

CONTENIDO

RESUMEN	1
INTRODUCCION	2
1. FUNDAMENTO TEORICO	3
1.1 MINERALES AURIFEROS CON BAJO CONTENIDO DE SULFUROS	3
1.1.1 Introducción	3
1.1.2 Recuperación de oro de minerales sulfurados y piríticos	4
1.1.3 Nuevas tendencias de tratamiento para minerales de bajo grado	6
1.2 QUIMICA DE LA FLOTACION	8
1.2.1 Hidrofobicidad	10
1.2.2 Reactivos de Flotación	13
1.2.2.1 Colectores	13
1.2.2.1.1 Xantatos	14
1.2.2.1.2 Reacción de descomposición del ion Xantato	14
1.2.2.2 Espumantes	15
1.2.3 Flotación de sulfuros	16
1.2.3.1 Adsorción del colector	16
1.2.3.1.1 Mecanismo de quimiadsorción	16
1.2.3.1.2 Mecanismo de oxidación electroquímica	17
1.2.3.2 Selectividad de los sulfuros.	18
1.2.4 Tendencias tecnológicas en la química de la flotación en espuma	21
1.2.4.1 Dow Chemical y su programa de investigación tecnológica	23
1.2.4.2 Naturaleza de los sistemas de flotación en espuma	25
1.2.4.3 Estado de los reactivos industriales de flotación	26
1.2.5 Algunos químicos nuevos para flotación	28
1.2.6 Pruebas de flotación con nitrógeno	29
1.2.6.1 Separación cobre-niquel por flotación usando nitrógeno	30
1.2.6.2 Flotación Cu-Pb desde un bulk Cu-Pb-Zn-Pirita	31
1.2.6.3 Flotación Plomo-Cobre	33
1.2.6.4 Flotación de sulfuros de Cobre	34
1.2.6.5 Flotación de Pirita	35

1.2.6.6 Flotación Inversa de Pirita	37
1.2.6.7 Flotación de un Mineral Aurífero	39
1.2.6.8 Beneficios de la Flotación con Nitrógeno.	41
1.2.7 Efectos de los sulfatos en la flotación inducida con xantatos, pirita y cobre activado.	42
1.3 MODELOS DE SIMULACION PARA CIRCUITOS DE FLOTACION	43
1.3.1 Modelo de Simulación SPLIT-SIM	48
2.- METODOS EXPERIMENTALES	52
2.1 Caracterización físico química y mineralogía del mineral	52
2.1.1 Caracterización Física	52
2.1.1.1 Densidad Aparente y Densidad Real	52
2.1.2 Caracterización Química	53
2.1.2.1 Técnica de disgregación acida para la determinación de Cu, Pb, Zn, y Fe	53
2.1.2.2 Tostación	54
2.1.2.3 Ensayo al fuego	54
2.1.2.3.1 Encuartación del dore	55
2.1.2.4 Caracterización mineralógica	56
2.2 Metodología experimental ensayos de flotación a nivel de laboratorio	56
2.2.1 Preparación del mineral	56
2.2.2 Molienda	57
2.2.3 Ensayos de Flotación	57
2.2.3.1 Prueba de Flotación	57
Prueba A: Influencia del d_{80} o tamaño de partícula	60
Prueba B: Influencia del pH	60
Prueba C: Influencia del porcentaje de sólidos	61
Prueba D: Influencia del tiempo de acondicionamiento en la etapa de desbaste	61
Prueba E: Influencia de la cantidad de colector en la flotación	62
Prueba F: Influencia de la cantidad de espumante en la flotación	62
Prueba G: Influencia del tiempo de recolección en la etapa de desbaste	63

