ciertas condiciones las partículas finas densas pueden llegar a tener velocidades de asentamiento negativas, haciendo aún más cuestionable los beneficios de las velocidades relativas de asentamiento.

Considerando todos los puntos anteriores podemos concluir que en la concentración por impulso, la rapidez de penetración del lecho está directamente relacionada con el tamaño de la partícula, la cantidad, la forma y el empacamiento del lecho. Así mismo para mantener una ley favorable una mayor frecuencia y una menor amplitud, es decir movimientos más rápidos y pequeños proporcionarían una mejor separación.

2. Concentradores de sacudimiento

Gaudin postuló en su ley de película delgada que en este tipo de concentradores, el material más denso tiende a situarse en el fondo de las partículas más se dará una segunda estratificación, pero dicha teoría fue modificada por Mayer y su tratado del centro de gravedad, la cual se adecua más a este tipo de concentración.

Asimismo Bargnold demostró que existe una liberación en lecho fluido, y que a su vez intervienen un esfuerzo cortante mínimo, el cual actuará en la región viscosa, mediante un mecanismo de escurrimiento, mientras el lecho está en un estado de expansión generado por el esfuerzo excitante cortante. En este estado de expansión se puede esperar que descendan las partículas más densas, para bajar el centro de gravedad del lecho, lo cual traerá una segregación por tamaños ya que las partículas finas podrán penetrar en los espacios huecos de las partículas de mayor diámetro.

Kirchberg y Berger propusieron que cuando existen partículas de un diámetro mayor estas se elevan por dos mecanismos, el primero corresponde a la acción de sacudimiento, aunque ésta tiene poca relevancia debido al estado abierto del lecho y la lubricación. El segundo

principio sugiere que se da por el esfuerzo cortante inercial. Estos dos preceptos demuestran que las partículas de mayor diámetro se elevarán en la región de esfuerzo cortante más bajo, es decir que si las partículas se vuelven demasiado grandes, el tamaño determinará la segregación, lo cual provocará que las partículas menos densas sean arrastradas por el flujo neto de la pulpa en descenso.

Cabe mencionar que el rendimiento de este tipo de concentradoras puede verse afectado por fuerzas opositoras, como es el caso del efecto partícula- partícula o partícula- superficie, que son generados por fuerzas eléctricas dependientes del pH, otro factor que puede afectar la separación de finos sería la presencia de corrientes turbulentas.

3. Concentradores de sacudimiento pulsante

Este tipo de concentradores es una combinación exacta de dos tipos de movimientos los de impulso y los de sacudimiento, en los de impulso las partículas más pequeñas tienden a colocarse en la parte superior del lecho, mientras que en los de sacudimiento las partículas finas tienden a concentrarse en la parte inferior del lecho. Teniendo en consideración las dos series de movimientos de estos concentradores se puede establecer que el comportamiento del fluido favorecerá una buena segregación en las partículas donde hay una marcada diferencia de tamaños.

4. Concentradores en película

En este tipo de concentradores intervienen la teoría de los centros de gravedad y el escurrimiento interparticular, lo cual favorece una estratificación uniforme. No obstante en estos concentradores se da un esfuerzo cortante que influirá en el fluido, provocando la dilatación de este. Estos tipos de concentradores son ideales para tamaños de partículas grandes ya que están directamente influenciados por el efecto de viscosidad del esfuerzo cortante.

En este tipo de concentradores existen dos tipos fundamentales de partículas en una pulpa que fluye en descenso sobre una superficie inclinada: el transporte que no deja depósito (las partículas se mantienen en suspensión) y el transporte que no deja depósito (las partículas

pueden residir sobre la superficie durante periodos de tiempo prolongados). Debido a las dos formas anteriores de transporte, se encuentran tres tipos fundamentales de concentradores: los que tienen como característica el transporte sin depósito, que comprende a los canalones de punta y al de espiral; los que incorporan los canalones que tiene como característica el transporte con depósito, y finalmente los que tiene transporte tanto con depósito como sin depósito, como el Rheolaveur. No obstante en la actualidad solo el primer tipo tiene aplicación.

5. Concentradores hidrociclónicos

Visman argumentó que las altas concentraciones de sólidos, intensifican los efectos de la densidad, es decir se presenta una separación de medio denso, no obstante la combinación de fuerzas actuarán, como una fuerza cortante lo cual mantienen dilatada a la pulpa de tal forma, que se reduzca la energía potencial del sistema.

El funcionamiento de los clasificadores hidrociclónicos, está directamente basado en tres velocidades del flujo las cuales son las responsables del flujo laminar, estas tres velocidades son: Velocidad vertical es la componente vertical de la velocidad de la corriente del líquido, esta indica la magnitud de las dos espirales y por tal motivo es la relación entre la distribución volumétrica del producto entre la descarga inferior y el derrame, velocidad radial es la responsable del asentamiento de las partículas a causa de la fuerza centrífuga, al ser separadas en la descarga inferior, velocidad tangencial esta es la responsable del flujo cilíndrico dentro del ciclón.

Los hidrociclones están divididos en su interior en cuatro regiones que contienen diferentes distribuciones de tamaño, (vea la fig. 6) estas regiones se mencionan a continuación:

- a) Zona A- en esta zona se da la alimentación de la pulpa, por lo que no existe una clasificación.
- b) Zona B- esta parte del ciclón contiene una gran cantidad de gruesos, más la distribución de tamaños es prácticamente uniforme y es muy similar al producto grueso del ápex.

- c) Zona C- en esta zona existe una gran clasificación del producto fino con respecto al producto de los gruesos.
- d) Zona D- esta es sin duda la parte más importante, ya que en esta las fracciones de tamaño son distribuidas radialmente, de esta manera el tamaño de la partícula disminuye al máximo al estar más cerca del eje del ciclón

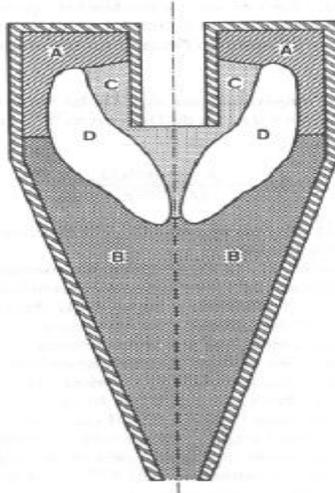


Figura 3. Muestra las cuatro regiones en las que se encuentra dividido un cono de ciclón (Kelly, 1990).

1.2.4. Curvas de rendimiento(Kelly, 1990)

La curva de rendimiento reducido es una característica intrínseca del dispositivo, y del tamaño de partícula que se está tratando. La forma de la curva de rendimiento ya sea en función del equipo o del tamaño de la partícula, demuestra la importancia de la rapidez de alimentación, el tamaño del concentrador y el tamaño de partícula promedio, además de la viscosidad ya que si ésta tiende a aumentar retardará su tiempo de traslado y como consecuencia disminuirá la rapidez de segregación y el grado de éste.

Dell demostró que la curva de Mayer está relacionada con los tiempos de residencia de tal manera que propuso la siguiente expresión matemática para plantear la curva.

$$\mathfrak{R} = \frac{1}{2} - \frac{1}{2} \operatorname{erf} \left\{ \left[\frac{g \delta \left(\frac{m_{pl}}{\Delta \rho} \right)^{1/2}}{D \mu^*} \right] (\rho - \rho_{50}) \right\}$$

Donde m_{pl} es la fracción de masa de la alimentación con densidad comprendida entre ρ y $\rho + \Delta \rho$; ρ_{50} es la densidad de separación; $D \mu^*$ es el grado de movimiento caótico de la zona de separación. Dado lo anterior se refleja la importancia de las curvas de rendimiento reducido, ya que estas son capaces de predecir la separación que puede lograrse en un material dado y en un dispositivo dado.

1.3. Separación magnética

1.3.1. Generalidades

El beneficio de los minerales empleando la concentración magnética se basa primordialmente en la fuerza del campo magnético, en combinación con la fuerza de gravedad, la fuerza de fricción, la fuerza centrífuga y la resistencia fluidal. Esto para producir movimientos diferenciales de las partículas del mineral a través de dicho campo (Ullmann's, 1980). Fundamentalmente la diferencia en la permeabilidad magnética de los minerales constituye la base de ésta segregación, no obstante esta va a estar influenciada no solo por esta fuerza sino que también se verá afectada por el tamaño de la partícula, la susceptibilidad magnética y los atributos mecánicos y eléctricos del equipo (Wills, 2006)

Es de suma importancia entender que todos los elementos anteriores tienen una participación decisiva en el beneficio, ya que si se ve afectado el sistema se tendrá una separación pobre.

1.3.1.1. Principios generales del electromagnetismo

El electromagnetismo a grosso modo es una relación macroscópica en la cual cargas eléctricas en reposo o movimiento generan un campo magnético. A partir de esta definición se deberá entender la relación entre fenómenos eléctricos y magnéticos, por lo que se tratara de explicar estos dos campos de una manera somera (Olmedo, 2005).

El campo eléctrico es un punto dado en una región de energía en la cual una fuerza eléctrica actúa de manera inversa en el sistema. Entendiendo esto se puede establecer que un campo magnético es una serie de fuerzas electromagnéticas que actúan en las partículas cargadas eléctricamente (Cordero, 2007).

1. Ley de fuerzas de Lorentz (Cordero, 2007)

Esta es una de las leyes fundamentales del electromagnetismo clásico, la cual es aplicable a cargas que se mueven con velocidades arbitrarias \vec{v} o para cargas y corrientes distribuidas sobre un volumen. Esta ley postula la existencia de cargas, cuya magnitud será comparada a las fuerzas ejercidas sobre distintas cargas situadas en el volumen bajo condiciones idénticas. La fuerza detectada puede o no descomponerse en dos términos, uno independiente a la velocidad (fuerza eléctrica \vec{F}_e) y otro dependiente de la misma (fuerza magnética \vec{F}_m).

Estas fuerzas presentan las siguientes propiedades:

$$\vec{F}_e = q\vec{E} \left\{ \begin{array}{l} \sim q \\ \uparrow \hat{e} \text{ signo}(q); \hat{e} = \text{direccion fija en el espacio} \end{array} \right.$$

$$\vec{F}_m = q\vec{v}\Delta\vec{B} \left\{ \begin{array}{l} \sim q \\ \sim v \\ \uparrow \hat{v}\hat{b} \text{ signo}(q); \hat{e} = \text{direccion fija} \end{array} \right.$$

De acuerdo a las propiedades anteriores se puede deducir que esta ley acepta que existe una perturbación en el espacio. De esta manera al integrarse en un concepto más tangible los preceptos anteriores la expresión de fuerza magnética se citaría como sigue:

$$\vec{F}q(\vec{r}) = q[\vec{E}(\vec{r}) + \vec{v}\nabla\vec{B}(\vec{r})]$$

Donde \vec{E} es el campo eléctrico o intensidad eléctrica y \vec{B} es el campo magnético o la densidad de flujo magnético. No obstante para fines prácticos se definirá el campo eléctrico de acuerdo a la siguiente expresión.

$$\vec{E} = \lim_{\substack{q \rightarrow 0 \\ \vec{v} \rightarrow 0}} \frac{\vec{F}q}{q}$$

Así pues el campo eléctrico puede determinarse por una sola medida, para determinar el campo magnético es necesario realizar dos medidas las cuales están en función de las fuerzas ejercidas sobre una carga que se mueve sucesivamente.

2. Ley de Biot y Savart

Esta es sin duda otra de las leyes fundamentales en la magnetización, ya que el campo magnético que es producido por una corriente estacionaria viene dado por una carga puntual q en posición \vec{r} que se mueve a velocidad \vec{v} , lo cual producirá en \vec{r} un campo magnético (Cordero, 2007).

Es sin duda comprensible que la estructura del campo magnético es más compleja que la del eléctrico, ya que en este caso el integrando y en consecuencia, el propio campo, son pseudovectores, perpendiculares a la densidad de corriente y al vector de posición relativa, más lo anterior es el inverso del cuadrado de la distancia (Olmedo, 2005).

Así pues el campo magnético se enunciaría según la siguiente expresión matemática:

$$\vec{B}(\vec{r}) = \frac{\mu_0}{4\pi} \int_{v'} \vec{j} \nabla \frac{\vec{R}}{R^3} dv'$$

Donde la permeabilidad del vacío se define numéricamente como $\mu_0 \equiv 4\pi \times 10^{-7} \text{ N.A}^{-2}$

3. Ley de Coulomb (Olmedo, 2005)

La ley de Coulomb es la relación entre las fuentes del campo electrostático y el propio campo, es decir un campo electrostático lineal de superposición vectorial, es proporcional a las cargas fuente, lo cual nos indica que la fuerza eléctrica entre dos cargas es inversamente proporcional al cuadrado de la distancia entre esas cargas.

La forma en que la fuerza eléctrica depende de las cargas, se debe a que la fuerza eléctrica es proporcional al producto de las cargas. Lo anterior puede resumirse de acuerdo a la siguiente expresión:

$$F = k \frac{q_1 q_2}{r^2}$$

De donde se obtiene que q_1 y q_2 son las cargas eléctricas, r es la distancia existente entre las cargas, el factor K depende de las unidades que mida la fuerza.

1.3.2. Principios de la separación magnética (Kelly, 1990)

Como ya se habrá notado la separación magnética se lleva a cabo por una serie de competencias cuádrupartita, primeramente se encuentran las fuerzas magnéticas, en segundo término se ubican las fuerzas gravitacionales, centrífugas o de inercia y finalmente se encuentran las fuerzas de repulsión o atracción entre partículas.

- a) La fuerza magnética. La fuerza magnética es el producto del movimiento de las partículas cargadas, esta depende del campo magnético aplicado, del gradiente del campo magnético inducido, así como del tamaño de la partícula, ya que si esta es lo suficientemente pequeña se formará un campo magnético uniforme, lo cual puede considerarse como un dipolo magnético puntual situado en el centro de la masa de la partícula, recordar que la fuerza magnética, es el resultado del momento de la partícula de volumen, por el campo magnético producido o la inducción magnética

en el centro de masa de la partícula. Lo anterior se plasma de acuerdo a la siguiente expresión:

$$\vec{F}_m = (v\vec{\mu} * \nabla)\vec{B}$$

Donde $v\vec{\mu}$ es el momento magnético de la partícula de volumen V; \vec{B} es el campo magnético producido externamente o la inducción magnética en el centro de masa de la partícula.

- b) Fuerza gravitacional. Para fines prácticos esta se puede considerar despreciable ya que su influencia no altera en casi nada la segregación de la partícula, no obstante conviene señalar que esta depende de la tercera potencia del diámetro, lo cual es significativo para diámetros de partículas grandes porque el área de estas ocuparía más espacio, en cuanto a tamaños de partículas pequeñas estas tenderán a reaccionar según la ley de Stokes en un flujo laminar, lo cual se facilitaría por su poco diámetros se verán más influenciadas por el comportamiento mecánico del fluido.
- c) Fuerza de arrastre hidrodinámico. Depende de la primera potencia del diámetro de la partícula cuando existen condiciones de flujo laminar, lo cual es un factor predominante y significativo en partículas pequeñas, en cuanto partículas grandes las fuerzas magnéticas deben ser suficientemente grandes para contrarrestar las fuerzas de arrastre hidrodinámico ejercidas por la corriente de la pulpa
- d) Relación de atrapamiento. Fuerza que logra equilibrar a las fuerzas centrifugas, está intrínsecamente relacionada con el tamaño de la partícula, ya que según Oberteuffer en las partículas grandes las fuerzas gravitacionales se vuelven dominantes y en las partículas pequeñas las fuerzas de arrastre son las que dominan, por lo que el tamaño de partícula es un factor imperante que debe cumplir con un intervalo, a esta problemática se desarrolló la siguiente expresión matemática la cual determina el tamaño más efectivo para lograrse una separación optima:

$$d_0 = 3 \left[\frac{2v\mu}{(\rho_s - \rho_f)g} \right]^{1/2}$$

Lo anterior se ejemplifica claramente según una gráfica tomada del libro de “Introducción al procesamiento de minerales de Kelly” en donde se grafican las fuerzas magnéticas, gravitacional y de arrastre hidrodinámico, trazadas contra el tamaño de partícula, además se presenta la relación de atrapamiento, $F_m / (E_g + F_d)$.

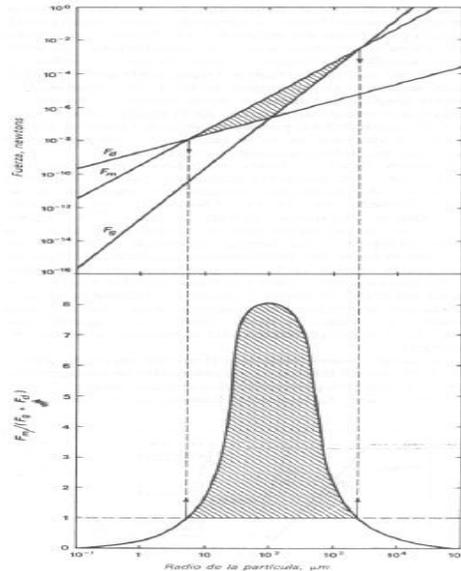


Figura 4. Gráfica de la fuerza magnética y las fuerzas en competencia en función del tamaño de partícula (Kelly, 1990).

1.3.3. Propiedades magnéticas de la materia (Cordero, 2007).

Una vez que se ha dado un breve repaso del magnetismo, nos enfocaremos en la materia y sus propiedades, para lograr una mayor comprensión de este tema se verá bajo un punto de vista estático.

Como es conocido la materia se ve afectada por la presencia de campos magnéticos, ya que los electrones presentes en sus orbitales actúan como pequeños circuitos de corriente en los cuales hay fuerza y torques. A nivel atómico existen momentos magnéticos \vec{m} , que ante la presencia de un campo magnético \vec{B} , se verán afectados por fuerzas que actúan de manera similar al torque, de tal manera que este torque se alinea con el campo magnético. No es

fácil saber si el campo magnético que domina a nivel atómico es aquel producido por los orbitales de electrones cercanos a un campo magnético aplicado externamente.

De manera muy simplificada se puede decir que hay dos grupos muy importantes de materiales: los que tienen un momento magnético nulo en ausencia de un campo magnético externo y los que tienen siempre un momento magnético. En el primer tipo de materiales el efecto dominante de un campo magnético externo es reorientar los orbitales atómicos de tal manera que estos aparezcan imitando corrientes inducidas y por lo tanto creando campos magnéticos, que se oponen al campo magnético aplicado. El campo magnético total dentro de este tipo de materiales resulta menor al campo magnético aplicado. Tales materiales son los denominados diamagnéticos.

El otro tipo de materiales que tienen el momento magnético a nivel atómico, los cuales tienden a orientarse en forma paralela al campo aplicado, y el resultado es que el campo magnético en el interior de estos materiales es mayor al campo aplicado, tales materiales son los llamados paramagnéticos.

Hay un grupo aparte de materiales, los denominados ferromagnéticos, estos materiales pueden estar magnetizados, es decir, tienen dipolos magnéticos a nivel molecular y ellos tienden a estar orientados en forma espontánea, por lo que son fuente del campo magnético.

Basándonos en lo anterior podemos concluir que las propiedades magnéticas de la materia, están fuertemente ligadas a las propiedades electrónicas a nivel atómico. Concretamente son las corrientes las responsables de tales propiedades, pero no son corrientes macroscópicas, sino aquellas que existen localmente a nivel molecular. Tales corrientes por sí solas son las responsables que existan tanto densidades de corrientes volumétricas \vec{J} como también corrientes de superficie \vec{K} .

En la naturaleza toda la materia, posee cierta susceptibilidad magnética, no obstante debido a sus momentos magnéticos, estos se verán atraídos con mayor o menor afinidad a los magnetos. La permeabilidad relativa k_m , es una cantidad que mide la proporción de la magnetización interna respecto al campo magnético aplicado. Si el material no responde a la magnetización del campo magnético, entonces el campo en el material será sólo el

campo aplicado, y la permeabilidad relativa $K_m = 1$. Una permeabilidad relativa positiva mayor que 1, implica que el material magnetiza en respuesta al campo magnético aplicado. La cantidad χ_m se llama susceptibilidad magnética, y es exactamente la permeabilidad menos 1. La susceptibilidad magnética es entonces cero, si el material no responde con ninguna magnetización. Así que ambas cantidades dan la misma información, y ambas son magnitudes adimensionales.

En los sólidos ordinarios y líquidos a temperatura ambiente, la permeabilidad relativa K_m está típicamente en el rango de 1,00001 a 1,003. Se reconoce este carácter débil magnético de los materiales comunes por el dicho de "no son magnéticos", explicando su gran contraste con la respuesta magnética de los materiales ferromagnéticos. Más precisamente, son bien paramagnéticos o diamagnéticos, pero en todo caso, representan una respuesta magnética muy pequeña en comparación con los ferromagnetos.

Los gases N_2 y H_2 son débilmente diamagnéticos, con susceptibilidades de $-0,0005 \times 10^{-5}$ para el N_2 y $-0,00021 \times 10^{-5}$ para el H_2 . Esto está en contraste con la gran susceptibilidad paramagnética del O_2 en la tabla I

Tabla I. Susceptibilidades Magnéticas de Materiales Paramagnéticos y Diamagnéticos a 20°C [10]

Material	$\chi_m = K_m - 1$ (x 10 ⁻⁵)	Material	$\chi_m = K_m - 1$ (x 10 ⁻⁵)
Paramagnéticos		Diamagnéticos	
Óxido de Hierro (FeO)	720	Amoniaco	-0,26
Alumbre de Hierro	66	Bismuto	-16,6
Uranio	40	Mercurio	-2,9
Platino	26	Plata	-2,6
Tungsteno	6,8	Carbono (diamante)	-2,1
Cesio	5,1	Carbono (grafito)	-1,6
Aluminio	2,2	Plomo	-1,8
Litio	1,4	Cloruro sódico	-1,4
Magnesio	1,2	Cobre	-1,0
Sodio	0,72	Agua	-0,91
Oxígeno gas	0,19		

Tabla II. Propiedades Magnéticas de los Materiales Ferromagnéticos[10]

Material	Tratamiento	Permeabilidad relativa inicial	Permeabilidad relativa máxima	Fuerza coercitiva (oersteds)	Densidad de flujo remanente (gauss)
Hierro, 99,8% pureza	Templado	150	5.000	1,0	13.000
Hierro, 99,95% pureza	Templado con hidrógeno	10.000	200.000	0,05	13.000
Permalloy 78	Templado, revenido	8.000	100.000	0,05	7.000
Superpermalloy	Templado en hidrógeno, enfriamiento controlado	100.000	1.000.000	0,002	7.000
Cobalto, 99% pureza	Templado	70	250	10	5.000
Nickel, 99% pureza	Templado	110	600	0,7	4.000
Acero, 0,9% C	Revenido	50	100	70	10.300
Acero, 30% Co	Revenido	240	9.500
Álnico 5	Enfriado en campo magnético	4	...	575	12.500
Silmanal	Horneado	6.000	550
Hierro, polvo fino	Prensado	470	6.000

CAPITULO II

TEORÍA DE LA FLOTACIÓN DE MINERALES

2.1. Aspectos generales de la flotación

El objetivo de este tipo de concentración consiste en una separación selectiva, de los minerales valiosos desde los minerales no comerciales de la roca minada. Es un proceso de beneficio, en el cual las partículas entre 100 μm y 74 μm , liberadas y modificadas superficialmente, son mantenidas en suspensión en una solución acuosa mediante una agitación por inyección de burbujas de aire, las cuales se dispersan a través de la pulpa para que los minerales valiosos se adhieran a ellas, y formar un agregado de baja densidad, el cual tiende a flotar hacia la superficie de la pulpa, al formar una capa de espuma la cual se retira por medios mecánicos. (Wills, 2006).

En este proceso de concentración se presentan muchos procesos fisicoquímicos complejos que ocurren en, interfaces sólido/líquido, líquido/gas y sólido/gas; además se basa en la probabilidad de la unión de la partícula liberada, hidrófoba, por adsorción selectiva a un surfactante llamado colector (Fuerstenau, 1985). Para que la adsorción se realice es necesario que exista un enlace apropiado con alta energía de enlace, entre el colector y la superficie de la partícula a flotar.

2.2. Enlaces químicos

Los enlaces químicos nos ayudan a comprender los tipos de fuerzas que actúan en la flotación. Así pues partiremos de la definición de Lewis que nos dice que el enlace químico es la unión que aparece entre átomos para formar unidades de rango superior, tales como moléculas o redes cristalinas, esto mediante la regla del octeto de Kossel (Chang, 2002). La interacción eléctrica de los iones o átomos de que están constituidas las unidades estructurales es el factor que condiciona las propiedades del mineral, y la semejanza de propiedades entre minerales que tienen tipos similares de interacción eléctrica (Klein, 2006).

1. Enlace iónico (Leja, 1983)

Este enlace se da cuando uno o más electrones se transfieren de un átomo electropositivo a otro electronegativo, y la distancia entre los iones es suficientemente grande como para que las funciones de onda electrónicas de cada ion no solapen con las del otro; resultando una distribución esférica de carga alrededor de cada núcleo. La interacción coulombica neta entre todos los electrones y el núcleo del catión (Na^+) con todos los electrones y el núcleo del anión (Cl^-) viene dada por la ley de Coulomb, usando sólo las cargas netas de los dos iones formados. Como ambos iones tienen cargas netas de signo opuesto, la interacción neta es una atracción. Como resultado, los dos iones tienen menor energía cuando están juntos (interaccionando) que cuando están separados, por lo que se produce el enlace químico.

