

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA



TESIS

**CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN DE MINERALES
SULFURADOS: PLATA, PLOMO, COBRE, ZINC Y ORO EN
MINERALES POLIMETALICOS**

**PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

**ELABORADO POR
MANUEL EDUARDO, HUALLPA ANTONIETE**

**ASESOR
M.SC. ING. EDWILDE YOPLAC CASTROMONTE**

LIMA – PERÚ

2018

DEDICATORIA

A Dios por haberme dado salud y lograr mis objetivos

A mis padres por el esfuerzo por educarme

A mis profesores por sus enseñanzas, consejos que
contribuyeron a mi formación.

RESUMEN

Nuestro País es netamente minero dado de que los mayores ingresos se hacen por este rubro, dentro de los minerales que tiene nuestro país en su mayoría son de tipo polimetálico. El mineral usado en la presente tesis es un compuesto de mineral polimetálico de diferentes minas de la zona de Huaraz- Ancash. Las especies presentes en este mineral son: calcopirita (CuFeS_2), galena (PbS), Esfalerita (ZnS) con contenido de oro y plata.

Este trabajo de tesis está orientado a aplicar el proceso de flotación considerando las siguientes etapas:

- Flotación bulk.
- Flotación Zn.
- Flotación diferencial para la recuperación de Cu- Pb.

En el desarrollo experimental se usaron diferentes reactivos de flotación específicos para el cobre, plomo, plata y zinc. Se consideró un grado de molienda entre 60-65% -200m, de los resultados obtenidos se tiene que la molienda optima es de 60% -200m, la obtención del concentrado de zinc se realizó empleando 2 etapas de limpieza, la separación Cu-Pb, se obtuvo realizando la depresión del Pb (PbS) empleando una mezcla de bicromato de k, CMC (almidón y fosfato monosódico) obteniéndose concentrados de Plomo y de cobre de calidad comercial. Los resultados de la modelación matemática por medio de los Split factor se aproximó a las pruebas de laboratorio por lo que podemos decir que este método puede ser usado para simulaciones industriales.

ABSTRACT

Our country is fully focused mining since the higher incomes are made for this item. Within the minerals that our country has in its majority are of polymetallic types. The mineral used in this thesis is a composite of polymetallic ore from different mines in Huaraz-Ancash. The species present in this mineral are chalcopyrite (CuFeS_2), galena (PbS), sphalerite (ZnS) with gold and silver content.

This thesis is aimed at applying the flotation process considering the following steps:

- Bulk flotation.
- Flotation Zn.
- Differential flotation for recovery of Cu-Pb.

Different flotation reagents specific for copper, lead, zinc, gold and silver were used in the experimental development. A degree of grinding was considered between 60-65% - 200m, the results must be the optimal grinding is 60% -200m, obtaining zinc concentrate is performed using two cleaning stages, the Cu-Pb separation was obtained by performing depression Pb (PbS) using a mixture potassium bichromate., CMC (starch and monosodium phosphate) obtained Lead and copper concentrates commercial grade. The results of the mathematical modeling by means of the Split factor approached to the laboratory tests so we can say that this method can be used for industrial simulations.

INDICE

INTRODUCCIÓN

CAPÍTULO I: OBJETIVOS

1.1. Objetivos generales	13
1.2. Objetivos específicos	13
1.3. Problemática	14

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO

2.1. Flotación de minerales	15
2.1.1. Elementos de flotación	16
2.1.2. Elementos tecnológicos del proceso	17
2.1.3. Fases e interfaces en el proceso de flotación	18
2.1.4. Características de las distintas fases	18
2.1.4.1. El Solido	18
2.1.4.2. El Agua	19
2.1.4.3. El Gás	20
2.1.5. Características de las distintas interfases	20
2.1.5.1. Interfase Gás – Líquido	20
2.1.5.2. Fenómeno de adsorción	21
2.1.5.3. Interface: solido – liquido	22
2.1.5.4. Contacto de tres fases	22
2.1.5.5. Ángulo de contacto	23
2.1.5.6. Potencia eletroquímico	24
2.1.5.7. Potencial electrocinético o potencial Zeta	25

2.1.6. Aspectos generales de la adsorción química electroquímica de los colectores en sulfuroa	26
2.1.6.1. Teoría química	26
2.1.6.2. Teoría eletroquímica	27
2.1.7. Mecanismos de flotación	29
2.1.8. Reactivos de flotación	31
2.1.8.1. Los colectores	31
2.1.8.1.1. Los xantatos	33
2.1.8.1.2. Los ditiofosfatos	33
2.1.8.1.3. Los tiocompuestos	33
2.1.8.2. Espumantes	33
2.1.8.3. Los modificadores	34
2.2. Modelos matemáticos para simular flotación industrial a partir de pruebas de laboratorio	35
2.2.1. Metodología	36
2.2.2. Balance de Materiales y Planteo de Ecuaciones	38
CAPÍTULO III: METODOLOGIA DE TRABAJO	
3.1. Mineralogía	39
3.2. Descripción utilizada	39
3.3. Composición química	43
3.4. Pruebas de molienda y análisis granulométrico	43
CAPÍTULO IV: PRUEBAS METALURGICAS	
4.1. Primera etapa	46
4.1.1. Prueba de Flotación N°1	46

4.1.2. Prueba de Flotación N°2	48
4.1.3. Prueba de Flotación N°3	50
4.2. Segunda etapa	53
4.2.1. Prueba de Flotación N°4	53
4.2.2. Prueba de Flotación N°5	55
4.2.3. Prueba de Flotación N°6	57
4.2.4. Prueba de Flotación N°7	59
4.2.5. Diagrama de correlación-dispersión	62
4.2.5.1. Correlación de datos	63
4.2.5.2. Análisis de componentes principales	64
4.3. Tercera etapa	66
4.3.1. Prueba de Flotación N°8	66
4.3.2. Prueba de Flotación N°9	68
4.3.3. Prueba de Flotación N°10	70
CAPÍTULO V: BALANCE EN CIRCUITO CONTINUO	
5.1. Planteamiento de diagrama de flujo	74
5.2. Balance de materia y planteo de ecuaciones	78
5.2.1. Balance metalúrgico continuo para las pruebas de laboratorio	78
CONCLUSIONES	96
BIBLIOGRAFÍA	100
ANEXOS	

INDICE DE TABLAS

Tabla 3.1 Análisis químico del mineral de cabeza	43
Tabla 3.2 Prueba de moliendabilidad	43
Tabla 4.1 Prueba metalúrgica de flotación N°1 del mineral polimetálico	47
Tabla 4.2 Prueba metalúrgica de flotación N°2 del mineral polimetálico	49
Tabla 4.3 Prueba metalúrgica de flotación N°3 del mineral polimetálico	51
Tabla 4.4 Prueba metalúrgica de flotación N°4 del mineral polimetálico	54
Tabla 4.5 Prueba metalúrgica de flotación N°5 del mineral polimetálico	56
Tabla 4.6 Prueba metalúrgica de flotación N°6 del mineral polimetálico	58
Tabla 4.7 Prueba metalúrgica de flotación N°7 del mineral polimetálico	60
Tabla 4.8 Datos del porcentaje de recuperacion de la tercera etapa	63
Tabla 4.9 Correlación de datos	63
Tabla 4.10 Variables originales rotadas en el plano $(n \times k) = (3 \times 3)$	64
Tabla 4.11 Desviación estándar y varianza de los componentes principales	64
Tabla 4.12 Importancia de los componentes principales	64
Tabla 4.13 Prueba metalúrgica de flotación N°8 del mineral polimetálico	67
Tabla 4.14 Prueba metalúrgica de flotación N°9 del mineral polimetálico	69
Tabla 4.15 Prueba metalúrgica de flotación N°10 del mineral polimetálico	71
Tabla 5.1 Datos de la prueba de laboratorio N°8	89
Tabla 5.2 Cálculo de los s_f de la prueba N°8	90
Tabla 5.3 Cálculo de los f_i de la prueba N°8	90
Tabla 5.4 Datos de la prueba de laboratorio N°9	91
Tabla 5.5 Cálculo de los s_f de la prueba N°9	92

Tabla 5.6 Cálculo de los f_i de la prueba N°9	92
Tabla 5.7 Datos de la prueba de laboratorio N°10	93
Tabla 5.8 Cálculo de los sf de la prueba N°10	94
Tabla 5.9 Cálculo de los f_i de la prueba N°10	94
Tabla 5.14 Balance continuo de las pruebas de la tercera etapa	95
Tabla C.1 Resumen de pruebas de la primera etapa	96
Tabla C.2 Resumen de pruebas de la segunda etapa	96
Tabla C.3 Resumen de pruebas de la tercera etapa	97
Tabla A.1 Cargas de bolas utilizadas	104
Tabla A.2 Cuadro de resultados de moliendabilidad.	104
Tabla A.3 Análisis granulométrico del alimento	105
Tabla A.4 Análisis granulométrico del producto	106
Tabla A.5 Molienda a 0 minutos	108
Tabla A.6 Molienda a 15 minutos	109
Tabla A.7 Molienda a 20 minutos	110
Tabla A.8 Molienda a 25 minutos	111
Tabla A.9 Molienda a 30 minutos	112
Tabla A.10 Molienda a 40 minutos	113
Tabla A.11 Molienda a 50 minutos	114

INDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 Partículas en la flotación	17
Figura 2.2 Corte transversal de una celda de flotación	17
Figura 2.3 Fenómeno de adsorción de materiales tensoactivos	21
Figura 2.4 Hidrofobización del mineral con colector	22
Figura 2.5 Definición del ángulo de contacto	23
Figura 2.6 Angulos de contacto en solidos de distintas mojabilidades	24
Figura 2.7 Diagrama de la concentración iónica	25
Figura 2.8 Diagrama de la concentración iónica	27
Figura 2.9 Curva flotabilidad - potencial para CuFeS_2 en presencia de colector butil xantato	29
Figura 2.10 Potencial zeta en función del Ph de la galena, en la ausencia y presencia del xantato	29
Figura 2.11 Mineralización de las burbujas de aire	31
Figura 2.12 Nomenclatura de flujos	37
Figura 2.13 Fracciones no flotables	38
Figura 3.1 Granos de esfalerita con inclusiones de cobre grises y calcopirita nicoles paralelos, aumentos 200x	40
Figura 3.2 Granos mixto binario de calcopirita/ pirita nicoles paralelos, aumentos (200x)	40
Figura 3.3 Granos libre de galena, nicoles paralelos, aumentos (63x)	41
Figura 3.4 Grano de gangas con inclusiones de pirita, nicoles paralelos, aumentos (63x)	41

Figura 3.5 Grano de galena con inclusiones de calcopirita y cobre grises, nicoles paralelos, Aumentos (200x)	42
Figura 3.6 Curva de moliendabilidad	44
Figura 4.1 Diagrama de flujo de flotación de la primera etapa	52
Figura 4.2 Diagrama de flujo de flotación de la segunda etapa	61
Figura 4.3 Diagrama de correlación-dispersión	65
Figura 4.4 Diagrama de flujo de flotación de la tercera etapa con depresor de Pb	72
Figura 4.5 Circuito de flotación de la tercera etapa con depresor de Cu	73
Figura 5.1 Diagrama de flujo de circuito abierto a escala de laboratorio para las pruebas N°8 y la prueba N°9	75
Figura 5.2 Diagrama de flujo de ciclo abierto a escala de laboratorio para la prueba N°10	76
Figura 5.3 Diagrama de flujo de circuito cerrado (simulado)	77
Figura A.1 Grafica de resultados del alimento	105
Figura A.2 Grafica de resultados del producto	106
Figura A.3 Curva granulométrica de molienda a “0” minutos	109
Figura A.4 Curva granulométrica de molienda a “15” minutos	110
Figura A.5 Curva granulométrica de molienda a “20” minutos	111
Figura A.6 Curva granulométrica de molienda a “25” minutos	112
Figura A.7 Curva granulométrica de molienda a “30” minutos	113
Figura A.8 Curva granulométrica de molienda a “40” minutos	114
Figura A.9 Curva granulométrica de molienda a “50” minutos	115

INTRODUCCIÓN

La presente tesis es un trabajo de investigación que plantea de esta manera obtener la mayor recuperación de los valores valiosos de cobre, plomo, zinc, plata y oro. El mineral contiene plomo (5.73% Pb), cobre (1.35% Cu), zinc (4.63% Zn), plata (16.26 oz Ag/TM) y oro (2.3 gr Au/TM), los cuales justifica realizar el estudio experimental para recuperar por flotación los valores en forma de concentrados de cobre, concentrado de plomo y concentrado de zinc.

El estudio involucra la forma eficiente como separar el concentrado plomo-cobre-plata-oro (concentrado bulk) del zinc, evitando su activación. Se desarrolla la flotación diferencial una prueba con depresión de plomo y la siguiente con depresión de cobre. Se aplicará un modelamiento matemático para simular una flotación industrial de una prueba de laboratorio, dando a conocer el Flow Sheet que permita predecir resultado a escala industrial.

CAPÍTULO I

1.1. Objetivos generales

El presente estudio tiene como objetivo general aplicar la concentración por flotación para la recuperación de los valores valiosos de cobre, plomo, zinc, plata y oro en tres concentrados denominados: concentrados de Cobre, concentrado de Plomo y concentrado de Zinc.

1.2. Objetivos específicos

Tiene los siguientes objetivos:

- Escalar mediante los Split Factor un proceso discontinuo a un proceso continuo para poder obtener un comportamiento del mineral en una planta industrial.
- La aplicación de reactivos que permitan lograr productos de calidad y estudiar la incidencia de elementos que puedan perjudicar el proceso a desarrollarse, tales como la presencia de minerales de arsénico, antimonio y otros.

1.3. Problemática

Debido a la composición de la muestra se realizará las pruebas metalúrgicas para obtener la separación Cu-Pb con menores desplazamientos de Plomo en los concentrados de Cobre o desplazamientos de Cobre en concentrados de Plomo.

De esa manera poder obtener una prueba metalúrgica con resultados igual o que se aproxime a los resultados del modelo matemático optimizado.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Flotación de minerales

La flotación es un proceso de separación de materias de distinto origen que se efectuó desde sus pulpas acuosas por medio de burbujas de gas y a base de sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas.

En general, es un proceso de separación, pues se trata de la individualización de las especies que representaban anteriormente una mezcla. Esta separación puede adoptar diversas formas como, por ejemplo, la flotación colectiva en que se produce la separación de varios componentes en dos grupos, de los cuales el producto noble, el concentrado, contiene por lo menos dos o más componentes y la flotación selectiva o diferencial en que se realiza la separación de compuestos complejos en productos que contienen no más de una especie individualizada.

Cuando las especies útiles constituyen una fracción menor del mineral y las especies estériles son de gran volumen, las separaciones por flotación toman el aspecto de un proceso de concentración. Tales son, por ejemplo, las separaciones de minerales preciosos o no ferrosos de sus gangas respectivas. Por otra parte, en el caso de que la parte estéril sea una fracción menor del mineral, las separaciones por flotación adoptan el carácter de un proceso de purificación.

2.1.1. Elementos de flotación

El proceso de flotación la presencia de tres fases: solido, líquido y gaseosa. La fase solida está representada por las materias a separar. La fase liquida es el agua, que debido a sus propiedades especificas constituye un medio ideal para dichas separaciones. Los sólidos y el agua; antes de la aplicación del proceso, se preparan en forma de pulpas que pueden contener desde pocas unidades hasta 40% de sólidos.

El gas utilizado en las separaciones es el aire que se inyecta en la pulpa, neumática o mecánicamente, para poder formar las burbujas que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas. El proceso de flotación está basado sobre las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de las materias solidas a separar. Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de solidos frente al agua, o sea, de mojabilidad de las materias.

Por otra parte, los minerales que son óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros y que generalmente representan la mayoría de los minerales estériles o ganga son hidrofóbicos, o sea, mojables por el agua. Se puede además observar que los minerales hidrofóbicos son aerofóbicos, o sea, tienen afinidad por las burbujas de aire, mientras que los minerales hidrofílicos son aerofóbicos, o sea, no se adhieren normalmente a ellos. Los minerales hidrofílicos e hidrofóbicos de una pulpa acuosa se pueden separar entre sí, después de ser finalmente molidos y acondicionados con los reactivos que hacen, más pronunciadas las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas, haciendo pasar burbujas de aire a través de la pulpa. Las partículas hidrofóbicas se van a pegar a las burbujas de aire y pasar a la espuma, mientras que las partículas hidrofílicas se van a mojar y caer al fondo de la máquina de flotación, como se puede apreciar en la Figura

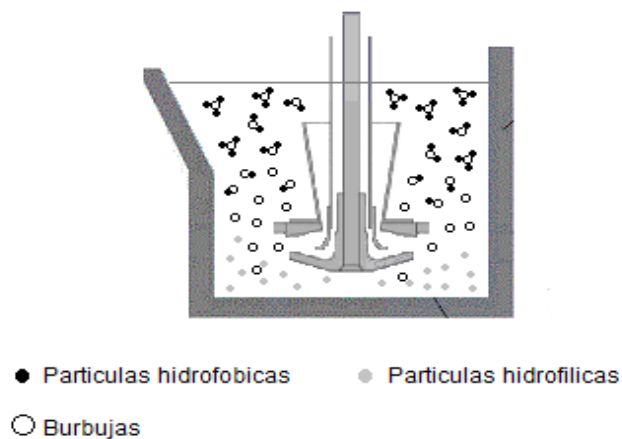


Figura 2.1 Partículas en la flotación. Según Alexander Sutulov (1963)

2.1.2. Elementos tecnológicos del proceso

El tratamiento por el proceso de flotación consta de los siguientes pasos: el mineral crudo o cabeza, entra en una planta de trituración en seco en dos o tres etapas hasta obtener trozos de más o menos 10mm. Estos trozos, se entregan a una planta de molienda, donde en los circuitos húmedos de molienda fina, el mineral se reduce en tamaño hasta 50 - 100 micrones, dependiendo de su disseminación. El mineral es molido hasta el punto en que queda "liberado".

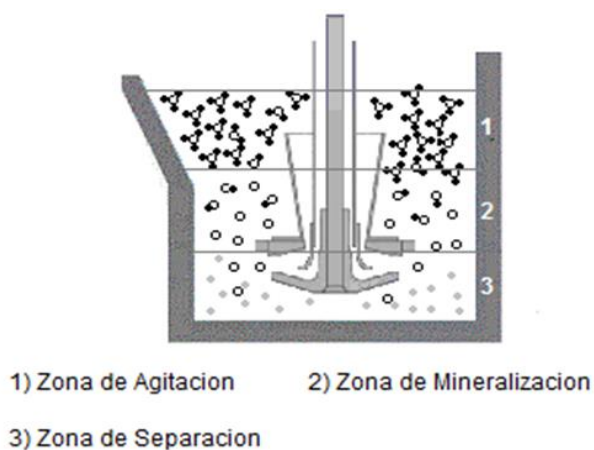


Figura 2.2 Corte transversal de una celda de flotación. Según Alexander Sutulov (1963)

El mineral preparado de este modo se acondiciona con distintos reactivos: unos que tienen como objeto preparar las superficies de los minerales para la adsorción de los reactivos (modificadores), otros que aumentan las propiedades hidrofóbicas de los minerales (colectores), y otros que facilitan La formación de una espuma pareja y estable (espumantes). Las pulpas acondicionadas con los reactivos se introducen en seguida en las máquinas de flotación, donde el producto noble, normalmente, se separa en el concentrado y la parte estéril se descarga como relave.

2.1.3. Fases e interfaces en el proceso de flotación

El proceso de flotación contempla el contacto entre tres fases, de las cuales el líquido (agua) y gaseosa (aire) son casi siempre invariables mientras que lo sólido (los minerales), es la que varía de un caso a otro. Aparte de estos componentes fundamentales de la flotación, hay que señalar los reactivos que se agregan para causar ciertos cambios favorables para el desarrollo del proceso y también hay que recordar las contaminaciones ocasionales que llevan los minerales y el agua.

2.1.4. Características de las distintas fases

2.1.4.1. El Sólido

Los cuerpos sólidos tienen generalmente una estructura cristalina, por lo menos en lo que se refiere a los minerales. Esta estructura es una consecuencia de la composición química de las moléculas, iones y átomos componentes que son, cada uno, un cuerpo complejo. En la interpretación de los fenómenos de flotación, principalmente nos interesarán las fuerzas medianas y débiles de los enlaces químicos y físicos (Van der Waals) y las fuerzas residuales moleculares que explican otros fenómenos secundarios.

Cada partícula sólida que se trata por el proceso de flotación, anteriormente, se reduce en su tamaño, fenómeno que inevitablemente va acompañado por el rompimiento de los enlaces químicos o físicos con la consiguiente creación de fuerzas residuales en su superficie. Hay tres distintos tipos de enlaces químicos iónico, covalente y metálico. Cada tipo de enlace proporciona a la materia características específicas, algunas de las cuales tienen importancia para la flotación. Las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas que determinan la flotabilidad natural de los minerales están directamente relacionadas con su polaridad.

2.1.4.2. El Agua

Es el elemento en el cual se efectúa la flotación debido a su abundancia y bajo precio. Las moléculas de agua están formadas por dos átomos de hidrógeno y uno de oxígeno que están ligados por medio de dos enlaces covalentes. La naturaleza resonante de estos enlaces hace que los átomos de hidrógeno, con respecto al de oxígeno, formen entre sí un ángulo de $109^{\circ}30'$. Dicho ángulo es la causa de la distribución asimétrica de las cargas eléctricas dentro de la molécula de agua.

En general, en la hidratación, la adsorción de las moléculas de agua tiene un carácter ordenado solo en las situadas en la vecindad del sólido. Estas moléculas están estrictamente orientadas según la distribución de sus polos. Las moléculas que forman la nube periférica de las partículas ya no están ni tan firmemente ligadas ni tan bien orientadas, pues están sujetas a los fenómenos de difusión producidos por cambios de temperatura y movimientos dentro del líquido.

2.1.4.3. El Gás

Con excepción de ciertos casos de carácter experimental, la flotación industrial se efectúa exclusivamente con aire. El aire influye químicamente en el proceso de flotación y es el medio de transporte de las partículas de mineral hasta la superficie de la pulpa. La introducción del aire en el pulpo también tiene un carácter doble: por una parte, toda agua trae una cierta cantidad de aire disuelto y por otra el aire se introduce mecánicamente en la pulpa por medio de los mecanismos de flotación. Aparte de la solubilidad de los gases en el agua, en los procesos de flotación hay que considerar la saturación de las burbujas de aire con el vapor de agua. Tomando en consideración la activa adsorción de los gases sobre la superficie de los minerales y su actividad química sobre los últimos, este factor puede ser de considerable importancia, pues la humedad en presencia de oxígeno aumenta considerablemente la oxidación. Se ha podido comprobar, por ejemplo, que las especies puras de ciertos minerales no flotan si no hay una pequeña oxidación más bien, fijación del oxígeno en la red cristalina de los minerales en cuestión. También los metales nativos adquieren flotabilidad solamente después de la acción del oxígeno sobre su superficie.

2.1.5. Características de las distintas interfases

2.1.5.1. Interfase Gás – Líquido

En la flotación esta interface se produce invariablemente entre el aire y el agua. Todo líquido (o sólido) en equilibrio con su vapor se caracteriza por la existencia en su superficie de una cierta cantidad de energía libre cuya magnitud es definida por la tensión superficial. Los compuestos que se adsorben selectivamente en la interfase Gas-Líquido reducen la tensión superficial y reciben el nombre de tensoactivos. Los

tensoactivos utilizados en flotación son conocidos como espumantes por su efecto en la estabilización de la fase espuma. Estos tienen además un efecto en la generación de burbujas de tamaño pequeño.

2.1.5.2. Fenómeno de adsorción

Las interfaces gas - líquido desempeñan un importante papel en los fenómenos de adsorción cuando los líquidos contienen sustancias disueltas, o sea, cuando son soluciones. Se ha observado que, en estos casos, las sustancias disueltas están en distinta concentración en el líquido mismo y en su interface con el gas. Este fenómeno de cambio de concentración que la materia disuelta presenta entre el líquido y su interface con la gaseosa llama adsorción. La adsorción puede ser positiva, cuando la concentración de la sustancia disuelta es más alta en la interface que en el líquido y negativa, cuando es más baja. Por ejemplo, las soluciones de sales inorgánicas se adsorben generalmente en forma negativa, mientras que las de compuestos orgánicos de carácter heteropolar se adsorben positivamente.

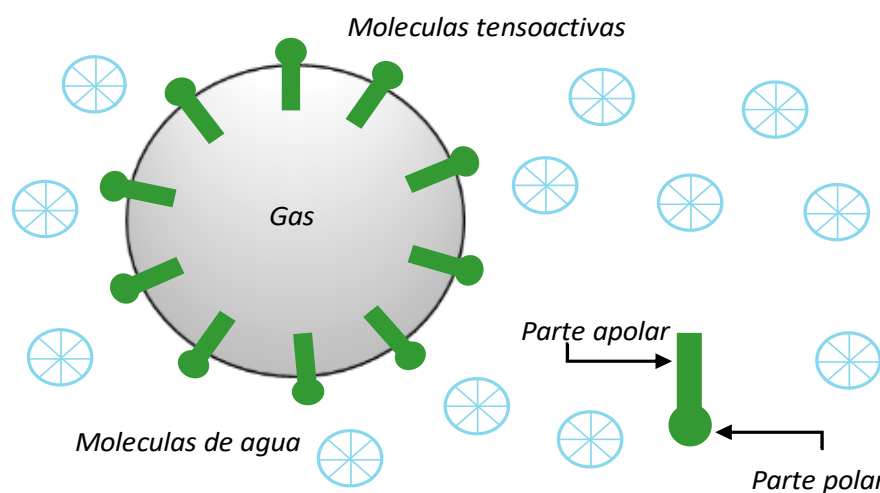


Figura 2.3 Fenómeno de adsorción de materiales tensoactivos. Modificado por el autor según Alexander Sutulov (1963)

2.1.5.3. Interface: solido – liquido

Las superficies o partículas solidos sumergidas en el agua son objeto de hidratación. Como se dijo anteriormente, esto depende del carácter de la superficie de los sólidos, o sea, de las características eléctricas que existen en la superficie después de su creación. Los llamados colectores, son compuestos que se adsorben en la superficie de los minerales produciendo la hidrofobización artificial y selectiva de los minerales de interés. Esto favorece la “colección” de partículas de interés en flotación.

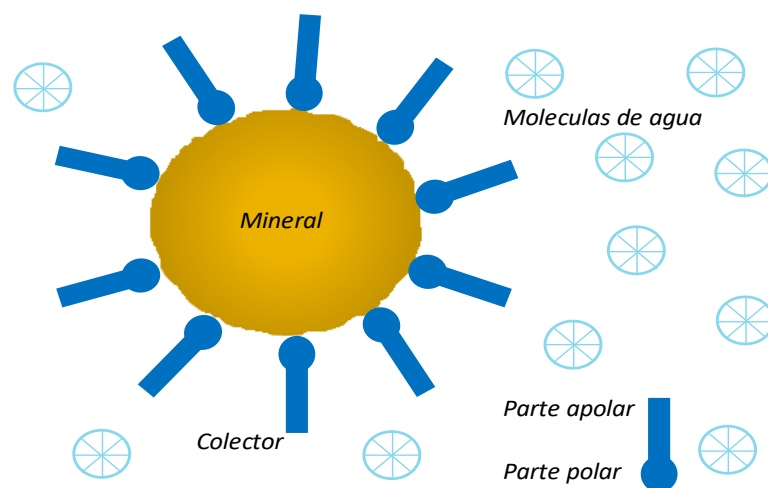


Figura 2.4 Hidrofobización del mineral con colector. Modificado por el autor según Alexander Sutulov (1963)

2.1.5.4. Contacto de tres fases

En el mecanismo de flotación de una partícula solida por una burbuja de aire la unión entre los dos elementos se efectúa a través de un contacto trifásico que tiene propiedades muy especiales.

Para un estudio detallado es conveniente, en principio, imaginar la fase sólida como una superficie hidrofobia sumergida en el agua en la cual se introduce una burbuja de aire. En el caso más simple la superficie puede ser una placa de vidrio cubierta por un hidrocarburo. Partiendo del hecho de que el contacto de dos fases es siempre una

superficie y el contacto de una superficie con otra (que es la tercera fase) necesariamente una línea, resulta que para la descripción matemática de esta línea de contacto trifásico es lo más conveniente usar el ángulo que forman las superficies de contacto de las fases (ver en la Figura 2.5).