Prueba H: Influencia del tiempo de acondicionamiento en la etapa de colección	63
Prueba I: Influencia de la cantidad de colector en la etapa de acondicionamiento B o etapa de colección	63
2.2.3.2 Prueba de Flotación con tiempos menores de Molienda	63
2.2.3.3 Prueba de Flotación Desbaste Colección con recirculación del concentrado B	64
2.2.3.4 Pruebas de Flotación Desbaste-Colección-Afino	64
2.2.3.5 Determinación de la carga circulante del molino de bolas a nivel de laboratorio	67
2.3 Metodología experimental ensayo a nivel piloto	68
2.3.1 Descripción del Proceso	69
3. RESULTADOS Y DISCUSION	77
3.1. CARACTERIZACIÓN DE LAS MATERIAS PRIMAS	77
3.2. Ensayos de Flotación a nivel de laboratorio	78
Prueba A: Influencia del d80 o tamaño de partícula	78
Prueba B: Influencia del pH	80
Prueba C: Influencia del porcentaje de sólidos	81
Prueba D: Influencia del tiempo de acondicionamiento en la etapa de Desbaste	83
Prueba E y Prueba F: Influencia de la cantidad de colector en la flotación de Influencia de la cantidad de espumante en la flotación	84
Prueba G: Influencia del tiempo de recolección en la etapa de desbaste	86
Prueba H: Influencia del tiempo de acondicionamiento B o etapa de Colección	87
Prueba I: Influencia de la cantidad de colector en la etapa de acondicionamiento B o etapa de colección	88
3.3 Pruebas a tiempos menores	89
3.3.1 Pruebas Del circuito desbaste colección con reciclo del concentrado B al tanque de acondicionamiento	92
3.4 Pruebas De Afinamiento	93
3.4.1 Pruebas De Afinamiento con recirculación	96

3.4.1.1 Recirculación a la etapa de Desbaste	96
3.4.1.2 Recirculación a la molienda	97
3.5 Ensayos de Flotación a nivel piloto	99
3.5.1 Circuito Desbaste Colección	99
3.5.2 Circuito Desbaste Colección con Recirculación del Concentrado B	100
3.5.3 Determinación de la carga circulante en la planta piloto	102
3.5.3.1 Carga circulante para un circuito sin reciclo	102
3.5.3.2 Carga circulante para un circuito con reciclo	103
4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	106
5. BIBLIOGRAFIA	109
ANEXOS	111

CONTENIDO DE FIGURAS

Figura 1.1 Representación esquemática de la doble capa de acuerdo al modelo de Stern	9
Figura 1.2 Representación esquemática de contacto entre una burbuja de aire y un sólido inmerso en agua en el equilibrio	11
Figura 1.3. Curvas críticas de pH para la flotación con dietil-ditiofosfato de sodio como colector	19
Figura 1.4 Curvas críticas de pH para la flotación con xantato de etílico de potasio (25 mg/l) en presencia de cianuro de sodio	20
Figura 1.5 Curvas críticas de pH para la flotación con xantato de etílico de potasio (25 mg/l) en presencia de sulfuro de sodio	20
Figura 1.6 Árbol del conocimiento en el proceso de flotación en espuma	23
Figura 1.7 ¿Cuales son las verdaderas limitaciones del proceso de flotación en espuma con variaciones en químicos, equipos y variables de flotación?	24
Figura 1.8 Ilustración de dos parámetros como tiempo en laboratorio y recuperación bajo diferentes condiciones	26
Figura 1.9 Recuperación de níquel en flotación con nitrógeno, y con aire, a) condiciones de laboratorio; b) flotación a gran escala	30
Figura 1.10 Efecto del Cianuro en la eficiencia de separación por flotación en aire y en nitrógeno	33
Figura 1.11 Efecto del nitrógeno en la recuperación de la Pirita durante la prueba con el mineral de New Brunswick	35
Figura 1.12 Circuito para la flotación de Pirita en Flin Flon	37
Figura. 1.13 Recuperación de Pirita vs. Esfalerita en el concentrado de Pirita a pH 7, y 60°C	38
Figura. 1.14 Recuperación de Pirita vs. Esfalerita en el concentrado de Pirita a pH 5.5 y 80° C	39
Figura. 1.15 Leyes de los relaves de Flotación vs. Tamaño de partícula en flotación con aire y con nitrógeno	40
Figura 1.16 Esquema del proceso para determinar el mecanismo de los sulfatos en la depresión de pirita y xantatos.	43
Figura 1.17 Modulo para un circuito de flotación con limpieza y flujos de corrientes durante todas las pruebas.	46
Figura 1.18 Circuito desbaste colección afino con recirculación	49
Figura 2.1 Diagrama de Bloques del Proceso de Flotación	58
Figura 2.2 Esquema de flotación de un circuito desbaste-colección-afino	64
Figura 2.3 Tolva de alimentación y banda transportadora	69
Figura 2.4 Alimentación al molino	70
Figura 2.5 Molino de Bolas	70
Figura 2.6 Clasificador Espiral	71
Figura 2.7 Entrada y salida del hidrociclón	71