Cabe citar que la energía de enlace iónico desarrollado entre los electrones es la suma de la energía de atracción y la energía de repulsión, tal como se observa en la siguiente expresión matemática:

$$U_{ion} = -\frac{Z^+Z^-e^2}{d} + \frac{b_{ij}e^2}{d^n}$$

Donde z^+ y z^- es el número de cargas positivas o negativas existentes en los iones; e es la carga electrónica que equivale a 1.602×10^{-19} coulomb [C]; d es la distancia existente entre el centro de los iones; b_{ij} es la constante para el compuesto iónico y n es el exponente que va a depender de la configuración electrónica.

2. Enlace covalente

Los enlaces covalentes son de un enlace mucho más corto que los enlaces iónicos, además siempre que los átomos se aproximan pueden compartir un par de electrones, que contribuyen formando un par, lo que produciría diferentes niveles de energía, lo anterior de acuerdo a la teoría de enlace de valencia (Chang, 2002).

En este tipo de enlace las funciones de onda electrónicas de los dos átomos deben superponerse, para que se forme enlace químico. Así habrá electrones que pueden describirse como “compartidos” por ambos átomos y que apantallan de forma recíproca las cargas de los dos núcleos; a estos electrones se les denomina electrones de enlace. Para describir estos electrones de enlace habrá que conocer las posibles funciones de onda electrónicas de las moléculas (Klein, 2006). Es importante mencionar que en las estructuras con enlace covalente, la distancia interatómica, es igual a la media aritmética de las distancias interatómicas de los cristales de las sustancias elementales (Chang, 2002).

3. Enlace metálico

Los enlaces en los cristales de metales son diferentes a los de otros tipos de cristales. En un metal los electrones de enlace están localizados en todo el cristal. De hecho los átomos metálicos en un cristal se pueden considerar como una distribución de iones positivos inmersos en una matriz de electrones de valencia deslocalizados. La fuerza de cohesión debida a la deslocalización es la que le proporciona sus propiedades físicas a los metales (Chang, 2002). Es importante mencionar que los electrones no deben su afinidad a un núcleo determinado, sino que poseen la libertad para moverse por la estructura cristalina o incluso fuera de ella sin alterar el mecanismo de enlace. Asimismo la fuerza atractiva

entre los núcleos con sus orbitales electrónicos llenos (pero sin electrones de valencia) y la nube de electrones negativos mantienen unidas estas estructuras (Klein, 2006).

4. Enlace por puente de hidrogeno

El enlace de hidrogeno es un enlace electrostático entre un ion de hidrogeno positivamente cargado y un ion cargado negativamente. Ya que el hidrogeno posee solo un electrón, cuando lo transfiere a otro ion más electronegativo en el enlace iónico, el protón restante del núcleo de hidrogeno queda desprotegido. Este ion positivo posee la capacidad de formar enlaces débiles de hidrogeno con otros iones negativos o con los extremos negativos de moléculas polares (Klein, 2006).

La energía promedio del enlace de hidrogeno es demasiado grande para una interacción dipolo-dipolo. Por esta razón, los enlaces de hidrogeno tienen un fuerte efecto en la estructura y propiedades de muchos compuestos, cabe mencionar que la fuerza de enlace está determinada por la interacción coulombica entre el par libre de electrones del átomo electronegativo y el núcleo del hidrogeno (Chang, 2002).

5. Enlace de Van der Waals o de campo residual (Chang, 2002)

Este enlace se da por la sincronización en los movimientos de los orbitales, de modo que entre los átomos se produce una atracción dipolar débil e instantánea. Este débil dipolo produce un efecto similar en los átomos próximos de modo que toda la estructura molecular queda enlazada conjuntamente por un efecto dipolar débil. Este débil enlace fija las moléculas neutras y unidades estructurales sin carga en una red de cargas residuales débiles. Este tipo de enlace lo encontramos generalmente en compuestos orgánicos y gases solidificados y muy pocas veces en algunos minerales.

2.3. Fisicoquímica de superficies

2.3.1. Termodinámica de las interfaces (Castellan, 1976)

Para definir la fuerza que se genera entre las diferentes interfaces se emplea el modelo, vea Figura 5, de la película de jabón extendida a través de una armazón de alambre con un lado móvil, la región tridimensional, que se forma entre la película de jabón y el alambre, en la cual interaccionan las moléculas de ambas fases se denomina capa interfacial, capa superficial o interface.

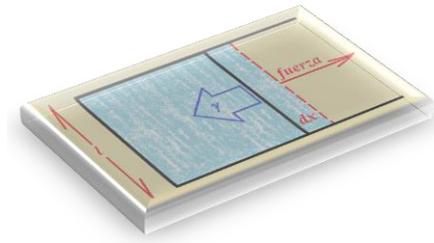


Figura 5. Película de jabón extendida a través de un armazón de alambre con un lado móvil (Castellan, 1976).

Con respecto a la Figura 2, se observa que la fuerza que actúa sobre el lado móvil, en dirección opuesta a aquella que muestra la flecha roja, la denotaremos por gamma “ γ ”, entonces el trabajo (W) realizado al extenderse por el lado móvil una distancia “dx” es

$$W = (\text{Fuerza}) (\text{desplazamiento}) = \gamma l dx = \gamma dA$$

A la fase jabón la denotaremos con una α , la fase alambre con una β , y una constante de proporcionalidad representada como $\gamma^{\alpha\beta}$, donde los superíndices indican que el valor de la constante depende de las fases en contacto. El trabajo reversible necesario para aumentar el área interfacial es entonces $\gamma^{\alpha\beta} dA$. La magnitud $\gamma^{\alpha\beta}$, se denomina tensión interfacial o tensión superficial, es la fuerza que actúa por unidad de longitud del alambre con la película y se opone al aumento de área. Como es necesario un trabajo positivo para aumentar el área, el valor de $\gamma^{\alpha\beta}$ es positivo.

La tensión superficial es numéricamente igual a la razón del aumento de la energía superficial con el área [erg/cm²]. En el SI de unidades emplearíamos para el caso de la

energía, [Joule/m²] o [N/m] y para la tensión superficial [dina/cm]. El término tensión superficial es utilizado para el caso en el cual la superficie está entre un líquido y su vapor o aire. Si la superficie está entre dos diferentes líquidos o entre un líquido y un sólido es utilizado el término tensión interfacial. La tensión superficial entre el agua y el aire a temperatura ambiente es de 73 dinas/cm. La tensión interfacial entre el agua e hidrocarburos puros a temperatura ambiente está alrededor de 30 a 50 dinas/cm.

2.3.1.1. Adsorción en las interfaces

La adsorción se caracteriza por una relación de Gibbs se enuncia como sigue (Leja, 1983):

$$d\gamma = -\phi_s dT - \sum_{i=1}^i \Gamma_i d\mu_i$$

Como se observa la expresión anterior está relacionada con la tensión superficial a cualquier temperatura, el potencial químico de las diversas especies y la superficie en exceso ó densidad de adsorción. De la expresión anterior se deduce entonces que la adsorción es la concentración de una entidad química (iones o moléculas) en una interface, generalmente se expresa en moles o moléculas de adsorbido por área de interface. Es un fenómeno espontáneo y exotérmico. Esta se clasifica según la naturaleza de la interacción adsorbido/adsorbente, por lo que se tienen dos tipos de adsorción la adsorción física (fisisorción) y adsorción química (quimisorción) (Leja, 1983).

- a) La adsorción física es resultado de interacciones químicas secundarias o residuales (tipo Van der Waals), caracterizándose por un bajo calor de interacción, ninguna o casi ninguna acción de selección entre el adsorbente y el adsorbido, siendo posible la formación de multicapas (Fuerstenau, 1985).
- b) La adsorción química se debe a interacciones químicas primarias (por ejemplo, covalentes) entre el adsorbente y el adsorbido. Existe selectividad, formándose

compuestos en superficie, apenas una camada puede ser adsorbida (Fuerstenau, 1985).

Asimismo la adsorción puede caracterizarse como una relación de especificidad entre el adsorbido y el adsorbente por lo que se tiene dos tipos básicos (Leja, 1983):

- a) Adsorción no específica, ocurre en respuesta a la atracción puramente electrostática, es rápida y reversible, no pudiendo revertir el signo de la carga original del adsorbente.
- b) En la adsorción específica, la contribución electrostática puede ser irrelevante y las especies adsorbidas específicamente; pueden aumentar, reducir, anular o revertir la carga original del adsorbente. Es relativamente lenta e irreversible.

2.3.1.2. Angulo de contacto

Es conocido que la ecuación de Young-Dupre relaciona diferentes interfaces, por ejemplo, en la figura 10 se muestra una burbuja adherida a una superficie. Considera como vectores a las fuerzas que actúan para mantener en “contacto” las diferentes fases. En este sistema el punto de intercepción entre las diferentes fuerzas, genera diferentes ángulos (Fuerstenau, 1985)

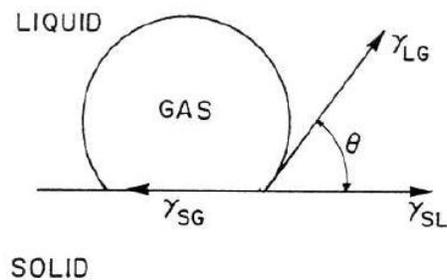


Figura 6. Representación del contacto en equilibrio entre la burbuja y el sólido sumergido en un líquido (Fuerstenau, 1985)

En la figura 6 se muestran las diferentes fuerzas que se presentarían si se tuvieran en equilibrio entre una burbuja adherida a una superficie sólida, ambas en el seno de un líquido. Las diferentes tensiones superficiales y sus respectivos ángulos (Leja 1983):

$$\gamma_{SG} - \gamma_{SL} = \gamma_{LG} \cos \theta$$

$$W = \gamma_{LG}(1 - \cos \theta)$$

$$S = \gamma_{SL} - (\gamma_{LG} + \gamma_{SG})$$

Dónde:

γ_{SG} Tensión interfacial solido –gas

γ_{SL} Tensión interfacial solido-liquido

γ_{LG} Tensión interracial liquido-gas

θ Ángulo de contacto

S coeficiente de extinción para el aire-solido

W Trabajo de adhesión.

Para que haya adhesión de la burbuja se debe cumplir que $W > 0$, $S > 0$ y $\theta > 0$ (López, 2004)

Cuando no hay ángulo de contacto entre el líquido y el sólido, se dice que el líquido moja completamente al sólido, puede ser una superficie hidrófila, afín al agua. Un valor del ángulo de contacto mayor que cero indica hidrofobicidad, repele al agua, por lo cual, para flotar se requiere de un colector que le confiera hidrofobicidad (Leja 1983).

2.4. Fenómenos eléctricos en la interface

2.4.1. La doble capa eléctrica

La inmersión de un sólido dentro de un sistema acuoso, produce una región de homogeneidad eléctrica en la superficie sólida como se muestra en la siguiente figura 7

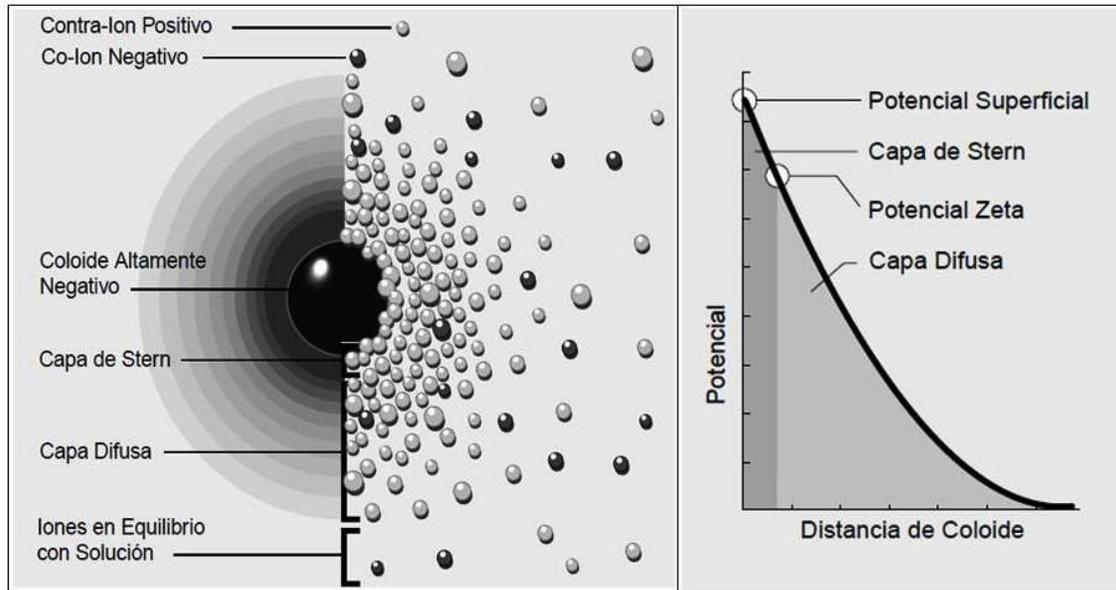


Figura 7; Representación esquemática de la doble capa eléctrica [11].

La doble capa eléctrica comprende dos zonas, la Capa de Stern, constituida por iones de carga contraria a la partícula que la rodean y que se encuentran casi en la superficie, generan una gran concentración de un solo tipo de carga. Aun cuando la partícula central sigue atrayendo iones de carga contraria, ya no es fácil que se acerquen a la superficie, ahora los rechaza la capa de Stern, este equilibrio dinámico resulta en la formación de una Capa Difusa, de contra iones [11].

Es importante mencionar que el espesor de la capa difusa aumenta con mayores valores de la constante dieléctrica del medio, produciéndose un mayor efecto de pantalla; El espesor de la capa difusa disminuye cuando aumenta la concentración del electrolito; Cuando es mayor la carga de los iones (Z_i), mayor será la reducción del espesor de la capa difusa y finalmente el espesor de la capa difusa aumenta con la temperatura. Esto se debe al

aumento de las fuerzas que promueven la difusión. Sin embargo este efecto es relativamente menor debido al estrecho rango de variación de T (273 - 373 K para agua líquida) (Salager, 1998).

2.4.2. Potencial electrocinético zeta

El colóide negativo y su atmósfera cargada positivamente producen un potencial eléctrico relativo a la solución. Este tiene un valor máximo en la superficie y disminuye gradualmente con la distancia, aproximándose a cero fuera de la capa difusa. La caída del potencial y la distancia desde el colóide es un indicador de la fuerza repulsiva entre los coloides en función de la distancia a las cuales estas fuerzas entran en juego.

Un punto de particular interés es el potencial donde se unen la capa difusa y la de Stern. Este potencial es conocido como el potencial zeta, el cual es importante porque puede ser medido de una manera muy simple, mientras que la carga de la superficie y su potencial no puede medirse. El potencial zeta puede ser una manera efectiva de controlar el comportamiento del colóide puesto que indica cambios en el potencial de la superficie y en las fuerzas de repulsión entre los coloides. (Curso de potencial zeta en 5 minutos)

2.4.3. Potenciales electrocinéticos

La importancia del potencial zeta radica en que las interacciones electrostáticas juegan un papel importante en la adsorción del reactivo de flotación de adsorción (Fuerstenau, 2005). La condición en la que $\xi = 0$ se conoce como el punto isoeléctrico, conocido como el punto de carga cero [zpc]. En principio, aunque un zpc se puede definir para cada sólido para numerosas condiciones de la variable que se utiliza, con frecuencia se describen las condiciones iónicas en las que se produce el zpc con el pH [5].

Los fenómenos electrocinéticos implican la interrelación entre los efectos mecánicos y eléctricos en un movimiento de la interfaz, además estos han encontrado un uso extendido en la química de superficies y coloides. Existen cuatro fenómenos de electrocinética a partir de los cuales se pueden determinar el potencial zeta (Fuerstenau, 2005).

- Electro-ósmosis. Es la aplicación de un campo eléctrico paralelo a la interface en ésta región, lo cual produce una fuerza neta sobre el fluido de la doble capa.
- Electroforesis. Es la aplicación de un campo eléctrico a una suspensión coloidal, lo cual produce un movimiento de las partículas. En este modelo existen cuatro modelos de suma importancia los cuales son:
 1. Modelo de Hückel. El cual se aplica a partículas de radio pequeño ($a \ll \lambda$). Cuando tal partícula está suspendida en un medio líquido y sometida a la acción de un campo eléctrico E , se produce una fuerza.
 2. Modelo de Smoluchowski. Si al contrario se supone que el espesor de la doble capa eléctrica es pequeño respecto al diámetro de la partícula ($a \gg \lambda$), entonces se puede tomar como aproximación la de una superficie plana y se obtiene una velocidad igual y de signo contrario (ya que la partícula posee una carga neta de signo contrario a la de la capa difusa) a la velocidad de deslizamiento.
 3. Modelo de Henry. En este modelo se supone que la partícula y la capa difusa están sometidos al mismo campo eléctrico.
 4. Efecto retardador. Cuando una partícula se desplaza, los iones de la capa difusa se quedan “atrás” en la cola, y nuevos iones “ingresan” en la capa difusa “delante” de la partícula.
- Potencial de Flujo. Es el proceso en el que la aplicación de un gradiente de presión hace que un líquido fluya a través de un lecho de partículas o un capilar, generando una corriente eléctrica lo que conduce a un campo eléctrico.
- Potencial de sedimentación (Efecto Dorn). Es cuando se somete una suspensión de partículas a un campo gravitacional (natural o artificial), la capa difusa de las partículas está parcialmente arrancada y se produce una diferencia de potencial a lo largo de la partícula en la dirección de caída.

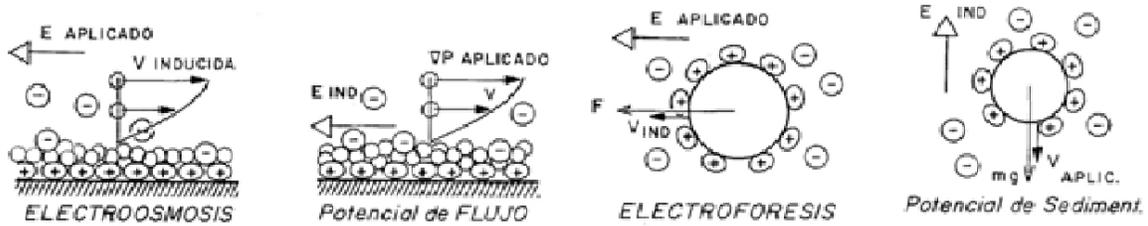


Figura 8; Fenómenos electrocinéticos (Salager, 1998)

Es importante aclarar que el término “ a ” hace referencia a la capa difusa, mientras que “ λ ” es la longitud característica en las exponenciales que representan el cambio de potencial y de concentración en función de la distancia a la superficie. En los cuatro casos, de los fenómenos electrocinéticos la escala del movimiento relativo del fluido y del sólido es considerablemente mayor que el espesor de la doble capa eléctrica. Lo anterior se observa claramente en la figura 12 (Salager, 1998).

Los potenciales electrocinéticos y la evaluación del potencial zeta pueden ser seriamente afectados por el diámetro de partícula y el doble espesor de la capa eléctrica.

2.5. Fuerzas intermoleculares de las superficies de flotación

2.5.1. Fuerzas de Dispersión de London (Chang, 2002)

Las fuerzas de dispersión de London son las responsables de la atracción que se genera en los dipolos temporales inducidos en los átomos o moléculas, estas fuerzas tienden a aumentar a temperaturas bajas, además la magnitud de ésta fuerza es directamente proporcional al grado de polarización del átomo. Este tipo es mayor al aumentar la masa molar, ya que en estas se tienden a aumentar el número de electrones.

Es importante mencionar que las interacciones de London se van a ver involucradas en una oscilación electromagnética de muy alta frecuencia, no obstante si el tiempo de viaje de la radiación electromagnética disminuyera y se volviese en el mismo orden de magnitud que el periodo de rotación del dipolo, se produciría el llamado efecto retardador, ya que al retorno de la onda los electrones poseen una configuración menos favorable que a su salida.

2.5.2. Teoría DLVO (Derjaguin, Landau, Vervy y Oberbeeck)

Esta teoría sostiene que cuando dos partículas coloidales se encuentran muy cerca una de la otra las fuerzas de Van der Waals se aplican a cada par de moléculas de las partículas. Si se suman las contribuciones individuales de las interacciones entre cada molécula primaria con cada molécula secundaria se obtendrá una interacción total (Salager, 2007).

Es decir que la energía de interacción entre dos moléculas de gas se vuelve susceptible, cuando su distancia es del orden de su radio, esto mismo aplicable a las partículas coloidales (Leja 1983).

De esta manera las interacciones de London involucran una oscilación electromagnética de alta frecuencia, lo es responsable del movimiento Browniano existente entre las partículas liofóbicas y la doble capa eléctrica, lo cual crea una cierta distancia entre las partículas y la capa eléctrica. Debe hacerse notar que las fuerzas de repulsión tiene una variación exponencial decreciente de la distancia mencionada anteriormente, mientras que las fuerzas de atracción disminuyen en función de una cierta potencia (1 a 3) de la distancia. Esta interacción de fuerzas da como resultado una energía potencial de interacción, la cual puede presentar cuatro casos particulares (Salager, 2007):

- Caso 1: En este las fuerzas de repulsión son muy débiles, por tal motivo las fuerzas de atracción dominan a cualquier distancia, lo cual va a provocar que dos partículas se acercarán espontáneamente hasta llegar a la distancia de contacto (ver fig. .13) en la cual las fuerzas estéricas impiden la compenetración. En tal caso se produce espontáneamente lo que se llama aglomeración o coagulación de las partículas coloidales.
- Caso 3 y 4: Las fuerzas de repulsión dominan, incluso a gran distancia; para aglomerarse, las partículas deberán acercarse con una energía cinética suficiente para vencer la barrera representada por la altura del máximo V_m (ver fig. 9). En el caso 4 la barrera es considerablemente mayor que la energía cinética impartida por el movimiento Browniano y la dispersión coloidal será estable. En el caso 3 puede

ser que una cierta proporción de las partículas poseen una energía cinética suficiente para vencer la barrera de potencial y aglomerarse, dependiendo de los casos.

- Caso 2: Además de las características del caso 3 en lo que se refiere a la barrera energética que representa el máximo, este caso presenta un mínimo secundario cuyas características son las siguientes: gran distancia interparticular, mínimo poco profundo, por lo tanto poca estabilidad.

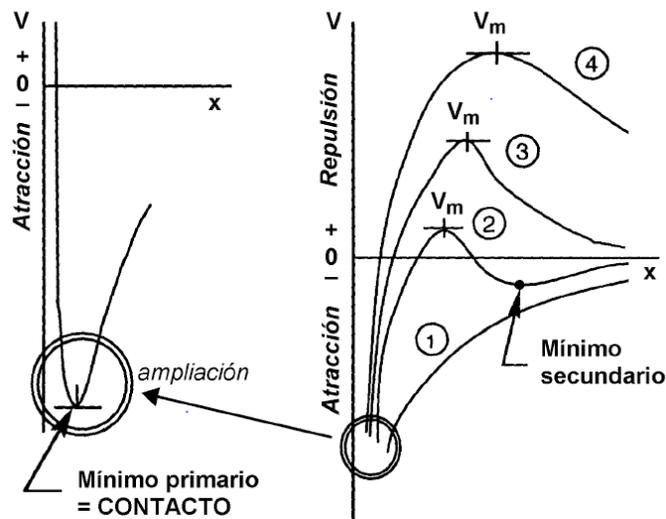


Figura 9. Potencial total de la interacción en función de la distancia (Salager, 2007)

2.6. Reactivos de flotación

2.6.1. Clasificación química (Ullmann's, 1980)

Los reactivos de flotación químicamente los podemos dividir en orgánicos e inorgánicos, estos últimos son usados en gran parte como auxiliares (tabla III), mientras que los reactivos orgánicos tienen mayor difusión y son considerados los reactivos funcionales dentro de los procesos de flotación (tablas IV y V). Los reactivos orgánicos a su vez se clasifican según su polaridad.

- Polares.

- I. Aniónicos: su grupo polar aniónico y su oleato son:

$$\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COO}^-$$
- II. Catiónicos: su grupo polar es el catión RNH_3^+

- III. Anfótero: anicónico o catiónico, dependiendo del pH, pertenece al grupo de los alalinocarboxilatos, $\text{RNH}(\text{CH}_2)_x\text{COOH}$
- IV. No aniónicos: es un grupo no ionizado del grupo polar perteneciente al sistema n-hexanol $\text{CH}_3(\text{CH}_2)\text{CH}_2\text{OH}$
- No polares: hidrocarburos saturados, estos reactivos de flotación se clasifican de acuerdo a su grupo funcional dentro de este encontramos a los: ácidos grasos, ácidos carboxílicos, xantatos, sulfatos, sulfonatos y las aminas.