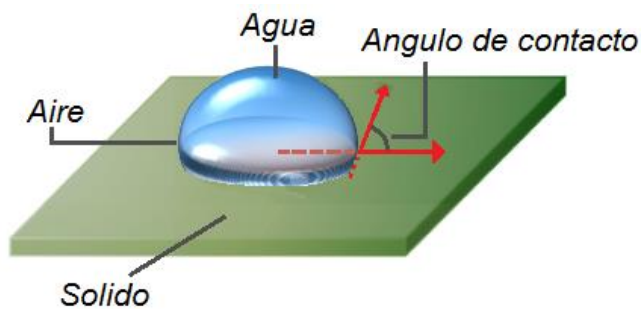


Figura 2.5 Definición del ángulo de contacto. Modificado por el autor según Alexander Sutulov (1963)

2.1.5.5. Ángulo de contacto

Por ejemplo, si tenemos en vez de una placa de vidrio una superficie de mineral hidrofobizada por un colector y la colocamos debajo del agua e introducimos sobre ella una burbuja de aire, esta se va a fijar sobre la superficie desplazando el agua. La línea del contacto trifásico se va a extender en forma de un círculo sobre el plano de la superficie del mineral. Si ahora en cualquier punta de este contacto trifásico trazamos una tangente a la superficie de la burbuja, entonces el ángulo Θ entre la tangente y la superficie se llama ángulo de contacto. En flotación este ángulo relaciona en forma cuantitativa las propiedades hidrofóbicas del mineral o de un reactivo hidrofobizador con su flotabilidad.

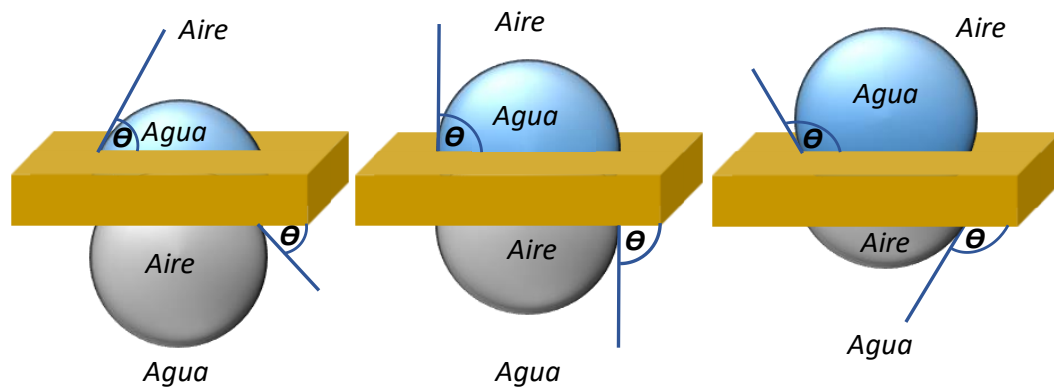


Figura 2.6 Ángulo de contacto en sólido de distinta mojabilidad. Modificado por el autor según Alexander Sutulov (1963)

2.1.5.6. Potencia electroquímica

El proceso de hidratación se desarrolla generalmente en forma dispareja. Por ejemplo, al hidratarse una red cristalina de carácter iónico, los cationes se hidratan y posteriormente se disuelven con mayor velocidad que los aniones. Esto inmediatamente produce un desequilibrio eléctrico del sistema, pues las superficies de los sólidos se cargan negativamente.

Para equilibrar el sistema sólido - líquido, la superficie cargada negativamente en primer lugar cesará o frenará la disolución de cationes todavía presentes en la red cristalina y en seguida, desde la solución atraerá los iones cargados positivamente, de este modo entre la superficie y el líquido se formará un potencial eléctrico cuyo origen se encuentra en la doble capa de cargas eléctricas (ver Figura 2.7).

El potencial eléctrico formado por la capa eléctrica de iones de la solución junto con la superficie cargada eléctricamente se llama potencial electroquímico. Para muchos minerales los iones determinantes del potencial son los iones H^+ y OH^- . En estos casos, el pH al cual la carga superficial es cero, se denomina Punto Cero de Carga, PCC.

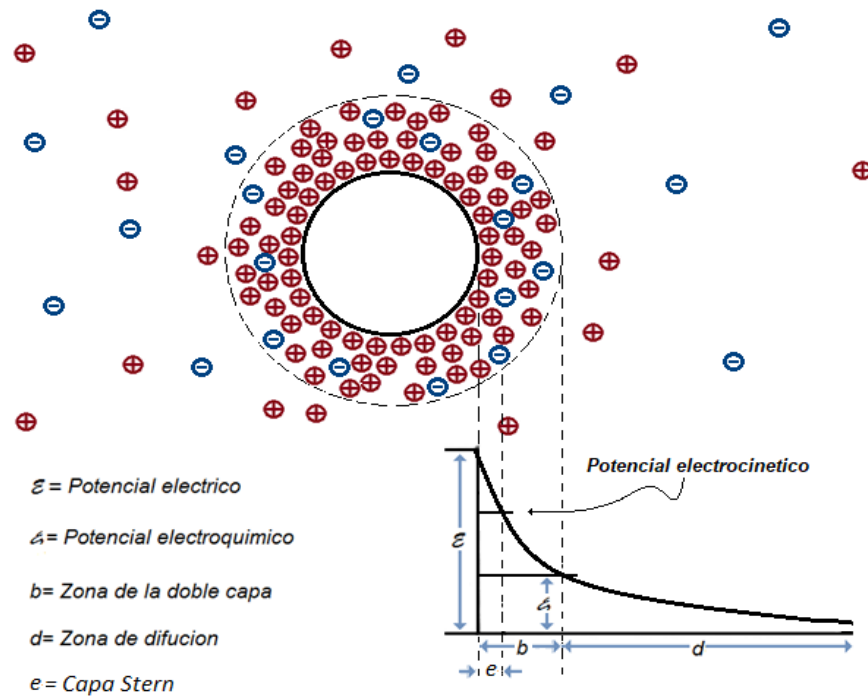


Figura 2.7. Diagrama de la concentración iónica. Modificado por el autor según Alexander Sutulov (1963)

2.1.5.7. Potencial electrocinético o potencial Zeta

Cuando el sólido empieza a moverse en el líquido los iones que forman la doble capa del potencial electroquímico quedan firmemente asociadas con la superficie y la siguen, mientras que los iones de la zona de difusión quedan inmóviles o se mueven en otra dirección. El potencial que surge entre las dos superficies, eléctricamente cargadas, que se mueven en direcciones opuestas, se llama potencial electrocinético o potencial zeta. El potencial zeta es una medida del potencial necesario para poder penetrar la capa iónica que se encuentra alrededor de una partícula, con la finalidad de desestabilizarla. El potencial electroquímico depende de la concentración de los iones de la capa doble y se calculó según la fórmula:

$$\varepsilon = \frac{R * T}{F} * Ln \frac{C_B}{C_A}$$

Donde C_A y C_B son las concentraciones de los iones en la superficie del sólido y en el líquido, y R, T, F constantes conocidas.

El potencial electrocinético depende de la velocidad del movimiento relativo entre el sólido y la zona de difusión y se calcula en base a la fórmula:

$$\xi = \frac{4 * \eta * V}{D * E}$$

Dónde:

D: constante dieléctrico.

η : viscosidad.

V: velocidad de movimiento del sólido.

E: campo eléctrico.

Así como los fenómenos de adsorción se producen en las interfaces gas-líquido, gas-sólido y líquido-sólido, los potenciales electrocinético existen no solamente entre sólidos y líquidos, sino que también entre los líquidos y gases.

2.1.6. Aspectos generales de la adsorción química/electroquímica de los colectores en sulfuros

En la flotación de sulfuros la adsorción de colectores sulfhídricos es fundamental. En flotación de sulfuros se describe el fenómeno de adsorción de las especies a partir de la teoría del tipo químico y del tipo electroquímico, estos compuestos adsorbidos pierden su individualidad química y forman compuestos superficiales.

2.1.6.1. Teoría química

Los sulfuros en medio acuoso alcalino tienden a reaccionar con el oxígeno presente en la solución, produciendo especies oxidadas en la superficie de los minerales

sulfurados, las cuales reaccionaran con iones colectores para formar sales metálicas de menor solubilidad que las especies oxidadas. Esto se observa en la Figura 2.8

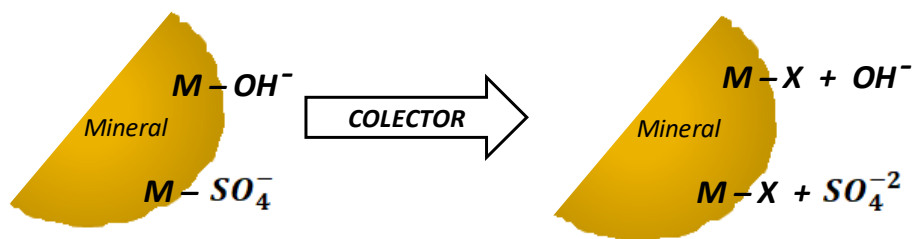
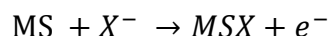


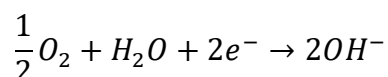
Figura 2.8 Diagrama de la concentración iónica. Según W. Kracht (2013)

2.1.6.2. Teoría eletroquímica

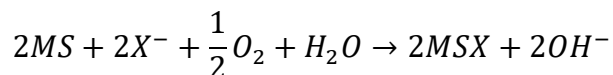
El mecanismo se basa en las reacciones anódica y catódica. La reacción anódica corresponde a la transferencia de electrones desde el colector al mineral sulfurado y la reacción catódica corresponde a la reacción de reducción del oxígeno. En la reacción anódica se genera una adsorción electroquímica (MSX), generado por la interacción del colector (X^-) con la superficie del sulfuro (MX).



Mientras en la reacción catódica en medio alcalino se genera la reducción del oxígeno en la superficie sulfurada



El resultado de estas 2 ecuaciones hace referencia a la existencia del potencial mixto. Siendo de suma importancia para la flotación donde se requiere una adsorción adecuada del colector.



Si analizamos la relevancia del pH de en pulpas alcalinas, el equilibrio se desplazará en sentido contrario al aumento de la concentración de OH^- produciendo la depresión de minerales sulfurados y en pulpas ácidos será todo lo contrario. Sucederá lo mismo a menor concentración de oxígeno disuelto, el potencial será menor y el equilibrio se desplaza en sentido contrario, previniendo la adsorción del colector. En caso contrario se obtendrá mayor concentración de oxígeno en la pulpa.

La calcopirita ($CuFeS_2$) contiene 34,6 % de Cu, 30,4 % de Fe y 34,9 % de S, presenta flotabilidad natural cuando su superficie no está oxidada. Esta flotabilidad natural depende del potencial de oxidación y el pH de la pulpa. De acuerdo con lo que se presenta en la Figura 2.9 en pulpas con valores de pH ácido, la calcopirita es flotable sin colector en valores de potencial entre 0 y 0.7v, el cual disminuye al aumentar el pH, por la formación de hidróxidos de cobre y fierro sobre la superficie del mineral.

Una vez oxidada, para valores de pH alcalino, se requiere de un colector para conferirle el carácter hidrofóbico a su superficie, y así generar una recuperación económicamente viable para el proceso. Una de las principales razones por las que es posible recuperar la calcopirita en estas condiciones es la formación de dixantogeno en su superficie. En la Figura 2.10 observamos la diferencia de comportamiento de la galena en presencia y ausencia de colector.

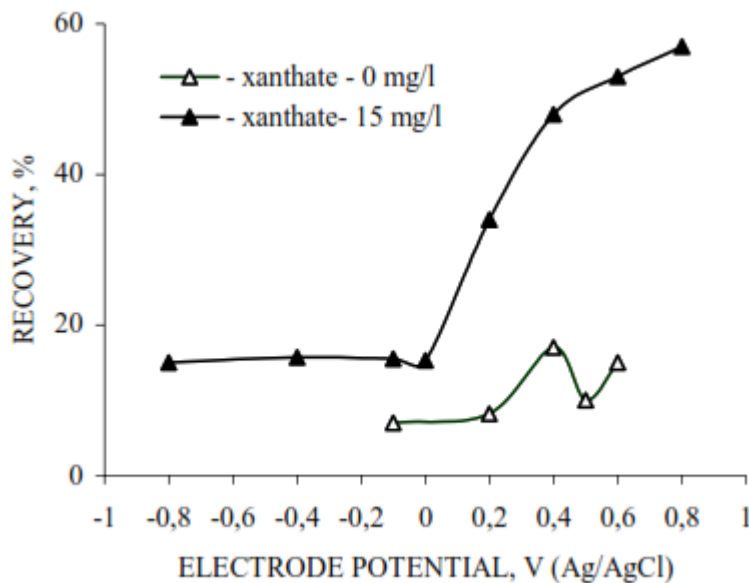


Figura 2.9 Curva flotabilidad - potencial para CuFeS_2 en presencia de colector butil xantato. Según Chanturiya, Vigdergauz, 1993

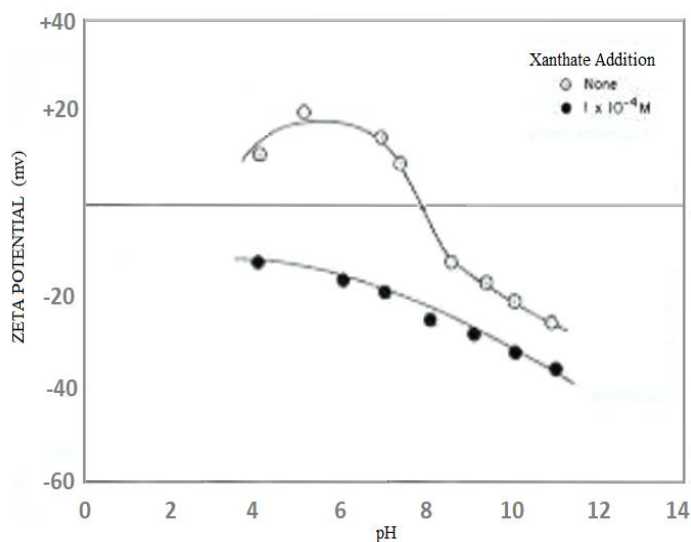


Figura 2.10 Potencial Zeta en función del pH de la galena, en la ausencia y presencia del xantato. Según Y. Hu, W. Sun, and D. Wang, (2009)

2.1.7. Mecanismos de flotación

Es necesario hidrofobizar las partículas minerales en la pulpa para hacerlas flotables. Esto se efectúa con los reactivos llamados colectores, que son generalmente compuestos orgánicos de carácter heteropolar, o sea, una parte de la molécula es un

compuesto evidentemente apolar (hidrocarburo) y la otra es un grupo polar con propiedades iónicas.

Para facilitar la adsorción de estos reactivos sobre la superficie de las partículas minerales hay que crear condiciones favorables en la capa doble de cargas eléctricas, lo que se hace con los reactivos llamados modificadores. Estos disminuyen el potencial de la capa doble o, a veces cambian su sentido. De este modo se crean condiciones favorables para la adsorción de los colectores. La partícula mineral queda cubierta por el colector que se afirma en su red cristalina por medio de su parte polar, proporcionándole con la parte apolar propiedades hidrofóbicas. Sobre el mecanismo de adsorción de los colectores.

El otro componente estudiado partícula - burbuja (ver Figura 2.12) es la burbuja de aire. Esta es necesaria para 1) recoger las partículas en la pulpa, 2) transportarlas hacia la superficie. El transporte se efectúa mediante la fuerza de empuje (ley de Arquímedes)

Como es fácil comprender, cada burbuja se puede considerar como el contacto de dos fases, líquido y gas, igual que en el caso discutido de un líquido en equilibrio con la atmósfera. Las partes polares de estos compuestos tensoactivos se orientan hacia el agua y la parte apolar hacia la burbuja misma.

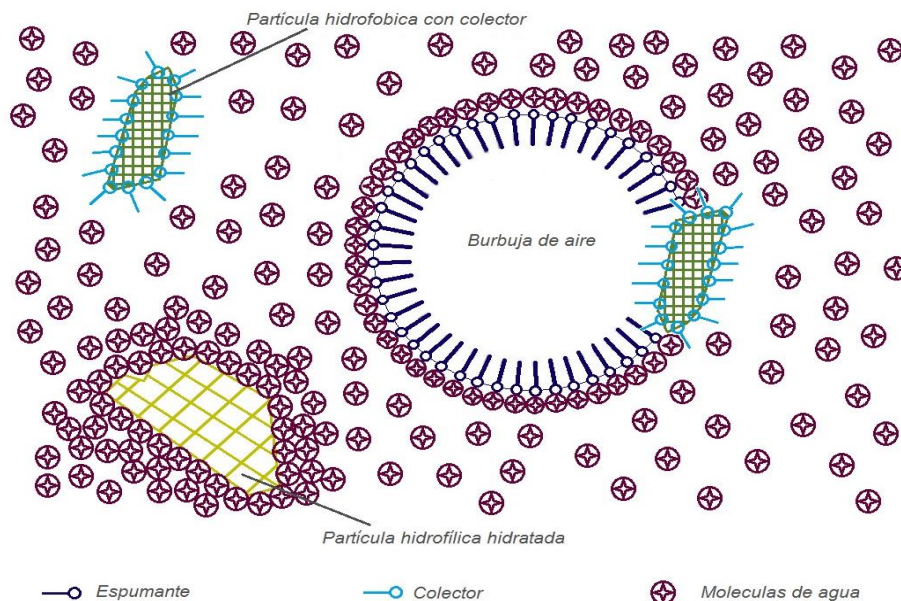


Figura 2.11 Mineralización de las burbujas de aire. Modificado por el autor según Alexander Sutulov (1963)

2.1.8. Reactivos de flotación

Los reactivos de flotación son productos químicos naturales o artificiales, que aseguran que la flotación de minerales sea selectiva y eficiente y produce condiciones óptimas para mejorar este método de concentración de minerales. Son generalmente surfactantes o modificadores de la superficie de los minerales. Permite una variación en las propiedades superficiales del mineral sobre un amplio rango, se clasifican en colectores o promotores, agentes espumantes y agente reguladores o modificadores.

2.1.8.1. Los colectores

Son compuestos químicos orgánicos que actúan selectivamente en la superficie de ciertos minerales, haciéndolos repelentes al agua y asegurando la acción de las burbujas de aire, haciéndolas aerofílicas. La gran mayoría de los colectores son moléculas complejas, estructuralmente asimétricas y están compuestas de una parte polar y una parte no polar, con propiedades diferentes. La parte no polar es orientada

hacia el agua debido a que difícilmente reacciona con el agua con los dipolos de agua y por consiguiente tiene propiedades fuertes para repeler al agua, y la parte polar hacia el mineral, debido a la superficie del mineral que presenta una respuesta frente a esta parte de los colectores. Esta figura hace que la superficie de mineral cubierta por las moléculas de los colectores se haga hidrofóbica. Los colectores se clasifican de acuerdo con su habilidad para disociarse en una solución acuosa y también considerando el ion que produce el efecto de repulsión al agua.

- Colectores no iónicos:

Usualmente hidrocarburos líquidos no polares de estructuras variadas, las cuales no se disocian en agua. Estos reactivos por sí mismo son fuertemente hidrofóbicos y si se logra distribuirlos adecuadamente en la superficie de los minerales pueden ser de gran utilidad.

- Colectores aniónicos:

Son los que convierten al mineral repelente al agua por acción del anión. Son los colectores que más se usan en la flotación de minerales y en ellos los grupos solidofílico son de diferentes composiciones, siendo en algunos casos iones oxhidrilos basados en grupos orgánicos y sulfoácidos o en iones sulfhídricos basados en sulfuros bivalentes.

- Colectores catiónicos:

Los colectores catiónicos son aquellos donde la repelencia al agua es asegurada por el catión (cargado positivamente), al igual que los colectores aniónicos consisten en un radical hidrocarbonado y un grupo solidofílico, el cual se halla químicamente ligado al radical.

2.1.8.1.1. Los xantatos

Son colectores aniónicos de uso generalizado, están disponibles comercialmente como soluciones, polvo o pellets. Estos últimos son los más deseados debido a que hay menos problemas de polvos y más estabilidad en el almacenamiento. Todos los xantatos se descomponen con la humedad, produciendo disulfuro de carbono que es muy inflamable.

2.1.8.1.2. Los ditiofosfatos

Los ditiofosfatos son ésteres secundarios del ácido ditiofosforico y se preparan haciendo reaccionar pentasulfuro de fósforo y alcoholes, como sólidos solubles en agua y son usados en soluciones de 5% a 20%. El rango de pH para usarlo es de 4 a 12. Se utiliza en flotación primaria, puesto que luego de la flotación ante la presencia de los depresores estos destruyen la acción colectora sobre ciertos minerales, por lo tanto, puede hacerse una flotación diferencial.

2.1.8.1.3. Los tiocompuestos

Entre este grupo de colectores se encuentran: la Tiocarbanilida, los mercaptanos y tiofenoles, el mercaptobenzotiazol, el difeniltiocarbazida, el ditiocarbamatos y otros.

2.1.8.2. Espumantes

Los espumantes que se usan en la flotación son materias orgánicas de carácter heteropolar. En este sentido, son compuestos análogos en su estructura a los colectores, su diferencia con estos, sin embargo, radica en el carácter del grupo polar que en los colectores es un grupo químicamente activo para reaccionar con la superficie de los

minerales, mientras que en los espumantes es un grupo liofilice de gran afinidad por el agua. En forma general se puede decir que mientras los colectores tienen afinidad por la interface liquido-solido, los espumantes la tienen por la interface liquido-gas. Los compuestos químicos orgánicos más apropiados para desempeñar las funciones de espumantes son los alcoholes alquílicos y arílicos, por tener el grupo OH; ciertos ácidos orgánicos, por tener el grupo carboxílico, ciertos aldehídos y quetonas, por poseer el grupo carbonilo y, finalmente, las aminas por su grupo NH_2 y los nitrilos por su grupo CN. Entre los espumantes más usados tenemos: el aceite de pino, ácido cresílico y Alcoholes R-OH.

2.1.8.3. Los modificadores

Son reactivos usados en la flotación de minerales para controlar el efecto o la acción de los colectores de los minerales, ya sea intensificando o reduciendo su efecto hidrofóbico (repelente al agua) en la superficie del mineral, de manera que la selectividad de la flotación sea incrementada. Estos se clasifican en:

- Activadores

Actúan directamente en la superficie de un mineral, facilitando la interacción del mineral y el colector.

- Depresores

Producen condiciones adversas para la activación del mineral por el colector.

También tienen un efecto directo en la estabilidad de la capa hidratada cercana a la superficie del mineral.

- Reguladores o modificadores del pH

Alteran la alcalinidad del medio.

2.2. Modelos matemáticos para simular flotación industrial a partir de pruebas de laboratorio

Cuando observamos una planta concentradora en operación, el mineral es concentrado: iniciando el proceso en trituración, continua la molienda, clasificación y finalmente, flotación, donde se obtiene el producto final o concentrado(s); para lograr este objetivo se ha tenido que pasar por una serie de estudios metalúrgicos hasta llevar a cabo el Proyecto Final; estas etapas se resumen en los siguientes pasos:

- Pruebas tipos batch a nivel de laboratorio.
- Pruebas cerradas en cadena o simulación continua a escala de laboratorio.
- Pruebas en Planta Piloto.
- Pruebas industriales por campañas.
- Procesamiento industrial del mineral.

Llevar a cabo las etapas anteriores para ejecutar un proyecto requiere de fuertes gastos y un largo período de tiempo por lo que esta investigación propone un método capaz de simplificar y/o eliminar alguna(s) de las fases anteriores, en este caso con solo resultados de pruebas batch, desarrollando una diagrama de flujo, planteando ecuaciones que relacionen el balance de materiales, con estos modelos matemáticos podemos predecir resultados con perfectas coincidencias en la práctica, que se obtendrán cuando se beneficie industrialmente el mineral.

Desde los inicios de la flotación ha existido interés por desarrollar métodos eficientes y rápidos para evaluar metalúrgicamente un mineral, así por los años 60 se introducen los conceptos de eficiencia de separación en base a índices cinéticos, posteriormente mediante flotación Rougher y múltiples etapas de limpieza y ploteando los resultados se podían determinar por aproximación el grado final del concentrado; por la década

del 80 los investigadores canadienses Agar y Kipie introducen los conceptos SPLIT FACTOR o factores de separación considerando la fracción no flotable en pruebas batch; complicando severamente el número y desarrollo de ecuaciones conforme se aplican más etapas de limpieza.

Estos modelos se pueden aplicar con un alto nivel de confiabilidad en:

- Exploración minera, para continuar con este trabajo se necesita resultados metalúrgicos rápidos y económicos.
- Evaluación técnico-económica de minerales donde los recursos económicos son escasos.
- Comercialización de concentrados minerales previamente a su tratamiento, porque se pueden calcular el efecto de los pro-ductos intermedios o middlings en el concentrado final.

2.2.1. Metodología

El concepto para presentar un circuito de flotación es atribuido al factor de distribución o SPLIT FACTOR (SF) de cada componente y en cada etapa de separación, este SF no es más que la fracción de alimentación que reportan los flujos no flotables o relaves en cada caso o etapa de separación o junta de flujos en flotaciones, Rougher, Cleaner, Recleaner o Scavenger, etc.

Las magnitudes de los SF dependen principalmente del tiempo de flotación, condiciones fisicoquímicas del mineral, datos suficientes que son determinados en una prueba de flotación batch, cuantificando así los factores de distribución y con estos

factores se puede calcular los resultados que se obtendrán en una flotación continua, piloto o industrial.

Los estudios de todos los investigadores han sido desarrollados en función de los SF o flujos no flotables, complicando severamente el desarrollo de estos modelos cuando se tiene más etapas de limpieza o se obtienen más productos; nosotros postulamos y desarrollamos estos modelos matemáticos considerando la fracción flotable, simplificando notablemente el manejo de ecuaciones y los cálculos que se realizan para evaluar una prueba de laboratorio y su escalamiento industrial.

Estos modelos nos servirán de base para realizar el balance de materiales mediante el planteo de ecuaciones para un diagrama de flujo de beneficio de minerales. El rombo indica la unión de dos o más flujos para formar un tercero y las etapas de separación están identificadas por un rectángulo y numeradas secuencialmente en un circuito de varias separaciones.

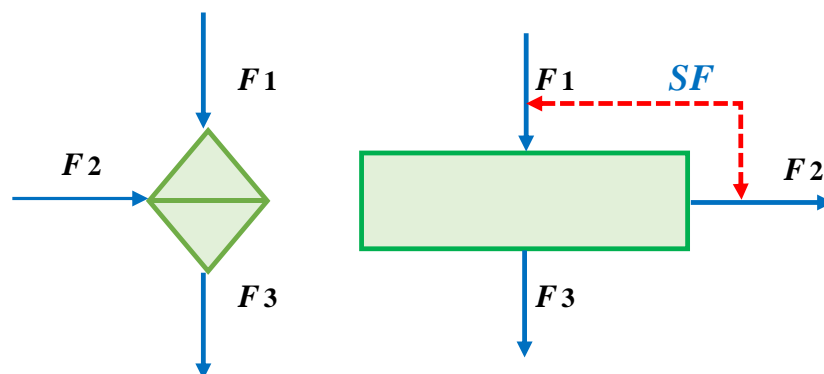


Figura 2.12 Nomenclatura de flujos

Dónde:

$$F_2 = F_1 * SF$$

2.2.2. Balance de Materiales y Planteo de Ecuaciones

Para resultados de concentrados y relaves realizados en pruebas de laboratorio se realizarán ecuaciones que nos permiten simular resultados como si el mineral fuese procesado industrialmente. Como por ejemplo en la figura 2.14

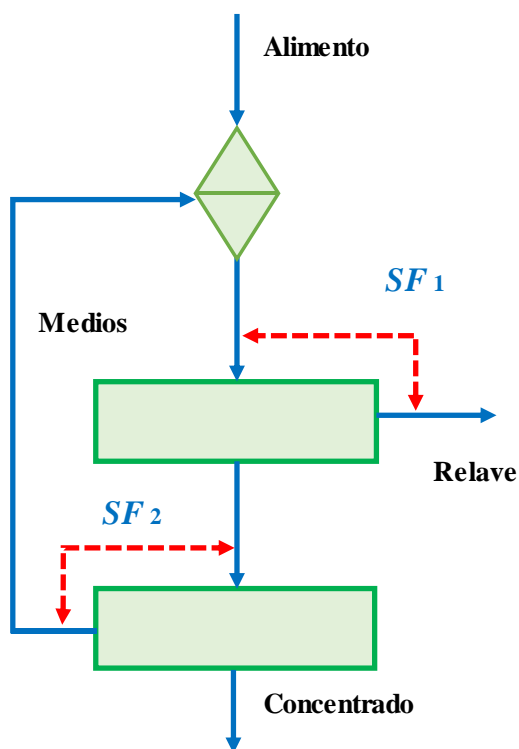


Figura 2.13 Fracciones no flotables

SF_1 = Fracción no flotable en relave

SF_2 = Fracción no flotable en medios

Para simplificar los cálculos metalúrgicos se tomará en consideración la fracción flotable para determinar pesos y recuperaciones, que a su vez servirá para calcular los diferentes productos que se obtendrán industrialmente con lo cual se completará el balance metalúrgico.