Figura 2.8 Tanque de acondicionamiento de flotación	72
Figura 2.9 Banco de celdas de flotación	73
Figura 2.10 Espuma de flotación en una de las celdas	73

CONTENIDO DE TABLAS

Tabla 1.1 Punto de carga cero para valores de pH para varios minerales	10
Tabla 1.2 Evolución de los colectores de sulfuros comerciales aplicados	27
Tabla 1.3 Evolución de los espumantes comerciales aplicados	28
Tabla 1.4 Nuevos agentes de flotación	28
Tabla 1.5 Flotación Cu-Pb desde un bulk Cu-Pb-Zn-Pirita del deposito de Leninogorsk; pruebas efectuadas en proceso continuo	32
Tabla 1.6. Gas de Flotación empleado en las pruebas	36
Tabla 1.7 Flotación de pirita de las colas del desbaste plomo en Kidd Creek Mines	36
Tabla 2.1 Reactivos de Acondicionamiento A	59
Tabla 2.2 Reactivos de Flotación en la etapa de acondicionamiento B	59
Tabla 2.3 Cantidad de cal añadida a la pulpa para tener la variación de pH	60
Tabla 2.4 Determinación de la carga circulante	67
Tabla 3.1 Análisis físico y químico	77
Tabla 3.2 Análisis mineralógico	77
Tabla 3.3 Comparación de Oro para diferentes tiempos de molienda	79
Tabla 3.4 Contenido de Au g/t y porcentaje de recuperación en el concentrado A para cada porcentaje de sólidos	82
Tabla 3.5 Contenido de Au g/t y porcentaje de recuperación en el concentrado A para cada tiempo de acondicionamiento	83
Tabla 3.6 Contenido de Au g/t en el concentrado A y % de recuperación acumulado en el para cada dosificación de colector	84
Tabla 3.7 Contenido de Au g/t en el concentrado A y % de recuperación acumulada para cada dosificación de espumante	85
Tabla 3.8 Contenido de Au g/t en el concentrado A para cada tiempo de recolección en la etapa de desbaste	86
Tabla 3.9 Contenido de Au g/t y porcentaje de recuperación en el concentrado B para cada tiempo de acondicionamiento B	87
Tabla 3.10 Recuperación Acumulada para una cantidad de KAX de 5,10 y 20 ml en el acondicionamiento B y el contenido de Au g/t	88
Tabla 3.11 Variables de flotación en las que se obtuvo mayor recuperación de Au g/t en el concentrado A	89
Tabla 3.12 Contenido de Au g/t en el relave final para bajos tiempos de molienda	90
Tabla 3.13 Factores de distribución para un circuito desbaste colección	91
Tabla 3.14 Resultados de la simulación para un circuito desbaste colección	92
Tabla 3.15 Resultados obtenidos para un circuito con reciclo	93