Tabla III. Reactivos de flotación inorgánicos auxiliares (Ullmann's, 1980)

Compound	Composition	Common Applications
Lime	CaO	pH regulator, depressant
Sodium carbonate (soda ash)	Na_2CO_3	pH regulator, dispersant
Sodium hydroxide (caustic soda)	NaOH	pH regulator, dispersant
Sodium sulfide	Na_2S	sulfide depressant and ore sulfidizer
Sodium bisulfide	NaHS	sulfide depressant and ore sulfidizer
Sulfuric acid	H_2SO_4	pH regulator
Sodium cyanide	NaCN	sulfide depressant
Calcium cyanide	$\text{Ca}(\text{CN})_2$	sulfide depressant
Sodium dichromate	$\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$	PbS depressant
Cupric sulfate	CuSO_4	ZnS, FeAsS, Sb_2S_3 activator
Lead acetate	$\text{Pb}(\text{CH}_3\text{COO})_2$	Sb_2S_3 activator
Sodium ferrocyanide	$\text{Na}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$	depressant in Cu–Mo sulfide circuits
Potassium permanganate	KMnO_4	FeS_2 depressant in FeAsS flotation
Sulfur dioxide	SO_2	activated ZnS depressant
Sodium thiosulfate	$\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$	SO_2 source in acid circuits
Sodium silicate	Na_2SiO_3	siliceous gangue dispersant
Sodium fluosilicate	Na_2SiF_6	depressant in iron-flotation circuits
Sodium polyphosphates	e.g., $(\text{NaPO}_3)_6$	dispersant
Sodium fluoride	NaF	activator in silicate flotation
Nokes reagent	complex mixture of P_2S_5 , As_2O_3 , Sb_2O_3 , NaOH, etc.	general depressant in molybdenite flotation circuits except for MoS_2

Tabla IV. Reactivos de flotación más usuales orgánicos e inorgánicos (Ullmann's, 1980)

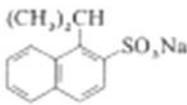
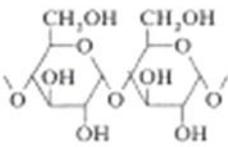
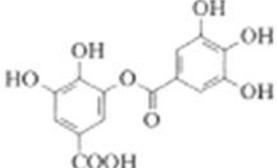
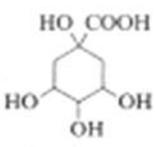
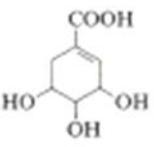
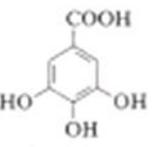
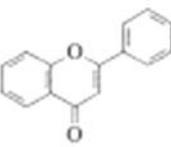
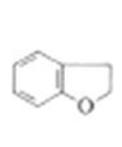
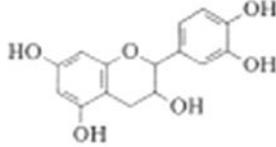
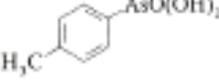
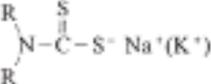
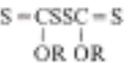
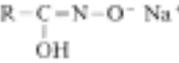
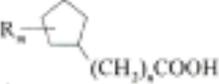
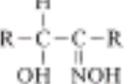
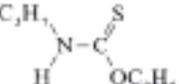
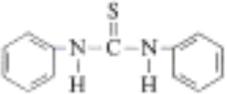
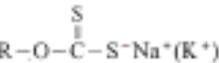
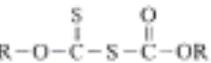
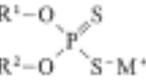
Common name	Active components	Application
Sodium isopropyl-naphthalene sulfonate Trade name: Aerosol OS	$(\text{CH}_3)_2\text{CH}$ 	wetting agent, defoamer, dispersant, emulsifier
Sodium dioctylsulfosuccinate Trade name: Aerosol OT	$\text{CH}_2\text{COOC}_8\text{H}_{17}$, $\text{NaO}_2\text{SCHCOOC}_8\text{H}_{17}$	wetting agent, defoamer, dispersant, emulsifier
Poly(ethylene oxide)	$-(\text{CH}_2\text{CH}_2\text{O})_n-$	floculant, dewatering aid
Sodium polyacrylate	$\left(\begin{array}{c} \text{CH}-\text{CH}_2 \\ \\ \text{COONa} \end{array} \right)_n$	floculant, dewatering aid
Starch		slime depressant, iron ore flocculant, slime control agent
Tannic acid		depressant for fluorite, carbonates, and non-sulfides
Quebracho (trade name) extracted from shinopsis trees	<div style="display: flex; justify-content: space-around;"> <div style="text-align: center;">  Quinic acid [77-95-2] </div> <div style="text-align: center;">  Shikimic acid [138-59-0] </div> <div style="text-align: center;">  Gallic acid [149-91-7] </div> </div> <div style="display: flex; justify-content: space-around;"> <div style="text-align: center;">  Flavone [525-82-6] </div> <div style="text-align: center;">  Coumaran [496-16-2] </div> <div style="text-align: center;">  Catechin [154-23-4] </div> </div>	depressant for carbonates, fluorite, and nonsulfides

Tabla IV. Reactivos de flotación orgánicos comúnmente usados como colectores (Ullmann's, 1980)

Compound	Active component(s)	Area of application
Primary amine salts	$\text{RNH}_3^+ \text{Cl}^-$	silica, silicates, sylvite
Quaternary ammonium salts	$\text{RN}(\text{CH}_3)_3^+ \text{Cl}^-$ R = C ₁₀ -C ₁₆	silicates, oxides, clays
p-Tolylarsonic acid		cassiterite
Sodium salts of carboxylic acids ^a	RCOONa	oxides, carbonates, apatite, iron ores, chromite, scheelite
Alkyldithiocarbamates		sulfides, metallic minerals
Dixanthogens		sulfides, metallic minerals
Hydrocarbon oils ^b	$\text{C}_n\text{H}_{2n+2}$	coal, molybdenite, colemanite with sulfonates
Sodium alkylhydroxamates		iron ores, wolframite, cassiterite
Naphthenic acids		fluorapatite, colemanite
Oximes		chrysocolla, cassiterite
Alkylsulfates and -sulfonates	$\text{R-O-SO}_3^- \text{M}^+$ $\text{R-SO}_3^- \text{M}^+$	iron ores, beach sand cleaning, borates, carbonates, fluorite
Sodium 2-(Methylethylamino)ethylsulfonate	$\text{C}_{11}\text{H}_{23}\text{-N(CH}_2\text{CH}_2\text{SO}_3\text{Na)CH}_3$	celestite
O-Ethyl isopropyl thionocarbamate		copper sulfides
Thionocarbamide		sulfide minerals
Alkyldithiocarbonates (xanthates)		sulfide minerals, gold
Xanthogen formates ^c		sulfide minerals
Dialkyl-dithiophosphates ^d		sulfide minerals, native gold, copper

^a R may be saturated or unsaturated. ^b Vapor oils, kerosene, fuel oils. ^c Trade name: Minerec. ^d Trade name: Aerofloat.

2.6.2. Clasificación funcional de los principales reactivos de flotación (Rabone, 1975)

1. Espumantes. Un agente espumante debe ser salubre en agua, para que pueda formar parte de la fase líquida; pero sus moléculas deben tener poca atracción por el agua, de tal modo que sean empujadas a las superficies de las burbujas y concentradas o adsorbidas.

El efecto del espumante es reducir ligeramente la energía superficial de la interfaz aire/ agua y por tanto estabiliza las burbujas, es importante recordar que la disminución de la tensión superficial de la superficie de la burbuja se debe a que las moléculas del espumante tienen menor atracción por el agua en comparación con las moléculas del agua presentan entre sí. En la industria los espumantes más usados son el aceite de pino y el ácido cresílico, ambos reactivos presentan una carga polar de hidroxilo y un hidrocarburo cíclico del grupo no polar.

2. Colectores. Son compuestos que pueden ser polares o no polares. Los no polares consisten de una cadena de hidrocarburos, la cual varía en longitud y estructura, mientras que los reactivos polares corresponden a un radical activo soluble en agua, el cual para los sulfuros presenta dos átomos de azufre el radical polar y el átomo de azufre doblemente ligados se adhieren a la superficie del mineral gracias al lustre metálico que presenta éste.

Los colectores ante la presencia de sulfuros se oxidan y forman sulfatos, en cuyo caso el ion del colector reemplazaría al ion del sulfato esto sobre la superficie del mineral. Además hay que especificar que la película colectora puede formarse sin oxidación, quedando el ion colector anclado a un catión de la superficie del mineral por el intercambio de adsorción.

3. Activantes. Estos reactivos permiten revestir a los minerales valiosos con una capa colectora que permite la adhesión por sí sola a la burbuja, separándose de este modo de la matriz rocosa que forma la ganga, ésta acción se efectúa por el catión del reactivo, en la gran mayoría de los casos obstante también se puede llevar por el anión.

4. Depresores- estos químicos son los encargados de impedir la formación de una película colectora sobre las partículas de mineral que no se desean flotar.

2.7. Flotación de minerales de hierro

2.7.1. Flotación de sulfuros ferrosos (Sánchez, 2007)

El estado de oxidación de la superficie de los sulfuros de hierro es un factor importante en los mecanismos de adsorción de los colectores xantato y el depresor dextrina (x). En los sulfuros con una alta densidad superficial de sitios FeOOH (55 y $81 \mu\text{mol/m}^2$), los colectores xantato se adsorben a través de un mecanismo de oxidación del ion xantato a dixantógeno, acompañada de la reducción de las especies de FeOOH a ion ferroso; en presencia del depresor dextrina a pH 8, los colectores xantato se adsorben además como ion xantato.

En la pirita con una baja densidad superficial de sitios hidroxilados de Fe ($42 \mu\text{mol/m}^2$), la adsorción de colectores xantato sobre este mineral es a través de un mecanismo de quimiadsorción y de oxidación de iones xantato a dixantógeno a valores de pH menores a 6. A valores de pH mayores a 6, se tiene una baja adsorción de iones xantato como dixantógeno por la baja densidad de sitios hidroxilados de Fe (III). También hay que denotar que en presencia del depresor dextrina a pH 8, también se tiene una baja adsorción de los colectores xantato en la forma de dixantógeno.

La adsorción de dextrina sobre los sulfuros de hierro, especialmente la pirita con una alta y baja densidad superficial de sitios hidroxilados de Fe, se lleva a cabo a través de dos distintos mecanismos que involucran áreas de hidróxidos de Fe (III) y áreas de hidróxidos de Fe (II) en la superficie de pirita. La proporción relativa de estas áreas está determinada por el nivel de oxidación de la superficie de pirita y el pH de la solución. Para los sulfuros de hierro con una alta densidad de sitios de FeOOH, se alcanza una máxima densidad de adsorción de dextrina a un valor de pH cercano al punto iso-eléctrico de pirita oxidada de 7.3; mientras que para la pirita con una baja densidad superficial de sitios hidroxilados de

Fe, esta máxima densidad de adsorción se tiene a pH 9. La adsorción de iones xantato en presencia de dextrina, conduce a la desorción de dextrina debido a la disolución de las especies de FeOOH de la superficie de pirita por la formación del dixantógeno.

2.7.2. Flotación de óxidos ferrosos (Huezo, 1992)

De acuerdo a Schebert se tienen tres principales sistemas de flotación para óxidos de hierro, los cuales son:

1. Flotación directa con colectores aniónicos- la cual se realiza con carboxílicos o sulfatos de alcanos y materiales sulfonados. Cabe mencionar que bajo la presencia del primer reactivo la flotación se debe realizar a un pH neutro o débilmente ácido, como depresor de sílice se puede emplear el silicato de sodio.
2. Flotación aniónica indirecta con carboxilatos- como su nombre lo indica en este caso el óxido de hierro se obtiene de relaves o colas, para flotar el cuarzo a un pH mayor de 11, usando como activador el ion calcio y como depresor de los óxidos de hierro al almidón.
3. Flotación indirecta con colectores catiónicos- Esta se logra mediante el uso de sales de “n” alquilamonio y otros colectores catiónicos, a un pH de 10.3.

Además de la clasificación anterior se tiene también la clasificación de Clemer, en la cual se tienen cinco sistemas de flotación.

- 1- Flotación aniónica de óxidos de hierro- Este es un sistema directo, se pueden usar RCOO^- a un pH de 7, RSO_4 a un pH de 4.
- 2- Flotación aniónica de sílice-. Este es un sistema inverso el cual se puede llevar a cabo con $\text{RCOO}^- + \text{Ca}^{2+}$, como colector a un potencial de hidrogeno de 11
- 3- Flotación catiónica de óxidos de fierro- Esta es una flotación directa empleando $\text{RNH}^{3+} + \text{F}^-$ con un pH de 4.
- 4- Flotación catiónica de sílice- Este sistema puede ser directo o indirecto empleando RNH^{3+} en una pulpa neutra.
- 5- Y una combinación de los otros 4 sistemas.

2.7.3. Flotación de sulfuros no ferrosos (Rabone, 1975)

En el caso que quisiéramos obtener los sulfuros de hierro por medio de flotación inversa tendríamos que recurrir a la flotación selectiva o bulk, en cuyo caso flotaríamos primeramente la calcopirita con un aeroflat 25, 31 o 33 (los aeroflat son colectores con poca acción sobre los sulfuros de hierro) como espumante se usaría aceite de pino no obstante si se requiere una espuma más limpia y de mayor velocidad se emplea ácido cresílico. Como nuestra pulpa es rica en sulfuros de hierro los deprimiríamos con cal, llevando a nuestra pulpa a un pH no mayor de 10 lo cual se lograría con un acondicionador. Posteriormente deprimiríamos la esfalerita con sulfato de zinc, flotando la galena con un aeroflat, a su vez deprimiríamos los sulfuros de hierro con cianuro de sodio y llevando el pH a 7.5 a 8 por medio de cianuro de sodio, es importante aclarar que nunca deberá usarse cal en esta etapa ya sea para controlar el pH o para deprimir la pirita, pues tiende a flocular la pulpa. Posteriormente activaríamos la esfalerita con sulfato de cobre y deprimiríamos la galena con cal, lo que permitiría llevar la pulpa a un pH de 8.5 a 9.5 nuevamente adicionando un aeroflat para flotar la esfalerita, la espuma se produciría por medio un ácido cresílico lo que favorecería una espuma limpia.

CAPITULO III

COMPOSICIÓN Y ESTRUCTURA DE LOS JALES DE LA FLOTACIÓN DE SULFUROS

3.1. Generalidades de los jales de flotación

Los jales de flotación son materiales derivados del proceso de beneficio basado en la fisicoquímica de los minerales metálicos, en particular depósitos de (Cu, Pb, Zn, Au, Ni, U, Fe), que son sin duda los más abundantes en la corteza terrestre. En los jales secos el tamaño de grano es relativamente restringido y va desde la arcilla a la arena, en general se considera que en estos productos existe un 70-80% de arena, y se tiene un 20 a 30% de partículas finas. No obstante como es conocido el tamaño de grano depende de las características de liberación de los minerales de mena y ganga. En general se llega a pensar que las especies minerales presentes en los residuos de beneficio, son las mismas que componen el yacimiento mineral. No obstante en realidad las especies minerales varían en gran medida por los factores de intemperismo a los que se ven sometidos los residuos expuestos a la atmosfera (Lottermoser, 2007).

En el país existen cuatro regiones mineras las cuales son Nacozari–Sonora, Santa Bárbara–Chihuahua, Zimapán–Hidalgo y Taxco–Guerrero y depende de la zona, la composición mineralógica de los jales. En la primera zona la composición promedio de los jales se distingue por tener calcopirita (FeCuS_2), calcosita (CuS), pirita (FeS_2) y contenido bajo de esfalerita (ZnS), lutitas, andesitas y dioritas. En la segunda zona se tiene presencia de esfalerita (ZnS), galena (PbS), calcopirita (FeCuS_2), pirita (FeS_2) y arsenopirita (FeAsS). Entre los minerales transparentes más abundantes se reportan el cuarzo y la calcita, y en menor proporción fluorita, epidota, ortoclasa y clorita. En lo que respecta a la tercera zona se tiene pirita (FeS_2), pirrotita (Fe_{1-x}S), esfalerita (ZnS), galena (PbS), calcopirita (FeCuS_2)

y arsenopirita (FeAsS). Los minerales transparentes más abundantes son cuarzo, calcita, feldespatos y wollastonita. Para finalizar la cuarta zona se tiene pirita (FeS₂), esfalerita (ZnS), galena (PbS) y arsenopirita (FeAsS). Los minerales transparentes más abundantes son cuarzo, calcita y feldespatos potásicos [7]. Además de los minerales anteriores los jales poseen los siguientes reactivos ácidos sulfúrico, cal, carbonato de sodio e hidróxido de sodio, sulfato de cobre; cianuro de sodio, sulfuro de zinc, sulfuro de sodio, silicato de sodio, bióxido de azufre y almidón, xantatos de potasio o sodio, aminas y derivadas de la anilinas y aceites, aceite de pino, alcohol hexílico, poliglicoles, y orto-isobutil ditiocarbonato de sodio [6].

Dado lo anterior no es fortuito que la pirita (FeS₂) uno de los minerales de mayor abundancia es sin duda uno de los más satanizados, ya que por los diferentes mecanismos de oxidación de este mineral, se puede llegar a generar drenaje ácido, uno de los mayores impactos ecológicos a los que se presenta la minería moderna.

3.2. Muestreo del producto

La recolección de los residuos de flotación de sulfuros, se realizó de un depósito activo aguas arriba el cual se encuentra enclavado en la sierra Gorda de Querétaro, la cual se encuentra fisiológicamente localizada en la en la Provincia de la Sierra Madre Occidental en la porción occidental.

El muestreo se realizó de manera aleatoria, tomando 6 muestras a lo largo de la cortina y playa de la presa de jales (la cual actualmente está en operación). La primera muestra peso un kilogramo aproximadamente, ésta fue tomada someramente de la playa a un metro del ciclón, la segunda muestra pesó un 1 kg, ésta se tomó a 15 m de la primera, removiendo una capa de jal de 30 centímetros cm; la tercera muestra de 1 kg se tomó a 10 m de la anterior similarmente se removió una capa de jal de 50 cm. Las otras tres muestras se tomaron de la cortina, al igual que las anteriores el peso de cada una de ellas es de aproximadamente un 1 kg. La primera se tomó a 2 m en donde inicio la ladera del cerro, la

segunda se tomó a 10 m de la anterior y la última muestra se recolectó a 13 m de esta. Cabe mencionar que en las muestras recolectadas de la cortina se desgajo una pequeña porción, para su toma y a una altura de 1.50 m del piso de la berma.

3.3. Reconstrucción mineralógica de los jales

En un trabajo anterior ya se había realizado el análisis petrográfico de la muestra empleada en esta tesis, el cual se muestra en la Tabla VI

Tabla VI. Reconstrucción mineralógica del jal

mineral	%	formula	Masa molecular	Densidad [Kg/m ³]
cuarzo	25.2	SiO ₂	60.08	2.65
Calcita	15.0	CaCO ₃	100.09	2.70
Clorita	10.0	H ₈ Mg ₆ Si ₄ O ₁₈	554.22	2.80
Andradita	28.0	Ca ₃ Fe ₂ (SiO ₄) ₃	508.20	3.9
Andesita	1.8	Na _{0.6} Ca _{0.4} Al _{1.4} Si _{1.4} O ₅	186.92	2.67
Epidota	3.7	HCa ₂ FeAl ₃ Si ₃ O ₁₃	510.20	3.3
Anfíbol	1.7	Ca ₂ Mg ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	796.37	2.95
Biotita	1.2	K(MgFe) ₃ (Al Si ₃ O ₁₀)(OH) ₂	584.80	3.0
Sericita	0.8	H ₂ KAl ₃ Si ₃ O ₁₂	398.31	2.8
Limonita	2.10	HFeO ₂	88.85	3.8
Arcilla	1.8	H ₂ Al ₂ Si ₂ O ₆	240.15	2.75
Galena	0.2	PbS	239.27	7.6
Esfalerita	3.0	Zn _{0.785} Fe _{0.215} S	95.41	4.0
Calcopirita	0.5	CuFeS ₂	183.53	4.25
Pirrotita	0.6	Fe _{0.8-1} S	82.34	4.61
Arsenopirita	3.0	FeAsS	162.83	5.07
Magnetita	1.0	Fe ₃ O ₄	231.48	5.090
TOTAL	100.0			

Esta información sirvió de base para determinar la composición mineral de cada una de las muestras obtenidas del experimento. Primero se monta parte de la muestra en resina, seguido se pule casi a espejo la superficie, con alúmina y equipo especial para este tipo de preparaciones, se debe realizar por triplicado, en cada una de ellas se cuenta las partículas

de cada especie mineral, al final se suma el número total de partículas y se expresa en porcentaje

3.4. Caracterización de la partícula

3.4.1. Representación gráfica de la partícula

En el beneficio de los minerales es esencial conocer el tamaño de partícula inicial. Para preparar nuestra muestra primeramente se puso a secar a la intemperie para posteriormente someterlo a un secado en el horno a 50 Celsius, durante un tiempo de 15 minutos. Posteriormente la muestra se dividió por cono cuarteo, para asegurar una homogenización de esta. Terminado el cuarteo se tomó una porción de 400 gramos, la cual se sometió a tamizado por un tiempo de 30 min, las partículas se hicieron pasar por los tamices de 14, 30, 50, 100, 150, 200, 250 y 325 mallas respectivamente. A continuación se presenta la tabla del análisis granulométrico, para posteriormente representar el comportamiento de la partícula de acuerdo al modelo matemático de RosinRammler.

Tabla VII. Análisis representativo de tamices

mallas	mm	peso (g)	% peso	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm
+14#	1180	0.5	0.126	0.126	100.000	2.000	3.072
-14# +30#	600	7.3	1.834	1.960	99.874	1.999	2.778
-30# +50#	300	39.8	10.000	11.960	98.040	1.991	2.477
-50# +100#	150	163.9	41.181	53.141	88.040	1.945	2.176
-100# +150#	106	61.3	15.402	68.543	46.859	1.671	2.025
-150# +200#	75	52.2	13.116	81.658	31.457	1.498	1.875
-200# +250#	63	15.6	3.920	85.578	18.342	1.263	1.799
-250# +325#	45	26.3	6.608	92.186	14.422	1.159	1.653
-325#	38	31.1	7.814	100.000	7.814	0.893	1.653
		398	100.000		0.000		

A continuación se hace uso de la gráfica de Weibull, en la cual trazamos el logaritmo recíproco de $(1-Y)$ contra la fracción acumulativa que pasa por la abertura del tamiz. Este

método amplía ambos extremos de la escala Y, aunque en esta representación los finos no se amplían, la ventaja principal de este tipo de curvas, radica en que algunos datos de reducción de tamaño son relativamente lineales

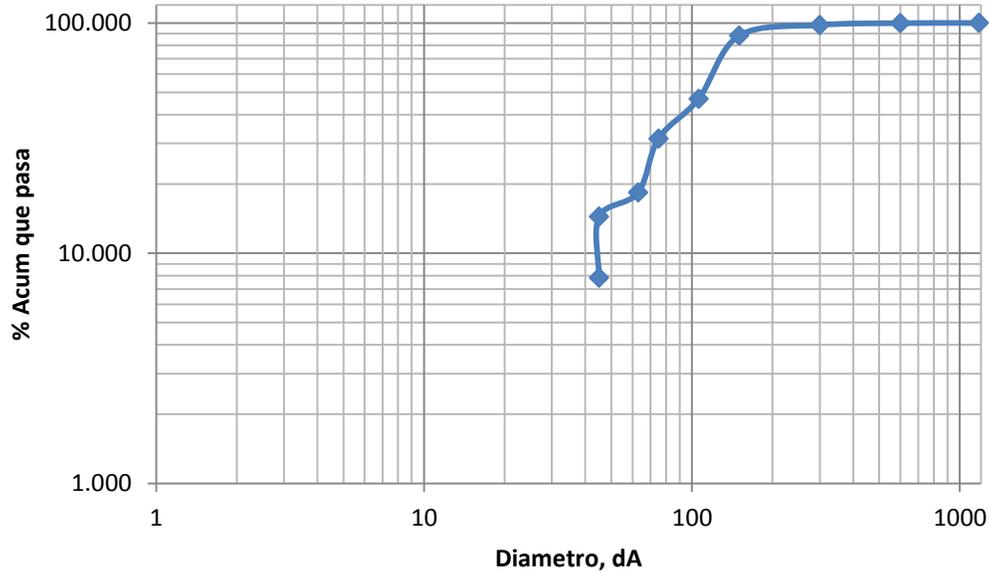


Figura 10. Se muestra la representación gráfica acumulativa de Weibull o Rosin Rammler.

3.4.2. Representación matemática de la partícula

Para la representación matemática recurrimos a la regresión lineal de RosinRammler, la cual ayuda en mayor o menor grado a describir con precisión la distribución de los tamaños en el proceso de reducción, para la obtención de regresión lineal hacemos uso del siguiente recuadro.

Tabla VIII. Cuadro de regresión lineal de Rosin Rammler

D	R	X	Y		
μm	peso acumulado			corte de Y	corte del % retenido
1180	0.13%	7.07326972	1.8986154	2.24213509	0.00816223
600	1.96%	6.39692966	1.3692056	1.31038842	2.45360073
300	11.96%	5.70378247	0.7531139	0.35548776	24.0057582
150	53.14%	5.01063529	0.4585156	-0.5994129	57.7449701

106	68.54%	4.66343909	0.9736315	1.07772095	71.1506759
75	81.66%	4.31748811	1.5963717	1.55431356	80.9503322
63	85.58%	4.14313473	1.8595548	1.79450809	84.6869058
45	92.19%	3.80666249	-2.508848	2.25804249	90.07253
38	100%	3.63758616	#¡NUM!	2.49096719	92.050779

Este análisis muestra que debido a la presencia de finos que predominan en la muestra existe predisposición para tener problemas en la concentración.