CAPÍTULO III

METODOLOGIA DE TRABAJO

3.1. Mineralogía

Para este estudio mineralógico las muestras fueron recibidas en fracciones granulométricas de mallas -10m+400m, con las cuales se hicieron briquetas pulidas de cada muestra y luego evaluadas utilizando un microscopio de polarización a fin de determinar la composición mineralógica, reconocimiento de los minerales económicos (galena, calcopirita, esfalerita, etc.) los ínter-crecimientos y ex soluciones.

3.2. Descripción utilizada

Pirita	(py)
Cobre Grises	(cgrs)
Gangas (cuarzo)	(ggs)
Galena	(gn)
Esfalerita	(ef)
Bornita	(bn)

En la muestra de mina malla -10m+400m, se observa granos de todos los tamaños grano de galena libres, piritas libres, gangas libres, granos mixtos binarios de galena/cobres grises, galena/gangas, gangas/pirita, esfalerita/gangas, calcopirita/pirita, calcopirita/cobres grises, también granos mixtos ternarios esfalerita/calcopirita/cobres grises, calcopirita/cobres grises/pirita. Se debe indicar que las gangas están alteradas (degradándose) superficialmente. Ver Figuras del 3.1 al 3.5.

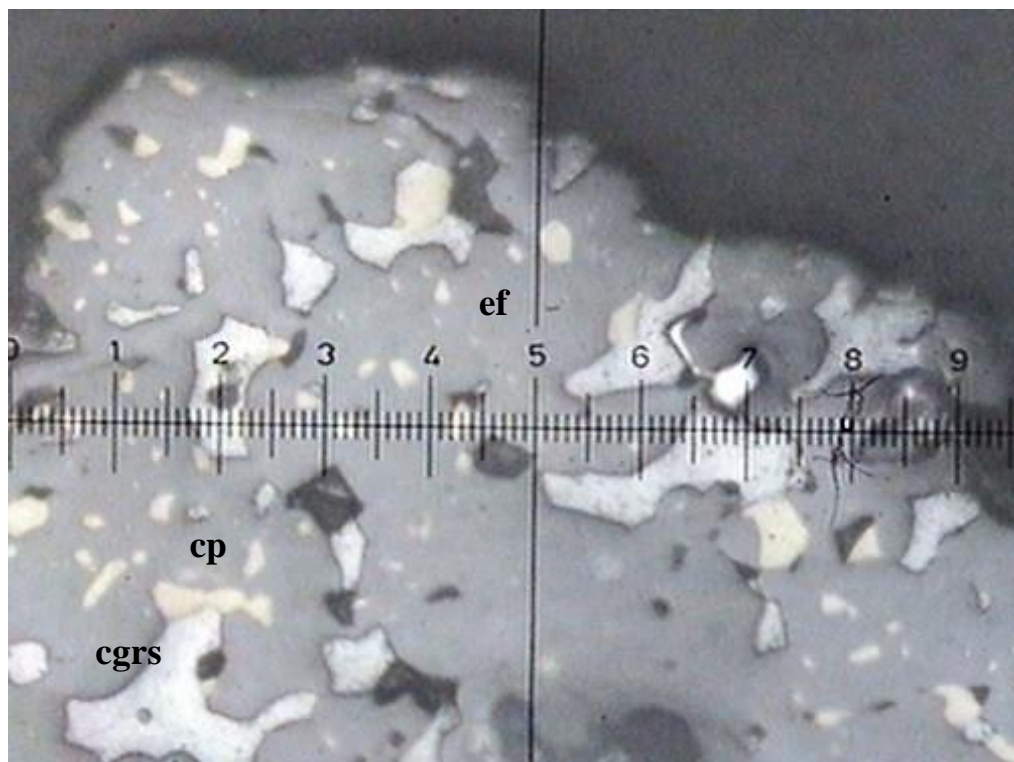


Figura 3.1 Granos de esfalerita con inclusiones de cobre grises y calcopirita nicoles paralelos, aumentos 200X

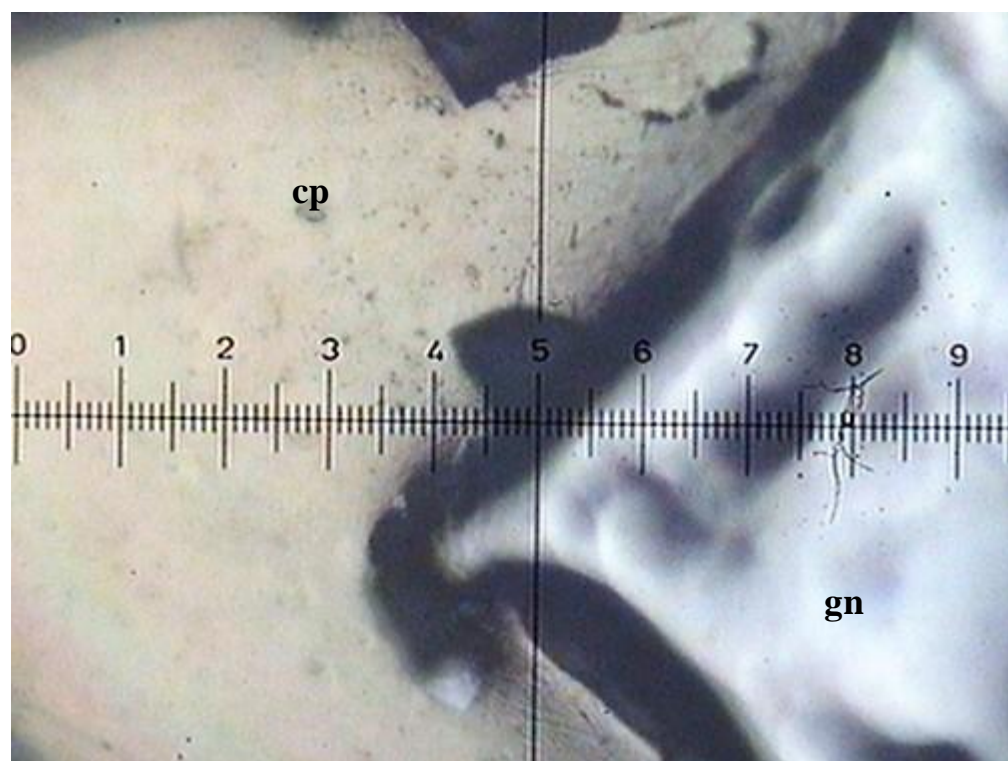


Figura 3.2 Granos mixto binario de calcopirita/ Pirita nicoles paralelos, aumentos (200X)

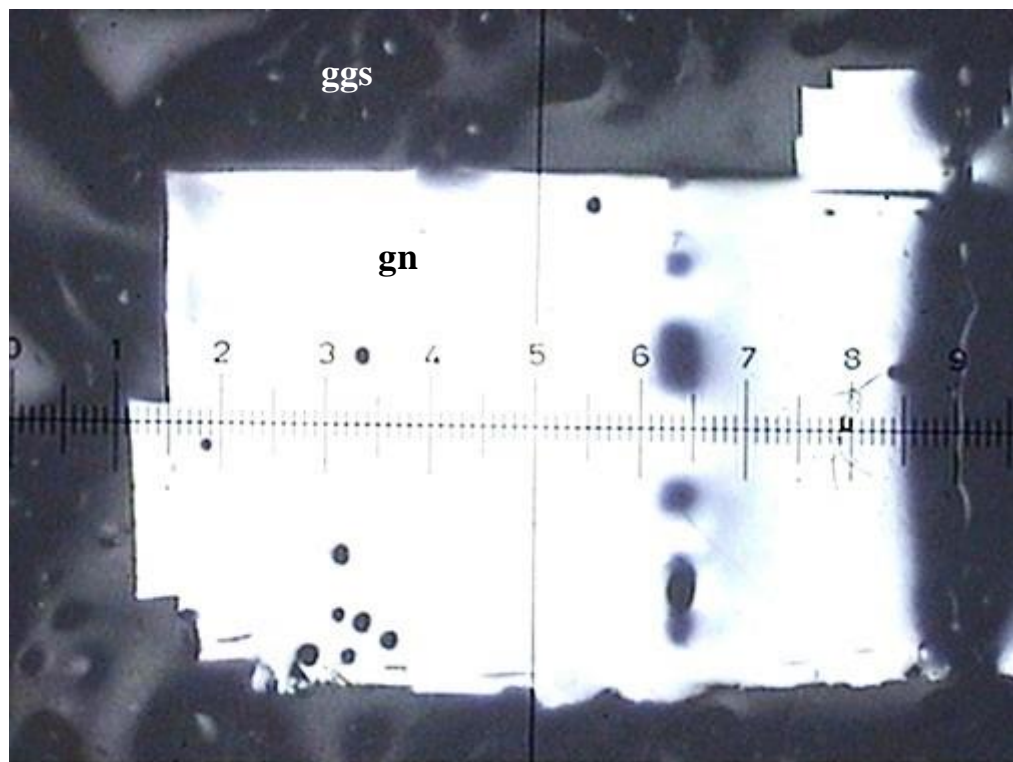


Figura 3.3 Granos libres de galena, nicoles paralelos, aumentos (63X)

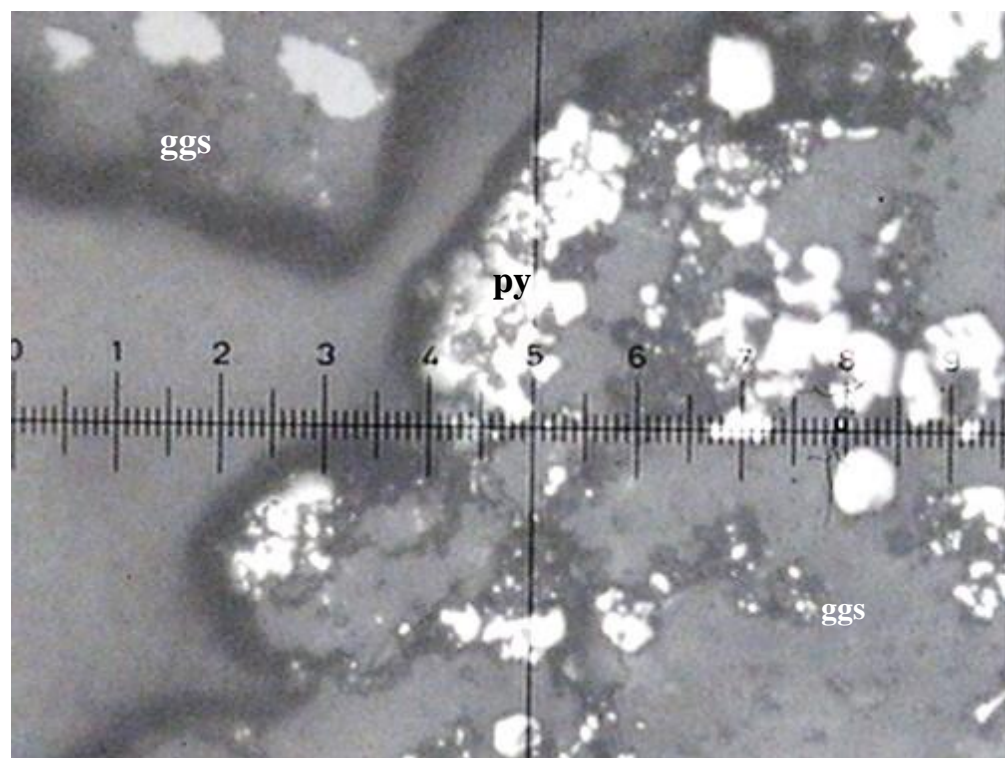


Figura 3.4 Grano de gangas con inclusiones de pirita, nicoles paralelos, aumentos (63X)

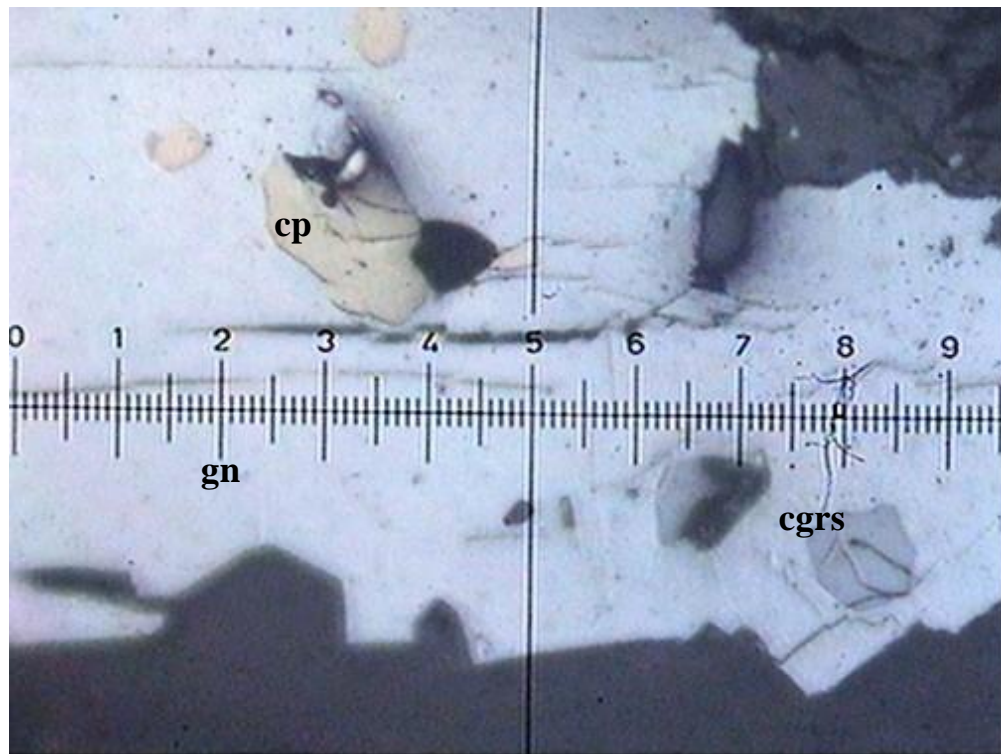


Figura 3.5 Grano de galena con inclusiones de calcopirita y cobre grises, nicoles paralelos, Aumentos (200X)

Las muestras en estudio realizado mediante luz reflejada, de la muestra de mina, malla -10m+400m se observan granos libres, galena, pirita, gangas, granos mixtos binarios de galena /cobres grises y granos mixtos terciarios de esfalerita/calcopirita/cobres grises, granos de gangas con inclusiones de pirita en abundancia.

Las presencias de los cobres grises presentan contenidos significativos de plata en los concentrados de flotación.

No se observa oro libre, aunque su presencia en los análisis químicos los relacione con las piritas, calcopiritas.

3.3. Composición química

El análisis químico de una muestra representativa del yacimiento se muestra en la tabla

Tabla 3.1 Análisis Químico del mineral de cabeza

Mineral	Cu (%)	Pb (%)	Ag (oz/TM)	Zn (%)	Au (gr/TM)	As (%)	Sb (%)
Cabeza	1.35	5.73	16.26	4.63	2.30	2.50	0.13

3.4. Pruebas de molienda y análisis granulométrico

Del anexo A 1.5 pruebas de molienda a diferentes tiempos (0, 15, 20, 25, 30, 40, 50 minutos) obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 3.2 Prueba de Moliendabilidad

TIEMPO (minutos)	% - 200 mallas
0	15.34
15	36.20
20	43.98
25	51.15
30	57.87
40	70.32
50	81.78
60% -200 mallas =31'39"	
65% -200 mallas =35'37"	
70% -200 mallas =39'44"	
75% -200 mallas =44'00"	
80% -200 mallas =48'44"	

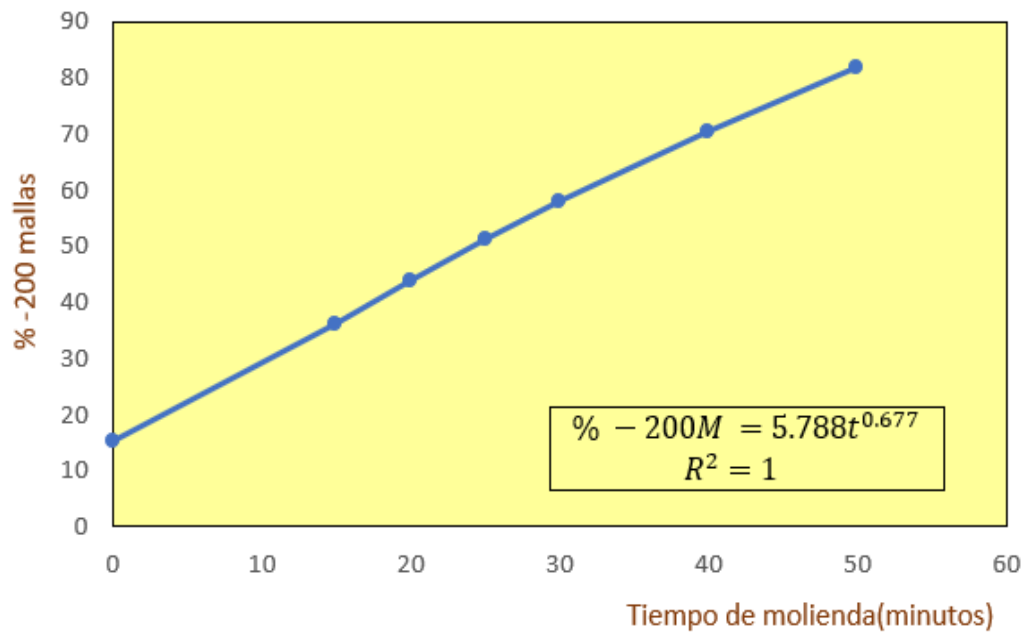


Figura 3.6 Curva de Moliendabilidad

CAPÍTULO IV

PRUEBAS METALURGICAS

Se realizaron pruebas de flotación en tres etapas para poder obtener las mejores recuperaciones que consiste en lo siguiente:

- La primera etapa donde se realizaron 03 pruebas de flotación para las etapas Rougher Bulk y Rougher Zn.
- La segunda etapa donde se realizaron 04 pruebas de flotación considerando 1 etapa de limpieza para la etapa Bulk y 02 limpiezas para el zinc.
- La tercera etapa donde se realizaron 03 pruebas de flotación, para la separación cobre-plomo.
- En la tercera etapa se realizará tres pruebas de flotación para la separación diferencial Cu-Pb, dos pruebas deprimiendo el Plomo y una prueba deprimiendo el Cobre, de esta manera obtener la mayor recuperación.

4.1. Primera etapa

En esta primera etapa se ha considerado realizar 03 flotaciones considerando solo las etapas Rougher Bulk Cu-Pb y Rougher Zn, para evaluar las recuperaciones de los valores metálicos. El diagrama de flujo de la primera etapa se observa en la figura 4.1, donde podremos observar las diferentes dosificaciones de reactivos realizado en esta etapa.

4.1.1. Prueba de Flotación N°1

Esta prueba de flotación se realizó a 58% - 200 mallas. Con una flotación selectiva. En la tabla 4.1 indica los parámetros como la dosificación de reactivos, pH y tiempos de molienda y el balance metalúrgico de la primera prueba.

Tabla 4.1 Prueba metalúrgica de flotación N°1 del mineral polimetálico

Molienda		Flotación Rougher Bulk Cu-Pb			Flotación Rougher Zinc		
Mineral = 1000 grs Líquido/sólido = 1/2 Tiempo = 31' 50" min Agua = 2000 cc pH = 7.3	Kg/TM	Acondicionamiento	Minutos	pH	Acondicionamiento	Minutos	pH
			5	8.5		5	11.5
		Reactivos	Kg/TM		Reactivos	Kg/TM	
		Z-11	0.020		Z-11	0.020	
		MIBC	0.014		MIBC	0.007	
		CAL	1.200		CAL	3.000	
					CuSO ₄	1.000	
Cal	0.200	Flotación Rougher	Minutos	pH	Flotación Rougher	Minutos	pH
ZnO	0.060		4	8.5		2	11.5
NaCN	0.020	Flotación Scavenger Bulk Cu-Pb			Flotación Scavenger Zinc		
A-31	0.008	Acondicionamiento	Minutos	pH	Acondicionamiento	Minutos	pH
XZ-11	0.004		3	8.5		2	11.5
		Reactivos	Kg/TM		Reactivos	Kg/TM	
		Z-11	0.010		Z-11	0.010	
		MIBC	0.007		MIBC	0.007	
		Flotación Scavenger	Minutos	pH	Flotación Scavenger	Minutos	pH
			2	8.5		1	11.5
% -200m = 58							

	Peso (gr)	% Peso	LEYES				RECUPERACION (%)				Radio conc
			Pb	Cu	Ag	Zn	Pb	Cu	Ag	Zn	
			(%)	(%)	(oz/TM)	(%)	%	%	%	%	
Cabeza	1000	100	5.73	1.35	16.26	4.63	100.00	100.00	100.00	100.00	
Conc. Rougher Bulk	153.3	15.33	37.93	9.41	100.08	3.7	93.59	94.29	90.84	13.36	6.52
Conc. Rougher Zn	108.9	10.89	1.42	0.26	4.99	32.43	2.49	1.85	3.22	83.17	9.18
Relave Flotación	737.8	73.78	0.33	0.08	1.36	0.2	3.92	3.86	5.94	3.47	
Cabeza Calculada	1000	100	6.21	1.53	16.89	4.25	100.00	100.00	100.00	100.00	

4.1.2. Prueba de Flotación N°2

Esta prueba de flotación se realizó a 60% - 200 mallas. Con una flotación selectiva, en la tabla 4.2 indica los parámetros como la dosificación de reactivos, pH y tiempos de molienda y el balance metalúrgico de la segunda prueba.

Tabla 4.2 Prueba metalúrgica de flotación N°2 del mineral polimetálico

Molienda		Flotación Rougher Bulk Cu-Pb				Flotación Rougher Zinc			
Mineral = 1000 grs Líquido/sólido = 1/2 Tiempo = 31' 39" min Agua = 2000 cc pH = 7.3	Kg/TM	Acondicionamiento		Minutos	pH	Acondicionamiento		Minutos	pH
				5	8.5			5	11.5
		Reactivos		Kg/TM		Reactivos		Kg/TM	
		Z-11		0.020		Z-11		0.020	
MIBC		0.014		MIBC		0.007			
CAL		1.200		CAL		3.000			
CuSO ₄				CuSO ₄		1.000			
Flotación Rougher		Minutos	pH	Flotación Rougher		Minutos	pH		
		4	8.5			2	11.5		
Flotación Scavenger Bulk Cu-Pb				Flotación Scavenger Zinc					
Acondicionamiento		Minutos	pH	Acondicionamiento		Minutos	pH		
		3	8.5			2	11.5		
Reactivos		Kg/TM		Reactivos		Kg/TM			
Z-11		0.010		Z-11		0.010			
MIBC		0.007		MIBC		0.007			
Flotación Scavenger		Minutos	pH	Flotación Scavenger		Minutos	pH		
		2	8.5			1	11.5		
% -200m = 60									

	Peso (gr)	% Peso	LEYES				RECUPERACION (%)				Radio conc
			Pb	Cu	Ag	Zn	Pb	Cu	Ag	Zn	
			(%)	(%)	(oz/TM)	(%)	%	%	%	%	
Cabeza	1000	100	5.73	1.35	16.26	4.63	100.00	100.00	100.00	100.00	
Conc. Rougher Bulk	140	14	43.49	11	109.49	1.41	96.32	94.87	91.37	4.81	7.14
Conc. Rougher Zn	90.6	9.06	0.53	0.24	3.07	40.7	0.76	1.34	1.66	89.76	11.04
Relave Flotación	769.4	76.94	0.24	0.08	1.52	0.29	2.92	3.79	6.97	5.43	
Cabeza Calculada	1000	100	6.32	1.62	16.78	4.11	100.00	100.00	100.00	100.00	

4.1.3. Prueba de Flotación N°3

Esta prueba de flotación se realizó a 65% - 200 mallas. Con una flotación selectiva, en la tabla 4.3 indica los parámetros como la dosificación de reactivos, pH y tiempos de molienda y el balance metalúrgico de la tercera prueba.