Tabla 3.16 Resultados de la simulación para un circuito desbaste colección, en una prueba con dos flotaciones consecutivas, donde el concentrado B de la primera flotación se retorna a la segunda flotación.	93
Tabla 3.17 Cantidad de Au y Ag en cada corriente de la flotación para un circuito desbaste-colección-afino	94
Tabla 3.18 Factores de distribución para un circuito desbaste-colección –afino	94
Tabla 3.19 Resultados de la simulación para el circuito Desbaste-Afino-Colección	95
Tabla 3.20 Resultados del circuito Desbaste-Afino-Colección con recirculación de corrientes a la etapa de desbaste y factores de distribución para la simulación	96
Tabla 3.21 Factores de distribución para un circuito de flotación desbaste-colección-afino	97
Tabla 3.22 Resultados de la simulación en el programa split factor para el circuito Desbaste-Afino-Colección con recirculación de corrientes a la etapa de desbaste de la segunda flotación.	97
Tabla 3.23 Resultados del circuito Desbaste-Afino-Colección con recirculación de corrientes a la etapa de desbaste y factores de distribución para la simulación	98
Tabla 3.24 Resultados de la simulación en el programa split factor para el circuito Desbaste-Afino-Colección con recirculación de corrientes a la molienda	98
Tabla 3.25 Resultados del circuito Desbaste-Colección a nivel piloto	99
Tabla 3.26 Balance metalúrgico de Au y Ag en las corrientes del grafico 2.4 de la planta piloto	100
Tabla 3.27 Resultados del circuito Desbaste-Colección con reciclaje del concentrado B al tanque de acondicionamiento del proceso en planta piloto	101
Tabla 3.28 Balance metalúrgico de Au y Ag en las corrientes de la planta piloto	101
Tabla 3.29 Cuadro comparativo de leyes y recuperaciones acumuladas de Au y Ag a nivel de laboratorio, resultado de la simulación y planta piloto.	104

CONTENIDO DE GRAFICOS

Gráfico 2.1 Esquema del Proceso en Planta Piloto	68
Gráfico 2.2 Esquema de los equipos en la planta piloto con sus respectivas corrientes para un circuito con reciclo	74
Gráfico 2.3 Esquema de los equipos en la planta piloto con sus respectivas corrientes para un circuito sin reciclo	76
Gráfico 3.1 Comparación de g/t de Au en el concentrado A para los tiempos de molienda 20, 30, 40 min	79
Gráfico 3.2 Comparación de Recuperación de Au en el concentrado A para tiempos de 20, 30 y 40 minutos	80
Gráfico 3.3 Recuperación Acumulada de Au en (CA+CB) y contenido de Au g/t en el concentrado A en función del pH	81
Gráfico 3.4 Recuperación Acumulada de Au (CA+CB) y contenido de Au g/t en el concentrado A en función del Porcentaje de Sólidos	82
Gráfico 3.5 Recuperación Acumulada de Au (CA+CB) y contenido de Au g/t en el concentrado A en función del tiempo de acondicionamiento A	83
Gráfico 3.6 Recuperación Acumulada de Oro y contenido de Oro g/t en el concentrado A en función de la cantidad de colector en g/t	85
Gráfico 3.7 Recuperación acumulada de Au (CA+CB) y contenido de Au g/t en el concentrado A en función de la cantidad de espumante g/t	86
Gráfico 3.8 Contenido de Au g/t en función del tiempo de Recolección A	87
Gráfico 3.9 Recuperación Acumulada de Au (CA+CB) y contenido de Au g/t en función del tiempo de Acondicionamiento B	88
Gráfico 3.10 Recuperación acumulada de Au (CA+CB) y contenido de Au en el concentrado A a tiempos de molienda de 10, 20 y 30 en las condiciones de la tabla 3.11	90
Gráfico 3.11 Circuito para la simulación en el programa split factor	91
Gráfico 3.12 Circuito para la simulación en el programa split factor	95

RESUMEN

Se estudia el comportamiento de un mineral con bajo contenido de sulfuros, proveniente de la empresa minera Agroindustrial "El Corazón" usando un proceso de concentración por flotación.