3.4.3. Cálculo del diámetro promedio

Para el cálculo del diámetro promedio, se usó el diámetro estadístico, empleándose la fórmula de Broukere, o mejormente conocido como el d_{A10} .

$$d_{A10} = \frac{\sum m d}{\sum m}$$

Aplicación de la fórmula de Broukere.

$$d_{10} = \frac{1180 * 0.126 + 600 * 1.834 + 300 * 10.0 + 150 * 41.181 + 106 * 15.402}{100} \dots$$

$$\dots \frac{75 * 13.116 + 63 * 3.920 + 45 * 6.608 + 38 * 7.814}{100}$$

$$d_{10} = \frac{148.68 + 1100.4 + 3000 + 6177.15 + 1632.612 + 983.7 + 246.96 + 297.36 + 351.63}{100}$$

$$d_{10} = \frac{13938.492}{100} = 139.38$$

De acuerdo a la ecuación de Broukere el tamaño promedio de la partícula es de 139.38 [µm] aproximadamente.

3.4.4. Grado de liberación de la partícula

En general las partículas tratadas no están completamente libres, sino que se encuentran asociadas a otros minerales de ganga, durante la clasificación granulométrica se observó que mineral de magnetita está presente a partir de los tamaños de 106 μm . (Vea la figura 11.).

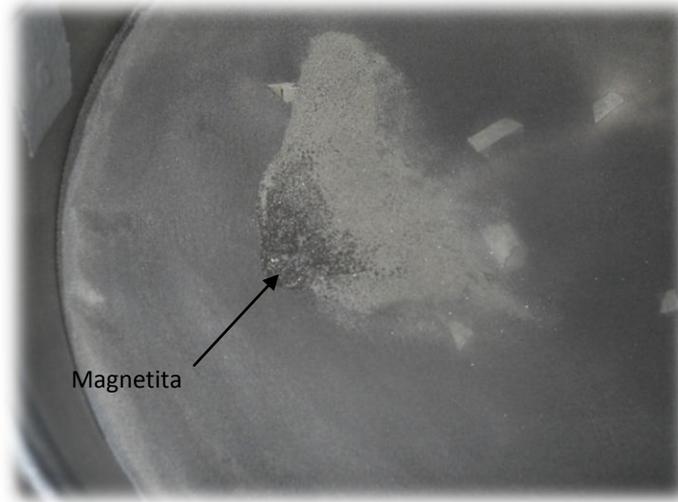


Figura 11. Se muestra partículas de magnetita presentes en un tamiz de -200# + 250#

Partiendo que el tamaño promedio de partícula es de 139.38 μm , se tomó una pequeña porción de material de -50# +100# el cual se lavó, para eliminar las arcillas y obtener una mejor visibilidad. De esta fracción se tomó otra porción mucho menor, para hacer el conteo de partículas de acuerdo a las especies minerales obtenidas en la reconstrucción mineralogía, con el microscopio estereográfico. El conteo anterior arrojó los siguientes datos:

Tabla IX. Conteo de partículas minerales para obtener el porcentaje de hierro

Mineral	Formula química	Total de partículas	Partículas libres	Partículas asociadas	[%] de partículas libres	[%] de partículas asociadas	[%] de Fe en partículas libres	[%] de Fe en partículas asociadas
Cuarzo	SiO ₂	13	11	2	100	50		
Calcita	CaCO ₃	13	10	3	100	50		
Clorita	H ₈ Mg ₆ Si ₄ O ₁₈	6	4	2	100	50		
Andradita	Ca ₃ Fe ₂ (SiO ₄) ₃	10	6	4	100	50	131.88	43.96
Andesita	Na _{0,6} Ca _{0,4} Al _{1,4} Si _{1,4} O ₅	0	0	0	0	0		
Epidota	HCa ₂ FeAl ₃ Si ₃ O ₁₃	2	1	1	100	50	5.47	10.94
Anfíbol	Ca ₂ Mg ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	0	0	0	0	0		
Biotita	K(MgFe) ₃ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	0	0	0	100	0		
Sericita	H ₂ KAl ₃ Si ₃ O ₁₂	0	0	0	100	0		
Limonita	HFeO ₂	6	4	2	100	50	251.72	62.93
Arcilla	H ₂ Al ₂ Si ₂ O ₆	2	1	1	100	50		
Galena	PbS	2	1	1	100	50		
Esfalerita	Zn _{0,785} Fe _{0,215} S	9	6	3	100	50	75.42	18.85
Calcopirita	CuFeS ₂	4	3	1	100	50	91.29	15.21
Pirrotita	Fe _{0,8-1} S	6	4	2	100	50	232.84	58.21
Arsenopirita	FeAsS	3	2	1	100	50	68.58	17.14
Magnetita	Fe ₃ O ₄	4	2	2	100	50	144.72	72.36
total		80	55	25			1001.92	299.96

De la tabla anterior la tercera fila corresponde al número total de partículas de cada mineral, la cuarta fila corresponde al número de partículas sin asociación de mineral de hierro, la quinta fila son las partículas que se encuentran con una fracción de mineral de hierro.

El porcentaje de partículas sin asociación poseen un 100% ya que no presentan Fe, en las partículas asociadas por fines prácticos se considera que el 50% de ellas está asociada al Fe, para finalizar el porcentaje de Fe en las partículas ya sea libre o asociado se obtuvo por cálculos estequiométricos los cuales se muestran en el anexo B.

Posteriormente para obtener el número total de partículas que tienen hierro [TPh], tomamos la sumatoria del porcentaje de hierro [% de Fe] y lo dividimos entre la sumatoria de partículas que contienen hierro de su fracción respectiva [PF]

$$TPh = \frac{\% \text{ de Fe}}{PF}$$

TPh=6+1+4+6+3+4+2+2=28 para partículas libres

TPh=4+1+2+3+1+2+1+1=16 para partículas mixtas

$$TPh = \frac{1001.92}{28} = 35.78$$

$$TPh = \frac{299.96}{16} = 18.74$$

Una vez obtenido el [TPh], proseguimos a obtener la fracción liberada de acuerdo a la siguiente formula.

$$FL = \frac{a}{b} * 100$$

Siendo

a = la sumatoria de [TPh]

b=total de partículas

$$a = 35.78 + 18.74 = 54.52$$

$$b = 55 + 25 = 80$$

$$FL = \frac{54.52}{80} * 100 = 68.15\% \approx 68\%$$

De acuerdo al procedimiento podemos establecer que el mineral de hierro se encuentra con un grado de liberación aproximado de 68%.

3.5. Determinación de la ley de cabeza

En un principio se consideró que el material de trabajo para concentrar contenía un 12.17% de Fe, 0.089% de Cu y 0.775% de As, leyes proporcionadas por el laboratorio de análisis químico de la unidad minero metalúrgica de donde se obtuvo el jal, no obstante para tener una mayor certeza del análisis de los residuos se optó por realizar una ponderación a partir

del análisis químico realizado a cada una de las fracciones de una clasificación granulométrica realizada a la muestra global del jal.

Cabe mencionar que los análisis químicos de esta clasificación granulométrica se mandaron a la cía. Análisis Químicos Metalúrgicos, privada, debido a que aún no se encuentra instalado el laboratorio de química del Departamento de Explotación de Minas y Metalurgia, con sus extractores y toda la infraestructura necesaria.

Tabla X. Relación de las leyes de Fe, Cu y As en los diferentes intervalos granulométricos

mallas	Cobre (%)	Fe (%)	As (%)
-14# +30#	0.108	4.22	0.89
-30# +50#	0.174	5.52	0.41
-50# +100#	0.225	6.24	0.26
-100# +150#	0.150	7.14	0.19
-150# +200#	0.095	9.70	0.33
-200# +250#	0.060	9.92	0.3
-250# +325#	0.040	10.08	0.33
-325#	0.049	11.84	0.89

Tabla XI. Obtención de la ley de cabeza por medio de ponderación

mallas	mm	Peso (g)	Peso (%)	Ley			Contenido		
				Fe (%)	Cu (%)	As (%)	Fe (%)	Cu (%)	As (%)
+14#	1180	0.5	0.126	0	0	0	0.000	0.000	0.000
-14# +30#	600	7.3	1.834	4.22	0.108	0.89	7.740	0.198	1.632
-30# +50#	300	39.8	10.000	5.52	0.174	0.41	55.200	1.740	4.100
-50# +100#	150	163.9	41.181	6.24	0.225	0.26	256.969	9.266	10.707
-100# +150#	106	61.3	15.402	7.14	0.15	0.19	109.970	2.310	2.926
-150# +200#	75	52.2	13.116	9.7	0.095	0.33	127.221	1.246	4.328
-200# +250#	63	15.6	3.920	9.92	0.06	0.3	38.882	0.235	1.176
-250# +325#	45	26.3	6.608	10.08	0.04	0.33	66.609	0.264	2.181
-325#	45	31.1	7.814	11.84	0.049	0.89	92.519	0.383	6.955
sumatoria		398	100.000				755.111	15.642	34.005
Leyes ponderadas							7.551	0.156	0.340
Valores reportados por el laboratorio							12.17	0.089	0.775

Una vez obtenida la ley ponderada se comparó con la ley reportada por la unidad minera, no obstante se concluyó que la ley correcta era la ponderada, porque los valores de análisis coinciden mejor en los balances metalúrgicos que se realizaron.

CAPITULO IV

ELECCIÓN DEL MÉTODO DE RECUPERACIÓN DE MINERALES DE FIERRO A PARTIR DE LOS JALES

4.1. Elección del método de beneficio

Sin duda alguna dentro del procesamiento de minerales, la selección del método de concentración es uno de los aspectos de mayor relevancia, ya que de este dependerá la maquinaria a utilizar e intrínsecamente a esto se encuentran los aspectos económicos, que son sin duda la roca angular de toda ingeniería.

Conforme a los resultados de los estudios de la caracterización mineralógica, el estudio petrográfico y la clasificación granulométrica, se optó en primera instancia por la concentración gravimétrica, ya que el material presenta una diferencia entre las densidades de los minerales de mena y los de ganga. Asimismo se optó por esta alternativa debido a la simplicidad del método y su viabilidad económica ya que ésta hace frente a los crecientes costos de los reactivos químicos empleados en la flotación, que además este método resulta ser más amigable con el medio ambiente ya que la separación mena- ganga se efectúa por medio físicos.

4.2. Criterio de concentración

Para mostrar la viabilidad del método seleccionado se prosiguió a hacer la evaluación del mineral de acuerdo al criterio de concentración, conociendo que nuestro producto presenta predominancia en especies ricas en hierro las cuales presentan una densidad relativa cercanas a los 3.6 kg/cm³, mientras que los minerales de ganga oscilan en densidades cercanas a los 2.0 kg/cm³

Una vez conocidas las densidades relativas de los diferentes minerales se prosiguió a hacer la sustitución pertinente:

$$CC = \frac{3.6 - 1.0}{2.0 - 1.0} = 2.6$$

Para nuestro caso el medio fluido es agua corriente, de tal manera que ésta carece de viscosidad, además conociendo el criterio de concentración y a sabiendas que el 80% de la granulometría es 150 µm. podemos decir satisfactoriamente que el criterio seleccionado es el correcto.

4.3. Determinación del equipo a emplear

Para la selección del equipo se tomó en cuenta dos aspectos fundamentales, el primero la disponibilidad del mismo, seguido del intervalo de la granulometría de la muestra.

a) Disponibilidad del equipo

Dado que la actividad experimental se realizó en el laboratorio de procesamiento de minerales, de la facultad de ingeniería se tiene acceso a una mesa de sacudimiento diferencial tipo Wilfley, un concentrador centrífugo tipo Falcon y un separador de medios densos tipo Jig.

De estos tres equipo se descartó el Jig, en primera instancia, ya que el producto a beneficiar presenta gran cantidad de finos, los cuales no son muy apropiados para concentrarse en los dispositivos de medios densos, el siguiente aspecto fue para fines prácticos se buscó que la pulpa actuara como un fluido Newtoniano, para que de esta manera nos fuera más sencillo comprender y explicar los mecanismos de la separación de las partículas.

b) Intervalo de la granulometría

Conociendo el intervalo de la granulometría y apoyados en la figura 16 que muestra la variación de los equipos de concentración gravimétrica. Se diría que el equipo más adecuado es el concentrador centrífugo, no obstante se decidió hacer uso en primera instancia, de la mesa de sacudimiento diferencial, pensando que si se tiene éxito en la separación del hierro para fines comerciales, en un futuro esta concentración se pueda hacer con una inversión mínima.

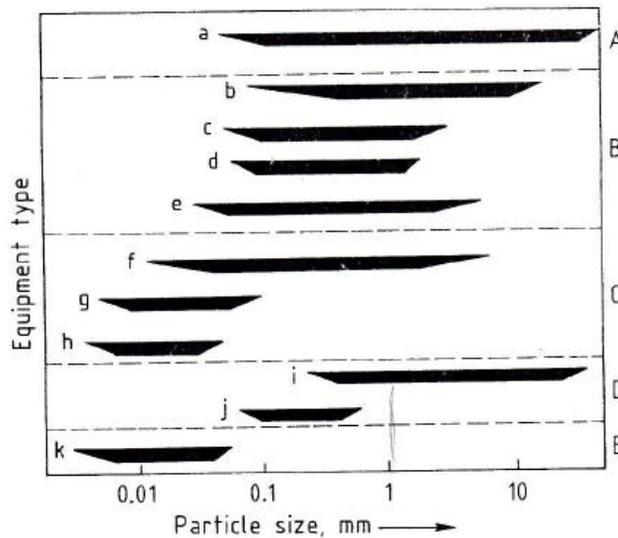


Figura 12. Intervalo de operación de equipos de concentración gravimétrica (Ullmann's 1980)

- A) Dispositivos de estratificación: a) Jig
- B) Dispositivos de película plástica: b) Sluice Box; c) cono Reichert; d) pinched sluice; e) espirales
- C) Dispositivos de sacudimiento: f) mesa de sacudimiento; g) Bartles-Mozley; h) Crossbelt
- D) Dispositivos neumáticos: i) Jig neumático; j) mesa neumática
- E) Varios dispositivos: k) separadores centrífugos.

4.4. Determinación de los parámetros experimentales

4.4.1. Análisis de la velocidad de alimentación

Los parámetros de operación de la mesa, que se variaron son la amplitud de la mesa, la velocidad de agitación, el flujo de agua, la velocidad de alimentación, posición del cortador y la inclinación de la mesa.

Para la velocidad de alimentación, se empleó una porción de muestra de 400 g, se coloca en el embudo del alimentador, y con el cronometro se mide el tiempo de vaciado del alimentador, enseguida se muestran los datos obtenidos variando la posición en el alimentador vibratorio.

Tabla XII. Análisis de velocidad de vaciado con diferentes posiciones en el alimentador

Posición en el alimentador vibratorio	Tiempo de vaciado de la muestra [s]	Velocidad [g/s]
0.5	230	1.7
1	133	3.0
2	76	5.3
3	45	8.9
4	27	14.8
5	20	20
6	15	26.7
7	14	28.6
8	13	30.8
9	12	33.3
10	11	36.4

A continuación se muestra el comportamiento de la alimentación en la siguiente gráfica:

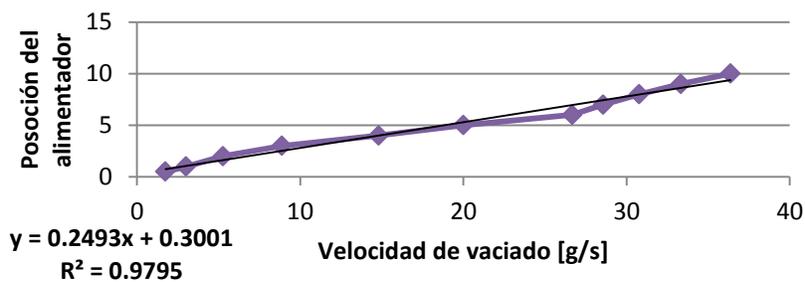


Figura 13. Comportamiento de la velocidad de vaciado con diferentes posiciones en el alimentador

Como se observa en la gráfica, anterior existe una tendencia lineal en el vaciado del material, no obstante es evidente que a velocidades más elevadas el material tenderá a aglomerarse en la mesa vibratoria, lo cual dificultará el rebose de las partículas y no se tendría un comportamiento de película plástica el cual se busca exista en las mesas de sacudimiento diferencial, para hacer más eficiente la separación mena-ganga.

Con base en el gráfico y más pruebas, se determinó que el tiempo de alimentación deberá ser aproximadamente de 30 a 40 minutos, ya que a éste se eliminará la aglomeración innecesaria de las partículas, además se tendrá un comportamiento de película plástica, lo cual facilitará la separación mena-ganga.

Por lo que se redujo un 68.06 % el orificio de salida del embudo del alimentador. Y una vez hecho se hizo una lectura del tiempo de vaciado, con la reducción de diámetro del embudo y una posición fija del alimentador vibratorio. Se obtuvo un tiempo de vaciado de 1440 s, con una velocidad de alimentación de 0.28 g/s.

No obstante se determinó que pese a que se obtenía un tiempo muy aproximado al establecido, no se cumplía con las leyes del asentamiento obstruido y los centros de gravedad de Mayer, por lo que se eliminó el embudo del alimentador.

Por lo que se redujo la salida del alimentador vibratorio y se realizaron lecturas de vaciado de material (tal como se muestra en la figura 14).



Figura 14. Imagen del alimentador vibratorio con abertura de 5 mm

A continuación se muestran las lecturas del vaciado del mineral con diferentes diámetros de salida, con una posición fija en el alimentador vibratorio.

Tabla XIII. Análisis de velocidad de alimentación con diferentes diámetros

Diámetro de salida del alimentador vibratorio [mm]	Tiempo de vaciado del mineral [s]	Velocidad de vaciado [g/s]
1.5	1965	0.20
2.5	997	0.43
3.0	1015	0.40
4.0	505	0.83
5.0	225	1.77
7.0	32	12.50

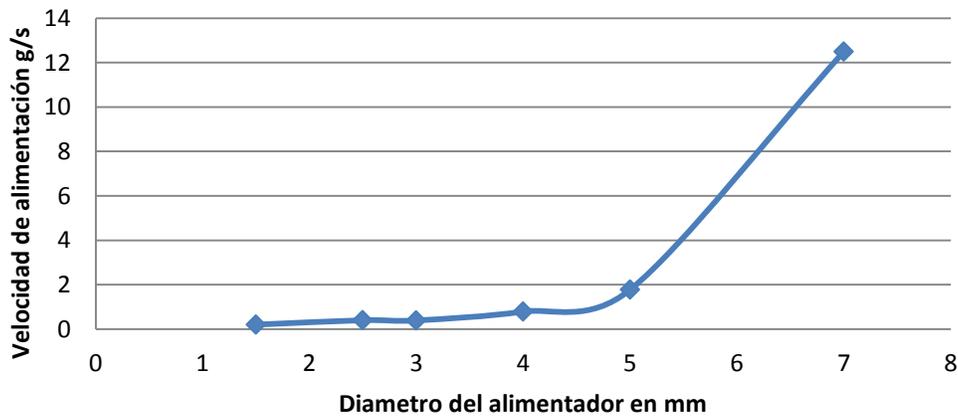


Figura 15. Comportamiento de la velocidad de vaciado con diferencia de diámetros

De acuerdo al comportamiento mostrado en la curva de vaciado de mineral, se seleccionaron los diámetros de 1.5, 2.5 y 4 mm respectivamente. Esto obedece a que el intervalo de 1.5 a 4 actúa de manera lineal lo cual facilita la formación de una película delgada o película plástica en la concentración de los valores, así mismo se descartó el valor de 3mm ya que este presenta valores muy parecidos al de 2.5mm.

4.4.2. Análisis del flujo de agua

Para este análisis se procede a medir la cantidad de agua expulsada del grifo durante 60s, es indispensable hacer notar que para este análisis se está considerando como despreciable la presión manométrica del fluido, ya que este factor no puede ser controlado directamente. A continuación se prosigue a mostrar la lectura del flujo de agua.

Tabla XIV. Comportamiento del flujo de agua en un tiempo de 60 [s]

Grados dados a la llave de agua	Volumen de agua [l]
90°	3.300
135°	5.600
180°	7.100
225°	8.600
270°	9.800
360°	13.100

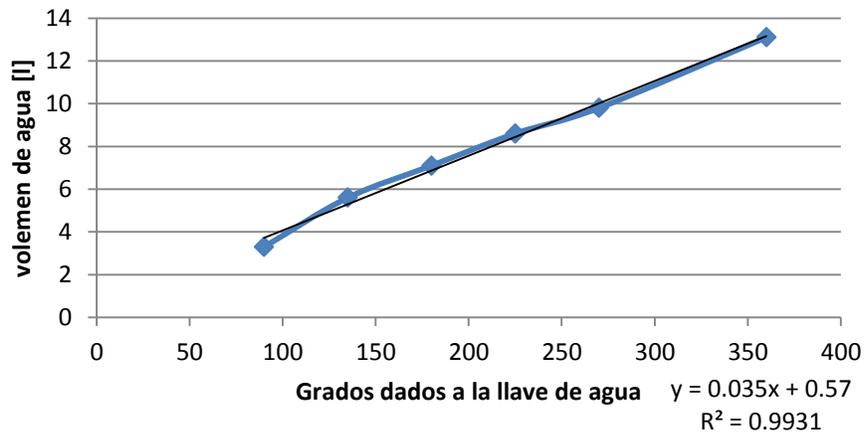


Figura 16. Comportamiento del fluido en 60 [s]

Como se observa el comportamiento es totalmente lineal, por tal motivo se tomaron aleatoriamente los valores de 7.1, 9.8 y 13.1 litros respectivamente.

4.4.3. Análisis de la posición y forma del cortador

De acuerdo a trabajos de laboratorio de diferentes fuentes, se sabe que la posición del cortador es fundamental para la separación mena-ganga, no obstante al realizar nosotros las pruebas preliminares se observó que la forma del cortador no nos era de utilidad, ya la forma original era de un rombo y esta forma no favorece la separación de concentrado y las colas, ya que al existir mayor distancia entre el cortador y los rifles, asimismo las partículas finas no tienden a segregarse, esto por el principio de la fuerza cortante de Bagnold (lo anterior se observa claramente en las figuras 23 y 24). Un cortador de forma trapezoidal permitirá una separación más eficiente y productos más limpios, ya que las partículas finas no tenderán a rebotar tan fácilmente sobre éste debido a que existe una mayor distancia en su parte final. Se elaboró un cortador de madera con las siguientes dimensiones:

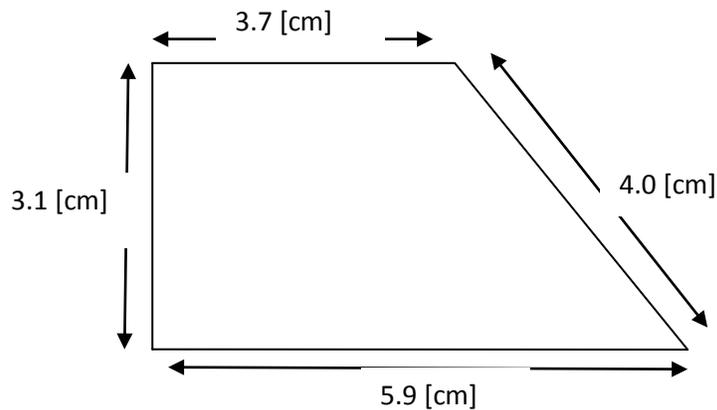


Figura 17. Muestra forma y dimensiones del cortador actual



Figura 18. Se muestra la comparación de formas de los cortadores de la mesa

Posteriormente se realizó una prueba de comprobación, la cual nos mostró satisfactoriamente la funcionalidad del cortador. Una vez confirmado esto se escogieron los siguientes intervalos en la posición del cortador: 10°, 20° y 30°. con respecto a la posición de los rifles, estas posiciones se tomaron ya que en la práctica preliminar estos resultados fueron más satisfactorios.