Tabla 4.3 Prueba metalúrgica de flotación N°3 del mineral polimetálico

Molienda		Flotación Rougher Bulk Cu-Pb				Flotación Rougher Zinc			
Mineral = 1000 grs Líquido/sólido = 1/2 Tiempo = 31' 37" min Agua = 2000 cc pH = 7.8	Kg/TM	Acondicionamiento	Minutos	pH	Kg/TM	Acondicionamiento	Minutos	pH	Kg/TM
			5	8.5			5	11.5	
		Reactivos				Reactivos			
		Z-11			0.020	Z-11			0.020
		MIBC			0.014	MIBC			0.007
		CAL			1.200	CAL			3.000
						CuSO ₄			1.000
Cal	0.200	Flotación Rougher	Minutos	pH		Flotación Rougher	Minutos	pH	
ZnO	0.060		4	8.5			2	11.5	
NaCN	0.020	Flotación Scavenger Bulk Cu-Pb				Flotación Scavenger Zinc			
A-31	0.008	Acondicionamiento	Minutos	pH	Kg/TM	Acondicionamiento	Minutos	pH	Kg/TM
XZ-11	0.004		3	8.5			2	11.5	
		Reactivos				Reactivos			
		Z-11			0.010	Z-11			0.010
		MIBC			0.007	MIBC			0.007
		Flotación Scavenger	Minutos	pH		Flotación Scavenger	Minutos	pH	
			2	8.5			1	11.5	
% -200m = 65									

	Peso (gr)	% Peso	LEYES				RECUPERACION (%)				Radio conc
			Pb	Cu	Ag	Zn	Pb	Cu	Ag	Zn	
			(%)	(%)	(oz/TM)	(%)	%	%	%	%	
Cabeza	1000	100	5.73	1.35	16.26	4.63	100.00	100.00	100.00	100.00	
Conc. Rougher Bulk	150	15	41.36	9.83	100.21	2.17	97.27	95.64	93.03	8.53	6.67
Conc. Rougher Zn	97.2	9.72	0.32	0.15	2.37	33.52	0.49	0.95	1.43	85.36	10.29
Relave Flotación	752.8	75.28	0.19	0.07	1.19	0.31	2.24	3.42	5.54	6.11	
Cabeza Calculada	1000	100	6.38	1.54	16.16	3.82	100.00	100.00	100.00	100.00	

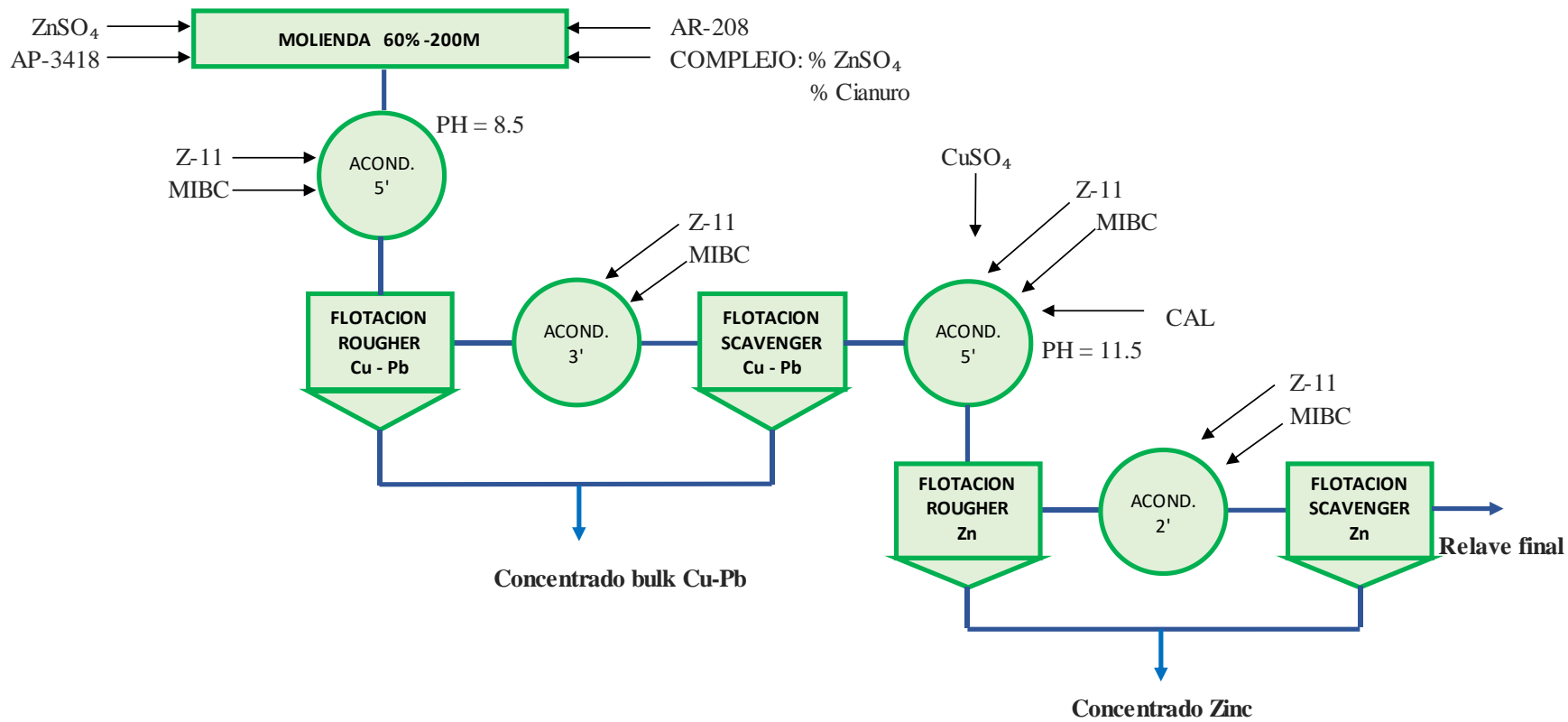


Figura 4.1. Diagrama de flujo de flotación de la primera etapa

4.2. Segunda etapa

En esta segunda etapa se ha seleccionado la prueba N°2 de la primera etapa. En esta segunda etapa se ha considerado realizar 04 pruebas de flotación considerando primera etapa de limpieza para la etapa Bulk y 02 limpiezas para el zinc. En la segunda prueba se ha incrementado los reactivos de flotación. El diagrama de flujo de esta segunda etapa se observa en la figura 4.2. En esta etapa se realizará las pruebas de flotaciones variando la dosificación de reactivo (Xantato).

4.2.1. Prueba de Flotación N°4

Esta prueba de flotación se realizó a 60% - 200 mallas, similar a la prueba N°2 de la primera etapa.

En la tabla 4.4 indica los parámetros como la dosificación de reactivos, pH y tiempos de molienda y balance metalúrgico de la cuarta prueba.

Tabla 4.4 Prueba metalúrgica de flotación N°4 del mineral polimetálico

Molienda		Flotación Rougher Bulk Cu-Pb			Flotación Rougher Zinc				
Mineral = 1000 grs Líquido/sólido = 1/2 Tiempo = 31' 39" min Agua = 2000 cc pH = 7.8		Acondicionamiento	5	8.5		Acondicionamiento	5	11.5	
		Z-11			0.010	Z-11			0.020
		MIBC			0.014	MIBC			0.007
		CAL			1.200	CAL			3.000
						CuSO4			1.000
Reactivos	Kg/TM	Flotación Rougher			Flotación Rougher				
		4	8.5		2	11.5			
		Flotación Scv. Bulk Cu-Pb			Flotación Scv. Zinc				
		Minutos	pH	Kg/TM	Minutos	pH	Kg/TM		
ZnSO4	0.600	Acondicionamiento	3	8.5	Acondicionamiento	2	11.5		
AP-3418	0.010	Z-11		0.010	Z-11		0.010		
AR-208	0.010	MIBC		0.007	MIBC		0.007		
MIX	0.100	Flotación Scavenger	2	8.5	Flotación Scavenger	1	11.5		
NaCN = 0.025		Flotación Cleaner Bulk Cu-Pb			Flotación Cleaner Zn-I				
ZnSO4 = 0.075		Minutos	pH	Kg/TM	Minutos	pH	Kg/TM		
		Acondicionamiento	1	8.5	Acondicionamiento	1	11.5		
		ZnSO4		0.100	CuSO4		0.100		
		MIBC		0.007	MIBC		0.007		
					CAL		1.500		
		Flotación Cleaner	3	8.5	Flotación Cleaner	2	11.5		
					Flotación Cleaner Zn-II				
					Minutos	pH	Kg/TM		
					Acondicionamiento	1	11.5		
					SIN REACTIVOS				
					Flotación Cleaner	1	11.5		
% -200m = 60									

	Peso (gr)	% Peso	LEYES						RECUPERACION (%)						RADIO CONC.
			Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/TM)	Zn (%)	Au (gr/TM)	As (%)	Pb %	Cu %	Ag %	Zn %	Au %	As %	
Cabeza	1000	100	5.73	1.35	16.26	4.63		100	100	100	100	100	100		
Conc. Bulk Cu-Pb	88.70	8.87	49.98	13.86	142.60	1.85	10.80	0.66	83.34	82.27	75.07	3.71	45.22	2.38	11.27
Medios Bulk Cu-Pb	26.10	2.61	9.10	3.72	38.63	7.21	9.04	3.16	4.47	6.50	5.98	4.26	11.14	3.35	
Conc. Zn	49.69	4.97	1.15	0.22	1.20	58.98	0.13	0.77	1.07	0.73	0.35	66.33	0.30	1.55	20.12
Medios Zn-II	11.82	1.18	0.44	0.05	3.91	12.80	2.11	5.01	0.10	0.04	0.27	3.42	1.18	2.40	
Medios Zn-I	49.21	4.92	1.21	0.03	8.40	6.93	0.37	5.56	1.12	0.10	2.45	7.72	0.86	11.11	
Relave Flotación	774.48	77.45	0.68	0.20	3.45	0.83	1.13	2.52	9.90	10.37	15.86	14.55	41.31	79.21	
Cabeza Calculada	1000.00	100.00	5.32	1.49	16.85	4.42	2.12	2.46	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

4.2.2. Prueba de Flotación N°5

Esta prueba de flotación se realizó a 60% - 200 mallas, con incremento de reactivos de flotación. Donde se agregó mayor cantidad de colectores en la molienda que la prueba anterior.

En la tabla 4.5 indica los parámetros como la dosificación de reactivos, pH y tiempos de molienda y balance metalúrgico de la quinta prueba.

Tabla 4.5 Prueba metalúrgica de flotación N°5 del mineral polimetálico

Molienda		Flotación Rougher Bulk Cu-Pb			Flotación Rougher Zinc				
Mineral = 1000 grs Líquido/sólido = 1/2 Tiempo = 31' 39" min Agua = 2000 cc pH = 7.8		Acondicionamiento	5	8.5		Acondicionamiento	5	11.5	
		Z-11			0.020	Z-11			0.020
		MIBC			0.014	MIBC			0.007
		CAL			1.200	CAL			3.000
						CuSO4			1.000
Reactivos	Kg/TM	Flotación Rougher	4	8.5		Flotación Rougher	2	11.5	
		Flotación Scv. Bulk Cu-Pb	Minutos	pH	Kg/TM	Flotación Scv. Zinc	Minutos	pH	Kg/TM
ZnSO4	0.600	Acondicionamiento	3	8.5		Acondicionamiento	2	11.5	
AP-3418	0.020	Z-11			0.010	Z-11			0.010
AR-208	0.020	MIBC			0.007	MIBC			0.007
MIX	0.200	Flotación Scavenger	2	8.5		Flotación Scavenger	1	11.5	
NaCN = 0.05		Flotación Cleaner Bulk Cu-Pb	Minutos	pH	Kg/TM	Flotación Cleaner Zn-I	Minutos	pH	Kg/TM
ZnSO4 = 0.150		Acondicionamiento	1	8.5		Acondicionamiento	1	11.5	
		ZnSO4			0.100	CuSO4			0.100
		MIBC			0.007	MIBC			0.007
						CAL			1.500
		Flotación Cleaner	3	8.5		Flotación Cleaner	2	11.5	
						Flotación Cleaner Zn-II	Minutos	pH	Kg/TM
						Acondicionamiento	1	11.5	
						SIN REACTIVOS			
% -200m = 60						Flotación Cleaner	1	11.5	

	Peso (gr)	% Peso	LEYES						RECUPERACION (%)						RADIO CONC.
			Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/TM)	Zn (%)	Au (gr/TM)	As (%)	Pb %	Cu %	Ag %	Zn %	Au %	As %	
Cabeza	1000	100	5.73	1.35	16.26	4.63		100	100	100	100	100	100	100	
Conc. Bulk Cu-Pb	106.10	10.61	45.78	11.82	140.05	1.74	10.60	0.55	91.60	87.74	87.73	4.19	53.76	2.37	9.43
Medios Bulk Cu-Pb	34.10	3.41	8.20	3.83	34.08	6.96	9.74	5.18	5.27	9.14	6.86	5.39	15.88	7.17	
Conc. Zn	60.30	6.03	0.09	0.09	0.67	57.68	0.26	0.61	0.10	0.38	0.24	79.00	0.75	1.49	16.58
Medios Zn-II	13.10	1.31	0.43	0.03	3.70	12.41	2.06	12.82	0.11	0.03	0.29	3.69	1.29	6.82	
Medios Zn-I	52.20	5.22	0.57	0.04	5.29	4.54	0.38	16.41	0.56	0.15	1.63	5.38	0.95	34.77	
Relave Flotación	734.20	73.42	0.17	0.05	0.75	0.14	0.78	1.59	2.35	2.57	3.25	2.33	27.37	47.38	
Cabeza Calculada	1000.00	100.00	5.30	1.43	16.94	4.40	2.09	2.46	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

4.2.3. Prueba de Flotación N°6

Esta prueba de flotación se realizó a 60% - 200 mallas, similar a la prueba N°2 de la primera etapa.

En la tabla 4.6 indica los parámetros como la dosificación de reactivos, pH y tiempos de molienda y balance metalúrgico de la sexta prueba.

Tabla 4.6 Prueba metalúrgica de flotación N°6 del mineral polimetálico

Molienda		Flotación Rougher Bulk Cu-Pb			Flotación Rougher Zinc				
Mineral = 1000 grs Líquido/sólido = 1/2 Tiempo = 31' 39" min Agua = 2000 cc pH = 7.8		Acondicionamiento	5	8.5		Acondicionamiento	5	11.5	
		Z-11 MIBC CAL			0.030 0.014 1.200	Z-11 MIBC CAL CuSO4			0.030 0.007 3.000 1.000
Reactivos	Kg/TM	Flotación Rougher	4	8.5		Flotación Rougher	2	11.5	
ZnSO4 AP-3418 AR-208 MIX NaCN = 0.075 ZnSO4 = 0.225	0.600 0.030 0.030 0.300	Flotación Scv. Bulk Cu-Pb	Minutos	pH	Kg/TM	Flotación Scv. Zinc	Minutos	pH	Kg/TM
		Acondicionamiento	3	8.5		Acondicionamiento	2	11.5	
		Z-11 MIBC			0.010 0.007	Z-11 MIBC			0.010 0.007
		Flotación Scavenger	2	8.5		Flotación Scavenger	1	11.5	
		Flotación Cleaner Bulk Cu-Pb	Minutos	pH	Kg/TM	Flotación Cleaner Zn-I	Minutos	pH	Kg/TM
		Acondicionamiento	1	8.5		Acondicionamiento	1	11.5	
		ZnSO4 MIBC			0.100 0.007	CuSO4 MIBC CAL			0.100 0.007 1.500
		Flotación Cleaner	3	8.5		Flotación Cleaner	2	11.5	
						Flotación Cleaner Zn-II	Minutos	pH	Kg/TM
						Acondicionamiento	1	11.5	
				SIN REACTIVOS					
% -200m = 60					Flotación Cleaner	1	11.5		

	Peso (gr)	% Peso	LEYES						RECUPERACION (%)						RADIO CONC.
			Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/TM)	Zn (%)	Au (gr/TM)	As (%)	Pb %	Cu %	Ag %	Zn %	Au %	As %	
Cabeza	1000	100	5.73	1.35	16.26	4.63		100	100	100	100	100	100		
Conc. Bulk Cu-Pb	114.20	11.42	49.38	12.32	124.45	1.52	10.60	0.91	89.91	86.57	83.68	3.89	50.46	3.93	8.76
Medios Bulk Cu-Pb	50.40	5.04	8.50	3.52	30.95	2.50	5.87	6.00	6.83	10.92	9.18	2.83	12.33	11.42	
Conc. Zn	67.00	6.70	0.19	0.03	1.40	57.99	0.45	0.15	0.20	0.12	0.55	87.17	1.26	0.38	14.93
Medios Zn-II	3.00	0.30	0.33	0.12	1.76	3.11	0.58	4.27	0.02	0.02	0.03	0.21	0.07	0.48	
Medios Zn-I	25.60	2.56	1.96	0.06	8.80	7.10	2.99	6.32	0.80	0.09	1.33	4.08	3.19	6.11	
Relave Flotación	739.80	73.98	0.19	0.05	1.20	0.11	1.06	2.78	2.24	2.28	5.23	1.83	32.69	77.68	
Cabeza Calculada	1000.00	100.00	6.27	1.63	16.98	4.46	2.40	2.65	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

4.2.4. Prueba de Flotación N°7

Esta prueba de flotación se realizó a 60% - 200 mallas, con incremento de reactivos de flotación. Donde se agregó mayor cantidad de colectores en la molienda que la prueba anterior.

En la tabla 4.7 indica los parámetros como la dosificación de reactivos, pH y tiempos de molienda y balance metalúrgico de la séptima prueba.

Tabla 4.7 Prueba metalúrgica de flotación N°7 del mineral polimetálico

Molienda		Flotación Rougher Bulk Cu-Pb			Flotación Rougher Zinc					
Mineral = 1000 grs Líquido/sólido = 1/2 Tiempo = 31' 39" min Agua = 2000 cc pH = 7.8		Acondicionamiento	5	8.5		Acondicionamiento	5	11.5		
		Z-11			0.040	Z-11			0.040	
		MIBC			0.014	MIBC			0.007	
		CAL			1.200	CAL			3.000	
						CuSO4			1.000	
Reactivos	Kg/TM	Flotación Rougher	4	8.5		Flotación Rougher	2	11.5		
ZnSO4 AP-3418 AR-208 MIX NaCN = 0.100 ZnSO4 = 0.300	0.600 0.040 0.040 0.400	Flotación Scv. Bulk Cu-Pb	Minutos	pH	Kg/TM	Flotación Scv. Zinc	Minutos	pH	Kg/TM	
			3	8.5		Acondicionamiento	2	11.5		
			Z-11			0.010	Z-11			0.010
			MIBC			0.007	MIBC			0.007
			Flotación Scavenger	2	8.5		Flotación Scavenger	1	11.5	
			Flotación Cleaner Bulk Cu-Pb	Minutos	pH	Kg/TM	Flotación Cleaner Zn-I	Minutos	pH	Kg/TM
			Acondicionamiento	1	8.5		Acondicionamiento	1	11.5	
			ZnSO4			0.100	CuSO4			0.100
			MIBC			0.007	MIBC			0.007
							CAL			1.500
		Flotación Cleaner	3	8.5		Flotación Cleaner	2	11.5		
					Flotación Cleaner Zn-II	Minutos	pH	Kg/TM		
					Acondicionamiento	1	11.5			
					SIN REACTIVOS					
% -200m = 60					Flotación Cleaner	1	11.5			

	Peso (gr)	% Peso	LEYES						RECUPERACION (%)						RADIO CONC.
			Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/TM)	Zn (%)	Au (gr/TM)	As (%)	Pb %	Cu %	Ag %	Zn %	Au %	As %	
Cabeza	1000	100	5.73	1.35	16.26	4.63		100	100	100	100	100	100		
Conc. Bulk Cu-Pb	123.50	12.35	44.23	10.21	118.10	3.42	12.38	1.30	91.20	83.34	86.48	9.54	64.02	6.33	8.10
Medios Bulk Cu-Pb	56.21	5.62	6.20	3.20	26.25	2.60	6.36	6.40	5.82	11.89	8.75	3.30	14.97	14.18	
Conc. Zn	68.21	6.82	0.41	0.08	1.40	53.24	0.51	0.16	0.47	0.36	0.57	82.00	1.46	0.43	14.66
Medios Zn-II	3.50	0.35	0.30	0.10	1.59	2.14	0.60	4.31	0.02	0.02	0.03	0.17	0.09	0.59	
Medios Zn-I	22.67	2.27	1.78	0.05	8.30	7.20	2.90	6.49	0.67	0.07	1.12	3.69	2.75	5.80	
Relave Flotación	725.91	72.59	0.15	0.09	0.71	0.08	0.55	2.54	1.82	4.32	3.06	1.31	16.72	72.67	
Cabeza Calculada	1000.00	100.00	5.99	1.51	16.87	4.43	2.39	2.54	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

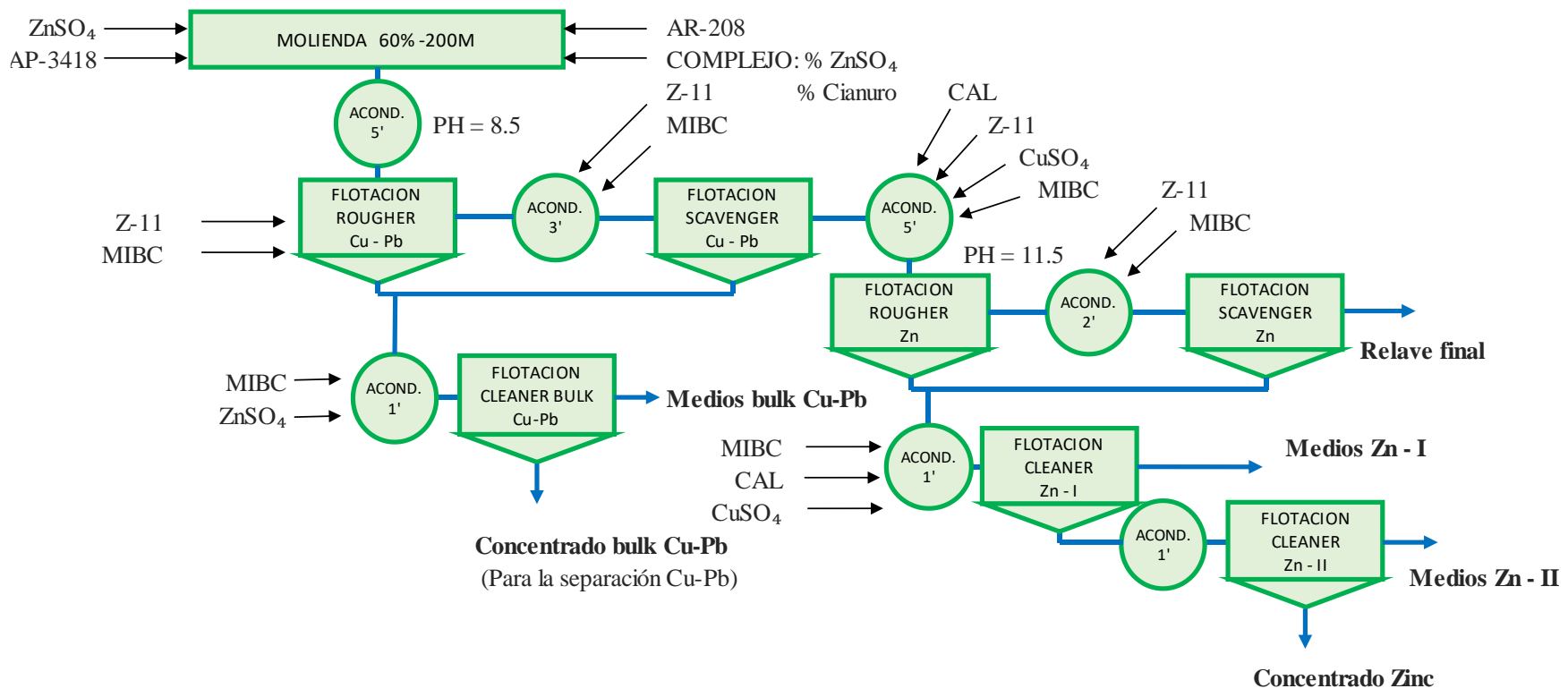


Figura 4.2 Diagrama de flujo de flotación de la segunda etapa

4.2.5. Diagrama de correlación-dispersión

Una de las herramientas gráficas que permite demostrar la relación existente entre dos clases de datos y cuantificar la intensidad de dicha relación es el diagrama de correlación-dispersión y se utiliza para conocer si efectivamente existe una correlación entre dos o más magnitudes o parámetros de un problema. En este caso veremos la correlación que existe entre el Cu, Pb y Zinc en la segunda etapa.

Una de las técnicas de minería de datos es el análisis de componentes principales que reduce las dimensiones de un conjunto enorme de variables a un nuevo número de variables llamado componentes principales o factores latentes. En presencia de un conjunto de base de datos muy grandes es muy probable que todas estas variables estén correladas entre sí, de ser así, entonces es posible utilizar el análisis de componentes principales para que nos ayude a interpretar más fácil estos datos.

El análisis de componentes principales de datos crea un conjunto de nuevas variables, mucho menor que el conjunto original de variables, en donde estas nuevas variables se denominan componentes principales o factores latentes y van a estar correlados entre sí y además van a ser expresados como combinación lineal de las variables originales.

Para llevar a cabo esto se realiza una transformación ortogonal de la matriz de varianzas o la matriz de covarianza y a partir de ello se calculan los auto vectores y auto valores, donde los auto vectores son los componentes principales o las nuevas variables y los autovalores son las varianzas de cada uno de sus componentes principales. En este caso de flotación, tenemos un número determinado de variables por lo que no será necesario realizar esta operación de transformación.

4.2.5.1. Correlación de datos

Como vamos a trabajar con el análisis de componentes principales es necesario llevar a cabo la correlación de los datos con la tabla 4.8 que corresponde a los datos de la tercera etapa, estos nos indicaran si exista alguna correlación entre las variables originales y de ser así tiene sentido aplicar el análisis de componentes principales.

Tabla 4.8 Datos del porcentaje de recuperacion de la tercera etapa

Descripción	Conc. Rougher Bulk		Conc. Rougher Zn
	% Pb	% Cu	% Zn
Prueba N°4	87.808	88.765	77.477
Prueba N°5	96.876	96.878	88.081
Prueba N°6	96.740	92.863	91.453
Prueba N°7	97.024	95.224	85.852

Con los datos de la tabla 4.8 y con el software RStudio calcularemos los datos correlados.

Tabla 4.9 Correlación de datos

	Pb	Cu	Zn
Pb	1.0000000	0.8902434	0.9121697
Cu	0.8902434	1.0000000	0.6927860
Zn	0.9121697	0.6927860	1.0000000

En la tabla 4.9 se observa correlación significativa entre Pb-Cu de 0.89, correlación entre Pb-Zn de 0.91 y una correlación de Cu-Zn no muy alta pero significativa de 0.69. Entonces al existir correlación entre variables, se puede iniciar el análisis de componentes principales (PC).

4.2.5.2. Análisis de componentes principales (PC)

Encontramos la desviación estándar de cada uno de los componentes principales, con el software RStudio.

Tabla 4.10 Variables originales rotadas en el plano ($n \times k = (3 \times 3)$)

Descripción	PC1	PC2	PC3
Pb	0.6073511	-0.03223815	-0.7937791
Cu	0.5589208	0.72740386	0.3981095
Zn	0.5645637	-0.68545191	0.4598081

Tabla 4.11 Desviación estándar y Varianza de los componentes principales

Descripción	PC1	PC2	PC3
D.S	1.6331452	0.5547200	0.1585008
Varianza	2.66716320	0.30771431	0.02512249

Tabla 4.12 Importancia de los componentes principales

Descripción	PC1	PC2	PC3
Desviación estándar	1.6331	0.5547	0.15850
Proporción de la varianza	0.8891	0.1026	0.00837
Proporción acumulada	0.8891	0.9916	1.00000

En la tabla 4.12 se observa que el primer componente principal 1 explica el 88.91 % de la variabilidad total, el componente principal 2 explica el 10.26% de la variabilidad no explicada por el componente principal 1 y componente principal 3 explica el 0.83% de la variabilidad no explicada por el componente principal 1.

- Criterio de Kaiser

Sabiendo que la transformación ortogonal se ha realizado de la matriz de correlación, la varianza de cada una de las variables originales de ser 1 por tanto la varianza de los componentes principales no debe ser menor a 1 para explicar la suficiente variabilidad original. En la tabla 4.11 el componente principal 1 (PC1), la varianza es mayor a 1 con cual nos aseguramos la mayor variabilidad posible. La siguiente figura nos muestra el análisis exploratorio multivariado entre del concentrado Rougher bulk Cu-Pb y el concentrado Rougher Zn.

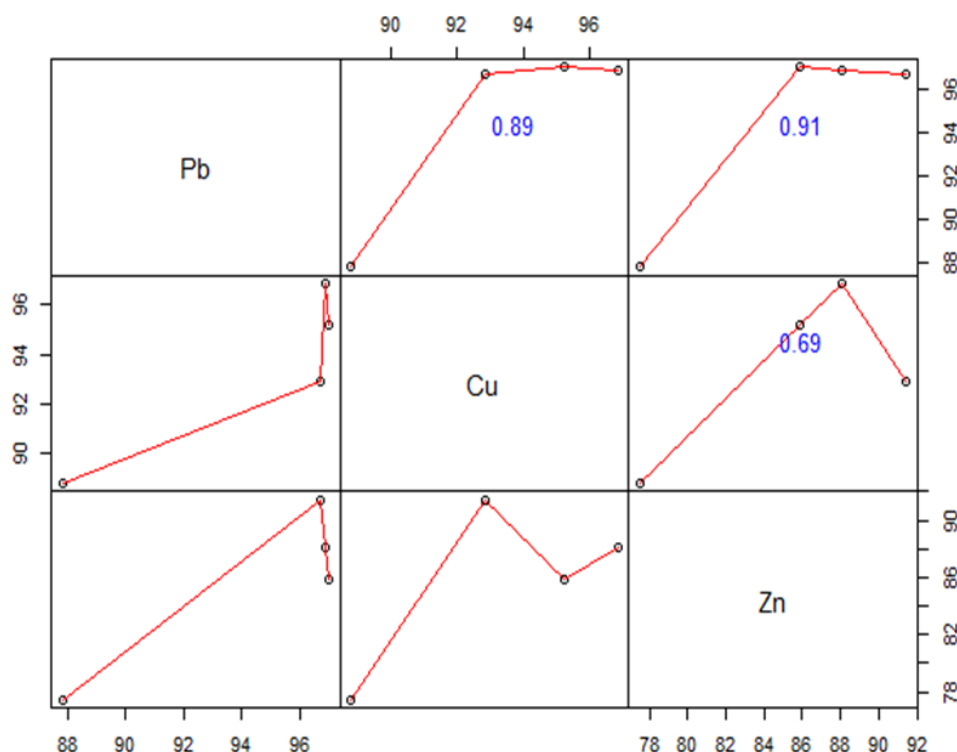


Figura 4.3 Diagrama de correlación-dispersión. Apoyo del software RStudio.