Se realizan pruebas a nivel de laboratorio en una celda Denver D-12, haciendo variación de parámetros de flotación como porcentaje de sólidos, pH, cantidad de colectores y espumantes, tiempos de acondicionamiento y tiempos de recolección de concentrado, se determinan así las condiciones de operación en las cuales se obtienen mayor recuperación de oro

Se realizan dos circuitos de flotación a nivel piloto, uno con reciclo de concentrados y otro sin reciclo, determinando que en el proceso con reciclo la ley de oro en el concentrado final es de 115 g/t y en un proceso la ley de oro es de 254 g/, notándose la presencia de materiales de ganga con granulometría fina en el concentrado final.

Además se realiza una simulación en el programa de split sim de los resultados obtenidos a nivel de laboratorio y de esta manera predecir los resultados que se obtendrán a nivel piloto. Se puede observar que el programa de simulación está orientado a una operación ideal, ya que en los trabajos en planta piloto se obtienen resultados diferentes a los obtenidos en la simulación, básicamente se debe a que el programa de simulación se dirige a las condiciones de flotación y no relaciona las variables de las intrínsecas de las celdas de flotación como la aireación, agitación.

INTRODUCCION

En el Ecuador, se tiene gran actividad minera para la búsqueda y recuperación de oro, hoy en día existen variedad de minas y yacimientos que son explotados. Una de esas minas es “El Corazón”, ubicada cerca de la zona de Pacto, en la parte limítrofe de las provincias Pichincha, Esmeraldas e Imbabura, localizada a tres horas de Quito.

En el Corazón, hay una mineralización diseminada de pirita, se tiene una ley de Au correspondiente a 10.3 g/t. El material no metálico lo conforman sílice y carbonato de calcio, este mineral presenta un contenido bajo de sulfuros que corresponde al 1%.

Actualmente la recuperación de oro de este mineral se realiza usando el tradicional método de cianuración y CIP.

La presente investigación se dirige a la recuperación del oro utilizando un proceso de concentración por flotación para separar los sulfuros y el metal de interés de la gran cantidad de material silíceo presente, determinando condiciones de operación a nivel de laboratorio que permitan la mayor recuperación de oro en el concentrado final y a su vez se lleve estas condiciones a un proceso a nivel piloto.

Este estudio es de interés para el sector minero ecuatoriano ya que se presenta una alternativa ante el tradicional procedimiento de cianuración, ya que los concentrados obtenidos por flotación pueden ser comercializados o procesados para la recuperación de oro y plata de los mismos.

1. FUNDAMENTO TEORICO

1.2 MINERALES AURIFEROS CON BAJO CONTENIDO DE SULFUROS

1.2.1 Introducción

Los minerales, se extraen y se concentran mediante diferentes métodos metalúrgicos y, posteriormente, se someten a procesos de fundición y refinación para obtener los elementos con valor comercial.

La demanda de los minerales ha crecido tanto que en los últimos años que se ha consumido más que en toda la historia de la humanidad, por lo que los yacimientos se están agotando y si no han cambios geológicos pronto podrían terminarse, especialmente están disminuyendo los yacimientos mineralógicos con alta ley, cuyas concentraciones hacen posible su explotación bajo condiciones técnicas y económicas actuales; sin embargo están surgiendo nuevas técnicas que disminuyen los costos de la explotación de yacimientos más pobres.

El procedimiento para obtener y concentrar los minerales es muy particular, pues depende de la localización y de las características físicas y químicas del mineral. Dos minas cercanas pueden tener minerales de composición diferentes aunque su geología sea similar, o viceversa. Algunas minas han desarrollado los más grandes y caros equipos de la industria (Parker, S. 1977) y las grandes minas del mundo mueven cantidades impresionantes de materiales sólidos, que llegan a las 270 mil toneladas por día, pudiendo producir algunas de ellas más de 40 mil toneladas métricas de concentrado diariamente.