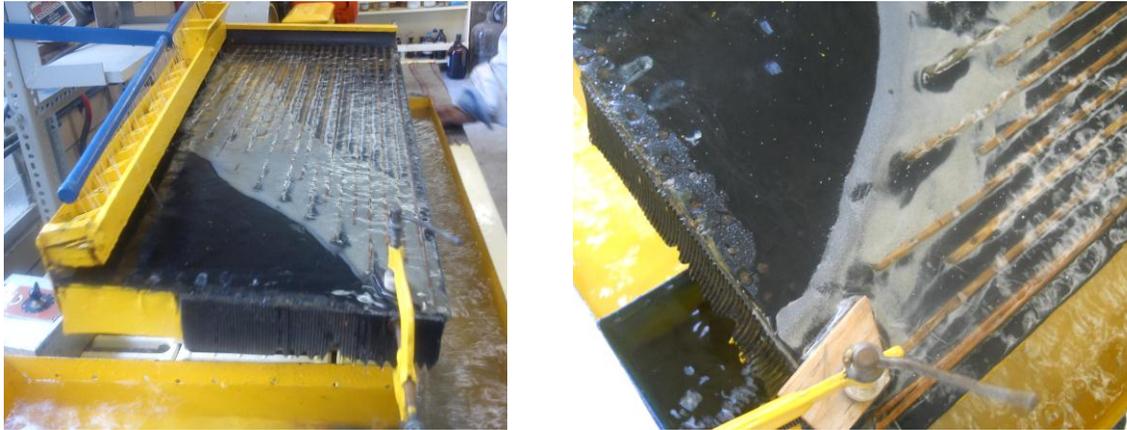


Figura 19. Derecha se muestra una prueba con una concentración ineficiente con el cortador de forma de rombo. Figura 20. Izquierda se muestra la misma prueba con una mayor concentración, con el cortador predefinido

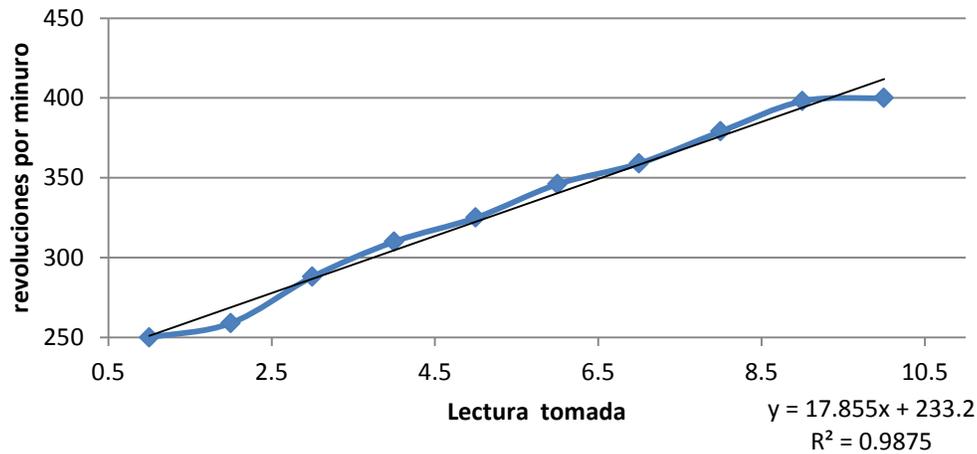
4.4.4. Análisis de la velocidad de agitación

Para la velocidad de agitación se tomaron 10 lecturas al azar, partiendo de la velocidad mínima soportada por la banda hasta la lectura máxima. Estas lecturas se tomaron con un tacómetro digital colocado a la polea que está conectada a la banda que ejerce el movimiento de la mesa. A continuación se muestran las lecturas arrojadas por el tacómetro:

Tabla XV. Valores de la velocidad de agitación

Numero de lectura	Valor en [rpm]
1	250
2	259
3	288

4	310
5	325
6	346
7	359
8	379
9	398
10	400



Grafica 21. Comportamiento de la velocidad de agitación

Como se observa el comportamiento sigue una trayectoria lineal, por tal motivo se tomaron los valores límites de la curva, dichos valores corresponden a 250 y 400 rpm respectivamente.

4.5. Determinación de las pruebas experimentales

Una vez definidos los parámetros experimentales se procedió a enumerarlos como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla XVI. Tabla resumen de los parámetros experimentales

Parámetro	variables		
Amplitud [cm]	1	2	
Velocidad de agitación [r/m]	250	400	
Flujo de agua [l/m]	7100	9800	13100

Alimentación [g/s]	0.20	0.43	0.83
Posición del cortador	10°	20°	30°
Inclinación de la mesa	3°	5°	7°

De acuerdo a los resultados de las pruebas anteriores, se estableció una prueba estándar con las siguientes variables: amplitud de 1cm, frecuencia 250 rpm, flujo de agua de 7100 l/m, alimentación al proceso de 0.20 g/s, el cortador a 10° y la mínima inclinación que es de 3°. Una vez definida la prueba estándar se consideró sustituir un parámetro a la vez, dejando los otros parámetros estáticos, así pues se obtuvieron las siguientes combinaciones:

Tabla XVII. Combinación de las diferentes pruebas experimentales

Pruebas	P1	P2	P3	P4	P5	P6	P7	P8	P9	P10	P11
AMPLITUD	1	1	1	1	1	1	1	1	2	1	1
VEL AGITACIÓN [rpm]	250	250	250	250	250	250	250	400	250	250	250
FLUJO DE AGUA [l/m]	7100	9800	13100	7100	7100	7100	7100	7100	7100	7100	7100
ALIMENTACIÓN [g/s]	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.43	0.83
CORTADOR [°]	10	10	10	20	30	10	10	10	10	10	10
INCLINACIÓN [°]	3	3	3	3	3	5	7	3	3	3	3

De esta manera se obtuvieron once pruebas, tal como se muestra en la tabla anterior, en la misma se indica con una coloración distinta, el parámetro a modificar a lo largo de la actividad experimental.

CAPITULO V

EXPERIMENTACIÓN PARA RECUPERAR MINERALES DE FIERRO A PARTIR DE LOS JALES

5.1. Metodología experimental

En este diseño experimental se aplican los parámetros óptimos para la concentración en mesa de sacudimiento diferencial tipo Wilfley, dado que se presentan problemas por la alta cantidad de finos. Emplear el cortador de la mesa Wilfley, para acrecentar la recuperación de mineral de hierro. Controlar la alimentación adecuada al proceso de beneficio, para facilitar la concentración y minimizar las pérdidas en el proceso de separación, a causa de las lamas las cuales contienen mucho hierro. El siguiente diagrama muestra la metodología experimental propuesta.

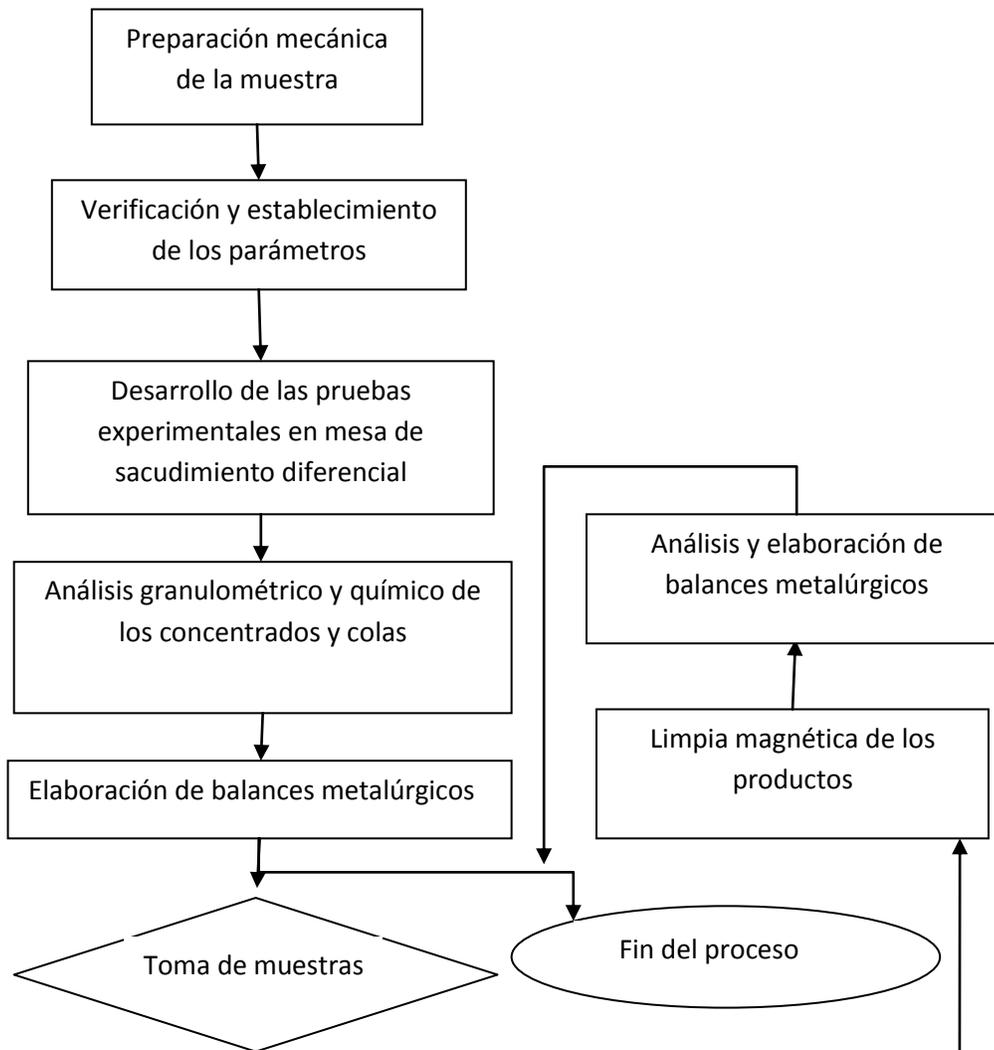


Figura 22. Diagrama de flujo que muestra el procedimiento experimental

Para cada prueba se tomaron 400 g del mineral de cabeza y se pasaron por un tamiz de 20# (aproximadamente 850 μm), la fracción superior se sometió a una leve reducción de tamaño en mortero de porcelana. Una vez que el producto pasó por el tamiz se volvió a homogenizar por medio de agitación continua. Seguido se depositó en el alimentador vibratorio, éste se encendió a la velocidad más baja, se prosigue a delimitar la posición del cortador, se establece la inclinación de la mesa Wilfley. Una vez seleccionadas las variables se iniciaba el experimento.

5.1.1. Desarrollo de los experimentos

Al dar inicio al experimento, se contabilizaba el tiempo de alimentación del mineral de cabeza, el cual era menor al tiempo total del experimento. Al terminar el tiempo de alimentación se desplazaba hacia los rifles de la mesa el material remanente desde el cajón de suministro del material, por medio de una pipeta (tal como se muestra en la figura 23)

Una vez terminada cada prueba se decantaba el exceso de agua de los recipientes de recolección, para separarla de los materiales ligeros y densos, además se recuperaban los finos desde el tanque receptor de agua. Las lamas se reincorporaban a las colas del experimento. Una vez decantadas las diferentes fracciones se secaron por exposición al sol.



Figura 23. Muestra el desplazamiento del material remanente al terminar la alimentación

5.1.2. Análisis granulométrico de las fracciones

Una vez seco cada concentrado y cola de cada experimento se pesa en una báscula digital y se determina la ley de mineral de hierro por medio de un conteo de partículas (tal como se

muestra en la figura 24), posteriormente cada fracción se sometía a una clasificación granulométrica, esto con el objeto de determinar el comportamiento de la concentración a diferentes tamaños de partícula. Después el material se sometió a un proceso de homogenización por medio de agitación continua y se toma parte de el para enviarse a determinación de hierro por medio de análisis químico.



Figura 24. Muestrala observación al microscopio estereoscópico para el conteo de partículas.

5.1.3. Análisis de los productos obtenidos

Una vez que se obtienen los resultados de determinación de hierro por medio de ICP se realizan los balances metalúrgicos, y se establece bajo qué condiciones la mesa Wilfley concentra mejor a las especies minerales que contienen hierro en el material de estudio. Destacaron dos pruebas que mostraron ser las más eficientes, tanto por su relación de concentración como por las leyes presentadas. A las dos muestras se les determinó el porcentaje de magnetita por medio de una limpiadora magnética, posteriormente se elaboraron los balances metalúrgicos. En base a lo anterior, se propone un método de beneficio que sería el más propicio para obtener mineral de hierro desde los jales estudiados.

CAPITULO VI

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

6.1. Resultados de laboratorio

Los análisis se realizaron en un laboratorio de análisis químicos metalúrgicos, por el método de ICP. A continuación se presentan tabulados los resultados de las determinaciones de fierro, cobre y arsénico, tanto para las fracciones del concentrado y las colas de cada prueba como para las fracciones de la clasificación granulométrica

Tabla XVIII. Análisis químicos de las pruebas realizadas, así como de las fracciones granulométricas

Identificación del interesado	Cu (%)	Fe (%)	As (%)
Cabeza de -14# + 30#	0.108	4.22	0.89
Cabeza de -30# +50#	0.174	5.52	0.41
Cabeza de -50# +100#	0.225	6.24	0.26
Cabeza de -100# +150#	0.150	7.14	0.19
Cabeza de -150# +200#	0.095	9.70	0.33
Cabeza de -200# +250#	0.060	9.92	0.30
Cabeza de -250# +325#	0.040	10.08	0.33
Cabeza de -325#	0.049	11.84	0.89
Concentrado P1	0.276	11.98	0.48
Colas P1	0.158	8.20	0.22
Concentrado P2	0.228	7.6	0.52
Colas P2	0.105	6.04	0.19
Concentrado P3	0.224	9.00	0.30
Colas P3	0.128	5.74	0.71
Concentrado P4	0.247	8.90	0.26
Colas P4	0.116	5.88	0.67
Concentrado P5	0.236	8.96	0.78
Colas P5	0.135	6.02	0.52

Concentrado	P6	0.240	10.30	0.71
Colas	P6	0.143	5.28	0.45
Concentrado	P7	0.214	8.54	0.67
Colas	P7	0.197	6.6	0.82
Concentrado	P8	0.212	7.54	0.56
Colas	P8	0.067	4.82	0.60
Concentrado	P9	0.219	6.34	0.52
Colas	P9	0.097	6.68	0.56
Concentrado	P10	0.245	6.94	0.74
Colas	P10	0.154	6.26	0.26
Concentrado	P11	0.275	8.64	0.48
Colas	P11	0.132	6.18	0.30

Como se observa en la tabla las pruebas que mostraron mayor recuperación de hierro son la prueba 1 y la prueba 6 en la inclinación de la mesa wilfley fue a 5°, se puede afirmar que los parámetros experimentales son correctas, asimismo la pendiente calculada como máxima arroja una buena concentración de mineral de hierro.

6.2. Relación de concentración

Para establecer un juicio más acertado, sobre la veracidad o refutación de los parámetros, se tiene que considerar la masa de concentrados, colas y pérdidas. Ya que su correlación nos dará la pauta para determinar objetivamente los parámetros óptimos.

Tabla XIX. Relación de productos obtenidos

Prueba	Cabeza alimentada (g)	Concentrado (g)	Colas (g)	Conc + colas	Perdidas (g)	Tiempo de alimentación(s)	Tiempo de proceso (s)
P1	399.9	88.5	290.3	378.8	21.1	2460	3802
P2	398.2	157.9	220.5	378.4	19.8	2340	3310
P3	397.9	112.2	268.3	380.5	17.4	2485	3900
P4	399.1	100	280.6	380.6	18.5	2220	4200
P5	399.7	55.6	323.8	379.4	20.3	2400	4500

P6	397.8	76.3	293.4	369.7	28.1	2700	4500
P7	399.4	43.2	344.6	387.8	11.6	2100	3166
P8	400	312.9	77.3	390.2	9.8	2400	2720
P9	398.2	270.8	123.1	393.9	4.3	2405	4055
P10	400	151.9	234.7	386.6	13.4	1330	310
P11	400	80.5	308.8	389.3	10.7	480	1855

Tabla XX. Relación de concentración del mineral de hierro de las diferentes pruebas

PRUEBA	P1	P2	P3	P4	P5	P6	P7	P8	P9	P10	P11
K Fe	4.519	2.522	3.546	3.941	7.189	5.214	9.245	1.278	1.470	2.633	4.969

Con base en la Tabla XX se puede afirmar que las pruebas óptimas fueron la número 1 y la 6, esto en base a la relación de concentración y los análisis de laboratorio.

6.3. Balances metalúrgicos

Una vez obtenidos los resultados de los análisis químicos para cada prueba se calcularon sus balances metalúrgicos, los cuales indicaron que efectivamente las pruebas óptimas fueron las mencionadas anteriormente. Además estos balances permiten tener una apreciación más consolidada del proceso de beneficio, las recuperaciones y determinar las proporciones de hierro en las diferentes fracciones de cada experimento. Cabe aclarar que en los siguientes balances se muestra el Cu porque está asociado al Fe en la calcopirita y el As en arsenopirita.

Tabla XXI. Balance Metalúrgico de la prueba 1 (prueba estándar)

	PESO [g]	Leyes %			Contenido (g)			(%) Recuperación		
		Fe	Cu	As	Fe	Cu	As	Fe	Cu	As
CABEZA	399.900	7.551	0.156	0.340	30.196	0.624	1.360	100.000	100.000	100.000
CONCENTRADO	88.500	11.980	0.276	0.480	10.602	0.244	0.425	35.111	39.154	31.243
COLAS	290.300	8.200	0.158	0.220	23.805	0.459	0.639	78.832	73.524	46.972

Tabla XXII. Balance Metalúrgico de la prueba 2 (flujo de agua a 9800 l/min)

	PESO [g]	Leyes %			Contenido (g)			(%) Recuperación		
		Fe	Cu	As	Fe	Cu	As	Fe	Cu	As
CABEZA	398.200	7.551	0.156	0.340	30.068	0.621	1.354	100.000	100.000	100.000
CONCENTRADO	157.900	7.600	0.228	0.520	12.000	0.360	0.821	39.911	57.955	60.646
COLAS	220.500	6.040	0.105	0.190	13.318	0.232	0.419	44.293	37.271	30.944

Tabla XXIII. Balance Metalúrgico de la prueba 3 (flujo de agua a 13100 l/min)

	PESO [g]	Leyes %			Contenido (g)			(%) Recuperación		
		Fe	Cu	As	Fe	Cu	As	Fe	Cu	As
CABEZA	397.900	7.551	0.156	0.340	30.045	0.621	1.353	100.000	100.000	100.000
CONCENTRADO	112.200	9.000	0.244	0.300	10.098	0.274	0.337	33.609	44.105	24.881
COLAS	268.300	5.740	0.128	0.710	15.400	0.343	1.905	51.257	55.326	140.808

Tabla XXIV. Balance Metalúrgico de la prueba 4 (posición del cortador a 20°)

	PESO [g]	Leyes %			Contenido (g)			(%) Recuperación		
		Fe	Cu	As	Fe	Cu	As	Fe	Cu	As
CABEZA	394.100	7.551	0.156	0.340	29.758	0.615	1.340	100.000	100.000	100.000
CONCENTRADO	100.000	8.900	0.247	0.260	8.900	0.247	0.260	29.907	40.176	19.404
COLAS	280.600	5.880	0.116	0.670	16.499	0.325	1.880	52.944	52.944	140.306

Tabla XXV. Balance Metalúrgico de la prueba 5 (posición del cortador a 30°)

	PESO [g]	Leyes %			Contenido (g)			(%) Recuperación		
		Fe	Cu	As	Fe	Cu	As	Fe	Cu	As
CABEZA	399.700	7.551	0.156	0.340	30.181	0.624	1.359	100.000	100.000	100.000
CONCENTRADO	55.600	8.960	0.236	0.780	4.982	0.131	0.434	16.506	21.044	31.912
COLAS	323.800	6.020	0.135	0.520	19.493	0.437	1.684	64.585	70.105	123.899

Tabla XXVI. Balance Metalúrgico de la prueba 6 (inclinación de la mesa a 5°)

	PESO [g]	Leyes %			Contenido (g)			(%) Recuperación		
		Fe	Cu	As	Fe	Cu	As	Fe	Cu	As
CABEZA	397.800	7.551	0.156	0.340	30.038	0.621	1.353	100.000	100.000	100.000
CONCENTRADO	76.300	10.300	0.240	0.710	7.859	0.183	0.542	26.163	29.508	40.053
COLAS	293.400	5.280	0.143	0.450	15.492	0.420	1.320	51.573	67.609	97.618

Tabla XXVII. Balance Metalúrgico de la prueba 7 (inclinación de la mesa a 7°)

	PESO [g]	Leyes %			Contenido (g)			(%) Recuperación		
		Fe	Cu	As	Fe	Cu	As	Fe	Cu	As
CABEZA	399.400	7.551	0.156	0.340	30.159	0.623	1.358	100.000	100.000	100.000
CONCENTRADO	43.200	8.540	0.214	0.670	3.689	0.092	0.289	12.233	14.838	21.314
COLAS	344.600	6.600	0.197	0.820	22.744	0.679	2.826	75.413	108.955	208.086

Tabla XXVIII. Balance Metalúrgico de la prueba 8 (velocidad de agitación de 400 rpm)

	PESO [g]	Leyes %			Contenido (g)			(%) Recuperación		
		Fe	Cu	As	Fe	Cu	As	Fe	Cu	As
CABEZA	400.000	7.551	0.156	0.340	30.204	0.624	1.360	100.000	100.000	100.000
CONCENTRADO	312.900	7.540	0.212	0.560	23.593	0.663	1.752	78.111	106.306	128.841
COLAS	77.300	4.820	0.067	0.600	3.726	0.052	0.464	12.336	8.300	34.103

Tabla XXIX. Balance Metalúrgico de la prueba 9 (amplitud a 2 cm)

	PESO [g]	Leyes %			Contenido (g)			(%) Recuperación		
		Fe	Cu	As	Fe	Cu	As	Fe	Cu	As
CABEZA	398.200	7.551	0.156	0.340	30.068	0.621	1.354	100.000	100.000	100.000
CONCENTRADO	270.800	6.340	0.219	0.520	17.169	0.593	1.408	57.099	95.470	104.009
COLAS	123.100	6.680	0.097	0.560	8.223	0.119	0.689	27.348	19.222	50.917

Tabla XXX. Balance Metalúrgico de la prueba 10 (alimentación 25.8 g/min)

	PESO [g]	Leyes %			Contenido (g)			(%) Recuperación		
		Fe	Cu	As	Fe	Cu	As	Fe	Cu	As
CABEZA	400.000	7.551	0.156	0.340	30.204	0.624	1.360	100.000	100.000	100.000
CONCENTRADO	151.900	6.940	0.245	0.740	10.542	0.372	1.124	34.902	59.640	82.651
COLAS	234.700	6.260	0.154	0.260	14.692	0.361	0.610	48.643	57.923	44.869

Tabla XXXI. Balance Metalúrgico de la prueba 11 (alimentación a 50 g/min)

	PESO [g]	Leyes %			Contenido			Recuperación		
		Fe	Cu	As	Fe	Cu	As	Fe	Cu	As
CABEZA	400.000	7.551	0.156	0.340	30.204	0.624	1.360	100.000	100.000	100.000
CONCENTRADO	80.500	8.640	0.275	0.480	6.955	0.221	0.386	23.027	35.477	28.412
COLAS	308.800	6.180	0.132	0.300	19.084	0.408	0.926	63.183	65.323	68.118

6.4. Análisis granulométricos

Como se planteó se tenía interés por conocer el comportamiento de las partículas con respecto a la concentración, por tal motivo se les realizó un análisis granulométrico tanto a los concentrados y colas de las pruebas realizadas. Lo anterior obedece a que el material de cabeza por ser residuo presenta partículas muy finas, y por la formación de óxidos de Fe en las colas.