Este análisis nos indica que, al incrementarse la recuperación de Cu, el Pb llega a una recuperación máxima de 97.024%, para luego disminuir cuando la recuperación de Cu es máxima de 96.878%, en los concentrados Rougher.

4.3. Tercera etapa

En esta tercera etapa se ha considerado 03 pruebas de flotación, para la separación cobre-plomo se ha seleccionado la prueba N°5 de la segunda etapa, con depresión del plomo con la mezcla de bicromato, CMC y fosfato monosódico, estas dos pruebas se observan en de diagrama de flujo de la figura 4.4. Una tercera prueba de separación se ha considerado deprimiendo el cobre con Complejo (mezcla de $ZnSO_4 + NaCN$), esto se observa en la figura 4.5

4.3.1. Prueba de Flotación N°8

Similar a la prueba N°5 de la segunda etapa. Con flotación diferencial deprimiendo el plomo.

Tabla 4.13 Prueba metalúrgica de flotación N°8 del mineral polimetálico

Molienda		F. Rougher Bulk Cu-Pb	Min.	pH	Kg/TM	F. Diferencial Cu-Pb	Min.	pH	Kg/TM	Flotación Rougher Zinc	Min.	pH	Kg/TM	
Mineral = 1000 grs Líquido/sólido = 1/2 Tiempo = 31' 39" min Agua = 2000 cc pH = 7.3	Kg/TM	Acondicionamiento	5	8.5		Acondicionamiento	1	7.5		Acondicionamiento	5	11.5		
		Z-11			0.020	Carbon activado			0.0001	Z-11				0.020
Reactivos ZnSO ₄ = 0.600 AP-3418 = 0.020 AR-208 = 0.020 COMPLEJO = 0.200 NaCN = 0.050 ZnSO ₄ = 0.150	Kg/TM	Z-11			0.014	MIBC			0.015	MIBC			0.007	
		CAL			1.200	AR-208			0.020	CAL				3.000
							MIBC			0.028	CuSO ₄			1.000
		Flotación Rougher	4	8.5		Depresor de plomo			0.300	Flotación Rougher	2	11.5		
		F. Scv. Bulk Cu-Pb	Min.	pH	Kg/TM	Bicromato=0.18 CMC=0.060 Fosfato M.=0.060				Flotación Scv. Zinc	Min.	pH	Kg/TM	
		Acondicionamiento	3	8.5		Flotación Diferencial	8	7.5		Acondicionamiento	2	11.5		
		Z-11			0.010	F. Dif. Cleaner Cu-Pb-I	Min.	pH	Kg/TM	Z-11				0.010
		MIBC			0.007	Acondicionamiento	1	7.5		MIBC				0.007
		ZnSO ₄			0.100	MIBC			0.021	Flotación Scavenger	1	11.5		
		Flotación Scavenger	2	8.5		Depresor de plomo			0.200	Flotación Cleaner Zn-I	Min.	pH	Kg/TM	
F. Cleaner Bulk Cu-Pb	Min.	pH	Kg/TM	Bicromato=0.12 CMC=0.040 Fosfato M.=0.040				Acondicionamiento	1	11.5				
Acondicionamiento	1	8.5		Flotación Cleaner I	2	7.5		CuSO ₄				0.100		
ZnSO ₄			0.100	F. Dif. Cleaner Cu-Pb-II	Min.	pH	Kg/TM	MIBC				0.007		
MIBC			0.007	Acondicionamiento	1	7.5		CAL				1.500		
Flotación Cleaner	3	8.5		MIBC			0.014	Flotación Cleaner	2	11.5				
				Depresor de plomo			0.100	Flotación Cleaner Zn-II	Min.	pH	Kg/TM			
				Bicromato=0.06 CMC=0.020 Fosfato M.=0.020				Acondicionamiento	1	11.5				
				Flotación Cleaner II	1	7.5		SIN REACTIVOS						
% -200m = 60								Flotación Cleaner	1	11.5				

	Peso (gr)	% Peso	LEYES							RECUPERACION (%)							RADIO CONC.
			Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/TM)	Zn (%)	Au (gr/TM)	As (%)	Sb (%)	Pb (%)	Cu (%)	Ag (%)	Zn (%)	Au (%)	As (%)	Sb (%)	
Cabeza	1000.00	100.00	5.73	1.35	16.26	4.63	2.07	2.38	0.13	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	68.60	6.86	69.32	3.83	140.43	1.96	5.00	0.50	0.70	83.65	19.86	56.11	3.22	17.35	1.44	30.62	14.58
Conc. Cu	15.90	1.59	1.44	31.47	195.09	0.45	40.00	1.30	0.10	0.40	37.82	18.07	0.17	32.18	0.87	1.01	62.89
Medios Cu II	2.40	0.24	9.50	29.08	104.75	0.58	5.00	1.10	0.20	0.40	5.28	1.46	0.03	0.61	0.11	0.31	
Medios Cu I	17.20	1.72	23.64	18.78	124.74	0.85	1.36	0.45	0.81	7.15	24.42	12.50	0.48	1.18	0.32	8.88	
Medios Bulk Cu-Pb	32.10	3.21	8.20	3.83	34.08	7.20	9.74	5.18	0.20	4.63	9.29	6.37	5.54	15.82	6.97	4.09	
Conc. Zn	55.50	5.55	0.33	0.08	1.61	56.60	0.26	0.61	0.10	0.32	0.34	0.52	75.31	0.73	1.42	3.54	18.02
Medios Zn-II	17.20	1.72	0.80	0.03	3.70	14.10	2.06	12.82	0.10	0.24	0.04	0.37	5.81	1.79	9.25	1.10	
Medios Zn-I	43.20	4.32	0.57	0.04	5.29	6.50	0.38	16.41	0.10	0.43	0.13	1.33	6.73	0.83	29.74	2.75	
Relave Flotación	747.90	74.79	0.21	0.05	0.75	0.15	0.78	1.59	0.10	2.76	2.83	3.27	2.69	29.51	49.88	47.69	
Cabeza Calculada	1000.00	100.00	5.68	1.32	17.17	4.17	1.98	2.38	0.16	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

4.3.2. Prueba de Flotación N°9

Similar a la prueba N°5 de la segunda etapa. Con flotación diferencial deprimiendo el plomo.

En la tabla 4.13 indica las dosificaciones de reactivos, pH y tiempos de molienda y el balance metalúrgico de la prueba.

Tabla 4.14 Prueba metalúrgica de flotación N°9 del mineral polimetálico

Molienda		F. Rougher Bulk Cu-Pb	Min.	pH	Kg/TM	F. Diferencial Cu-Pb	Min.	pH	Kg/TM	Flotación Rougher Zinc	Min.	pH	Kg/TM
Mineral = 1000 grs Líquido/sólido = 1/2 Tiempo = 31' 39" min Agua = 2000 cc pH = 7.3	Kg/TM	Acondicionamiento	5	8.5		Acondicionamiento	1	7.5		Acondicionamiento	5	11.5	
		Z-11			0.030	Carbon activado			0.0001	Z-11			0.020
		MIBC			0.014	Z-11			0.015	MIBC			0.007
Reactivos ZnSO4 = 0.600 AP-3418 = 0.030 AR-208 = 0.030 COMPLEJO = 0.300 NaCN = 0.075 ZnSO4 = 0.225	Kg/TM	Flotación Rougher	4	8.5		AR-208			0.060	CAL			3.000
		F. Scv. Bulk Cu-Pb	Min.	pH	Kg/TM	MIBC			0.035	CuSO4			1.000
		Acondicionamiento	3	8.5		Depresor de plomo			0.400	Flotación Rougher	2	11.5	
		Z-11			0.010	Bicromato=0.24 CMC=0.080 Fosfato M.=0.080				Flotación Scv. Zinc	Min.	pH	Kg/TM
		MIBC			0.007	Flotación Diferencial	8	7.5		Acondicionamiento	2	11.5	
		ZnSO4			0.100	F. Dif. Cleaner Cu-Pb-I	Min.	pH	Kg/TM	Z-11			0.010
		Flotación Scavenger	2	8.5		Acondicionamiento	1	7.5		MIBC			0.007
		F. Cleaner Bulk Cu-Pb	Min.	pH	Kg/TM	MIBC			0.021	Flotación Scavenger	1	11.5	
		Acondicionamiento	1	8.5		Depresor de plomo			0.200	Flotación Cleaner Zn-I	Min.	pH	Kg/TM
		ZnSO4			0.100	Bicromato=0.12 CMC=0.040 Fosfato M.=0.040				Acondicionamiento	1	11.5	
		MIBC			0.007	Flotación Cleaner I	2	7.5		CuSO4			0.100
		Flotación Cleaner	3	8.5		F. Dif. Cleaner Cu-Pb-II	Min.	pH	Kg/TM	MIBC			0.007
				Acondicionamiento	1	7.5		CAL			1.500		
				MIBC			0.014	Flotación Cleaner	2	11.5			
				Depresor de plomo			0.100	Flotación Cleaner Zn-II	Min.	pH	Kg/TM		
				Bicromato=0.06 CMC=0.020 Fosfato M.=0.020				Acondicionamiento	1	11.5			
				Flotación Cleaner II	1	7.5		SIN REACTIVOS					
								Flotación Cleaner	1	11.5			

% -200m = 60

	Peso (gr)	% Peso	LEYES							RECUPERACION (%)							RADIO CONC.
			Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/TM)	Zn (%)	Au (gr/TM)	As (%)	Sb (%)	Pb (%)	Cu (%)	Ag (%)	Zn (%)	Au (%)	As (%)	Sb (%)	
Cabeza	1000.00	100.00	5.73	1.35	16.26	4.63	2.07	2.38	0.13	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	74.10	7.41	65.00	5.00	180.00	1.80	5.00	0.50	0.70	87.52	25.25	76.66	3.07	15.57	1.65	34.81	13.50
Conc. Cu	24.50	2.45	4.50	30.00	70.00	2.10	40.00	1.30	0.10	2.00	50.08	9.86	1.19	41.19	1.42	1.64	40.82
Medios Cu II	2.10	0.21	9.60	18.00	60.00	2.00	5.00	1.10	0.20	0.37	2.58	0.72	0.10	0.44	0.10	0.28	
Medios Cu I	11.20	1.12	8.60	14.00	25.00	2.00	6.00	1.00	0.20	1.75	10.68	1.61	0.46	2.82	0.50	1.50	
Medios Bulk Cu-Pb	32.10	3.21	8.20	3.83	34.08	7.20	9.74	5.18	0.20	4.78	8.38	6.29	5.32	13.14	7.39	4.31	
Conc. Zn	58.40	5.84	0.14	0.09	0.67	57.68	0.26	0.61	0.10	0.15	0.36	0.22	77.59	0.64	1.58	3.92	17.12
Medios Zn-II	12.50	1.25	0.80	0.03	3.70	14.10	2.06	12.82	0.10	0.18	0.03	0.27	4.06	1.08	7.12	0.84	
Medios Zn-I	37.60	3.76	0.57	0.04	5.29	6.50	0.38	16.41	0.10	0.39	0.10	1.14	5.63	0.60	27.42	2.52	
Relave Flotación	747.50	74.75	0.21	0.05	0.75	0.15	0.78	1.59	0.10	2.85	2.55	3.22	2.58	24.51	52.82	50.17	
Cabeza Calculada	1000.00	100.00	5.50	1.47	17.40	4.34	2.38	2.25	0.15	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

4.3.3. Prueba de Flotación N°10

Similar a la prueba N°5 de la segunda etapa. Con flotación diferencial deprimiendo el cobre.

En la tabla 4.14 indica las dosificaciones de reactivos, pH y tiempos de molienda y el balance metalúrgico de la prueba.

Tabla 4.15 Prueba metalúrgica de flotación N°10 del mineral polimetálico

Molienda		F. Rougher Bulk Cu-Pb	Min.	pH	Kg/TM	F. Diferencial Cu-Pb	Min.	pH	Kg/TM	Flotación Rougher Zinc	Min.	pH	Kg/TM
Mineral = 1000 grs Líquido/sólido = 1/2 Tiempo = 31' 39" min Agua = 2000 cc pH = 7.3	Kg/TM	Acondicionamiento	5	8.5		Acondicionamiento	1	7.5		Acondicionamiento	5	11.5	
		Z-11 MIBC CAL			0.020 0.014 1.200	Carbon activado Z-11 MIBC			0.0001 0.015 0.035	Z-11 MIBC CAL CuSO ₄			0.020 0.007 3.000 1.000
Reactivos ZnSO ₄ = 0.600 AP-3418 = 0.020 AR-208 = 0.020 COMPLEJO = 0.200 NaCN = 0.050 ZnSO ₄ = 0.150	Kg/TM	Flotación Rougher	4	8.5		Depresor de Cobre NaCN=0.1875 ZnSO ₄ =0.5625			0.750	Flotación Rougher	2	11.5	
		F. Scv. Bulk Cu-Pb	Min.	pH	Kg/TM	Flotación Diferencial	8	7.5		Flotación Scv. Zinc	Min.	pH	Kg/TM
		Acondicionamiento	3	8.5		Acondicionamiento	2	11.5		Acondicionamiento	2	11.5	
		Z-11 MIBC ZnSO ₄			0.010 0.007 0.100	F. Dif. Cleaner Cu-Pb-I	Min.	pH	Kg/TM	Z-11 MIBC			0.010 0.007
		Flotación Scavenger	2	8.5		Acondicionamiento	1	7.5		Flotación Scavenger	1	11.5	
		F. Cleaner Bulk Cu-Pb	Min.	pH	Kg/TM	MIBC Depresor de Cobre NaCN=0.125 ZnSO ₄ =0.375			0.007 0.500	Flotación Cleaner Zn-I	Min.	pH	Kg/TM
		Acondicionamiento	1	8.5		Flotación Cleaner I	1.5	9		Acondicionamiento	1	11.5	
		ZnSO ₄ MIBC			0.100 0.007	F. Dif. Cleaner Cu-Pb-II	Min.	pH	Kg/TM	CuSO ₄ MIBC CAL			0.100 0.007 1.500
		Flotación Cleaner	3	8.5		Acondicionamiento	1	9.0		Flotación Cleaner	2	11.5	
						MIBC Depresor de Cobre NaCN=0.025 ZnSO ₄ =0.075			0.014 0.100	Flotación Cleaner Zn-II	Min.	pH	Kg/TM
				Flotación Cleaner II	1.5	9		Acondicionamiento	1	11.5			
								SIN REACTIVOS					
								Flotación Cleaner	1	11.5			
% -200m = 60													

	Peso (gr)	% Peso	LEYES							RECUPERACION (%)							RADIO CONC.
			Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/TM)	Zn (%)	Au (gr/TM)	As (%)	Sb (%)	Pb (%)	Cu (%)	Ag (%)	Zn (%)	Au (%)	As (%)	Sb (%)	
Cabeza	1000.00	100.00	5.73	1.35	16.26	4.63	2.07	2.38	0.13	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
Conc. Cu	37.40	3.74	10.86	20.81	52.63	1.46	11.59	3.07	0.18	6.98	52.97	12.10	1.30	20.21	4.96	5.37	26.74
Conc. Pb	38.30	3.83	75.21	2.52	144.10	0.87	10.21	0.13	0.89	49.52	6.57	33.93	0.80	18.23	0.22	27.20	26.11
Medios Pb II	9.50	0.95	41.43	11.22	120.50	1.20	17.52	1.03	1.83	6.77	7.25	7.04	0.27	7.76	0.42	13.87	
Medios Pb I	25.20	2.52	31.77	12.32	189.39	1.39	7.88	1.27	0.69	13.76	21.13	29.34	0.48	9.26	1.38	13.88	
Medios Bulk Cu-Pb	37.60	3.76	28.90	2.80	54.20	7.15	6.10	5.90	0.20	18.68	7.17	12.53	6.41	10.69	9.58	6.00	
Conc. Zn	56.40	5.64	0.80	0.12	0.86	59.21	2.42	0.11	0.01	0.78	0.46	0.30	79.68	6.36	0.27	0.45	17.73
Medios Zn-II	5.70	0.57	0.82	0.10	4.10	15.20	2.00	13.75	0.10	0.08	0.04	0.14	2.07	0.53	3.39	0.45	
Medios Zn-I	31.40	3.14	1.30	0.13	5.60	7.65	0.30	16.80	0.10	0.70	0.28	1.08	5.73	0.44	22.78	2.51	
Relave Flotación	758.50	75.85	0.21	0.08	0.76	0.18	0.75	1.74	0.05	2.74	4.13	3.54	3.26	26.52	57.00	30.26	
Cabeza Calculada	1000.00	100.00	5.68	1.32	17.17	4.17	1.98	2.38	0.16	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

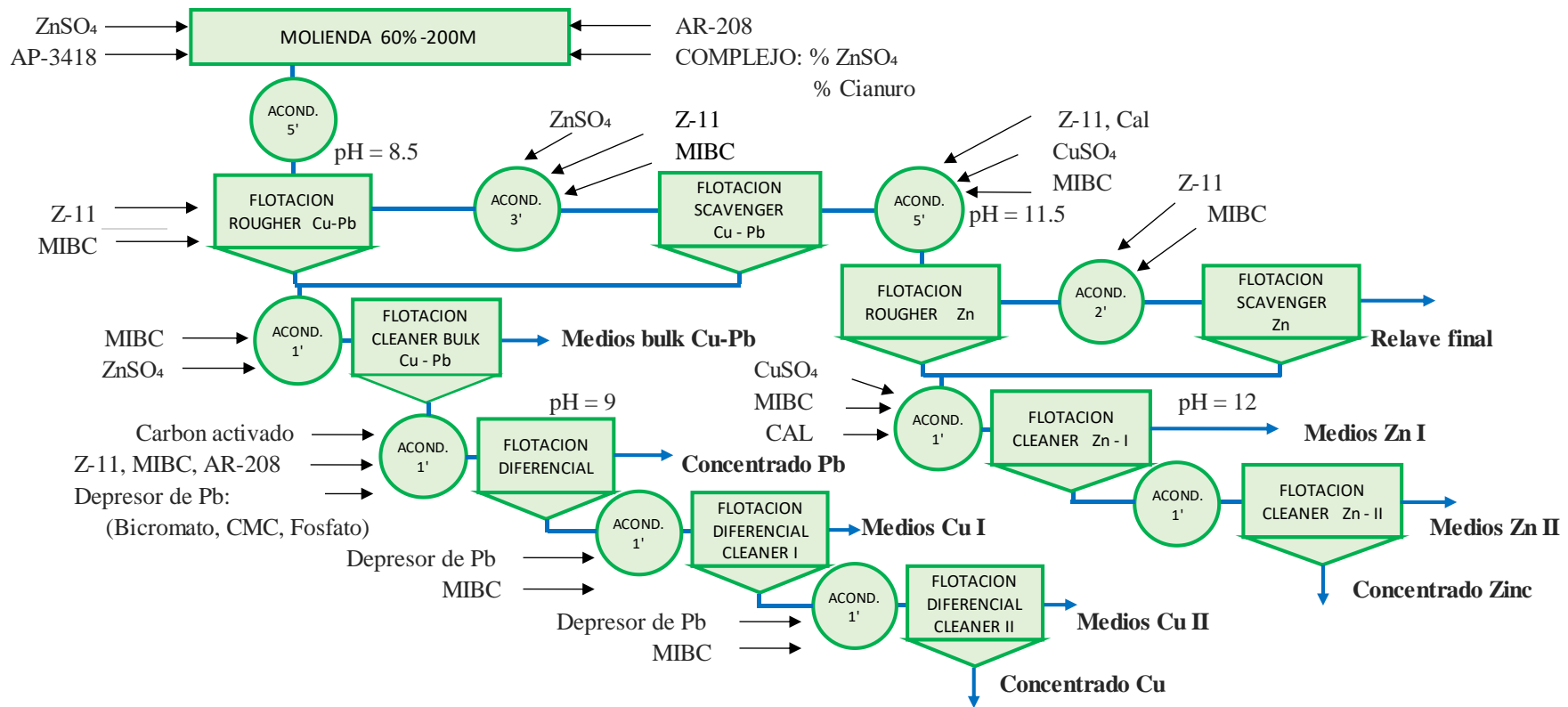


Figura 4.4. Diagrama de flujo de flotación de la tercera etapa con depresor de Pb

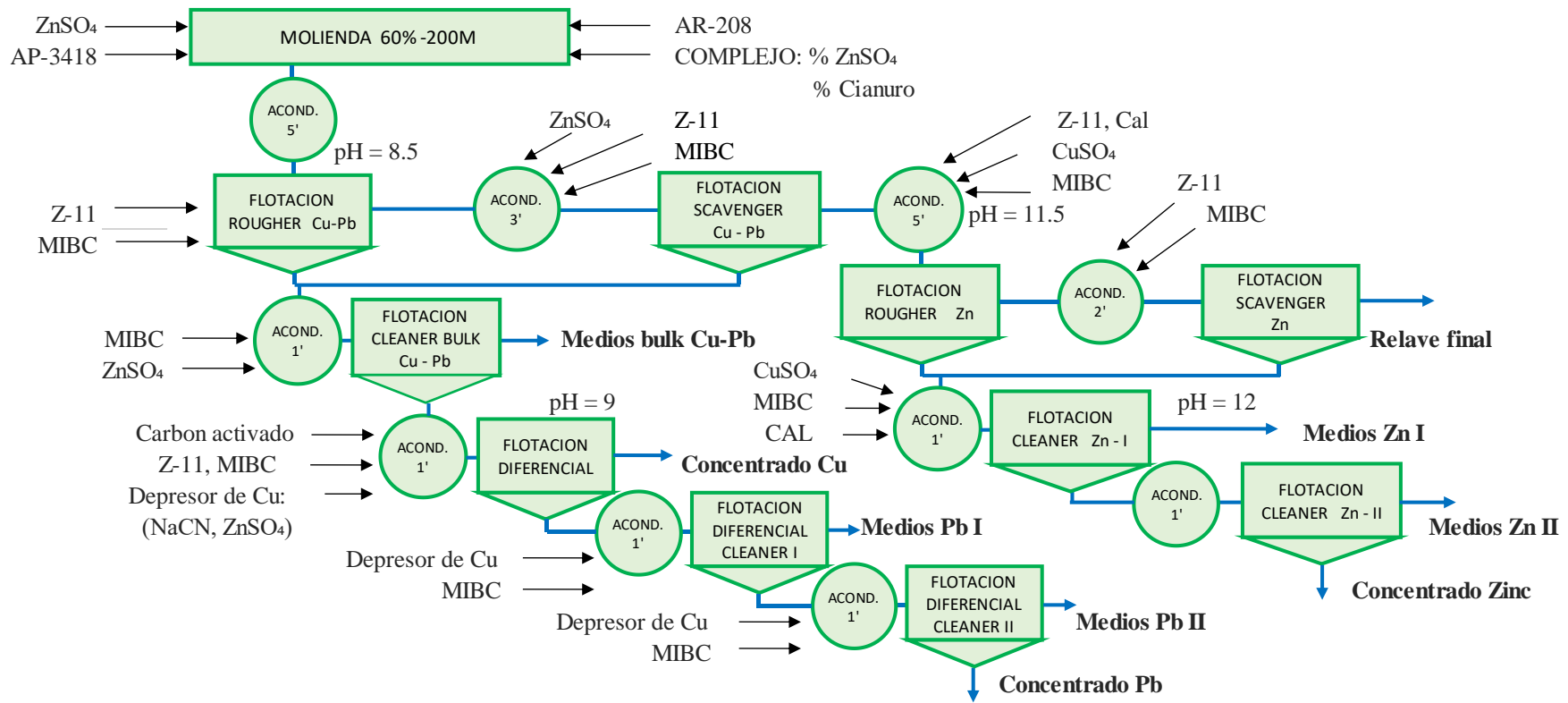


Figura 4.5. Diagrama de flujo de flotación de la tercera etapa con depresor de Cu

CAPÍTULO V

BALANCE EN CIRCUITO CONTINUO DE LA TERCERA ETAPA

5.1. Planteamiento de diagrama de flujo

Se escala de un proceso discontinuo (laboratorio) a proceso continuo (industrial).

Los circuitos de flotación de laboratorio mediante pruebas de laboratorio se han simulado experimentalmente mediante pruebas de flotación Bath para poder tener su comportamiento en una planta industrial.

Se realizará el cálculo con la prueba metalúrgicas de la tercera etapa, Estas ecuaciones permitirán calcular los resultados de los flujos como si el mineral fuera procesado en una planta industrial y se verificarán que las coincidencias sean muy cercanas, de esa manera poder evaluar económicamente el mineral sin realizar costosas pruebas de pilotaje. El Split Factor (SF) representa una fracción de cada componente alimentando en cada etapa de la flotación, Rougher, Cleaner, Scavenger, etc.

Con los diagramas de flujo de circuito abierto (figura 5.1 y figura 5.2) podremos realizar el diagrama de flujo del circuito cerrado (figura 5.3). Con estos diagramas de flujos designaremos los valores F_i y los valores SF_i .

Los Split Factor se obtendrán con los valores de las pruebas de laboratorio discontinuo

En la figura 5.3, se asignan los valores de distribución a cada componente del sistema en cada etapa de la flotación.