De acuerdo con la ubicación del yacimiento la minería se realiza a cielo abierto (cuando los minerales con valor están más o menos en zonas superficiales) o, en caso contrario, opera de forma subterránea. La concentración de los minerales, cuando presentan alguna característica física especial que los diferencia del resto del material (ganga), se puede lograr mediante procesos meramente físicos, por ejemplo los procesos gravimétricos o magnetométricos,

que se aplican para materiales que tienen diferente densidad o cuando el metal es magnético.

En los casos en que no se pueden aplicar métodos físicos se tiene que utilizar métodos de flotación o de lixiviación.

Para abaratar costos y poder explotar yacimientos de baja ley, se están imponiendo métodos químicos que no requieren de tanto movimiento de materiales como la flotación tradicional. Mediante ácidos u otras sustancias químicas se lixivia el mineral, logrando obtener una solución que contiene los elementos con valor. Este tipo de lixiviación puede llevarse a cabo dejando que el ácido o las otras sustancias actúen directamente en los yacimientos o terreros.

En casos donde se quiere tener un mayor control de proceso se preparan montones de mineral molido. Cabe señalar que junto con los valores se disuelven muchos otros elementos que no tienen valor pero que son potencialmente tóxicos, por lo que la solución residual resultante es, generalmente, muy ácida y de composición tóxica. (Gutiérrez M. 1999)

1.2.2 Recuperación de oro de minerales sulfurados y piríticos

Los minerales sulfurados y las piritas particularmente, han causado y continúan causando dificultad en la recuperación de oro de estos minerales. En la mayoría de los casos, el oro visible no se puede observado bajo examen microscópico en minerales con oro en la pirita. Sin embargo, si el mineral se muele hasta una malla -200, en ocasiones unas trazas de oro pueden ser visibles bajo examinación microscópica

Basado sobre estudios de casos numerosos, se conoce que las partículas del oro en pirita son generalmente finas, extendiéndose a partir de 75 micrones abajo a 2 o 3 micrones. La incidencia de la cantidad del oro fino también parece estar relacionada con la concentración del oro. Por ejemplo si el análisis es de 2 onzas por tonelada, hay generalmente partículas más grandes del oro presentes junto con el oro clasificado típicamente como fino. Cuando el grado

disminuye como 0.2 onzas por tonelada, entonces son generalmente solamente partículas pequeñas asociadas a las piritas sin embargo esto no es absoluto, pero aparece ser una tendencia.

La recuperación del oro en minerales del sulfuro ha caído en dos categorías. La primera es la flotación en espuma, y es la segunda es la cianuración de los minerales.

Usar el cianuro para recuperar el oro de los minerales sulfurados da lugar generalmente a la recuperación de 30 al 35%, y una mayor recuperación ha sido de alrededor 50%. La capa fina de un compuesto del hierro aparece definitivamente ser un componente dominante de la inhabilidad del cianuro para lixiviar eficientemente los minerales piríticos de bajo grado.

Quizás entonces se deba realizar un tratamiento previo, para quitar la capa de hierro y hacer que las partículas finas sean susceptibles a la lixiviación con cianuro. Sin embargo la lixiviación por cianuro de los minerales con bajo grado es económicamente insatisfactoria en el mercado de hoy.

Los minerales de bajo grado que no responden bien al cianuro o a la flotación generalmente se refieren un mineral "refractario". Lo que significa generalmente que necesita ser tostado para separarse del oro.

La tostación puede ser uno de los métodos más costosos de recuperar el oro y con consideraciones ambientales actuales, generalmente prohibitivo, excepto en algunas circunstancias, donde el grado y el volumen justifican la economía.