6.4.1. Análisis granulométrico de los concentrados

6.4.1.1. Representación tabular del análisis granulométrico

mallas	mm	PRUEBA 1						PRUEBA 2					
		peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm
+14#	1180	0.0	0.0	0.0	100.0	2.0	3.07	0.0	0.0	0.0	100.0	2.00	3.07
-14# +30#	600	1.40	1.58	1.58	100.0	2.0	2.77	1.70	1.07	1.07	100.0	2.00	2.72
-30# +50#	300	10.50	11.86	13.44	98.41	1.99	2.47	17.70	11.20	12.28	98.92	1.99	2.47
-50# +100#	150	45.0	50.84	64.29	86.55	1.93	2.17	87.50	55.41	67.70	87.71	1.94	2.17
-100# +150#	106	16.70	18.87	83.16	35.70	1.55	2.02	29.90	18.93	86.63	32.29	1.50	2.02
-150# +200#	75	6.60	7.45	90.62	16.83	1.22	1.87	9.50	6.01	92.65	13.36	1.12	1.87
-200# +250#	63	4.10	4.63	95.25	9.37	0.97	1.79	5.80	3.67	96.32	7.34	0.86	1.79
-250# +325#	45	2.50	2.82	98.07	4.74	0.67	1.65	3.10	1.96	98.29	3.67	0.56	1.65
-325#	38	1.70	1.92	100.0	1.92	0.28	1.65	2.70	1.70	100.0	1.70	0.23	1.65
		88.50	100.0		0.0			157.90	100.0		0.0		
mallas	mm	PRUEBA 3						PRUEBA 4					
		peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm
+14#	1180	0.00	0.00	0.00	100.00	2.00	3.07	0.0	0.0	0.0	100.0	2.0	3.07
-14# +30#	600	2.10	1.87	1.87	100.00	2.00	2.77	0.20	0.20	0.20	100.0	2.0	2.77
-30# +50#	300	15.40	13.72	15.59	98.12	1.99	2.47	14.60	14.60	14.80	99.80	1.99	2.47
-50# +100#	150	56.20	50.08	65.68	84.40	1.92	2.17	54.10	54.10	68.90	85.20	1.93	2.17
-100# +150#	106	21.30	18.98	84.67	34.31	1.53	2.02	17.70	17.70	86.60	31.10	1.49	2.02
-150# +200#	75	8.40	7.48	92.15	15.32	1.18	1.87	5.20	5.20	91.80	13.40	1.12	1.87
-200# +250#	63	4.70	4.18	96.34	7.84	0.89	1.79	4.60	4.60	96.40	8.20	0.91	1.79
-250# +325#	45	2.50	2.22	98.57	3.65	0.56	1.65	2.00	2.00	98.40	3.60	0.55	1.65
-325#	38	1.60	1.42	100.00	1.42	0.15	1.65	1.60	1.60	100.0	1.60	0.20	1.65
		112.20	100.0		0.0			100.0	100.0		0.0		

mallas	mm	PRUEBA 5						PRUEBA 6					
		peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm
+14#	1180	0.0	0.0	0.0	100.0	2.0	3.07	0.0	0.0	0.0	100.0	2.0	3.07
-14# +30#	600	0.10	0.17	0.17	100.0	2.0	2.77	0.0	0.0	0.0	100.0	2.0	2.77
-30# +50#	300	7.30	13.12	13.30	99.82	1.99	2.47	2.90	3.80	3.80	100.0	2.0	2.47
-50# +100#	150	28.0	50.35	63.66	86.69	1.93	2.17	34.80	45.60	49.41	96.19	1.98	2.17
-100# +150#	106	10.80	19.42	83.09	36.33	1.56	2.02	19.20	25.16	74.57	50.58	1.70	2.02
-150# +200#	75	5.50	9.89	92.98	16.90	1.22	1.87	11.90	15.59	90.17	25.42	1.40	1.87
-200# +250#	63	1.10	1.97	94.96	7.01	0.84	1.79	2.50	3.27	93.44	9.82	0.99	1.79
-250# +325#	45	1.20	2.15	97.12	5.03	0.70	1.65	2.50	3.27	96.72	6.55	0.81	1.65
-325#	38	1.60	2.87	100.0	2.87	0.45	1.65	2.50	3.27	100.0	3.27	0.51	1.65
		55.60	100.0		0.0			76.30	100.0		0.0		
mallas	mm	PRUEBA 7						PRUEBA 8					
		peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm
+14#	1180	0.0	0.0	0.0	100.00	2.00	3.07	0.0	0.0	0.0	100.00	2.00	3.07
-14# +30#	600	20.00	46.29	46.29	100.00	2.00	2.77	5.00	1.59	1.59	100.00	2.00	2.77
-30# +50#	300	0.30	0.69	46.99	53.70	1.73	2.47	46.60	14.89	16.49	98.40	1.99	2.47
-50# +100#	150	5.70	13.19	60.18	53.00	1.72	2.17	149.40	47.74	64.23	83.50	1.92	2.17
-100# +150#	106	4.40	10.18	70.37	39.81	1.60	2.02	51.90	16.58	80.82	35.76	1.55	2.02
-150# +200#	75	2.90	6.71	77.08	29.62	1.47	1.87	34.60	11.05	91.88	19.17	1.28	1.87
-200# +250#	63	7.70	17.82	94.90	22.91	1.36	1.79	8.90	2.84	94.72	8.11	0.90	1.79
-250# +325#	45	1.20	2.77	97.68	5.09	0.70	1.65	10.10	3.22	97.95	5.27	0.72	1.65
-325#	38	1.00	2.31	100.00	2.31	0.36	1.65	6.40	2.04	100.00	2.04	0.31	1.65
		43.20	100.00					312.90	100.00				

mallas	mm	PRUEBA 9						PRUEBA 10					
		peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm
+14#	1180	0.0	0.0	0.0	100.00	2.00	3.07	0	0	0	100	2	3.07
-14# +30#	600	10.70	3.95	3.95	100.00	2.00	2.77	1.8	1.184	1.18	100	2	2.77
-30# +50#	300	55.00	20.31	24.26	96.04	1.98	2.47	26.1	17.18	18.36	98.81	1.99	2.47
-50# +100#	150	138.00	50.96	75.22	75.73	1.87	2.17	93.2	61.35	79.72	81.63	1.91	2.17
-100# +150#	106	38.50	14.21	89.43	24.77	1.39	2.02	17.8	11.71	91.44	20.27	1.30	2.02
-150# +200#	75	15.90	5.87	95.31	10.56	1.02	1.87	6.7	4.41	95.85	8.55	0.93	1.87
-200# +250#	63	3.30	1.21	96.52	4.68	0.67	1.79	1.3	0.85	96.70	4.14	0.61	1.79
-250# +325#	45	5.00	1.84	98.37	3.47	0.54	1.65	2.5	1.64	98.35	3.29	0.51	1.65
-325#	38	4.40	1.62	100.00	1.62	0.21	1.65	2.5	1.64	100	1.64	0.21	1.65
		270.80	100.00					151.9	100				
mallas	mm	PRUEBA 11											
		peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm						
+14#	1180	0	0	0	100	2	3.07						
-14# +30#	600	1	1.24	1.24	100	2	2.77						
-30# +50#	300	13.3	16.52	17.76	98.75	1.99	2.47						
-50# +100#	150	43.6	54.16	71.92	82.23	1.91	2.17						
-100# +150#	106	12.1	15.03	86.95	28.07	1.44	2.02						
-150# +200#	75	6.2	7.70	94.65	13.04	1.11	1.87						
-200# +250#	63	1.4	1.73	96.39	5.34	0.72	1.79						
-250# +325#	45	1.1	1.36	97.76	3.60	0.55	1.65						
-325#	38	1.8	2.23	100	2.23	0.34	1.65						
		80.5	100										

6.4.1.2. Representación gráfica del análisis granulométrico

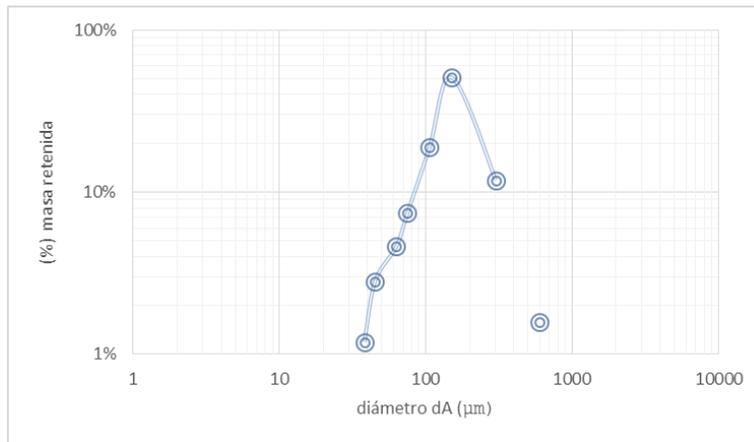


Figura 25. Gráfica acumulativa de Weibullde la prueba 1

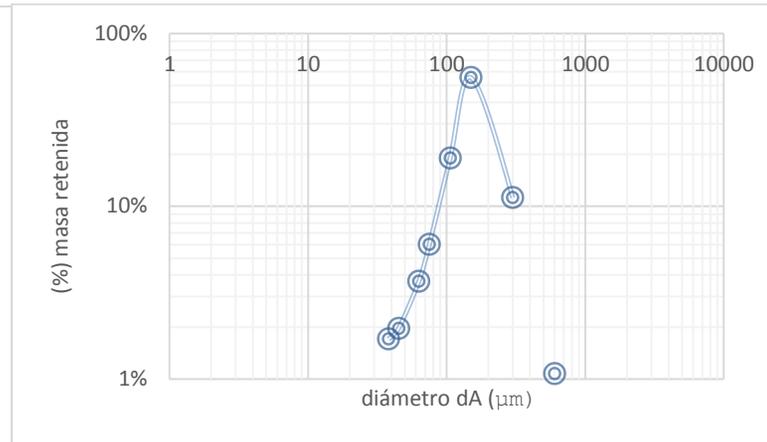


Figura 26. Gráfica acumulativa de Weibullde la prueba 2

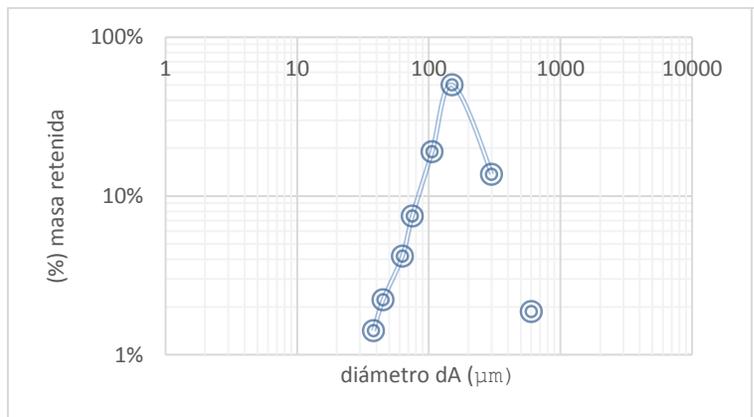


Figura 21. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 3

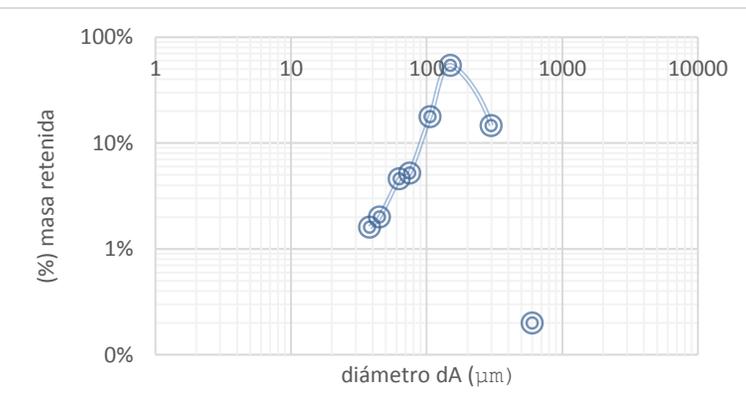


Figura 28. Gráfica acumulativa de Weibullde la prueba 4

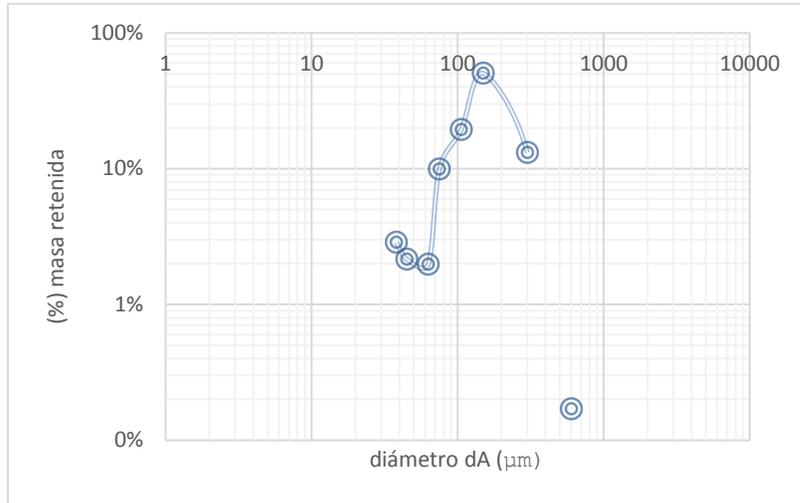


Figura 39. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 5

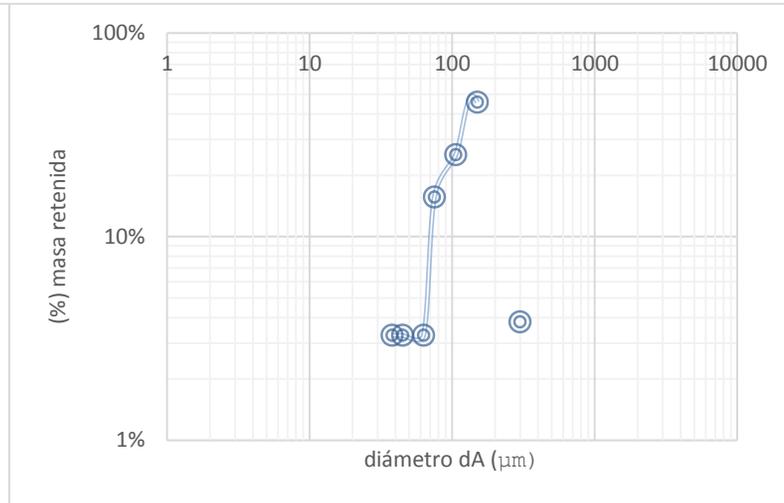


Figura 30. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 6

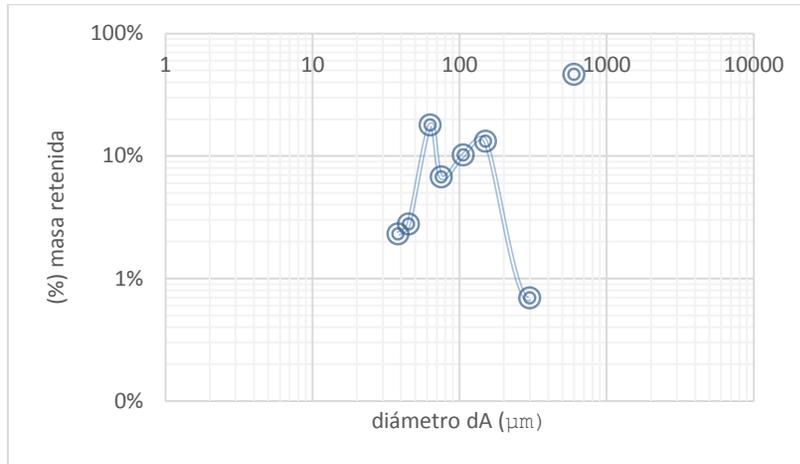


Figura 31. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 7

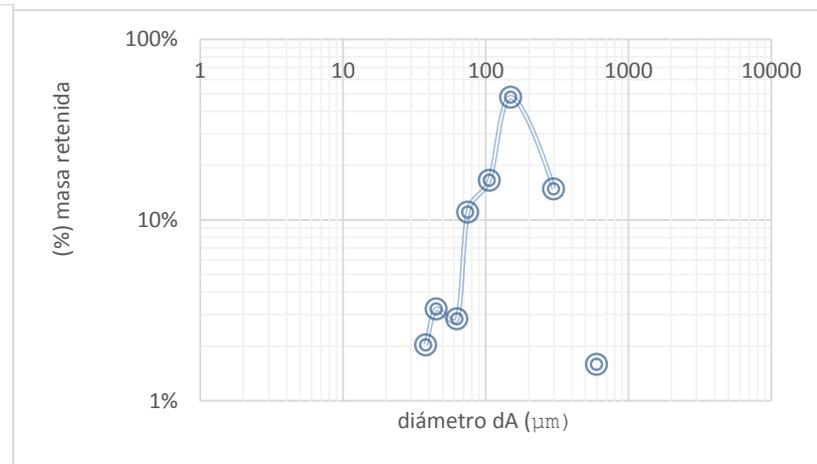


Figura 32. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 8

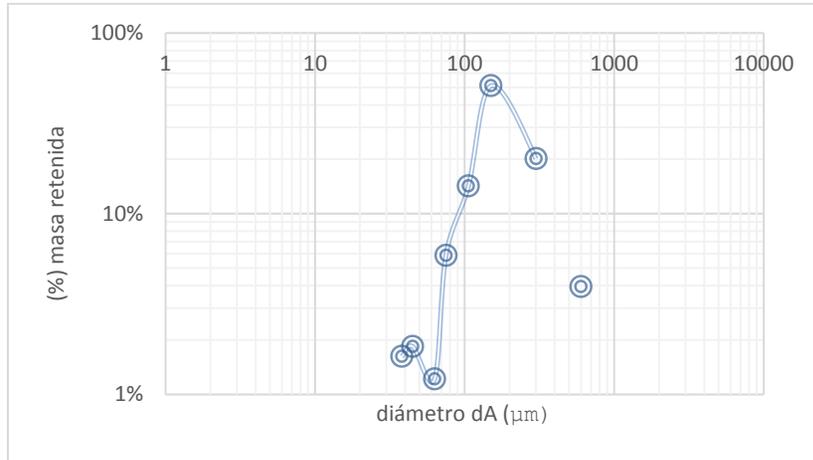


Figura 33. Gráfica acumulativa de Weibullde la prueba 9

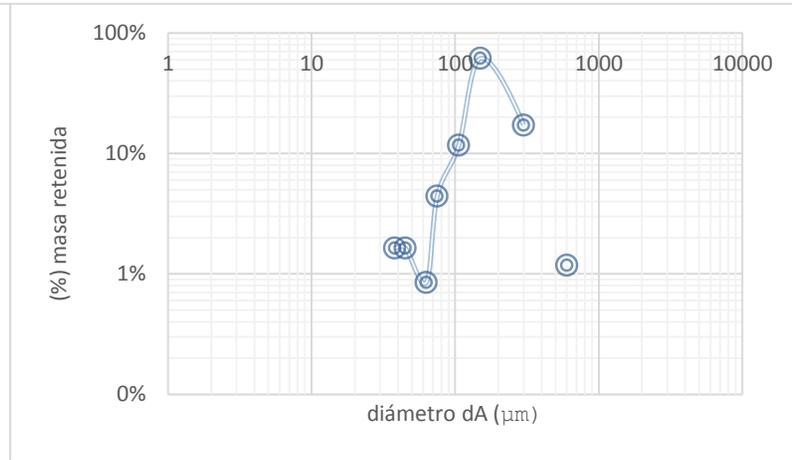


Figura 34. Gráfica acumulativa de Weibullde la prueba 10

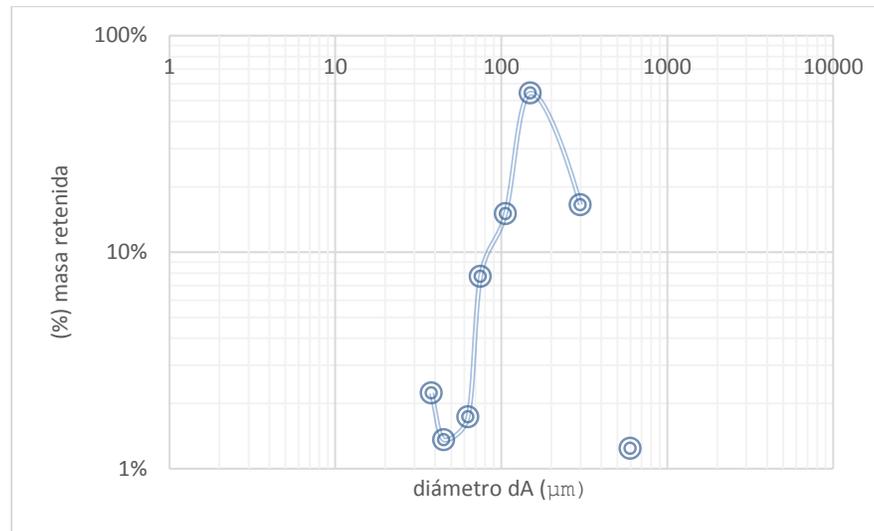


Figura 35. Gráfica acumulativa de Weibullde la prueba 11

6.4.2. Análisis granulométrico de las colas

6.4.2.1. Representación tabular del análisis granulométrico

		PRUEBA 1						PRUEBA 2					
mallas	mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm
+14#	1180	0.0	0.0	0.0	100.00	2.00	3.07	0.0	0.0	0.0	100.00	2.00	3.07
-14# +30#	600	7.00	2.41	2.41	100.00	2.00	2.77	7.40	3.35	3.35	100.00	2.00	2.77
-30# +50#	300	37.10	12.77	15.19	97.58	1.98	2.47	32.40	14.69	18.04	96.64	1.98	2.47
-50# +100#	150	120.40	41.47	56.66	84.80	1.92	2.17	79.50	36.05	54.10	81.95	1.91	2.17
-100# +150#	106	42.00	14.46	71.13	43.33	1.63	2.02	27.30	12.38	66.48	45.89	1.66	2.02
-150# +200#	75	21.60	7.44	78.57	28.86	1.46	1.87	18.00	8.16	74.64	33.51	1.52	1.87
-200# +250#	63	20.90	7.19	85.77	21.42	1.33	1.79	18.90	8.57	83.22	25.35	1.40	1.79
-250# +325#	45	16.90	5.82	91.59	14.22	1.15	1.65	15.60	7.07	90.29	16.78	1.22	1.65
-325#	38	24.40	8.40	100.00	8.40	0.92	1.65	21.40	9.70	100.00	9.70	0.98	1.65
		290.30	100.00		0			220.5.0	100.0		0		
		PRUEBA 3						PRUEBA 4					
mallas	mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm
+14#	1180	0.0	0.0	0.0	100	2.00	3.07	0.0	0.0	0.0	100.0	2.0	3.07
-14# +30#	600	7.30	2.72	2.72	100	2.00	2.77	0.30	0.10	0.10	100.00	2.00	2.77
-30# +50#	300	36.40	13.56	16.28	97.27	1.98	2.47	36.20	12.90	13.00	99.89	1.99	2.47
-50# +100#	150	109.40	40.77	57.06	83.71	1.92	2.17	111.40	39.70	52.70	86.99	1.93	2.17
-100# +150#	106	35.10	13.08	70.14	42.93	1.63	2.02	41.90	14.93	67.64	47.29	1.67	2.02
-150# +200#	75	22.20	8.27	78.41	29.85	1.47	1.87	22.30	7.94	75.58	32.35	1.51	1.87
-200# +250#	63	19.70	7.34	85.76	21.58	1.33	1.79	23.10	8.23	83.82	24.41	1.38	1.79
-250# +325#	45	16.70	6.22	91.98	14.23	1.15	1.65	17.30	6.16	89.98	16.17	1.20	1.65
-325#	38	21.50	8.01	100.00	8.01	0.90	1.65	28.10	10.01	100.00	10.01	1.00	1.65
		271.90	100.00					280.60	100.00		0		

		PRUEBA 5						PRUEBA 6					
mallas	mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm
+14#	1180	0.0	0.0	0.0	100.00	2.00	3.07	0.0	0.0	0.0	100.00	2.00	3.07
-14# +30#	600	0.60	0.18	0.18	100.00	2.00	2.77	0.70	0.23	0.23	100.00	2.00	2.77
-30# +50#	300	44.20	13.65	13.83	99.81	1.99	2.47	51.60	17.58	17.82	99.76	1.99	2.47
-50# +100#	150	138.20	42.68	56.51	86.16	1.93	2.17	133.20	45.39	63.22	82.17	1.91	2.17
-100# +150#	106	47.30	14.60	71.12	43.48	1.63	2.02	37.30	12.71	75.93	36.77	1.56	2.02
-150# +200#	75	35.80	11.05	82.18	28.87	1.46	1.87	28.00	9.54	85.48	24.06	1.38	1.87
-200# +250#	63	12.20	3.76	85.94	17.81	1.25	1.79	10.20	3.47	88.95	14.51	1.16	1.79
-250# +325#	45	18.10	5.58	91.53	14.05	1.14	1.65	13.70	4.66	93.62	11.04	1.04	1.65
-325#	38	27.40	8.46	100.00	8.46	0.92	1.65	18.70	6.37	100.0	6.37	0.80	1.65
		323.80	100.00		0			293.40	100.00		0		
		PRUEBA 7						PRUEBA 8					
mallas	mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm
+14#	1180	0.0	0.0	0.0	100.00	2.00	3.07	0.0	0.0	0.0	100.00	2.00	3.07
-14# +30#	600	9.70	2.81	2.81	100.00	2.00	2.77	4.70	6.08	6.08	100.00	2.00	2.77
-30# +50#	300	51.50	14.94	17.75	97.18	1.98	2.47	7.80	10.09	16.1708	93.91	1.97	2.47
-50# +100#	150	153.60	44.57	62.33	82.24	1.91	2.17	11.20	14.48	30.6598	83.82	1.92	2.17
-100# +150#	106	44.70	12.97	75.30	37.66	1.57	2.02	9.20	11.90	42.5614	69.34	1.84	2.02
-150# +200#	75	31.20	9.05	84.35	24.69	1.39	1.87	12.60	16.30	58.8616	57.43	1.75	1.87
-200# +250#	63	8.50	2.46	86.82	15.64	1.19	1.79	4.90	6.33	65.2005	41.13	1.61	1.79
-250# +325#	45	24.10	6.99	93.81	13.17	1.11	1.65	2.10	2.71	67.9172	34.79	1.54	1.65
-325#	38	21.30	6.18	100.0	6.18	0.79	1.65	24.80	32.08	100.00	32.08	1.50	1.65
		344.60	100.00		0			77.30	100.00		0		

mallas	mm	PRUEBA 9						PRUEBA 10					
		peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm
+14#	1180	0.0	0.0	0.0	100.00	2.00	3.07	0	0	0	100	2	3.07
-14# +30#	600	0.60	0.48	0.48	100.00	2.00	2.77	6.9	2.93	2.93	100	2	2.77
-30# +50#	300	1.00	0.81	1.29	99.51	1.99	2.47	23.2	9.88	12.82	97.06	1.98	2.47
-50# +100#	150	8.60	6.98	8.28	98.70	1.99	2.17	69.5	29.61	42.43	87.17	1.94	2.17
-100# +150#	106	21.20	17.22	25.50	91.71	1.96	2.02	41	17.46	59.90	57.56	1.76	2.02
-150# +200#	75	30.60	24.85	50.36	74.49	1.87	1.87	37	15.76	75.67	40.09	1.60	1.87
-200# +250#	63	10.80	8.77	59.13	49.63	1.69	1.79	10	4.26	79.93	24.32	1.38	1.79
-250# +325#	45	18.20	14.78	73.92	40.86	1.61	1.65	19.1	8.13	88.06	20.06	1.3	1.65
-325#	38	32.10	26.07	100.0	26.07	1.41	1.65	28	11.93	100	11.93	1.07	1.65
		123.10	100.00					234.7	100		0		
PRUEBA 11													
mallas	mm	peso (g)	Peso (%)	peso acum	(%) acum (-)	log acum (-)	log mm						
+14#	1180	0	0.0	0.0	100.0	2.0	3.07						
-14# +30#	600	7.5	2.42	2.42	100.00	2.0	2.77						
-30# +50#	300	37	11.98	14.41	97.57	1.98	2.47						
-50# +100#	150	122	39.50	53.91	85.58	1.93	2.17						
-100# +150#	106	48.4	15.67	69.59	46.08	1.66	2.02						
-150# +200#	75	37.8	12.24	81.83	30.40	1.48	1.87						
-200# +250#	63	10.8	3.49	85.33	18.16	1.25	1.79						
-250# +325#	45	17.4	5.63	90.96	14.66	1.16	1.65						
-325#	38	27.9	9.03	100.00	9.03	0.95	1.65						
		308.8	100			0							