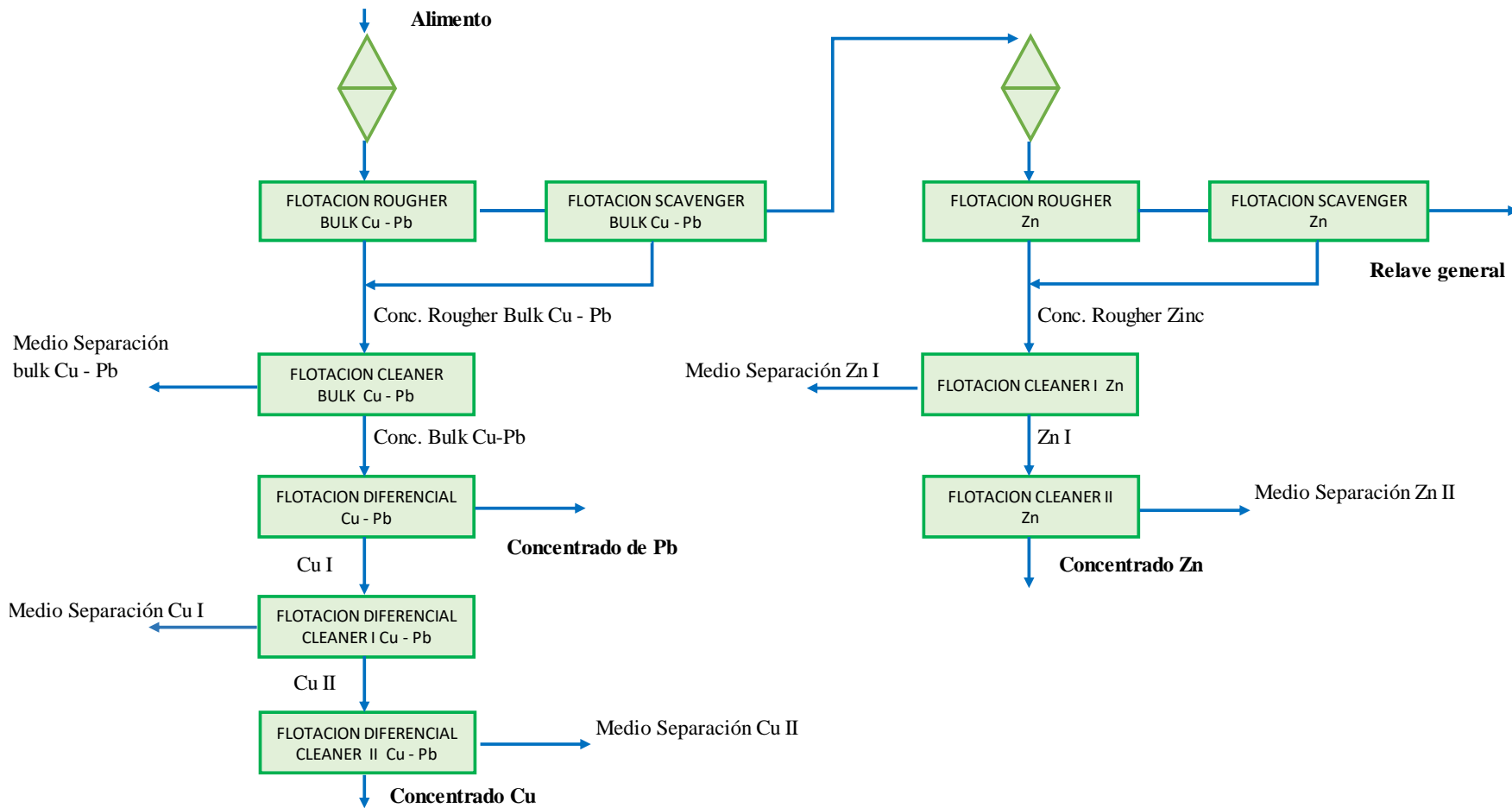


Figura 5.1. Diagrama de flujo de circuito abierto a escala de laboratorio para las Pruebas N°8 y la Prueba N°9

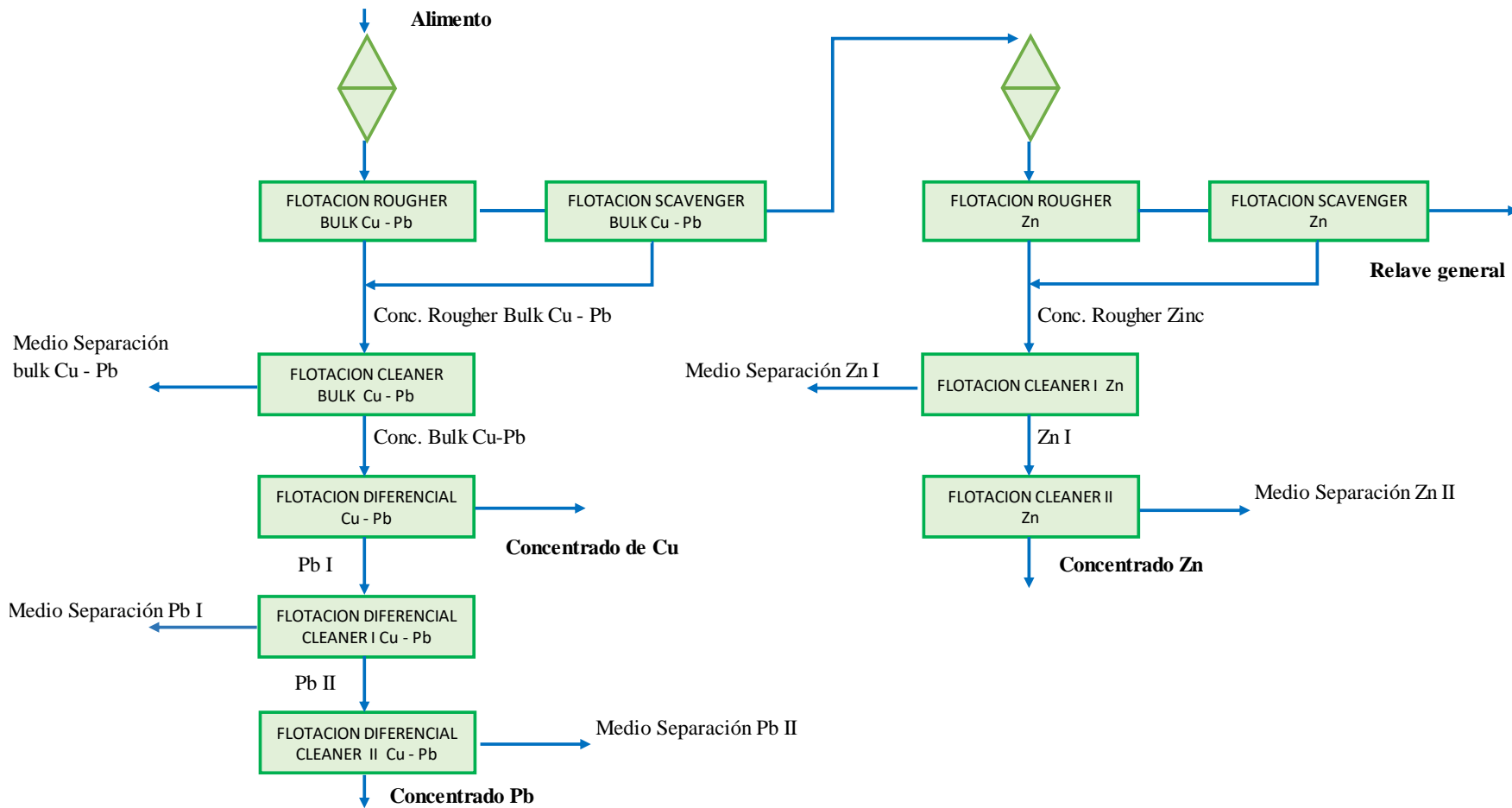


Figura 5.2. Diagrama de flujo de ciclo abierto a escala de laboratorio para la Prueba N°10

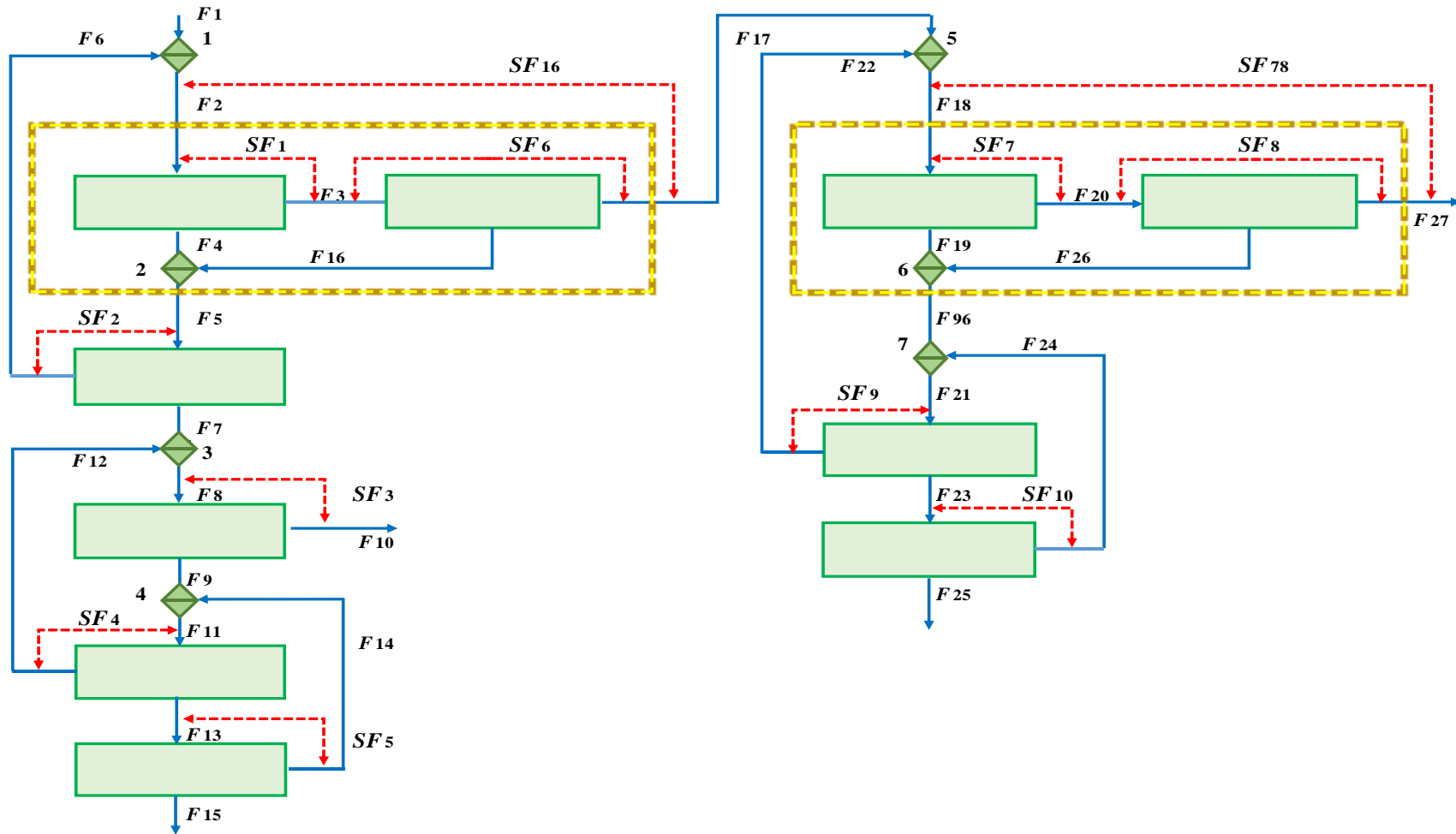


Figura 5.3. Diagrama de flujo de circuito cerrado (simulado) de beneficio de minerales

5.2. Balance de materia y planteo de ecuaciones

5.2.1. Balance metalúrgico continuo para las pruebas de laboratorio

Conociendo el diagrama de flujos de la figura 5.1, 5.2 y 5.3, podremos definir los valores adecuados de los diferentes F_i , para las pruebas N°8, N°9 y N°10

F_1 = Alimento

F_5 = Concentrado Rougher Bulk Cu-Pb

F_6 = Medio de separación Bulk Cu-Pb

F_8 = Concentrado Bulk Cu-Pb

F_{10} = Concentrado de Pb para la prueba N°8 y N°9. Conc. de Cu para la prueba N°10

F_{11} = Concentrado de Cu I

F_{12} = Medio de separación Cu I

F_{13} = Concentrado de Cu II

F_{14} = Medio de separación Cu II

F_{15} = Concentrado de Cu para la prueba N°8 y N°9. Conc. de Pb para la prueba N°10

F_{21} = Concentrado Rougher de Zn

F_{22} = Medio de separación Zn I

F_{23} = Concentrado de Zn I

F_{24} = Medio de separación Zn II

F_{25} = Concentrado de Zn

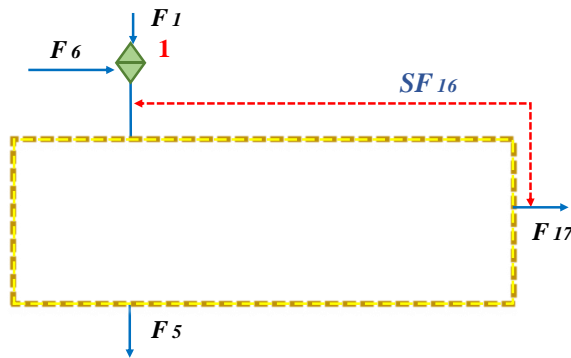
F_{27} = Relave general

Para el cálculo de las ecuaciones primero hallaremos los valores de los coeficientes de distribución SF_i , luego hallaremos los valores de los flujos F_i

Cálculos de los 8 coeficiente de distribución SF_i

Hallando SF_{16}

De la gráfica:



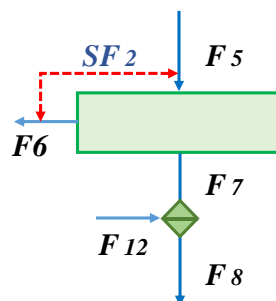
Se obtiene las siguientes ecuaciones:

$$SF_{16} = \frac{F_{17}}{F_1 + F_6} ; F_{17} = F_1 + F_6 - F_5 ;$$

Reemplazando y despejando:

$$SF_{16} = \frac{F_1 + F_6 - F_5}{F_1 + F_6} \quad (01)$$

Hallando SF_2



Se obtiene las siguientes ecuaciones:

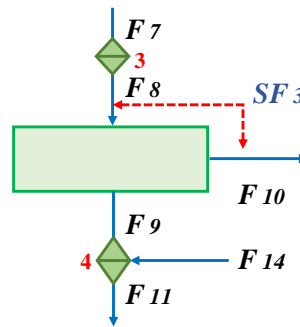
$$SF_2 = \frac{F_6}{F_5} ; F_5 = F_6 + F_7 ; F_7 = F_8 - F_{12}$$

Reemplazando y despejando:

$$SF_2 = \frac{F_6}{F_6 + F_7} = \frac{F_6}{F_6 + F_{10} + F_{13} - F_{14}} \quad (02)$$

Hallando SF_3

De la gráfica:



Se obtiene las siguientes ecuaciones:

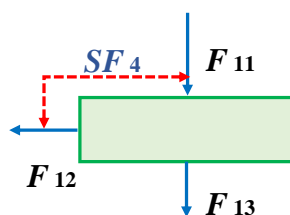
$$SF_3 = \frac{F_{10}}{F_8} ; F_8 = F_9 + F_{10} ; F_9 = F_{11} - F_{10}$$

Reemplazando y despejando:

$$SF_3 = \frac{F_{10}}{F_9 + F_{10}} = \frac{F_{10}}{F_{11} - F_{14} + F_{10}} \quad (03)$$

Hallando SF_4

De la gráfica:



Se obtiene las siguientes ecuaciones:

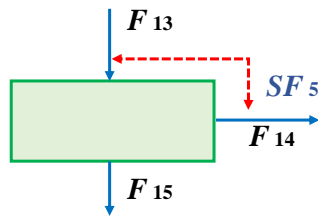
$$SF_4 = \frac{F_{12}}{F_{11}} ; F_{11} = F_{12} + F_{13}$$

Reemplazando y despejando:

$$SF_4 = \frac{F_{12}}{F_{12} + F_{13}} \quad (04)$$

Hallando SF_5

De la gráfica:



Se obtiene las siguientes ecuaciones:

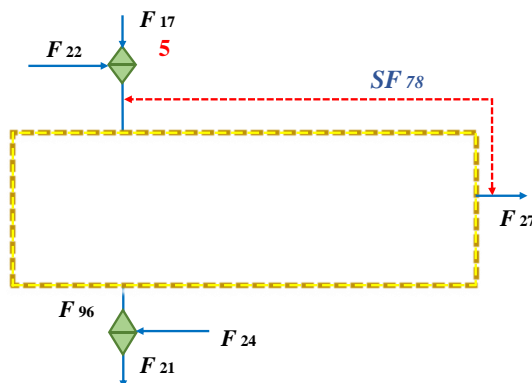
$$SF_5 = \frac{F_{15}}{F_{13}} ; F_{13} = F_{15} + F_{14}$$

Reemplazando y despejando:

$$SF_5 = \frac{F_{14}}{F_{14} + F_{15}} \quad (05)$$

Hallando SF_{78}

De la gráfica:



Se obtiene las siguientes ecuaciones:

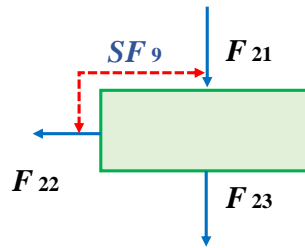
$$SF_{78} = \frac{F_{27}}{F_{22} + F_{17}} ; F_{17} = F_1 + F_6 - F_5 ; F_{27} = F_{20} - F_{26} ; F_{20} = F_{18} - F_{19}$$

Reemplazando y despejando:

$$SF_{78} = \frac{F_{20} - F_{26}}{F_1 + F_6 - F_5 + F_{22}} = \frac{F_1 + F_6 - F_5 + F_{22} - F_{21}}{F_1 + F_6 - F_5 + F_{22}} \quad (06)$$

Hallando SF_9

De la gráfica:



Se obtiene las siguientes ecuaciones:

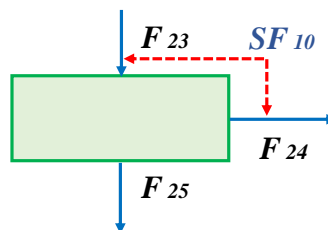
$$SF_9 = \frac{F_{22}}{F_{21}} ; F_{21} = F_{22} + F_{23}$$

Reemplazando y despejando:

$$SF_9 = \frac{F_{12}}{F_{22} + F_{23}} \quad (08)$$

Hallando SF_{10}

De la gráfica:



Se obtiene las siguientes ecuaciones:

$$SF_{10} = \frac{F_{24}}{F_{23}} ; F_{23} = F_{24} + F_{25}$$

Reemplazando y despejando:

$$SF_{10} = \frac{F_{24}}{F_{24} + F_{25}} \quad (07)$$

Hallando los 22 flujos en función de F_1 y SF_i :

Nodo 1

$$F_2 = F_1 + F_6 \quad (09)$$

$$F_{17} = SF_{16} * F_2 \quad (10)$$

$$F_5 = (1 - SF_{16}) * F_2 \quad (11)$$

$$F_6 = SF_2 * F_5 \quad (12)$$

$$F_7 = (1 - SF_2) * F_5 \quad (13)$$

Nodo 3

$$F_8 = F_7 + F_{12} \quad (14)$$

$$F_9 = (1 - SF_3) * F_8 \quad (15)$$

$$F_{10} = SF_3 * F_8 \quad (16)$$

Nodo 4

$$F_{11} = F_9 + F_{14} \quad (17)$$

$$F_{12} = SF_4 * F_{11} \quad (18)$$

$$F_{13} = (1 - SF_4) * F_{11} \quad (19)$$

$$F_{14} = SF_5 * F_{13} \quad (20)$$

$$F_{15} = (1 - SF_5) * F_{13} \quad (21)$$

Nodos 5

$$F_{18} = F_{22} + F_{17} \quad (22)$$

$$F_{27} = SF_{78} * F_{18} \quad (23)$$

$$F_{96} = (1 - SF_{78}) * F_{18} \quad (24)$$

Nodo 7

$$F_{21} = F_{24} + F_{96} \quad (25)$$

$$F_{22} = SF_9 * F_{21} \quad (26)$$

$$F_{23} = (1 - SF_9) * F_{21} \quad (27)$$

$$F_{24} = SF_{10} * F_{23} \quad (28)$$

$$F_{25} = (1 - SF_{10}) * F_{23} \quad (29)$$

Hallando F_{23} , F_5 , F_6 , F_7 en función de F_2 y SF_i

$$F_{17} = SF_{16} * F_2 \quad (10)$$

También:

Del nodo 1 y reemplazando la ecuación (11) y (10) en (12):

$$F_6 = SF_2 * F_5 \quad (12)$$

$$F_5 = SF_2 - F_{17} \quad (11)$$

$$F_{17} = SF_{16} * F_2 \quad (10)$$

Reemplazando en la Ecuación (11):

$$F_6 = SF_2 * (F_2 - F_{17})$$

$$F_6 = SF_2 * (1 - SF_{16}) * F_2 \quad (30)$$

Reemplazando la ecuación (30) en (09):

$$F_2 = F_1 + F_6 \quad (09)$$

$$F_2 = F_1 + SF_2 * (1 - SF_{16}) * F_2$$

$$F_2 = \frac{F_1}{1 - SF_2 * (1 - SF_{16})} \quad (31)$$

Reemplazando la ecuación (11) en las ecuaciones (12) y (13):

$$F_5 = (1 - SF_{16}) * F_2 \quad (10)$$

$$F_6 = SF_2 * F_5 \quad (11)$$

$$F_7 = (1 - SF_2) * F_5 \quad (12)$$

$$F_6 = SF_2 * (1 - SF_{16}) * F_2 \quad (32)$$

$$F_7 = (1 - SF_2) * (1 - SF_{16}) * F_2 \quad (33)$$

Hallando F_{11} , F_{12} , F_{13} , F_{14} , F_{15} en función de F_8 y SF_i

Del nodo 3 y reemplazando las ecuaciones (15) y (20) en (17):

$$F_{11} = F_9 + F_{14} \quad (17)$$

$$F_9 = (1 - SF_3) * F_8 \quad (15)$$

$$F_{14} = SF_5 * F_{13} \quad (20)$$

Además, sabiendo que:

$$F_{13} = (1 - SF_4) * F_{11} \quad (19)$$

Reemplazando:

$$F_{11} = (1 - SF_3) * F_8 + SF_5 * F_{13}$$

$$F_{11} = (1 - SF_3) * F_8 + SF_5 * (1 - SF_4) * F_{11}$$

$$F_{11} = \frac{(1 - SF_3) * F_8}{1 - SF_5 * (1 - SF_4)} \quad (34)$$

Reemplazando la ecuación (34) en (18):

$$F_{12} = SF_4 * F_{11} \quad (18)$$

$$F_{12} = \frac{SF_4 * (1 - SF_3) * F_8}{1 - SF_5 * (1 - SF_4)} \quad (35)$$

Reemplazando la ecuación (34) en (19):

$$F_{13} = (1 - SF_4) * F_{11} \quad (19)$$

$$F_{13} = \frac{(1 - SF_4) * (1 - SF_3) * F_8}{1 - SF_5 * (1 - SF_4)} \quad (36)$$

Reemplazando la ecuación (36) en (20):

$$F_{14} = SF_5 * F_{13} \quad (20)$$

$$F_{14} = \frac{SF_5 * (1 - SF_4) * (1 - SF_3) * F_8}{1 - SF_5 * (1 - SF_4)} \quad (37)$$

Reemplazando la ecuación (36) en (21):

$$F_{15} = (1 - SF_5) * F_{13} \quad (21)$$

$$F_{15} = \frac{(1 - SF_5) * (1 - SF_4) * (1 - SF_3) * F_8}{1 - SF_5 * (1 - SF_4)} \quad (38)$$

Hallando F_8 :

Reemplazando la ecuación (35) en (14):

$$F_8 = F_7 + F_{12} \quad (14)$$

$$F_8 = F_7 + \frac{SF_4 * (1 - SF_3) * F_8}{1 - SF_5 * (1 - SF_4)}$$

$$F_8 * [1 - SF_5 * (1 - SF_4)] = F_7 * [1 - SF_5 * (1 - SF_4)] + SF_4 * (1 - SF_3) * F_8$$

Despejando:

$$F_8 = \frac{F_7}{1 - \left[\frac{SF_4 * (1 - SF_3)}{1 - SF_5 * (1 - SF_4)} \right]} \quad (39)$$

Hallando F_{21} , F_{22} , F_{23} , F_{24} , F_{25} , F_{27} , F_{96} en función de F_{18} , F_{17} y SF_i

Del nodo 7 y reemplazando las ecuaciones (24), (25) y (26) en (22):

$$F_{18} = F_{22} + F_{17} \quad (22)$$

$$F_{96} = (1 - SF_{78}) * F_{18} \quad (24)$$

$$F_{21} = F_{24} + F_{96} \quad (25)$$

$$F_{22} = SF_9 * F_{21} \quad (26)$$

Reemplazando:

$$F_{18} = SF_9 * F_{21} + F_{17}$$

$$F_{18} = SF_9 * (F_{24} + F_{96}) + F_{17}$$

$$F_{18} = SF_9 * [F_{24} + (1 - SF_{78}) * F_{18}] + F_{17}$$

$$F_{24} = \frac{[1 - (1 - SF_{78}) * SF_9] * F_{18} - F_{17}}{SF_9} \quad (40)$$

Reemplazando la ecuación (40) en (28):

$$F_{24} = SF_{10} * F_{23} \quad (28)$$

$$\frac{[1 - (1 - SF_{78}) * SF_9] * F_{18} - F_{17}}{SF_9 * SF_{10}} = SF_{10} * F_{23}$$

$$F_{23} = \frac{[1 - (1 - SF_{78}) * SF_9] * F_{18} - F_{17}}{SF_9 * SF_{10}} \quad (41)$$

Reemplazando la ecuación (40) en (29):

$$F_{25} = (1 - SF_{10}) * F_{23} \quad (29)$$

$$F_{25} = \frac{(1 - SF_{10}) * \{[1 - (1 - SF_{78}) * SF_9] * F_{18} - F_{17}\}}{SF_9 * SF_{10}} \quad (42)$$

Reemplazando la ecuación (41) en (27):

$$F_{23} = (1 - SF_9) * F_{21} \quad (27)$$

$$\frac{[1 - (1 - SF_{78}) * SF_9] * F_{18} - F_{17}}{SF_9 * SF_{10}} = (1 - SF_9) * F_{21}$$

$$F_{21} = \frac{[1 - (1 - SF_{78}) * SF_9] * F_{18} - F_{17}}{(1 - SF_9) * SF_9 * SF_{10}} \quad (43)$$

Reemplazando la ecuación (43) en (26):

$$F_{22} = SF_9 * F_{21} \quad (26)$$

$$F_{22} = \frac{[1 - (1 - SF_{78}) * SF_9] * F_{18} - F_{17}}{(1 - SF_9) * SF_{10}} \quad (45)$$

Hallando F_{18} :

Sabiendo que $F_1 = F_{10} + F_{15} + F_{25} + F_{27}$

Reemplazando las ecuaciones (42) y (23) en (45):

$$F_1 = F_{10} + F_{15} + \frac{(1 - SF_{10}) * \{[1 - (1 - SF_{78}) * SF_9] * F_{18} - F_{17}\}}{SF_9 * SF_{10}} + SF_{78} * F_{18}$$

Despejando F_{18} :

$$F_{18} = \frac{SF_9 * SF_{10} * F_1 + (1 - SF_{10}) * SF_{17} - SF_9 * SF_{10} * (F_{10} + F_{15})}{(1 - SF_{10}) * [1 - (1 - SF_{78}) * SF_9] + SF_9 * SF_{10} * SF_{78}} \quad (46)$$

Tabla 5.1 Datos de la prueba de laboratorio N°8

Datos	Flujo Prueba Laboratorio	Producto	Fraccion	LEYES							RECUPERACION						
				Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb	Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb
				(%)	(%)	(oz/TM)	(%)	(gr/TM)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
Conc. Pb	F_{10}	68.60	0.069	69.32	3.83	140.43	1.96	5.00	0.50	0.70	83.65	19.86	56.11	3.22	17.35	1.44	30.62
Conc. Cu	F_{15}	15.90	0.016	1.44	31.47	195.09	0.45	40.00	1.30	0.10	0.40	37.82	18.07	0.17	32.18	0.87	1.01
Medios Cu II	F_{14}	2.40	0.002	9.50	29.08	104.75	0.58	5.00	1.10	0.20	0.40	5.28	1.46	0.03	0.61	0.11	0.31
Conc. Cu II	F_{13}	18.30	0.018	2.50	31.16	183.24	0.47	35.41	1.27	0.11	0.80	43.10	19.53	0.20	32.78	0.98	1.32
Medios Cu I	F_{12}	17.20	0.017	23.64	18.78	124.74	0.85	1.36	0.45	0.81	7.15	24.42	12.50	0.48	1.18	0.32	8.88
Conc. Cu I	F_{11}	35.50	0.036	12.74	25.16	154.90	0.80	18.91	0.87	0.45	7.96	67.51	32.03	0.68	33.97	1.30	10.20
Conc. Bulk Cu-Pb	F_5	104.10	0.104	45.78	11.82	140.05	1.74	10.60	0.55	0.30	91.61	87.37	88.14	3.91	51.32	2.74	40.82
Medios Bulk Cu-Pb	F_6	32.10	0.032	8.20	3.83	34.08	7.20	9.74	5.18	0.20	4.63	9.29	6.37	5.54	15.82	6.97	4.09
Conc. Rougher Bulk Cu-Pb	F_8	136.20	0.136	40.17	9.39	119.14	2.89	9.74	1.70	0.52	96.24	96.67	94.51	9.45	67.13	9.72	44.92
Conc. Zn	F_{25}	55.50	0.056	0.33	0.08	1.61	56.60	0.26	0.61	0.10	0.32	0.34	0.52	75.31	0.73	1.42	3.54
Medios Zn II	F_{24}	17.20	0.017	0.80	0.03	3.70	14.10	2.06	12.82	0.10	0.24	0.04	0.37	5.81	1.79	9.25	1.10
Conc. Zn I	F_{23}	72.70	0.073	0.44	0.07	2.10	46.54	0.69	3.50	0.10	0.56	0.37	0.89	81.13	2.52	10.67	4.64
Medios Zn I	F_{22}	43.20	0.043	0.57	0.04	5.29	6.50	0.38	16.41	0.10	0.43	0.13	1.33	6.73	0.83	29.74	2.75
Conc. Rougher Zn	F_{21}	115.90	0.116	0.49	0.06	3.29	31.62	0.57	8.31	0.10	1.00	0.51	2.22	87.86	3.35	40.40	7.39
Relave Flotación	F_{27}	747.90	0.748	0.21	0.05	0.75	0.15	0.78	1.59	0.10	2.76	2.83	3.27	2.69	29.51	49.88	47.69
Cabeza Calculada	F_1	1000.00	1.00														