La concentración por gravedad tiende para recuperar la pirita con el oro, y quita solamente los minerales más ligeros, tales como cuarzo del mineral. Las partículas más difíciles están en tamaños de 75 micrones a 2 micrones que son definitivamente muy finos. Así pues, aunque el mineral fuese molido a 2 micrones, no se puede recuperar con actual tecnología de concentración por gravedad.

Esto aparece dejar a flotación en espuma como el mejor método para recuperar el oro de los minerales sulfurados. Los minerales sulfurados, tales como

calcopirita, esfalerita, galena, y pirrotina, y las mezclas de estos minerales se han encontrado históricamente con las partículas del oro del tamaño del micrón incluidas en ellas.

Esto implica generalmente el uso de espumantes, varios colectores (promotores) y posiblemente a algunos modificadores en este proceso de recuperación.

La incidencia de aparición de oro parece ocurrir como reemplazo de otros minerales. El oro se presenta como escamas minúsculas en los planos cristalográficos de la pirita. Las escamas del oro son muy pequeñas de tamaño, 5-10 micrones.

La pirita en la cual las cantidades pequeñas de oro están la variedad cristalina (pirita primaria). Las características de la pirita primaria son una ausencia de la porosidad, una fragilidad extrema, una resistencia a la oxidación, y la existencia del oro que posee una susceptibilidad débil al magnetismo (debido a una capa fina de un compuesto del hierro).

Por lo que para el autor Kubach el procesamiento de este tipo de minerales se realiza mediante métodos de flotación o en su defecto usando pretatamientos previos al proceso de cianuración. (Kubach 2002)

1.2.3 Nuevas tendencias de tratamiento para minerales de bajo grado

Dentro de los proceso de recuperación se esta realizando una bioflotación para minerales sulfurados de cobre de bajo grado aplicando bacterias durante la flotación.

La aplicación de bacterias de *Tiobacillus ferrooxidans* en la flotación de un mineral de sulfuro con bajo contenido de cobre de la mena Sarcheshmeh ha sido estudiada. Sarcheshmeh la mena de bajo grado contiene pirita de que causa algunos problemas en el proceso de flotación de los minerales de cobre.

En este estudio, colonias puras de las bacterias T.Ferroxidantes fue usada para provocar la cambios químicos en la superficie en la pirita y los sulfuros de cobre y por consiguiente su conducta en la flotación.

La presencia las bacterias Tiobacilus ferroxidates y xantato como el colector, deprime la pirita sin afectar a los minerales como la calcopirita.

Sarcheshmeh es un depósito mineral con mayor producción de cobre y molibdeno de una ciudad localizada en la parte sur oriental de Irán a 160 km de la ciudad de Kerman.

La pirita es el principal mineral de la ganga y ha estado siendo deprimida con cal durante la flotación de cobre. En nuevos estudios se ha usado bacterias como las Tiobacilus ferroxidantes como un depresantes para pirita en la flotación. Las cinética de crecimiento de las T ferroxidantes es lenta y crecimiento puede lograrse después de 48 horas. Las propiedades de superficie de la bacteria dependen de las condiciones de crecimiento condiciones.

Los componentes químicos de la superficie bacteriana juegan un papel importante en adherencia a la superficie mineral. La flotación es dependiente de las propiedades de la superficie de minerales, por lo que cualquier cambio en esta propiedad puede introducir los efectos directos al aplicar una bacteria al proceso.

Como resultado de este estudio se determinó que la flotación selectiva de cobre de sulfuros como la pirita es posible por la interacción y acción de las. sin embargo pueden adherir selectivamente a la pirita impidiendo su flotabilidad por consiguiente pueden usarse los bacterias como depresantes de pirita en flotación de menas de cobre.