6.4.2.2. Representación gráfica del análisis granulométrico



Figura 36. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 1

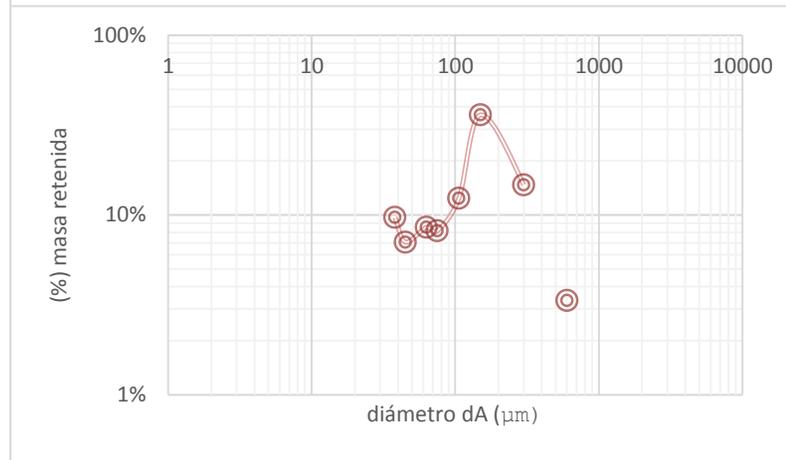


Figura 37. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 2



Figura 38. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 3



Figura 39. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 4

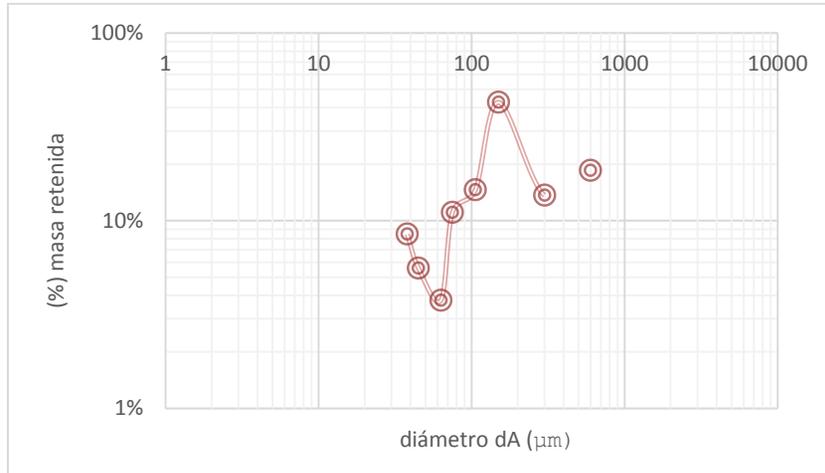


Figura 40. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 5

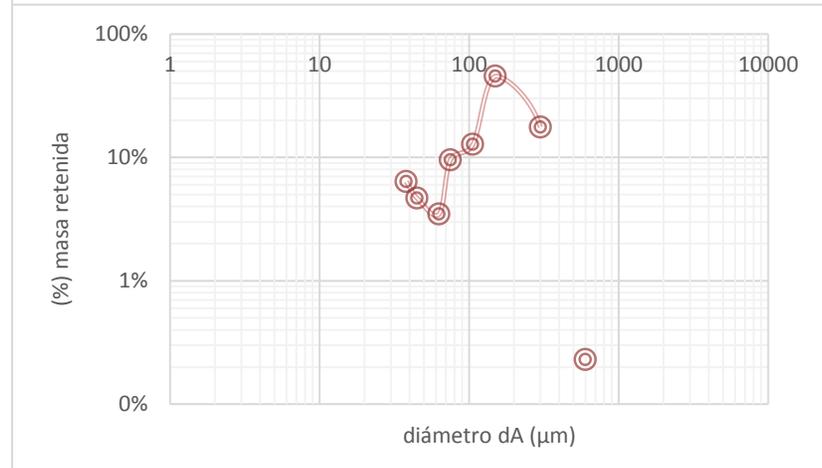


Figura 41. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 6

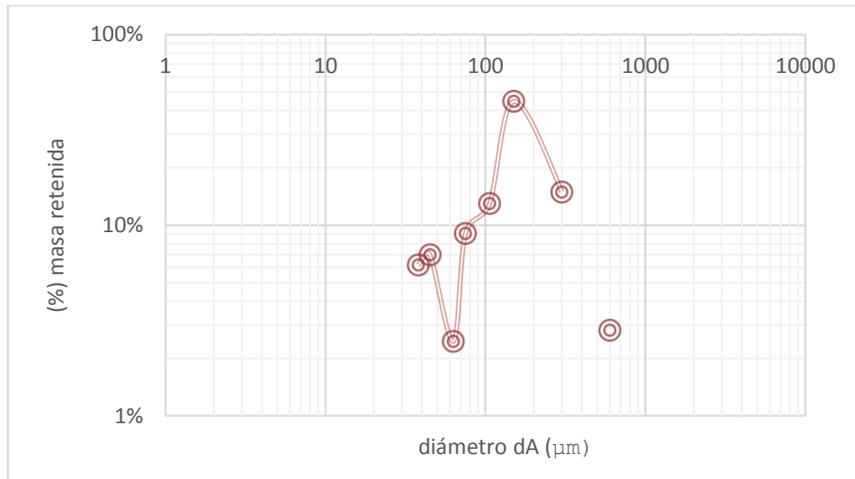


Figura 42. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 7

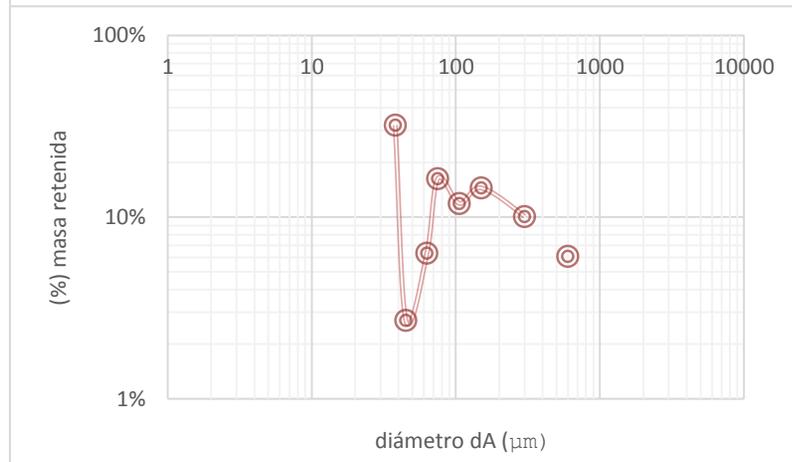


Figura 43. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 8

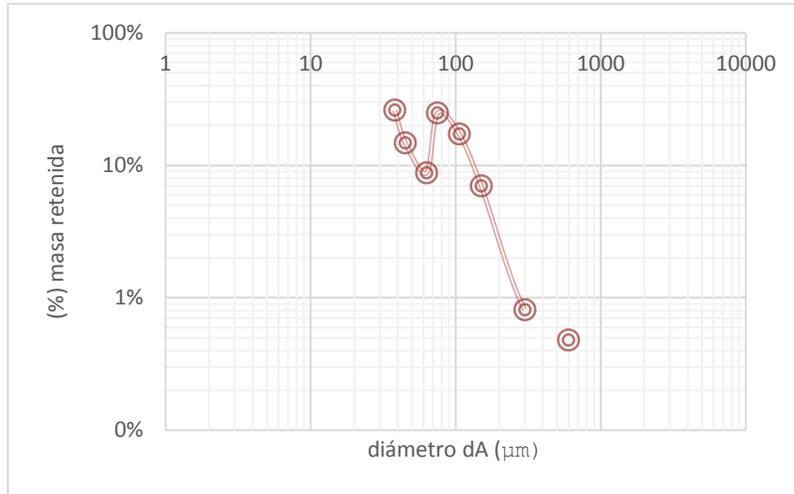


Figura 44. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 9

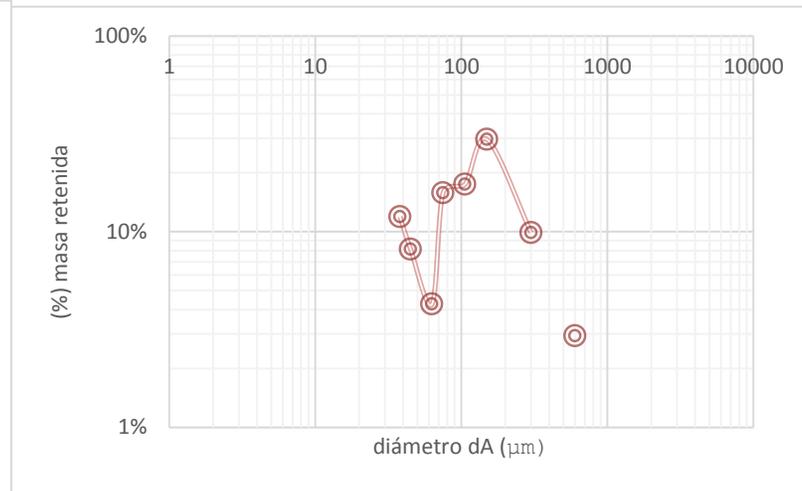


Figura 45. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 10

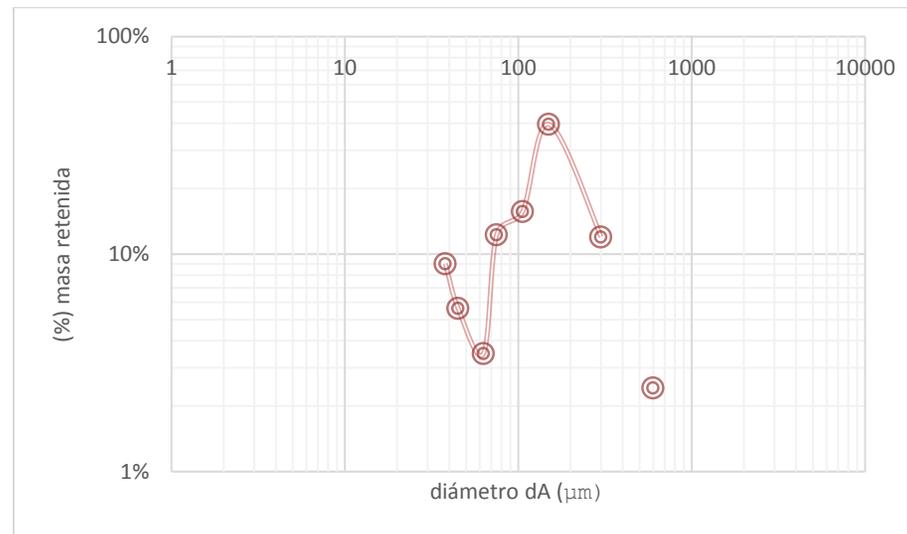


Figura 46. Gráfica acumulativa de Weibull de la prueba 11

6.5. Comparación de los parámetros óptimos experimentales y los parámetros característicos en mesa Wilfley

Tabla XXXII. Valores característicos y parámetros óptimos para separación gravimétrica en mesa de sacudimiento diferencial [B]

parámetros	Arenas gruesa (1-3mm)	Arenas finas (0.2-1mm)	Lamas (-0.2mm)
Relación largo y ancho de la mesa	2.5	1,8	1.5
Deslizamiento en mm	16-26	12-18	6-12
No de deslizamientos por minuto	200-270	270-320	320-420
Inclinación de la mesa en grados	4-10	2-4	1-1.25
Elevación longitudinal de la mesa en mm	20-30	10-20	1-10
Relación volumétrica en la alimentación s/l	3.5:1-5:1	3.5:1-4:1	3.5:1-4:1
Relación volumétrica s/l y cantidad de agua en el flujo transversal	1:1 - 1.5:1	1.5:1 - 1	2:1
Altura del rifle del lado de accionamiento en mm	26 - 18	18 - 12	12 - 8
Distancia de los rifles en mm	30 - 45	25 - 40	30 - 45
Alimentación en t/h	2 - 4	2 - 0.9	0.8 - 0.2

Tabla XXXIII. Relación de parámetros óptimos de las pruebas experimentales

Parámetros	Prueba 1	Prueba 6
<i>Amplitud</i>	1	1
<i>Velocidad de agitación en rpm</i>	250	250
<i>Flujo de agua en l/m</i>	7100	7100
<i>Alimentación en g/s</i>	0.20	0.20
<i>Posición del cortador en grados</i>	10	10
<i>Inclinación de la mesa en grados</i>	3	5

Pese a que los parámetros de las pruebas óptimas con respecto a los valores característicos son muy diferentes se lograron los resultados esperados. Dado lo anterior se demuestra que las hipótesis experimentadas son correctas.

6.6. Discusión de resultados de las pruebas gravimétricas

De acuerdo a los análisis granulométricos de los concentrados de cada prueba se observa un comportamiento general de campana de Gauss con excepción de la prueba siete, lo cual demuestra tendencia de concentración de las partículas con Fe a los tamaños de 300 a 106 μm . Estos resultados demuestran que los estudios son adecuados para la mayoría de las pruebas. Con relación a la prueba 7 se muestra una desviación provocada por la inclinación ya que ésta favorece la concentración de las partículas más finas no obstante se tiene una relación de concentración muy pobre, lo cual no es favorable, ya que se tiene una recuperación del 12%. Con relación al análisis realizado a las colas se observa un comportamiento uniforme como en el caso de los concentrados.

6.6.1. Selección de las pruebas óptimas

Se seleccionaron las pruebas 1 y 6 como las mejores, por presentar los concentrados con una elevada ley de mineral de hierro, así mismo por presentar apropiadas relaciones de

concentración. No obstante al observar los análisis granulométricos detectamos que existía gran cantidad de magnetita presente en los concentrados y en las colas, es decir que no se concentraba, de ahí que fue necesario determinar el porcentaje de magnetita.

6.7. Limpias magnéticas

Tanto a los concentrados como a las colas se les realizó una limpia magnética para determinar si era factible separar la magnetita de estos, no obstante por observación microscópica se detectó presencia de granate por lo que se recurrió a una segunda extracción, bajando la intensidad magnética, para así asegurar solo la extracción de magnetita.

Tabla XXXIV. Resultados de la primera separación magnética

Prueba	Conc	Conc magn	colas	Conc magn
P1	88.5 [g]	7.62 [g]	390.3 [g]	29.23 [g]
P6	76.3 [g]	9.21 [g]	293.4 [g]	19.36 [g]

Tabla XXXV. Resultados de la segunda separación magnética

Prueba	conc	conc magn	colas	conc magn
P1	7.62 [g]	5.31 [g]	29.23 [g]	18.17 [g]
P6	9.21 [g]	6.04 [g]	19.36 [g]	15.25 [g]

Tabla XXXVI. Separación del granate y magnetita desde el concentrado magnético

Prueba	Concentrado		Colas	
	[g] de granate	[g] de magnetita	[g] de granate	[g] de magnetita
P1	2.31	5.31	11.06	18.17
P6	3.17	6.04	4.11	15.25

Se puede afirmar considerando a la magnetita, que no existe concentración de ésta durante el proceso gravimétrico, lo cual se debe a que ésta se encuentra por debajo de los 150 μm .

Por lo que es apropiado que el producto se someta a una separación magnética. A continuación se muestran las imágenes del concentrado y colas de las pruebas 1 y 6 vistas en microscopio a 400x.



Figura 47. Concentrado de la prueba 1 sin magnéticos a 400x

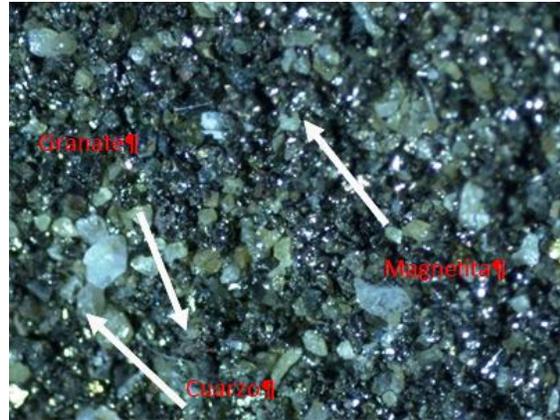


Figura 48. Concentrado magnético obtenido del concentrado de la prueba 1 a 400x

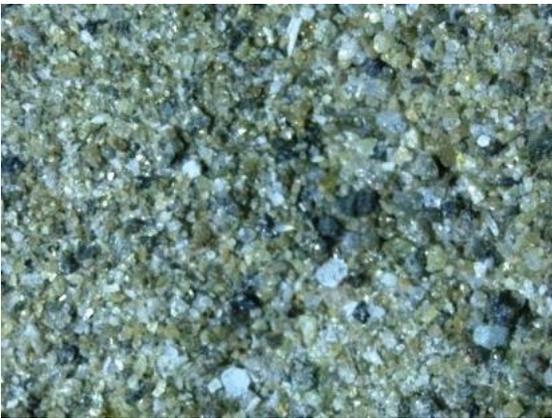


Figura 49. Colas de la prueba 1, sin magnéticos a 400x

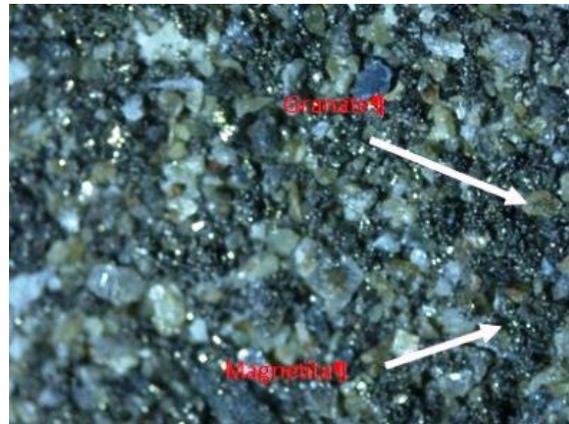


Figura 50. Concentrado magnético, obtenido de las colas de la prueba 1 a 400x

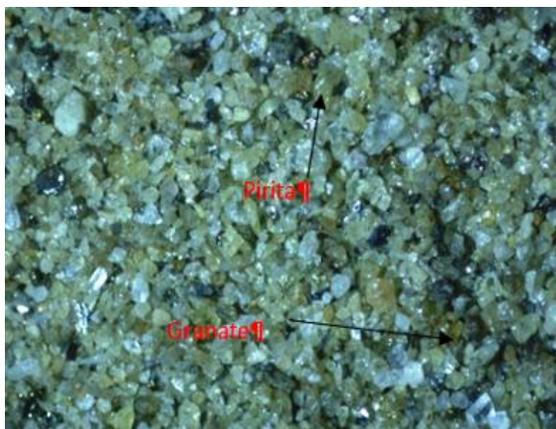


Figura 51. Concentrado de la prueba 6 sin magnéticos a 400x



Figura 52. Concentrado magnético obtenido desde el concentrado de la prueba 6 a 400x



Figura 53. Colas de la prueba 6, sin concentrado magnético a 400x



Figura 54. Concentrado magnético, obtenido desde las colas de la prueba 6 a 400x

6.7.1. Leyes y balances metalúrgicos de la segunda limpia magnética

Las leyes tanto para la magnetita como, del granate se obtuvieron por medio de estequiometria, así mismo se plasman los balances metalúrgicos mostrando solamente el mineral de interés para este trabajo, los cálculos estequimetricos se muestran detalladamente en el anexo C.

Tabla XXXVII. Relación de leyes de Fe para el producto magnético

Prueba	Concentrado		colas	
	[%] de Fe en Fe ₃ O ₄	[%] de Fe en Ca ₃ Fe ₂ (SiO ₄) ₃	[%] de Fe en Fe ₃ O ₄	[%] de Fe en Ca ₃ Fe ₂ (SiO ₄) ₃
P1	0.959	0.126	3.283	0.607
P6	1.091	0.175	2.770	0.227

Con respecto a las colas en la P1 se tiene $3.283\% + 0.607\% = 3.89\%$ de Fe total en las colas, el cual se recuperó mediante la limpia magnética.

Con respecto a las colas en la P6 se tiene $2.770\% + 0.227\% = 2.997\%$ de Fe total en las colas, el cual se recuperó mediante la limpia magnética.

El hierro de las colas anteriores se adicionó al concentrado gravimétrico, para así obtener una ley más alta y rehacer los balances metalúrgicos.

Primeramente se sustrajo de las colas totales, el producto de la limpia el cual se adiciono al concentrado tanto en masa como en porcentaje de Fe

En la práctica P1= 290.3g de las colas totales de la concentración gravimétrica menos 29.23g de la limpia magnética nos arroja 261.07g en las colas totales; con respecto al concentrado 88.5g del proceso gravimétrico más 29.23gde la limpia nos arroja 117.73g en el nuevo concentrado.

Del mismo modo se prosigue con las leyes del Fe; $8.20\% - 3.89\% = 4.31\%$ en colas

$11.98\% + 3.89\% = 15.87\%$ de hierro en el concentrado.

En la práctica P6

$293.4g - 19.36g = 274.04g$ en las colas totales; $76.3g + 19.36g = 95.66g$ en el concentrado

$10.30\% + 2.997\% = 13.297\%$ en el concentrado; $5.28\% - 2.997\% = 2.283\%$ en las colas

Tabla XXXVIII. Balance metalúrgico de la prueba 1

		Ley [%]	Contenido	Recuperación
	peso [g]	Fe	Fe	Fe
cabeza	399.90	7.55	30.20	100.00
concentrado	117.73	15.87	18.68	61.87
colas	261.07	4.31	11.25	37.26

Tabla XXXIX. Balance metalúrgico de la prueba 6

		Ley [%]	Contenido	Recuperación
	peso [g]	Fe	Fe	Fe
cabeza	397.80	7.55	30.04	100.00
concentrado	95.66	13.30	12.72	42.35
colas	274.04	2.28	6.26	20.83

Se puede observar que para la practica 1 se tiene una recuperación del 56.78% con respecto del concentrado de la limpia a la primera concentración gravimétrica, para la prueba 6 se tuvo una recuperación de 61.77% con respecto a la primera concentración.

CAPITULO VII

POSIBLES MERCADOS PARA EL PRODUCTO

7.1. Principales usos del hierro

Este mineral no posee muchas aplicaciones ya que el 95% de este es aprovechado por la industria siderúrgica, para la elaboración de aceros y aleaciones. Hay que mencionar que el acero es toda aleación de hierro que contienen menos de 2% de carbono y la fundición es aquella aleación que contienen más de 2 % de carbono. El 5% restante es empleado como hierro micronizado para la obtención de pigmentos y fundentes.

7.2. Características del concentrado del mineral de hierro que demanda la industria siderúrgica

Hoy día la concentración del mineral de hierro, requiere leyes mínimas de 40% de hierro, y están directamente relacionadas con la cantidad de impurezas que siempre acompañan a los minerales, disminuyendo de ésta manera el porcentaje de hierro en los mismos. La magnetita contiene teóricamente 72,3 % de hierro, la hematita 69,9 % y la pirita es de 46,6 % (Blanco, 2010). Además este concentrado debe tener menos del 0.3% de magnesio, 0.07% de fósforo, 0.04% de azufre, del 2 al 4 % de sílice, 2% de alúmina, 2% de magnesia y poseer una humedad máxima del 3% (Arredondo, 2007).

De esta manera la industria siderúrgica requería leyes de concentrado 60.47% de hierro total, con un 55.2% de hierro magnético y minerales de ganga con 3.32% de silicio y 0.37% de azufre. No obstante dado el agotamiento de los minerales de alta ley la industria

siderúrgica ha tenido que reducir sus exigencias del concentrado ya que se sabe que el concentrado de hierro es admisible con leyes mínimas de cabeza de 30% de hierro, 2-25% de SiO₂, 0.25% de P, 0.25% de S, 0.75% de CaO (Petters, 1987), 0.046% de Cu, 2.92% de Al₂O₃, 2.78% de MgO, 0.038% de As, 0.25% de V y 0.0375% de TiO₂ (Arredondo, 2007).

7.3. Características del concentrado obtenido

Es claro que el concentrado obtenido desde los jales no es comercial, para la industria siderúrgica en este momento, mas considerando que en ésta primera instancia de concentración se logró aumentar desde 7.55% de hierro en el residuo hasta un 15.87% de hierro total y 3.89% de hierro magnético, 0.24% de Cu y 0.71% de As. Con eficiencia media de recuperación de 56.78% podremos decir, que nuestra idea central de recuperar mineral de hierro de jales puede ser el futuro para el abastecimiento de éste como materia prima para la industria siderúrgica. Dadas las características del concentrado obtenido, se puede comercializar como hierro micronizado ya que se cumple con la granulometría demandada [8] y por poseer leyes no tan atractivas para la siderurgia.

Se puede mencionar que las impurezas presentes en el mineral de cabeza como son: el azufre y arsénico por mencionar algunas, se pueden reducir a base de ciertos tratamientos fisicoquímicos, los cuales modificaran la estructura mineralógica del concentrado o también se puede tratar el concentrado para eliminar estas impurezas.