Hallando los SF_i en la tabla 5.2, con los datos de la tabla 5.1

Tabla 5.2 Cálculo de los SF de la prueba N°8

SF_i	% PESO	RECUPERACION (%)						
		Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb
SF_2	0.275	0.052	0.139	0.079	0.620	0.242	0.752	0.115
SF_3	0.675	0.917	0.242	0.647	0.861	0.342	0.547	0.756
SF_4	0.485	0.899	0.362	0.390	0.631	0.035	0.249	0.871
SF_5	0.131	0.499	0.122	0.075	0.163	0.019	0.113	0.232
SF_{78}	0.877	0.887	0.960	0.832	0.146	0.932	0.682	0.881
SF_9	0.373	0.434	0.259	0.599	0.077	0.248	0.736	0.373
SF_{10}	0.237	0.429	0.104	0.416	0.072	0.711	0.867	0.237
SF_{16}	0.868	0.080	0.116	0.112	0.912	0.420	0.909	0.568

Cálculo de los 22 flujos de acuerdo con los valores SF_i , de la tabla 5.2

Tabla 5.3 Cálculo de los F_i de la prueba N°8

F_i	% PESO	RECUPERACION (%)						
		Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb
F_{10}	0.081	0.911	0.299	0.666	0.034	0.179	0.015	0.389
F_{15}	0.019	0.004	0.569	0.214	0.002	0.332	0.009	0.013
F_{14}	0.003	0.004	0.079	0.017	0.000	0.006	0.001	0.004
F_{13}	0.021	0.009	0.649	0.232	0.002	0.338	0.010	0.017
F_{12}	0.020	0.078	0.368	0.148	0.004	0.012	0.003	0.113
F_{11}	0.042	0.087	1.016	0.380	0.006	0.350	0.014	0.130
F_5	0.137	0.966	1.008	0.956	0.094	0.674	0.097	0.454
F_6	0.038	0.050	0.140	0.076	0.058	0.163	0.073	0.052
F_8	0.119	0.994	1.236	1.028	0.039	0.523	0.028	0.515
F_{25}	0.066	0.004	0.004	0.006	0.814	0.016	0.020	0.042
F_{24}	0.020	0.003	0.000	0.005	0.063	0.039	0.132	0.013
F_{23}	0.087	0.008	0.004	0.011	0.876	0.056	0.153	0.055
F_{22}	0.051	0.006	0.001	0.017	0.073	0.018	0.426	0.033
F_{21}	0.138	0.013	0.006	0.028	0.949	0.074	0.578	0.088
F_{27}	0.835	0.080	0.128	0.113	0.151	0.473	0.955	0.556
F_2	1.038	1.050	1.140	1.076	1.058	1.163	1.073	1.052
F_7	0.099	0.916	0.868	0.880	0.036	0.511	0.024	0.402
F_9	0.039	0.082	0.937	0.363	0.005	0.344	0.013	0.126
F_{17}	0.901	0.084	0.132	0.120	0.964	0.489	0.976	0.598
F_{18}	0.952	0.090	0.133	0.136	1.037	0.507	1.401	0.631
F_{96}	0.118	0.010	0.005	0.023	0.886	0.034	0.446	0.075
F_1	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000

De la tabla 5.2 y tabla 5.3 obtendremos el balance continuo, en la tabla 5.14

Tabla 5.4 Datos de la prueba de laboratorio N°9

Datos	Flujo Prueba Laboratorio	Producto	Fraccion	LEYES							RECUPERACION						
				Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb	Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb
				(%)	(%)	(oz/TM)	(%)	(gr/TM)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
Conc. Pb	F_{10}	74.10	0.074	65.00	5.00	180.00	1.80	5.00	0.50	0.70	87.52	25.25	76.66	3.07	15.57	1.65	34.81
Conc. Cu	F_{15}	24.50	0.025	4.50	30.00	70.00	2.10	40.00	1.30	0.10	2.00	50.08	9.86	1.19	41.19	1.42	1.64
Medios Cu II	F_{14}	2.10	0.002	9.60	18.00	60.00	2.00	5.00	1.10	0.20	0.37	2.58	0.72	0.10	0.44	0.10	0.28
Conc. Cu II	F_{13}	26.60	0.027	4.90	29.05	69.21	2.09	37.24	1.28	0.11	2.37	52.66	10.58	1.28	41.63	1.52	1.93
Medios Cu I	F_{12}	11.20	0.011	8.60	14.00	25.00	2.00	6.00	1.00	0.20	1.75	10.68	1.61	0.46	2.82	0.50	1.50
Conc. Cu I	F_{11}	37.80	0.038	6.00	24.59	56.11	2.00	27.98	1.20	0.14	4.12	63.34	12.19	1.74	44.46	2.02	3.43
Conc. Bulk Cu-Pb	F_5	111.90	0.112	45.78	11.82	140.05	1.74	10.60	0.55	0.30	91.64	88.59	88.86	4.81	60.03	3.66	38.24
Medios Bulk Cu-Pb	F_6	32.10	0.032	8.20	3.83	34.08	7.20	9.74	5.18	0.20	4.78	8.38	6.29	5.32	13.14	7.39	4.31
Conc. Rougher Bulk Cu-Pb	F_8	144.00	0.144	36.85	9.88	114.95	3.06	12.09	1.73	0.44	96.43	96.97	95.14	10.14	73.17	11.05	42.55
Conc. Zn	F_{25}	58.40	0.058	0.14	0.09	0.67	57.68	0.26	0.61	0.10	0.15	0.36	0.22	77.59	0.64	1.58	3.92
Medios Zn II	F_{24}	12.50	0.013	0.80	0.03	3.70	14.10	2.06	12.82	0.10	0.18	0.03	0.27	4.06	1.08	7.12	0.84
Conc. Zn I	F_{23}	70.90	0.071	0.26	0.08	1.20	50.00	0.58	2.76	0.10	0.3303	0.38	0.49	81.65	1.72	8.71	4.76
Medios Zn I	F_{22}	37.60	0.038	0.57	0.04	5.29	6.50	0.38	16.41	0.10	0.39	0.10	1.14	5.63	0.60	27.42	2.52
Conc. Rougher Zn	F_{21}	108.50	0.109	0.37	0.07	2.62	34.92	0.51	7.49	0.10	0.72	0.49	1.63	87.28	2.32	36.13	7.28
Relave Flotación	F_{27}	747.50	0.748	0.21	0.05	0.75	0.15	0.78	1.59	0.10	2.85	2.55	3.22	2.58	24.51	52.82	50.17
Cabeza Calculada	F_1	1000.00	1.00														

Hallando los SF_i en la tabla 5.5, con los datos de la tabla 5.4

Tabla 5.5 Cálculo de los SF de la prueba N°9

SF_i	% PESO	RECUPERACION (%)						
		Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb
SF_2	0.246	0.051	0.100	0.068	0.556	0.188	0.707	0.106
SF_3	0.675	0.959	0.294	0.870	0.644	0.261	0.463	0.917
SF_4	0.296	0.425	0.169	0.132	0.287	0.064	0.247	0.438
SF_5	0.079	0.155	0.049	0.068	0.075	0.011	0.068	0.146
SF_{78}	0.883	0.918	0.958	0.867	0.134	0.943	0.708	0.887
SF_9	0.347	0.541	0.211	0.700	0.064	0.259	0.759	0.347
SF_{10}	0.176	0.550	0.067	0.542	0.050	0.629	0.818	0.176
SF_{16}	0.860	0.080	0.105	0.105	0.903	0.353	0.897	0.592

Cálculo de los 22 flujos de acuerdo con los valores SF_i , de la tabla 5.5

Tabla 5.6 Cálculo de los F_i de la prueba N°9

F_i	% PESO	RECUPERACION (%)						
		Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb
F_{10}	0.082	0.896	0.296	0.787	0.033	0.164	0.017	0.364
F_{15}	0.027	0.021	0.588	0.101	0.013	0.434	0.015	0.017
F_{14}	0.002	0.004	0.030	0.007	0.001	0.005	0.001	0.003
F_{13}	0.029	0.024	0.618	0.109	0.014	0.438	0.016	0.020
F_{12}	0.012	0.018	0.125	0.017	0.006	0.030	0.005	0.016
F_{11}	0.042	0.042	0.744	0.125	0.019	0.468	0.021	0.036
F_5	0.144	0.965	0.983	0.953	0.102	0.736	0.111	0.426
F_6	0.035	0.049	0.098	0.065	0.057	0.138	0.078	0.045
F_8	0.121	0.934	1.010	0.905	0.051	0.628	0.038	0.397
F_{25}	0.067	0.002	0.004	0.003	0.818	0.012	0.021	0.045
F_{24}	0.014	0.002	0.000	0.003	0.043	0.021	0.096	0.010
F_{23}	0.081	0.004	0.004	0.006	0.861	0.033	0.117	0.054
F_{22}	0.043	0.005	0.001	0.014	0.059	0.011	0.369	0.029
F_{21}	0.124	0.010	0.005	0.020	0.921	0.044	0.486	0.083
F_{27}	0.824	0.082	0.112	0.109	0.136	0.390	0.946	0.574
F_2	1.035	1.049	1.098	1.065	1.057	1.138	1.078	1.045
F_7	0.109	0.916	0.884	0.888	0.045	0.598	0.033	0.381
F_9	0.039	0.038	0.713	0.118	0.018	0.464	0.020	0.033
F_{17}	0.891	0.084	0.116	0.112	0.955	0.402	0.967	0.619
F_{18}	0.934	0.089	0.117	0.126	1.014	0.414	1.336	0.647
F_{96}	0.109	0.007	0.005	0.017	0.878	0.024	0.390	0.073
F_1	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000

De la tabla 5.5 y tabla 5.6 obtendremos el balance continuo, en la tabla 5.14

Tabla 5.7 Datos de la prueba de laboratorio N°10

Datos	Flujo Prueba Laboratorio	Producto	Fraccion	LEYES							RECUPERACION						
				Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb	Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb
				(%)	(%)	(oz/TM)	(%)	(gr/TM)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
Conc. Cu	F_{10}	37.40	0.037	10.86	20.81	52.63	1.46	11.59	3.07	0.18	6.98	52.97	12.10	1.30	20.21	4.96	5.16
Conc. Pb	F_{15}	38.30	0.038	75.21	2.52	144.10	0.87	10.21	0.13	0.89	49.52	6.57	33.93	0.80	18.23	0.22	26.14
Medios Pb II	F_{14}	9.50	0.010	41.43	11.22	120.50	1.20	17.52	1.03	1.83	6.77	7.25	7.04	0.27	7.76	0.42	13.33
Conc. Pb II	F_{13}	47.80	0.048	68.50	4.25	139.41	0.94	11.66	0.31	1.08	56.28	13.82	40.97	1.07	25.99	0.64	39.48
Medios Pb I	F_{12}	25.20	0.025	31.77	12.32	189.39	1.39	7.88	1.27	0.69	13.76	21.13	29.34	0.48	9.26	1.38	13.34
Conc. Pb I	F_{11}	73.00	0.073	55.82	7.04	156.66	0.89	10.36	0.64	0.94	70.04	34.95	70.30	1.54	35.25	2.02	52.81
Conc. Bulk Cu-Pb	F_5	110.40	0.110	40.59	11.70	121.42	1.08	10.77	1.46	0.68	77.03	87.93	82.41	2.85	55.45	6.98	57.98
Medios Bulk Cu-Pb	F_6	37.60	0.038	28.90	2.80	54.20	7.15	6.10	5.90	0.20	18.68	7.17	12.53	6.41	10.69	9.58	5.77
Conc. Rougher Bulk Cu-Pb	F_8	148.00	0.148	37.62	9.44	104.34	2.62	9.59	2.59	0.56	95.70	95.09	94.93	9.26	66.15	16.56	63.74
Conc. Zn	F_{25}	56.40	0.056	0.80	0.12	0.86	59.21	2.42	0.11	0.10	0.78	0.46	0.30	79.68	6.36	0.27	4.33
Medios Zn II	F_{24}	5.70	0.006	0.82	0.10	4.10	15.20	2.00	13.75	0.10	0.08	0.04	0.14	2.07	0.53	3.39	0.44
Conc. Zn I	F_{23}	62.10	0.062	0.80	0.12	1.16	55.17	2.38	1.36	0.10	0.86	0.50	0.44	81.75	6.89	3.65	4.76
Medios Zn I	F_{22}	31.40	0.031	1.30	0.13	5.60	7.65	0.30	16.80	0.10	0.70	0.28	1.08	5.73	0.44	22.78	2.41
Conc. Rougher Zn	F_{21}	93.50	0.094	0.97	0.12	2.65	39.21	1.68	6.55	0.05	1.56	0.78	1.52	87.48	7.33	26.44	7.17
Relave Flotación	F_{27}	758.50	0.759	0.21	0.08	0.76	0.18	0.75	1.74	0.05	2.74	4.13	3.54	3.26	26.52	57.00	29.09
Cabeza Calculada	F_1	1000.00	1.00														

Hallando los SF_i en la tabla 5.8, con los datos de la tabla 5.7

Tabla 5.8 Cálculo de los SF de la prueba N°10

SF_i	% PESO	RECUPERACION (%)						
		Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb
SF_2	0.332	0.248	0.107	0.214	0.754	0.218	0.649	0.156
SF_3	0.371	0.099	0.657	0.161	0.444	0.424	0.756	0.116
SF_4	0.345	0.196	0.605	0.417	0.439	0.263	0.684	0.253
SF_5	0.199	0.120	0.525	0.172	0.255	0.299	0.663	0.338
SF_{78}	0.898	0.934	0.937	0.918	0.150	0.837	0.772	0.839
SF_9	0.336	0.450	0.357	0.710	0.066	0.060	0.862	0.336
SF_{10}	0.092	0.094	0.078	0.325	0.025	0.077	0.927	0.092
SF_{16}	0.857	0.194	0.113	0.156	0.910	0.402	0.849	0.397

Cálculo de los 22 flujos de acuerdo con los valores SF_i , de la tabla 5.8

Tabla 5.9 Cálculo de los F_i de la prueba N°10

F_i	% PESO	RECUPERACION (%)						
		Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb
F_{10}	0.049	0.094	0.779	0.213	0.015	0.283	0.056	0.093
F_{15}	0.051	0.664	0.097	0.596	0.009	0.255	0.002	0.469
F_{14}	0.013	0.091	0.107	0.124	0.003	0.108	0.005	0.239
F_{13}	0.063	0.755	0.203	0.720	0.012	0.363	0.007	0.708
F_{12}	0.033	0.185	0.311	0.516	0.009	0.129	0.016	0.239
F_{11}	0.096	0.940	0.514	1.236	0.022	0.493	0.023	0.947
F_5	0.150	1.008	0.981	1.029	0.097	0.687	0.168	0.665
F_6	0.050	0.251	0.105	0.220	0.073	0.149	0.109	0.103
F_8	0.133	0.943	1.186	1.325	0.033	0.667	0.074	0.801
F_{25}	0.061	0.009	0.005	0.004	0.821	0.071	0.003	0.048
F_{24}	0.006	0.001	0.000	0.002	0.021	0.006	0.041	0.005
F_{23}	0.067	0.010	0.005	0.005	0.842	0.077	0.044	0.053
F_{22}	0.034	0.008	0.003	0.013	0.059	0.005	0.274	0.027
F_{21}	0.101	0.017	0.008	0.018	0.902	0.082	0.318	0.080
F_{27}	0.839	0.233	0.120	0.187	0.155	0.391	0.938	0.390
F_2	1.050	1.251	1.105	1.220	1.073	1.149	1.109	1.103
F_7	0.100	0.758	0.875	0.809	0.024	0.537	0.059	0.562
F_9	0.084	0.849	0.407	1.112	0.019	0.384	0.018	0.708
F_{17}	0.900	0.242	0.125	0.191	0.976	0.463	0.941	0.438
F_{18}	0.934	0.250	0.128	0.204	1.035	0.468	1.216	0.465
F_{96}	0.095	0.016	0.008	0.017	0.880	0.076	0.277	0.075
F_1	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000

De la tabla 5.8 y tabla 5.9 obtendremos el balance continuo, en la tabla 5.14

Tabla 5.14 Balance continuo de las pruebas de la tercera etapa

PRODUCTOS	F_i	PESO	PESO (%)	LEYES							RECUPERACION							
				Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb	Pb	Cu	Ag	Zn	Au	As	Sb	
				(%)	(%)	(oz/TM)	(%)	(gr/TM)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	
PRUEBA N 8	Conc. Pb	F_{10}	80.57	8.06	64.31	4.91	141.8	1.74	4.39	0.45	0.76	91.14	29.90	66.57	3.37	17.91	1.51	38.91
	Conc. Cu	F_{15}	18.67	1.87	1.34	40.34	197.0	0.40	35.14	1.16	0.11	0.44	56.94	21.44	0.18	33.20	0.91	1.29
	Conc. Zn	F_{25}	66.08	6.61	0.37	0.08	1.68	51.28	0.48	0.73	0.10	0.43	0.38	0.65	81.35	1.61	2.03	4.23
	Relave	F_{27}	834.68	83.47	0.54	0.20	2.33	0.75	1.12	2.73	0.10	7.99	12.79	11.35	15.09	47.29	95.55	55.57
	Cabeza calculada		1000.0	100.00	5.68	1.32	17.17	4.17	1.98	2.38	0.16	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.00
PRUEBA N 9	Conc. Pb	F_{10}	81.91	8.19	60.19	5.31	167.2	1.74	4.76	0.48	0.66	89.58	29.64	78.72	3.28	16.40	1.75	36.41
	Conc. Cu	F_{15}	27.08	2.71	4.17	31.86	65.02	2.03	38.11	1.25	0.09	2.05	58.80	10.12	1.26	43.38	1.50	1.72
	Conc. Zn	F_{25}	66.59	6.66	0.17	0.08	0.72	53.39	0.44	0.72	0.10	0.20	0.38	0.27	81.84	1.22	2.13	4.46
	Relave	F_{27}	824.42	82.44	0.54	0.20	2.30	0.72	1.13	2.58	0.10	8.16	11.18	10.89	13.61	39.00	94.62	57.41
	Cabeza calculada		1000.0	1000.0	5.50	1.47	17.40	4.34	2.38	2.25	0.15	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.00
PRUEBA N 10	Conc. Cu	F_{15}	49.42	4.94	11.02	23.15	70.02	1.26	12.26	2.64	0.24	9.37	77.89	21.27	1.48	28.25	5.63	9.26
	Conc. Pb	F_{10}	50.61	5.06	76.35	2.80	191.7	0.75	10.80	0.11	1.21	66.42	9.66	59.65	0.90	25.49	0.24	46.89
	Conc. Zn	F_{25}	60.90	6.09	0.82	0.12	0.96	56.71	2.51	0.12	0.10	0.86	0.50	0.36	82.12	7.13	0.32	4.82
	Relave	F_{27}	839.06	83.91	1.62	0.21	3.63	0.78	1.00	2.59	0.06	23.35	11.95	18.72	15.50	39.13	93.80	39.02
	Cabeza calculada		1000.0	100.00	5.82	1.47	16.27	4.21	2.15	2.32	0.13	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.00

CONCLUSIONES

1. Primera etapa

La siguiente tabla nos resume los resultados de las 03 primeras pruebas de flotación Rougher.

Tabla C.1 Resumen de pruebas de la primera etapa

Prueba Nº	% -200 m	Descripcion	LEYES				RECUPERACION			
			Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/TM)	Zn (%)	Pb %	Cu %	Ag %	Zn %
1	58	Conc. Rougher Bulk	37.93	9.41	100.08	3.7	93.59	94.29	90.84	13.36
		Conc. Rougher Zn	1.42	0.26	4.99	32.43	2.49	1.85	3.22	83.17
		Relave Flotación	0.33	0.08	1.36	0.2	3.92	3.86	5.94	3.47
2	60	Conc. Rougher Bulk	43.49	11	109.49	1.41	96.32	94.87	91.37	4.81
		Conc. Rougher Zn	0.53	0.24	3.07	40.7	0.76	1.34	1.66	89.76
		Relave Flotación	0.24	0.08	1.52	0.29	2.92	3.79	6.97	5.43
3	65	Conc. Rougher Bulk	41.36	9.83	100.21	2.17	97.27	95.64	93.03	8.53
		Conc. Rougher Zn	0.32	0.15	2.37	33.52	0.49	0.95	1.43	85.36
		Relave Flotación	0.19	0.07	1.19	0.31	2.24	3.42	5.54	6.11

De las tres pruebas se concluye que las recuperaciones de plomo, cobre y plata en los bulk son aceptables, de igual manera en los concentrados de zinc. De las 3 pruebas donde hay menor desplazamiento de zinc en el Bulk Cu-Pb es en la prueba N°2, por lo que se seleccionará esta prueba para continuar con el estudio metalúrgico.

2. Segunda Etapa

La siguiente tabla nos resume los resultados de las 04 pruebas de flotación con etapas de limpieza de la segunda etapa.

Tabla C.2 Resumen de pruebas de la segunda etapa

Prueba Nº	Descripcion	LEYES						RECUPERACION					
		Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/TM)	Zn (%)	Au (gr/TM)	As (%)	Pb %	Cu %	Ag %	Zn %	Au %	As %
4	Conc. Bulk Cu-Pb	49.98	13.86	142.60	1.85	10.80	0.66	83.34	82.27	75.07	3.71	45.22	2.38
	Conc. Rougher Bulk Cu-Pb	40.69	11.55	118.96	3.07	10.40	1.23	87.81	88.76	81.06	7.97	56.35	5.72
	Conc. Zn	1.15	0.22	1.20	58.98	0.13	0.77	1.07	0.73	0.35	66.33	0.30	1.55
	Relave	0.68	0.20	3.45	0.83	1.13	2.52	9.90	10.37	15.86	14.55	41.31	79.21
5	Conc. Bulk Cu-Pb	45.78	11.82	140.05	1.74	10.60	0.55	91.60	87.74	87.73	4.19	53.76	2.37
	Conc. Rougher Bulk Cu-Pb	36.64	9.88	114.28	3.01	10.39	1.68	96.88	96.88	94.59	9.58	69.64	9.54
	Conc. Zn	0.09	0.09	0.67	57.68	0.26	0.61	0.10	0.38	0.24	79.00	0.75	1.49
	Relave	0.17	0.05	0.75	0.14	0.78	1.59	2.35	2.57	3.25	2.33	27.37	47.38
6	Conc. Bulk Cu-Pb	49.38	12.32	124.45	1.52	10.60	0.91	89.91	86.57	83.68	3.89	50.46	3.93
	Conc. Rougher Bulk Cu-Pb	36.86	9.63	95.82	1.82	9.15	2.47	96.74	97.48	92.86	6.72	62.79	15.35
	Conc. Zn	0.19	0.03	1.40	57.99	0.45	0.15	0.20	0.12	0.55	87.17	1.26	0.38
	Relave	0.19	0.05	1.20	0.11	1.06	2.78	2.24	2.28	5.23	1.83	32.69	77.68
7	Conc. Bulk Cu-Pb	44.23	10.21	118.10	3.42	12.38	1.30	91.20	83.34	86.48	9.54	64.02	6.33
	Conc. Rougher Bulk Cu-Pb	32.33	8.02	89.37	3.16	10.50	2.90	97.02	95.22	95.23	12.84	78.99	20.51
	Conc. Zn	0.41	0.08	1.40	53.24	0.51	0.16	0.47	0.36	0.57	82.00	1.46	0.43
	Relave	0.15	0.09	0.71	0.08	0.55	2.54	1.82	4.32	3.06	1.31	16.72	72.67

Las recuperaciones de cobre, plomo y plata en los concentrados bulk de estas pruebas son excelentes, a excepción del oro cuya recuperación está entre 56-79%. Esto es probablemente que parte del oro se encuentra ligado a la pirita o arsenopirita. Los contenidos de Arsénico en los concentrados Bulk son menores a la unidad, excepto la última prueba.

El concentrado de Zinc obtenidos con dos etapas de limpieza nos da buenas leyes en Zinc (77-91%), sus recuperaciones son aceptables.

3. Tercera Etapa

La siguiente tabla nos resume los resultados de las 03 pruebas de flotación con etapas separación diferencial del cobre y plomo de la tercera etapa.

Tabla C.3. Resumen de pruebas de la tercera etapa

Prueba N°	Descripción	LEYES							RECUPERACION						
		Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/TM)	Zn (%)	Au (gr/TM)	As (%)	Sb (%)	Pb %	Cu %	Ag %	Zn %	Au %	As %	Sb %
8	Conc. Pb	69.32	3.83	140.43	1.96	5.00	0.50	0.70	83.65	19.86	56.11	3.22	17.35	1.44	30.62
	Conc. Cu	1.44	31.47	195.09	0.45	40.00	1.30	0.10	0.40	37.82	18.07	0.17	32.18	0.87	1.01
	Conc. Rougher Bulk	40.17	9.39	119.14	2.89	9.74	1.70	0.52	96.24	96.67	94.51	9.45	67.13	9.72	44.92
	Conc. Zn	0.33	0.08	1.61	56.60	0.26	0.61	0.10	0.32	0.34	0.52	75.31	0.73	1.42	3.54
	Conc. Rougher Zn	0.49	0.06	3.29	31.62	0.57	8.31	0.10	1.00	0.51	2.22	87.86	3.35	40.40	7.39
	Relave	0.21	0.05	0.75	0.15	0.78	1.59	0.10	2.76	2.83	3.27	2.69	29.51	49.88	47.69
9	Conc. Pb	65.00	5.00	180.00	1.80	5.00	0.50	0.70	87.52	25.25	76.66	3.07	15.57	1.65	34.81
	Conc. Cu	4.50	30.00	70.00	2.10	40.00	1.30	0.10	2.00	50.08	9.86	1.19	41.19	1.42	1.64
	Conc. Rougher Bulk	36.85	9.88	114.95	3.06	12.09	1.73	0.44	96.43	96.97	95.14	10.14	73.17	11.05	42.55
	Conc. Zn	0.14	0.09	0.67	57.68	0.26	0.61	0.10	0.15	0.36	0.22	77.59	0.64	1.58	3.92
	Conc. Rougher Zn	0.37	0.07	2.62	34.92	0.51	7.49	0.10	0.72	0.49	1.63	87.28	2.32	36.13	7.28
	Relave	0.21	0.05	0.75	0.15	0.78	1.59	0.10	2.85	2.55	3.22	2.58	24.51	52.82	50.17
10	Conc. Pb	75.21	2.52	144.10	0.87	10.21	0.13	0.89	49.52	6.57	33.93	0.80	18.23	0.22	26.14
	Conc. Cu	10.86	20.81	52.63	1.46	11.59	3.07	0.18	6.98	52.97	12.10	1.30	20.21	4.96	5.16
	Conc. Rougher Bulk	37.62	9.44	104.34	2.62	9.59	2.59	0.56	95.70	95.09	94.93	9.26	66.15	16.56	63.74
	Conc. Zn	0.80	0.12	0.86	59.21	2.42	0.11	0.10	0.78	0.46	0.30	79.68	6.36	0.27	4.33
	Conc. Rougher Zn	0.97	0.12	2.65	39.21	1.68	6.55	0.05	1.56	0.78	1.52	87.48	7.33	26.44	7.17
	Relave	0.21	0.08	0.76	0.18	0.75	1.74	0.05	2.74	4.13	3.54	3.26	26.52	57.00	29.09

De las 3 pruebas de flotación diferencial se concluye que las dos primeras realizadas con la depresión del plomo con la mezcla de bicromato con CMC y fosfato monosódico son los de mejores resultados con respecto a la calidad de concentrados, y menores desplazamientos de cobre en el concentrado de plomo y de plomo en el concentrado de Cobre. El concentrado de cobre tiene excelentes leyes de cobre.

La prueba N°10, con depresión de cobre con el reactivo complejo, si es cierto nos da un concentrado más limpio en el concentrado de plomo, pero existe mayor desplazamiento de plomo en el concentrado de Cobre, adicionalmente el oro no se separa adecuadamente. Los contenidos de arsénico son mayores en el concentrado de plomo deprimido, esto se debe probablemente a que se encuentre ligado con los mínimos contenidos de arsenopirita que tenga el concentrado o se encuentre en el mineral de plata. El antimonio se encuentra en forma casi igual en los dos concentrados de cobre y plomo, esto se concluye que el antimonio está ligado con el mineral de plata. La recuperación del oro es del 66-73% en promedio valor bajo, esto lleva a la conclusión que parte del oro está ligado a la piritita o arsenopirita. El concentrado de Zinc obtenidos con dos etapas de limpieza nos da buenas leyes en Zinc (57-59%), sus recuperaciones son aceptables.

4. Se recomienda en el proceso en planta de acuerdo con lo observado en la parte experimental:
 - ✓ Realizar la depresión del zinc, piritita y arsenopirita, adicionando los depresores en el molino (complejo, sulfato de zinc), adicionar también la cal en forma de lechada, para lograr el pH=8.5. También se debe adicionar los colectores de AR-208 y AP-3418.
 - ✓ Tener un control estricto de la dosificación del espumante, ya que con exceso se activa el zinc.
 - ✓ En la limpieza del bulk adicionar si es necesario complejo, para evitar que la arsenopirita se active y pueda elevarse el contenido de arsénico en concentrado bulk.

- ✓ En el proceso de Separación cobre – plomo se recomienda usar la mezcla de bicromato (60%) + CMC (20%) + fosfato monosódico (20%), para deprimir el plomo. Se recomienda adicionar en forma controlada el carbón activado en cantidades mínimas, ya que en exceso puede interferir en la flotabilidad del cobre.
- ✓ En la flotación del zinc se recomienda realizar la flotación a pH=11.5, para evitar la activación de la arsenopirita y piritas, y las etapas de limpieza elevar el pH=12 para realizar una eficiente depresión de la arsenopirita que es la que podría elevar el contenido de arsénico en los concentrados de zinc.

5. Como se puede observar en la Tabla 5.14, el valor simulado no difiere mucho al valor experimental (Prueba de laboratorio) por lo que podemos decir que el método de simulación matemática por medio de los Split Factor puede ser utilizado para simular pruebas del tipo industrial a partir de pruebas experimentales. Prediciendo con bastante éxito, leyes, recuperaciones y radio de concentración que se obtendrían a nivel industrial.

El modelo matemático desarrollado en este capítulo V es aplicado a diferentes tipos de minerales, se puede aplicar con confiabilidad para la evaluación técnica y económica de proyectos industriales. Estas ecuaciones predicen con bastante éxito las leyes, recuperaciones y radio de concentrado que se obtendrían en una planta industrial. Mediante estas ecuaciones matemáticas es posible predecir con bastante éxito, leyes, recuperaciones y radio de concentración que se obtendrían a nivel industrial.

BIBLIOGRAFÍA

1. ALEXANDER SUTULOV, Flotación de minerales, instituto de investigación tecnológicas. Edición 1963. P 13- 111
2. AZANERO ORTIZ, ANGEL. Revista del Instituto de investigación de la facultad de geología, minas, metalúrgica y ciencia geográficas, Vol. II N° 03, Julio 1999.
3. CHRIS P. ANH. V. N. WARREN J. B. A Critical Review of Surface Properties and Selective Flotation of Enargite in Sulphide Systems Edition 2012 Minerals Engineering. P 1 – 11.
4. CRISTIAN VARGAS R. Concentracion de minerales y separacion Solido-Liquido. Intercade Consulting y training.
5. FRANCESC CARMONA, Análisis con R, de datos multivariantes, Departamento de estadística. Noviembre 2005.
6. MANZANEDA, C, Procesamiento de Minerales. Edición 2000. P 200-298.
7. RENASA. Catalogo Ditiósfatos / Xantatos / Espumantes. Edición 1995.
8. SRDJAN M.B. Handbook of flotation reagents el Sevier science & technology books. Edition 2007.
9. S. V. DUDENKOV, L.Y. SHUBOV, L.A. GLAZUNOV (1990) Fundamentos de la Teoría y la Practica de Empleo de Reactivos de Flotación. Editorial MIR.
10. TAGGAR, A.F., Handbook of mineral dressing ores and industrals minerals. Edición 1968 P 100-109.
11. VENACIO ASTUCURI T. Introducción a la flotación de minerales. Edición 1994.

12. W. KRACHT, Ingeniería del procesamiento de minerales. Universidad de Chile, 2013.
13. Y. HU, W. SUN, AND D. WANG, Electrochemistry of Flotation of Sulphide Minerals. Springer, 2009.

ANEXOS

ANEXO I: PRUEBAS METALURGICAS

ANEXO 1.1: Test estandar de moliendabilidad

ANEXO 1.2: Analisis granulométrico

ANEXO 1.3: Cálculo del Work index

ANEXO 1.4: Determinación de la gravedad específica

ANEXO 1.5: Prueba de moliendabilidad y analisis granulométrico

ANEXO I: PRUEBAS METALURGICAS

Se ha planteado el desarrollo de prueba de determinación del Work Index (Índice de Trabajo) y la gravedad específica del mineral en estudio.

- Se prepararon las muestras a 100% - 6 mallas. Pesándose muestras de 1 kg para las pruebas metalúrgicas.
- Para la determinación del Work Index del mineral polimetálico en estudio se empleó el método de Bond.
- Para la determinación de la Gravedad Específica se empleó el método del Picnómetro.
- Los resultados de las pruebas metalúrgicas se muestran a continuación.

ANEXO 1.1 Test estándar de moliendabilidad

Molino de bolas de Bond – Información general del test

Malla de Corte P1, (um) 70 T : 212
 Peso de Muestra (700 cc), (gr) : 1230
 % -212 um en la alimentación : 15.47%
 Peso para 250% carga circulante (gr) : 351.43

Tabla A.1 Cargas de bolas utilizadas

Diámetro de bolas	Numero de bolas	Peso total(gr)
1 ½	43	9878
1 ¼	67	6347.1
1	10	665.4
¾	71	1991.4
5/8	94	1525
TOTAL	285	20204.9

Tabla A.2 Cuadro de resultados de moliendabilidad.

Nro. Ciclos	Nro. Rev.	ALIMENTACION		Finos Generados (gr)	MOLIENDABILIDAD (g/Rev.)	Finos en alimentación Fresca (gr)	Finos a Generar (gr)	Revoluciones Sigüientes	% CC
		+70m	-70m						
0	0	1039.70	190.30						546.35
1	100	911.60	318.40	128.10	1.2810	49.26	302.17	235.89	286.31
2	236	915.00	315.00	265.74	1.1260	48.73	302.70	268.82	290.48
3	269	923.00	307.00	258.27	0.9601	47.49	303.94	316.56	300.65
4	317	878.70	351.30	303.81	0.9584	54.35	297.08	309.98	250.13

ANEXO 1.2 Análisis granulométrico

Análisis granulométrico del alimento

Tabla A.3 Análisis granulométrico del alimento

Malla	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	% Peso	% Acum. (+)	% Passing
6	3350	0.00	0.00	0.00	100.00
8	2360	172.00	13.35	13.35	86.65
10	2000	103.70	8.05	21.39	78.61
14	1400	329.70	25.58	46.98	53.02
20	850	150.90	11.71	58.69	41.31
30	600	101.50	7.88	66.56	33.44
40	425	100.80	7.82	74.39	25.61
50	300	66.60	5.17	79.55	20.45
70	212	64.20	4.98	84.53	15.47
100	150	47.80	3.71	88.24	11.76
150	106	37.00	2.87	91.12	8.88
200	75	39.70	3.08	94.20	5.80
270	53	19.40	1.51	95.70	4.30
400	38	23.10	1.79	97.49	2.51
-400	-38	32.30	2.51	100.00	0.00
TOTAL		1288.70	100.00		

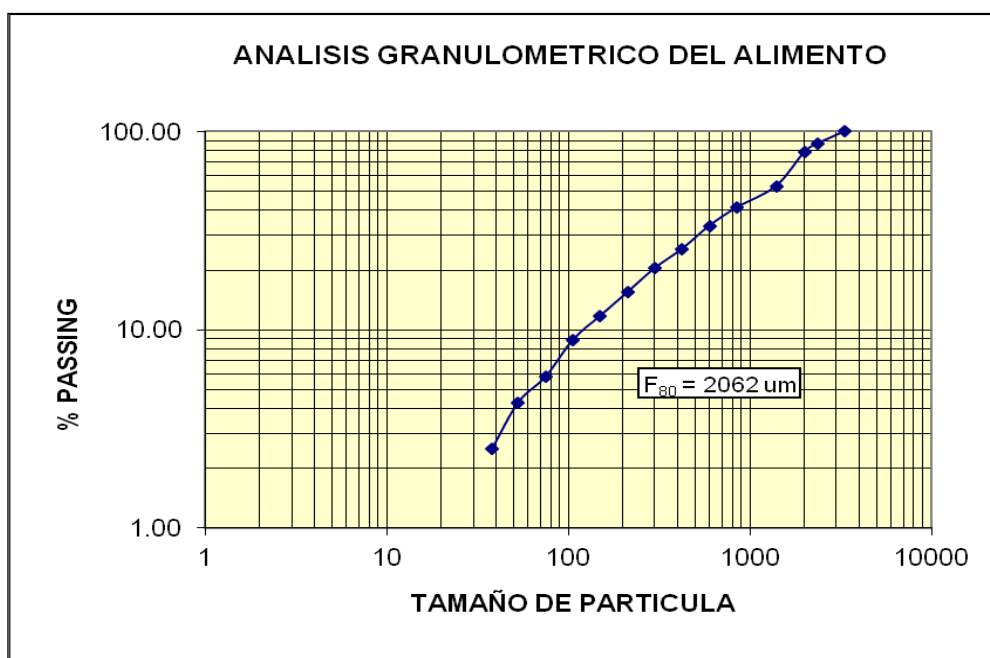


Figura A.1. Grafica de resultados del alimento

Análisis granulométrico del producto

Tabla A.4 Análisis granulométrico del producto

Malla	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	% Peso	% Acum. (+)	% Passing
6	3350	0.00	0.00	0.00	100.00
8	2360	0.00	0.00	0.00	100.00
10	2000	0.00	0.00	0.00	100.00
14	1400	0.00	0.00	0.00	100.00
20	850	0.00	0.00	0.00	100.00
30	600	0.00	0.00	0.00	100.00
40	425	0.00	0.00	0.00	100.00
50	300	0.00	0.00	0.00	100.00
70	212	0.00	0.00	0.00	100.00
100	150	60.60	46.98	46.98	53.02
150	106	33.50	25.97	72.95	27.05
200	75	7.50	5.81	78.76	21.24
270	53	6.60	5.12	83.88	16.12
400	38	10.10	7.83	91.71	8.29
-400	-38	10.70	8.29	100.00	0.00
TOTAL		129.00	100.00		

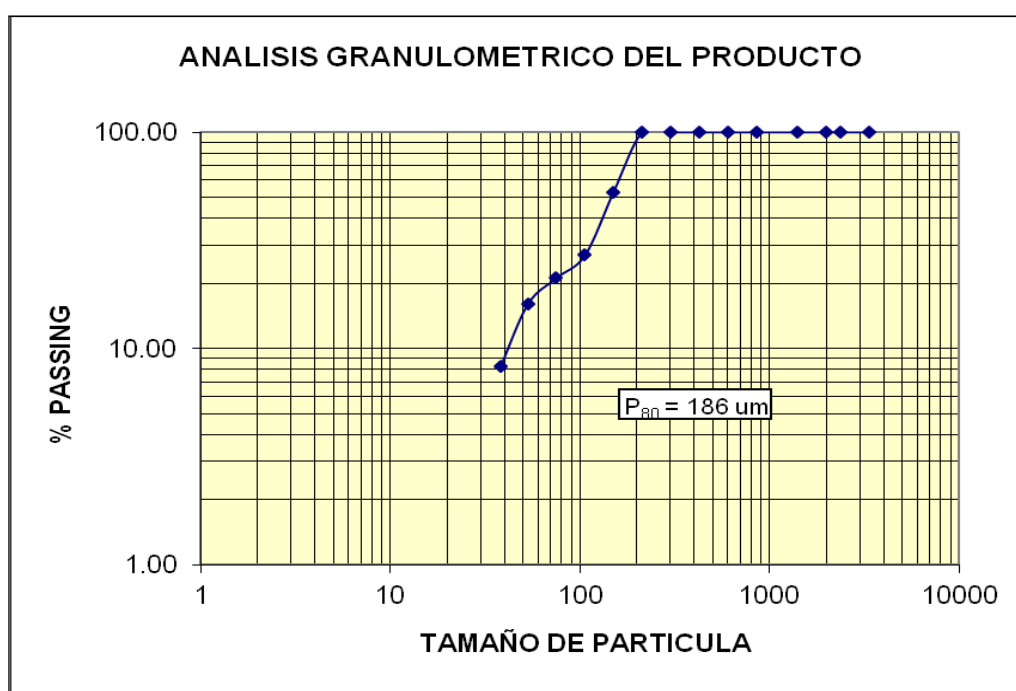


Figura A.2. Grafica de resultados del producto

ANEXO 1.3 Cálculo del Work Index (Wi)

Empleando la ecuación empírica determinado por bond

$$W.I. = \frac{44.5}{P1^{0.23} * Gpb^{0.82} * \left(\frac{10}{\sqrt{p_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

$$P1 = 100\% \text{ Passing } -70M \text{ (um)} \quad : \quad 212$$

$$Gpb = \text{Índice de Moliendabilidad (gr/Rev.)} \quad : \quad 0.9584$$

$$P_{80} = 80\% \text{ Passing del producto (um)} \quad : \quad 186$$

$$F_{80} = 80\% \text{ Passing del alimento (um)} \quad : \quad 2062$$

$$W.I = 26.20 \frac{KWh}{Tc} = 28.86 \frac{Kwh}{TM}$$

A 1.4 Determinación de la gravedad específica

El método para la determinación de la gravedad específica de los minerales es el método del picnómetro.

La fórmula que emplearse para el cálculo es la siguiente:

$$G.E(gr/cc) = \frac{M - P}{S + M - W - P}$$

Dónde:

M = Peso de picnómetro + mineral

P = Peso del picnómetro

W = Peso del picnómetro + mineral + agua

S = Peso del picnómetro + agua

Gravedad específica

Peso del picnómetro (p)	51.50	47.85		
Picnómetro + mineral (m)	105.20	103.90		
Picnómetro + mineral + agua (w)	182.58	180.18		
Picnómetro + agua (s)	150.13	146.70		
gravedad específica (gr/cc)	2.53	2.48	2.51	gr/cc

ANEXO 1.5 Prueba de moliendabilidad y análisis granulométrico**Molienda a “0” minutos**

Tabla A.5 Molienda a 0 minutos

MOLIENDA: "0" MINUTOS					
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO POR MALLAS					
MALLAS	TAMAÑO DE PARTICULA (micrones)	PESO (GR)	% PESO	% ACUMULADO (+)	% ACUMULADO (-)
+ 14 M	1410	242.80	24.28	24.28	75.72
+ 20 M	841	236.80	23.68	47.96	52.04
+ 30 M	595	93.90	9.39	57.35	42.65
+ 40 M	420	55.60	5.56	62.91	37.09
+ 50 M	297	65.20	6.52	69.43	30.57
+ 70 M	210	56.50	5.65	75.08	24.92
+ 100 M	150	39.20	3.92	79.00	21.00
+ 150 M	104	29.70	2.97	81.97	18.03
+ 200 M	74	26.90	2.69	84.66	15.34
- 200 M		153.40	15.34	100.00	0.00
TOTAL		1000.00	100.00		

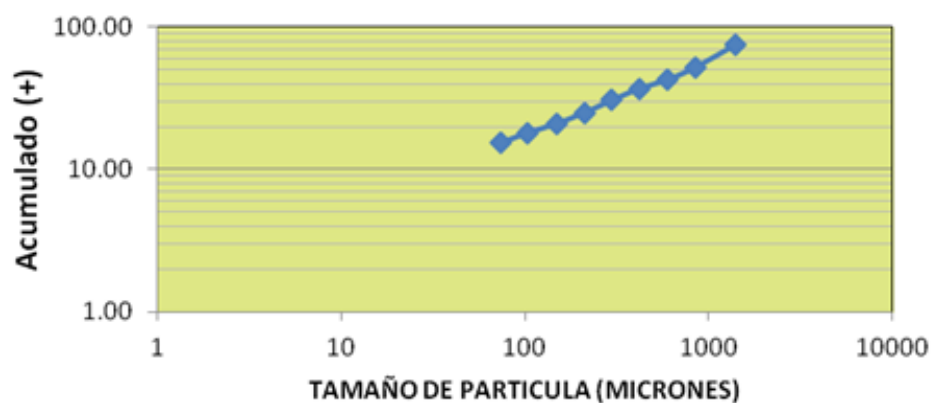


Figura A.3. Curva granulométrica de Molienda a “0” minutos

Molienda a “15” minutos

Tabla A.6 Molienda a 15 minutos

MOLIENDA: "15" MINUTOS					
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO POR MALLAS					
MALLAS	TAMAÑO DE PARTICULA (micrones)	PESO (GR)	% PESO	% ACUMULADO (+)	ACUMULADO (-)
+ 14 M	1410	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 20 M	841	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 30 M	595	51.10	5.11	5.11	94.89
+ 40 M	420	30.70	3.07	8.18	91.82
+ 50 M	297	67.90	6.79	14.97	85.03
+ 70 M	210	146.30	14.63	29.60	70.40
+ 100 M	150	134.00	13.40	43.00	57.00
+ 150 M	104	104.60	10.46	53.46	46.54
+ 200 M	74	101.60	10.16	63.62	36.38
- 200 M		363.80	36.38	100.00	0.00
TOTAL		1000.00	100.00		

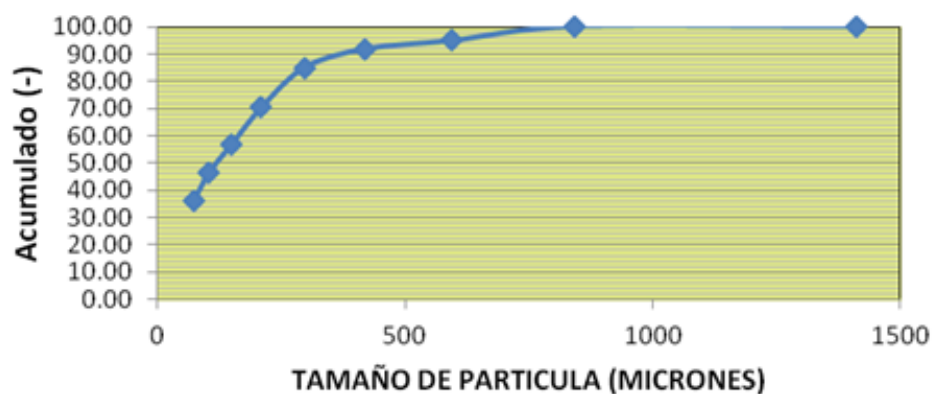


Figura A.4 Curva granulométrica de Molienda a “15” minutos

Molienda a “20” minutos

Tabla A.7 Molienda a 20 minutos

MOLIENDA: "20" MINUTOS					
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO POR MALLAS					
MALLAS	TAMAÑO DE PARTICULA (micrones)	PESO (GR)	% PESO	% ACUMULADO (+)	ACUMULADO (-)
+ 14 M	1410	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 20 M	841	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 30 M	595	12.00	1.20	1.20	98.80
+ 40 M	420	6.10	0.61	1.81	98.19
+ 50 M	297	20.80	2.08	3.89	96.11
+ 70 M	210	98.70	9.87	13.76	86.24
+ 100 M	150	155.00	15.50	29.26	70.74
+ 150 M	104	133.80	13.38	42.64	57.36
+ 200 M	74	135.20	13.52	56.16	43.84
- 200 M		438.40	43.84	100.00	0.00
TOTAL		1000.00	100.00		

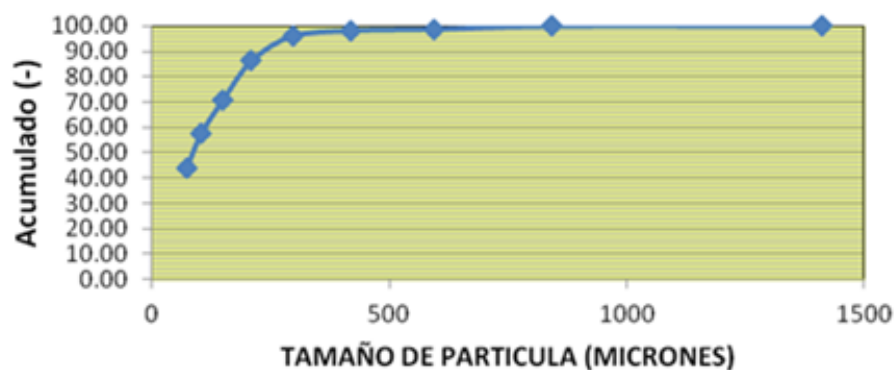


Figura A.5. Curva granulométrica de Molienda a “20” minutos

Molienda a “25” minutos

Tabla A.8 Molienda a 25 minutos

MOLIENDA: "25" MINUTOS					
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO POR MALLAS					
MALLAS	TAMAÑO DE PARTICULA (micrones)	PESO (GR)	% PESO	% ACUMULADO (+)	ACUMULADO (-)
+ 14 M	1410	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 20 M	841	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 30 M	595	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 40 M	420	4.60	0.46	0.46	99.54
+ 50 M	297	4.90	0.49	0.95	99.05
+ 70 M	210	44.40	4.44	5.39	94.61
+ 100 M	150	132.50	13.25	18.64	81.36
+ 150 M	104	152.80	15.28	33.92	66.08
+ 200 M	74	163.30	16.33	50.25	49.75
- 200 M		497.50	49.75	100.00	0.00
TOTAL		1000.00	100.00		

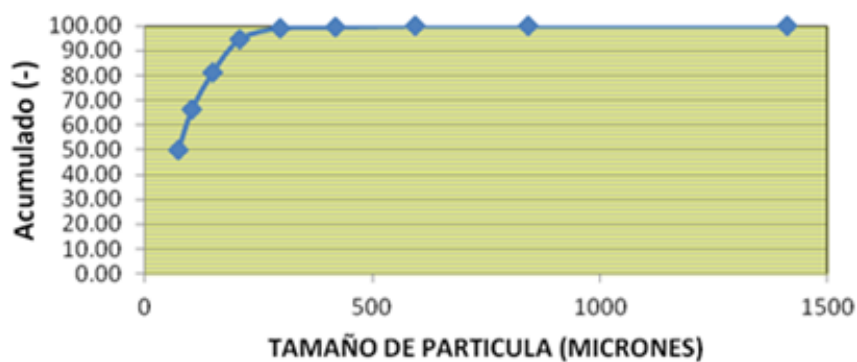


Figura A.6. Curva granulométrica de Molienda a “25” minutos

Molienda a “30” minutos

Tabla A.9 Molienda a 30 minutos

MOLIENDA: "30" MINUTOS					
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO POR MALLAS					
MALLAS	TAMAÑO DE PARTICULA (micrones)	PESO (GR)	% PESO	% ACUMULADO (+)	ACUMULADO (-)
+ 14 M	1410	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 20 M	841	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 30 M	595	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 40 M	420	1.00	0.10	0.10	99.90
+ 50 M	297	0.60	0.06	0.16	99.84
+ 70 M	210	11.50	1.15	1.31	98.69
+ 100 M	150	65.20	6.52	7.83	92.17
+ 150 M	104	143.50	14.35	22.18	77.82
+ 200 M	74	180.00	18.00	40.18	59.82
- 200 M		598.20	59.82	100.00	0.00
TOTAL		1000.00	100.00		

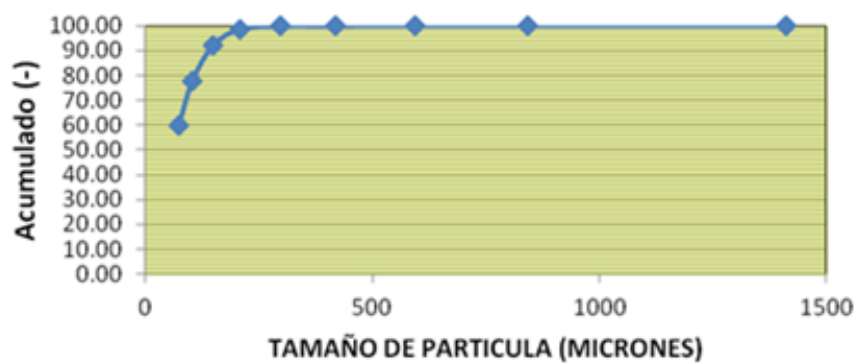


Figura A.7. Curva granulométrica de Molienda a “30” minutos

Molienda a “40” minutos

Tabla A.10 Molienda a 40 minutos

MOLIENDA: "40" MINUTOS					
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO POR MALLAS					
MALLAS	TAMAÑO DE PARTICULA (micrones)	PESO (GR)	% PESO	% ACUMULADO (+)	ACUMULADO (-)
+ 14 M	1410	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 20 M	841	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 30 M	595	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 40 M	420	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 50 M	297	0.30	0.03	0.03	99.97
+ 70 M	210	1.60	0.16	0.19	99.81
+ 100 M	150	18.10	1.81	2.00	98.00
+ 150 M	104	82.70	8.27	10.27	89.73
+ 200 M	74	196.20	19.62	29.89	70.11
- 200 M		701.10	70.11	100.00	0.00
TOTAL		1000.00	100.00		

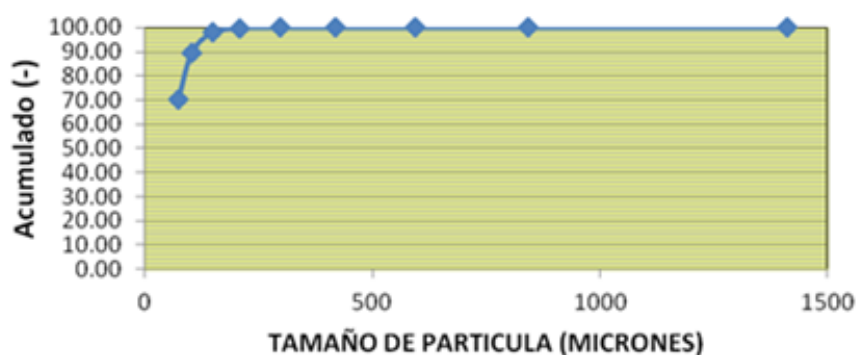


Figura A.8. Curva granulométrica de Molienda a “40” minutos

Molienda a “50” minutos

Tabla A.11 Molienda a 50 minutos

MOLIENDA: "50" MINUTOS					
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO POR MALLAS					
MALLAS	TAMAÑO DE PARTICULA (micrones)	PESO (GR)	% PESO	% ACUMULADO (+)	ACUMULADO (-)
+ 14 M	1410	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 20 M	841	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 30 M	595	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 40 M	420	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 50 M	297	0.00	0.00	0.00	100.00
+ 70 M	210	0.40	0.04	0.04	99.96
+ 100 M	150	5.10	0.51	0.55	99.45
+ 150 M	104	34.20	3.42	3.97	96.03
+ 200 M	74	145.80	14.58	18.55	81.45
- 200 M		814.50	81.45	100.00	0.00
TOTAL		1000.00	100.00		

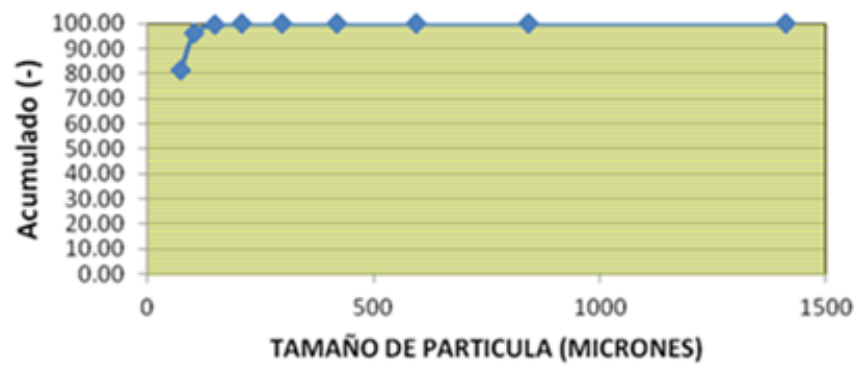


Figura A.9. Curva granulométrica de Molienda a “50” minutos