7.4. Análisis de costos del mineral de hierro (Weekly, 2014)

Pese a la alta demanda de este mineral, se ha observado un desplome en los precios (figura 55) en los últimos años, esto se debió fundamentalmente por la falta de confianza del mercado Chino, al descender su PIB del 4.5% al 3.6%, el año pasado. Asimismo por la recesión de la Unión Europea, y al lento crecimiento de los Estados Unidos.

Además Australia ocasiono una sobreproducción y bajo la demanda. No obstante se prevé un crecimiento optimista para las principales naciones emergentes, y una posible deflación de la Zona Euro, lo cual será sumamente benéfico para el mercado.

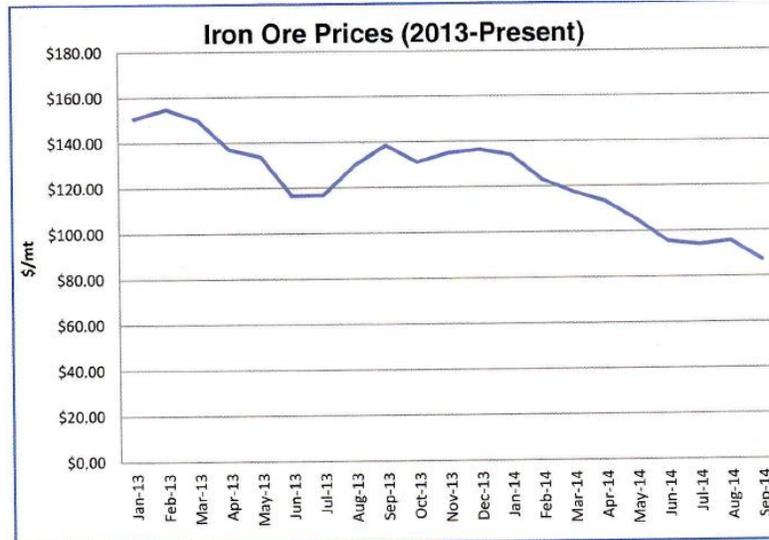


Figura 55. Desplome de los precios del mineral de hierro (Weekly, 2014)

Dadas las perspectivas de crecimiento económico, se espera una mayor demanda y por tal motivo una tendencia a la alta en la producción del mineral de hierro. Debido a esta posible demanda es propicio encontrar fuentes alternas para satisfacer al mercado, sin necesidad de sobreexplotarlos yacimientos minerales [2].

7.5. Proforma de liquidación

Cabe aclarar que esta proforma de liquidación, es una mera aproximación, ya que los aspectos financieros no están dentro del alcance de este trabajo.

Considerando que el proceso es aplicado a una presa de jales de mediana capacidad y teniendo una eficiencia de 61.77% en el proceso de beneficio. Se tendría una producción mensual de 1360.12 t.

El producto obtenido será comercializado como hierro micronizado, dadas las características intrínsecas de este, tal producto tiene un precio de venta de \$64.00 dls/t.

➤ Costo por concentrado

$$(1360.12t) (\$64.00dls/t) = \$87047.68$$

➤ Deducciones

Dado que se nos permite 0.046% de Cu y el concentrado obtenido presenta 0.71% de Cu, se deduce \$0.25 por cada unidad, para el arsénico se permite 0.046% y se tiene 0.24% se deducirá \$0.30 por cada unidad libre.

Para el Cu

$$(0.71 - 0.046) = 0.664$$

$$(0.664) (1360.12t) = 903.11t$$

$$(903.11t) (\$0.25/t) = \$225.77$$

Para el As

$$(0.24 - 0.046) = 0.194$$

$$(0.194) (1360.12t) = 263.86t$$

$$(263.86t) (\$0.30/t) = 79.15$$

$$\text{Total} = \$304.92dls$$

Para el traslado

\$2300.00dls por tráiler de 40t

$$(1360.12t) / (40t) = 34$$

$$(34) (\$2300.00) = \$78200.00$$

➤ Total

$$(\$87047.68 - \$304.92 - \$78200.00) = \$8542.76$$

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- Se logró el objetivo primario de este trabajo, ya que se obtuvo un mineral de hierro a partir de residuos de flotación de sulfuros, con lo que se verifica nuestra hipótesis central, la cual afirma que es posible re aprovechar los minerales de ganga, sin un aparente valor comercial para satisfacer las necesidades de la industria.
- Se comprobó que al tener una reducción de diámetro, en el alimentador vibratorio, se generaría una segregación parcial, lo cual nos permitió tener un tiempo promedio en el proceso de beneficio, así mismo esta segregación parcial permite una mejor concentración en la mesa wifley.
- Se comprobó que una forma trapezoidal en el cortador, permite una mejor clasificación de las partículas finas, lo cual lo podemos justificar por el perímetro de la figura que es mayor.
- Podemos afirmar que la idea central de obtener, mineral de hierro a partir de los residuos de flotación de sulfuros, es una alternativa viable ya que el concentrado obtenido en la prueba les de interés comercial como hierro micronizado.

Recomendaciones

- ❖ Para la prueba 6, sería necesario llevar a cabo un sistema de limpiezas para acrecentar lo más que se pueda la ley de nuestro concentrado, además de un segundo agotativo para eliminar por completo el porcentaje de mineral de hierro de las colas.
- ❖ Realizar pruebas experimentales con concentradores centrífugos para determinar si estos nos permiten concentrar la magnetita y de este modo hacer más eficiente la concentración.
- ❖ Evaluar si es económico utilizar un proceso para eliminar el arsénico presente en el producto. Aspecto importante si se piensa realizar una tostación para eliminar el azufre.
- ❖ Realizar un estudio de mercado más a conciencia para encontrar, un comprador que ofrezca un mayor costo de compra-venta.

- ❖ Realizar un análisis financiero detallado para mostrar si económicamente es rentable o no, la aplicación de éste proyecto.

REFERENCIAS

BIBLIOGRAFÍA

- i. **Apraiz B.J;** *FABRICACIÓN DE HIERRO ACEROS Y FUNDICIONES, TOMO 1*, 1ª edición, España, Urmos, 1974, P 95-128.
- ii. **Arredondo C;** *EVALUACIÓN TÉCNICA DE UNA ALTERNATIVA PARA OBTENER PELLET FEED DESDE UN MINERAL DE BAJA LEY DE MINAS EL ROMERAL*, *Revista de la Facultad de Ingeniería, Universidad de Atacama*, 2007, P 8.
- iii. **Avner S.H;** *INTRODUCCIÓN A LA METALURGIA FÍSICA*, 2ª edición, México D.F., Mc Graw-Hill, 1988, P 88-97.
- iv. **Blanco García. J;** *REPORTE DE ESTANCIA DE METALURGIA “CONSORCIO MINERO BENITO JUAREZ PEÑA COLORADA*, Facultad de Ingeniería UNAM, enero 2010, P 17.
- v. **Castellan W.G;***FISICOQUÍMICA*, fondo educativo internacional, 2ª edición, México 1976
- vi. **Chang R;** *QUÍMICA*, 7ª edición, México D.F., Mc Graw-Hill, 2002, P 370-380 y 418-428.
- vii. **Cordero Patricio .S.;** *ELECTROMAGNETISMO*, Dpto. de Física, Universidad de Chile, 2007, P 11-35.
- viii. **Dana S.E;***A TEXTBOOK OF MINERALOGY WITH AN EXTENDED TREATISE ON CRYSTALLOGRAPHY AND PHYSICAL MINERALOGY*, 4ª edición, Nueva York, John Wiley and Son, 1932, P 431

- ix. **Elvers B;** *MAGNETIC SEPARATION, GRAVITY CONCENTRATION, DENSE MEDIUM SEPARATION ET FLOTATION, ULLMANN'S Encyclopedia of industrial chemistry, Advisory Board, B2, P 19-1 a 23-28*
- x. **Fuerstenau D.W.;** *ZETA POTENTIALS IN THE FLOTATION OF OXIDE AND SILICATE MINERAL, departamento de ciencia de los materiales y de ingeniería, Universidad de California, 2005, P 8-14.*
- xi. **Fuerstenau M.C et al;** *CHEMISTRY OF FLOTATION*, 1a edición, Nueva York U.S.A., Society of Mining Engineers, 1985, P 5-15.
- xii. **Huezo Casillas, J.J;** *CONCENTRACIÓN DE ÓXIDOS DE FIERRO POR FLOTACIÓN DE COLUMNA Y CELDA CONVENCIONAL A PARTIR DE UN PRE CONCENTRADO MAGNÉTICO, México D.F., 1992, P 17 y 30-31.*
- xiii. **Weekly O. J;** "Iron Ore Market Review: creeping toward Equilibrium"; *REVISTA ENGINEERING AND MINING JOURNAL*; noviembre 2013, P 30-34.
- xiv. **Weekly O. J;** "Iron Ore Prices Slump to Multiyear Lows" *REVISTA ENGINEERING AND MINING JOURNAL*; septiembre 2014; P 28.
- xv. **Kelly E;** *INTRODUCCIÓN AL PROCESAMIENTO DE MINERALES*, 1ª edición, México D.F., Limusa, 1990, P 45-68, 113-133 y 265-316
- xvi. **Klein Cornelis;** *MANUAL DE MINERALOGÍA, 4ª edición, México D.F, Reverté S.A., 2006, P 366-367*
- xvii. **Lasheras Esteban J;** *TECNOLOGÍAS DEL ACERO*, 2ª edición, Zaragoza España, Autor Editor, 1967, P 3-11 y 235-240.
- xviii. **Leja; Jan,** *SURFACE CHEMISTRY OF FROTH FLOTATION*, 2ª edición, Vancouver Canada, Plenum Press, 1983, P 61-130.
- xix. **López Aburto V.M;** *PRINCIPIOS BÁSICOS EN LOS PROCESOS PARA LA CONCENTRACIÓN DE MINERALES*, Facultad de ingeniería U.N.A.M., 2004, P 1-62.
- xx. **Lottermoser. G. Bernd;** *MINE WASTES CHARACTERIZATION, TREATMENT AND ENVIRONMENTAL IMPACTS*, 3ª edición, Queensland Australia, Springer, 2007, P 205-210.

- xxi. **Maron y Prutton;** *FUNDAMENTOS DE FISICOQUÍMICA*, 12^a edición, México D.F., Limusa, 1980, P 813,
- xxii. **Olmedo García B.;** *FUNDAMENTOS DE ELECTROMAGNETISMO “INICIACIÓN AL CÁLCULO NUMÉRICO EN ELECTROMAGNETISMO”*, Dpto. de Electromagnetismo y Física de la Materia- Universidad de Granada, 2005, P 5-112.
- xxiii. **Peters, A.T;** *PRODUCCIÓN SIDERÚRGICA*, México D.F, 1^a edición, ed limosa, 1987, P28.
- xxiv. **RabonePhilip;***CONCENTRACIÓN DE MINERALES POR FLOTACIÓN*, 2^aedición, México D.F, comisión de fomento minero, 1975, P 95-150.
- xxv. **Reyes Cruz Víctor et al;** *EVALUACIÓN DE LAS ALTERNATIVAS PARA LA DISMINUCIÓN AMBIENTAL POR JALES HISTORICOS EN EL DISTRITO MINERO DE ZIMAPÁN*, Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo, P 1.
- xxvi. **Salager Jean L;** *CUADERNO FIRP S610-A “DOBLE CAPA ELÉCTRICA INTERFACIAL”*, Facultad de Ingeniería Universidad de los Andes, 1998, P 2-14.
- xxvii. **Salager Jean L;** *CUADERNO FIRP S614-4 “TEORÍAS RELATIVAS A LA ESRABILIDAD DE COLOIDES LIOFOBICOS”*, Facultad de Ingeniería Universidad de los Andes, 2007, P 8-20.
- xxviii. **Sánchez López A. A;**EFFECTO DE LA OXIDACIÓN DE LA SUPERFICIE DE PIRITA EN LA ADSORCIÓN DE COLECTORES XANTATO Y EL DEPRESOR DEXTRINA EN LA INTERFASE PIRITA/SOLUCIÓN ACUOSA; RELEVANCIA EN FLOTACIÓN DE PIRITA, Facultad de Ingeniería Universidad Autónoma de San Luis Potosí, 2007, P 59-126.
- xxix. **Souto Rosillo A.T.;** *ESTUDIO METALÚRGICO POR EL MÉTODO DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA PARA UN MINERAL AURÍFERO DE MINAS DE PUERTO DEL ORO, MUNICIPIO DE COYUCA DE CATALÁN, GUERRERO*. Facultad de Ingeniería U.N.A.M., 2005. P 50 91.
- xxx. **Wills Barry. A;** *MINERAL PROCESSING TECHNOLOGY AN INTRODUCTION TO THE PRACTICAL ASPECTS OF ORE TREATMENT AND MINERAL RECOVERY*, 7^a edición, Gran Bretaña, Elsevier, 2006, P 225-266.

MESOGRAFÍA

1. <http://es.wikipedia.org/wiki/Hierro>
2. <http://economy.blogs.ie.edu/archives/2014/10/perspectivas-economicas-para-el-ano-2015.php#sthash.LFV3ISq3.dpuf>
3. <http://www.inegi.org.mx/inegi/contenidos/notasinformativas/ind-miner/ni-im.pdf>
4. <http://www.kgs.ku.edu/Publications/Bulletins/239/Macpherson/>
5. <http://es.slideshare.net/richard-270593/apuntes-de-concentracin-de-minerales-i-40025745>
6. http://www.scielo.org.mx/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S0188-49992008000200001
7. <http://www.imf.org/external/Spanish/pubs/ft/survey/so/2014/NEW100714AS.htm>
8. http://webcache.googleusercontent.com/search?q=cache:FgvulSh5LDEJ:dof.gob.mx/nota_to_doc.php%3Fcodnota%3D2050547+&cd=1&hl=es&ct=clnk&gl=mx
9. http://fluidos.eia.edu.co/hidraulica/laminar_turbulento.htm
10. <http://hyperphysics.phy-astr.gsu.edu/hbasees/tables/magprop.html>
11. http://depa.fquim.unam.mx/amyd/archivero/PotencialZeta_1246.pdf

REFERENCIAS

- A. Márquez Martínez Miguel, seminario “*RECONSTRUCCIÓN MINERALÓGICA GRANULOMÉTRICA Y COMPOSICIÓN QUÍMICA, MEDIANTE MICROSCOPIA ESTEREOSCÓPICA, PARA ASISTIR OPERACIONES DE PROCESAMIENTO, CONCENTRACIÓN Y LIXIVIACIÓN DE MINERALES*”, Departamento de Explotación de Minas y Metalurgia, Facultad de Ingeniería, Universidad Nacional Autónoma de México, México D.F., 2013.

B. *Ornelas Tabares Jorge*, “*IV ENCUENTRO SOBRE CONCENTRACIÓN DE MINERALES, ORGANIZADO POR EL INSTITUTO DE METALURGIA DE LA UNIVERSIDAD DE SAN LUIS POTOSÍ*”, *Departamento de explotación de minas y metalurgia, Facultad de Ingeniería, Universidad Nacional Autónoma de México, S.P.T 1988.*

ANEXOS

ANEXO A

Relación de resultados de las pruebas preliminares.

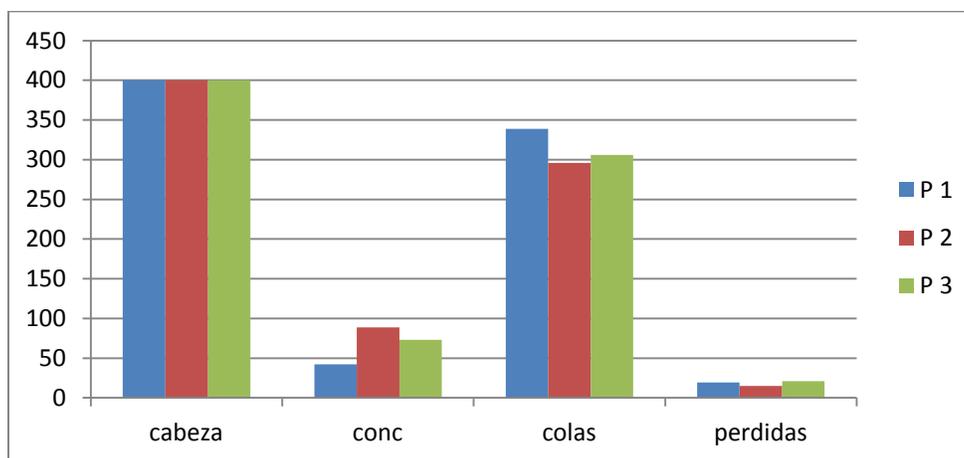
Se realizaron 3 pruebas preliminares que sirvieron de base para definir los parámetros de la inclinación de la mesa Wilfley, la posición y forma del cortador. Cabe mencionar que estas pruebas se realizaron con el cortador original.

Parámetros empleados en las pruebas preliminares

parámetro	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3
Velocidad de rotor [rpm]	250	250	250
Flujo de agua [l/m]	3.52	3.52	3.52
Alimentación [g/m]	180.99	180.99	180.99
Cortador [°]	45	20	10
Inclinación [°]	5	7	3

Tabla de resultados de pruebas preliminares

prueba	cabeza	concentrado	colas	perdidas
P 1	400	42.1	338.6	19.3
P 2	400	88.9	296.1	15
P 3	400	72.9	306.1	21



Representación gráfica de los resultados

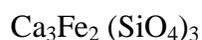
Para estas pruebas no se obtuvo la ley de Fe de las fracciones obtenidas, más se acordó que P2 y P3 eran las que cumplían más con nuestros objetivos, para lo anterior nos basamos en observaciones cualitativas al momento de realizar el proceso, ya que había la formación de cúmulos que dificultaban el proceso, de ahí que se estableciera reducir la alimentación. Con respecto a la forma del cortador nos basamos en la cantidad de concentrado, además nos sirvió de mucho un análisis de la partícula en el microscopio, decidimos usar la inclinación tanto para la mesa como para el cortador por las características mostradas en el concentrado.

ANEXO B

Cálculo para obtener el porcentaje de hierro para el grado de liberación

Para obtener el grado de liberación del hierro solamente se están tomando en cuenta las partículas que presentan un porcentaje de este en su fórmula química. Primeramente se divide los moles equivalente a la especie de hierro entre el número total de moles del mineral a este resultado se le multiplica el porcentaje de liberación por el número de partículas ya sea libre o asociada.

- Para la andradita



$$(40.078)(3) + (55.84)(2) + (28.08)(3) + (15.99)(12) \text{ [g/mol]}$$

$$120.234 + 111.68 + 84.09 + 191.88 \text{ g/mol}$$

$$\frac{111.68}{120.23 + 111.68 + 84.09 + 191.88} = \frac{111.68}{507.88} = 0.2198$$

$$\text{Para las partículas libres } (0.2198)(100)(6) = 131.88$$

$$\text{Para partículas asociadas } (0.2198)(50)(4) = 43.96$$

- Para la epidota



$$(1.00) + (40.07)(2) + (55.84) + (26.98)(3) + (28.08)(3) + (15.99)(13) \text{ [g/mol]}$$

$$1 + 80.14 + 55.84 + 80.94 + 84.24 + 207.87 \text{ g/mol}$$

$$\frac{55.84}{1 + 80.14 + 55.84 + 80.94 + 84.24 + 207.87} = \frac{55.84}{510.03} = 0.1094$$

$$\text{Para partículas libres } (0.1094)(50)(1) = 5.47$$

Para partículas asociadas (0.1094) (100) (1)=10.94

- Para la limonita



(1.00)+ (55.84)+ (15.99) (2) [g/mol]

1+ 55.84+ 31.88g/mol

$$\frac{55.84}{1 + 55.84 + 31.88} = \frac{55.84}{88.72} = 0.6293$$

Para partículas libres (0.6293) (100) (4)=251.72

Para partículas asociadas (0.6293) (50) (2)=62.93

- Para la esfalerita



(65.40) (0.785)+ (55.84) (0.215)+ (32.06) [g/mol]

51.33+ 12.00+ 32.06g/mol

$$\frac{12}{51.33 + 12 + 32.06} = \frac{12}{95.39} = 0.1257$$

Para partículas libres (0.1257) (100) (6)=75.42

Para partículas asociadas (0.1257) (50) (3)=18.85

- Para la calcopirita



(63.54)+ (55.84)+ (32.06) (2) [g/mol]

63.54+ 55.84+ 64.12g/mol

$$\frac{55.84}{63.54 + 55.84 + 64.12} = \frac{55.84}{183.5} = 0.3043$$

Para partículas libres (0.3043) (100) (3)=91.29

Para partículas asociadas (0.3043) (50) (1)=15.21

- Para la pirrotita



$(55.84) (0.8) + (32.06) \text{ [g/mol]}$

$44.67 + 32.06 \text{ g/mol}$

$$\frac{44.67}{44.67 + 32.06} = \frac{44.67}{76.73} = 0.5821$$

Para partículas libres $(0.5821) (100) (4) = 232.84$

Para partículas asociadas $(0.5821) (50) (2) = 58.21$

- Para la arsenopirita



$(55.84) + (74.92) + (32.06) \text{ [g/mol]}$

$$\frac{55.84}{55.84 + 74.92 + 32.06} = \frac{55.84}{162.82} = 0.3429$$

Para partículas libres $(0.3429) (100) (2) = 68.58$

Para partículas asociadas $(0.3429) (50) (1) = 17.14$

- Para la magnetita



$(55.84) (3) + (15.99) (4) \text{ [g/mol]}$

$167.52 + 63.96 \text{ g/mol}$

$$\frac{167.52}{167.52 + 63.96} = \frac{167.52}{231.48} = 0.7236$$

Para partículas libres $(0.7236) (100) (2) = 144.72$

Para partículas asociadas $(0.7236) (50) (2) = 72.36$

ANEXO C

Cálculo de leyes de hierro por estequiometria

- cálculo de ley hierro de los productos magnéticos del concentrado

Para el Fe_3O_4

Primero se obtuvo el porcentaje de Fe existente en este mineral

$$3(55.84)[\text{g/mol}] + 4(15.99)[\text{g/mol}]$$

$$167.52 + 63.96[\text{g/mol}]$$

$$\frac{167.52 \left[\frac{\text{g}}{\text{mol}} \right]}{167.52 + 63.96 \left[\frac{\text{g}}{\text{mol}} \right]} * 100 = 72.26\% \text{ de Fe en la magnetita}$$

Después se calculó la cantidad de hierro de acuerdo al concentrado obtenido, para la prueba 1 fueron 5.31g de Fe_3O_4 y para la 6 se obtuvo 6.04g de Fe_3O_4 . Para éste cálculo se dividió la masa de la andradita entre la alimentación lo cual fue 399.9 y 397.8 gramos respectivamente. Este dato lo expresamos en porcentaje para poder multiplicarlo con el porcentaje de hierro en la andradita, para así obtener una ley estimada de Fe.

$$\frac{5.31 [g]}{399.9 [g]} = 0.0132(0.0132)(72.26) = 0.0959\% \text{ de Fe para la P1}$$

$$\frac{6.04g}{397.8g} = 0.0151(0.0151)(72.26) = 1.091\% \text{ de Fe para la P6}$$

Para el $\text{Ca}_3\text{Fe}_2(\text{SiO}_4)_3$

Primero se obtuvo el porcentaje de Fe existente en este mineral

$$3(40.07) + 2(55.84) + 3(28.08) + 12(15.99)[\text{g/mol}]$$

$$120.21 + 111.68 + 84.24 + 191.88 \text{ g/mol}$$

$$\frac{111.68 \left[\frac{g}{mol}\right]}{120.21+111.68+84.24+191.88\left[\frac{g}{mol}\right]} * 100 = 21.98\% \text{ de Fe en la andradita}$$

De igual manera se calculó la cantidad de hierro de acuerdo al concentrado obtenido, para la prueba 1 se obtuvo 2.31g de $\text{Ca}_3\text{Fe}_2(\text{SiO}_4)_3$ y para la prueba 6 3.17g. Para este cálculo se dividió la masa de la andradita entre la masa de alimentación lo cual fue 399.9 y 397.8 gramos respectivamente. Este dato lo expresamos en porcentaje para poder multiplicarlo con el porcentaje de hierro en la andradita, para así obtener una ley estimada de Fe.

$$\frac{2.31 \text{ [g]}}{399.9 \text{ [g]}} = 5.776 \times 10^{-3} (5.776 \times 10^{-3})(21.98) = 0.126\% \text{ de Fe para la P1}$$

$$\frac{3.17 \text{ [g]}}{397.8 \text{ [g]}} = 7.968 \times 10^{-3} (7.968 \times 10^{-3})(21.98) = 0.175\% \text{ de Fe para la P6}$$

➤ cálculo de ley hierro de los productos magnéticos de las colas

Para el Fe_3O_4

$$\frac{18.17 \text{ [g]}}{399.9 \text{ [g]}} = 0.045 \quad (0.045)(72.26) = 3.238\% \text{ de Fe para P1}$$

$$\frac{15.25 \text{ [g]}}{397.8 \text{ [g]}} = 0.0383 \quad (0.0383)(72.26) = 2.770\% \text{ de Fe para P6}$$

Para el $\text{Ca}_3\text{Fe}_2(\text{SiO}_4)_3$

$$\frac{11.06 \text{ [g]}}{399.9 \text{ [g]}} = 0.0276 \quad (0.0276)(21.98) = 0.607\% \text{ de Fe para la P1}$$

$$\frac{4.11 \text{ [g]}}{397.8 \text{ [g]}} = 0.0103 (0.0103)(21.98) = 0.227\% \text{ de Fe para la P6}$$