Esto se debe a que las células bacterianas obtienen su energía por del ion férrico oxidado del sulfuro elemental y por consiguiente las células se adsorben fuertemente en la superficie de la pirita.. Sin embargo en el caso de calcopirita,

los iones de cobre son tóxicos para las bacterias por lo que no se adhieren a la superficie mineral. (Kolahdoozan, M 2004)

1.2 QUIMICA DE LA FLOTACION

Cuando un mineral se pone en contacto con agua las regiones interfaciales sufren una alteración para acomodarse al medio ambiente. Una capa doble eléctrica se establece en la interfase sólido-líquido que equilibra la carga eléctrica global en el sistema. Esto afecta el comportamiento de la superficie del mineral y esta interactúa con los agentes químicos, el cual es un factor crucial en el proceso de separación de química superficial.

La doble capa eléctrica establece que la interfase de una solución con un sólido puede ser considerada análogamente como un capacitor eléctrico, el cual puede ser investigado experimentalmente en reacciones de superficies.

Las superficies cargadas del mineral (γ_s) en un sistema de mineral agua puede establecerse por varios mecanismos:

- 1) Polarización de un conductor o semiconductor por una fuente externa
- 2) Disolución de iones desde, y/o adsorción de iones hacia, el mineral, el cual resulta en un valor neto de la distribución de la carga desigual.
- 3) Reestructuración de la superficie del mineral para presentar iones de valencia diferente en la interfaz de la solución sólida

La magnitud de la carga de superficie está determinada por la densidad del potencial adsorbido dado por los iones. En el caso de minerales oxidados como es el cuarzo (SiO_2) el potencial esta dado por los iones $(\text{OH})^-$ y $(\text{H})^+$.

La estructura de una doble capa ideal para una superficie cargada negativamente se muestra en la figura 1.1. En este caso, los iones positivos en la solución son atraídos a la superficie del plano de carga positiva, la cual es balanceada por una menor colección de iones negativos en la solución. Estos son llamados iones terminantes, quienes constituyen la parte difusa de la doble capa doble mantener la neutralidad eléctrica.

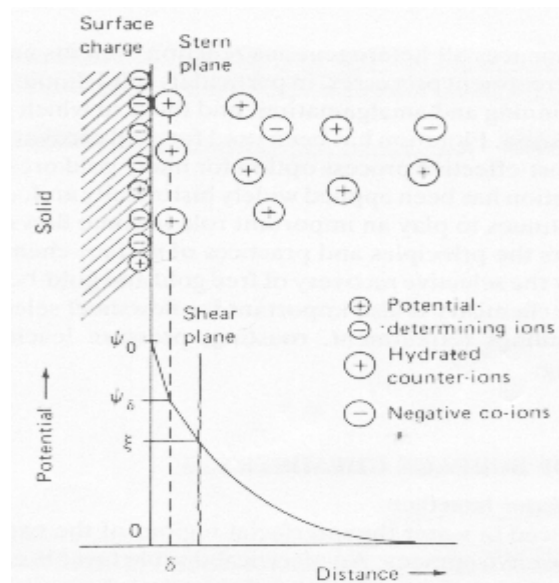


Figura 1.1 Representación esquemática de la doble capa de acuerdo al modelo de Stern
Fuente: Marsden y House 1992

Si la adsorción de los iones determinantes ocurre solo por una atracción coulombica, entonces la solución se denomina electrolito indiferente. La distancia cercana de los iones determinantes, a la superficie se conoce como plano de Stern.

El potencial de este plano se denomina potencial de Stern (ψ_δ). Si los iones no están hidratados, entonces ellos pueden acercarse a una posición llamada plano interno de Helmholtz.

Si el área de la superficie de un polvo mineral es conocida, entonces esta carga superficial puede ser determinada por titulación con un ácido o una base, hasta lograr un balance de la carga.

El potencial de superficie no puede ser medido directamente, sin embargo el potencial hidrodinámico cercano al plano de la capa de Stern, se conoce como potencial zeta, el bucal puede ser fácilmente medido y ha sido usado en la interpretación de los efectos de la flotación de superficies.

La actividad de potencia de iones conocido como potencial zeta es cero y también llamado el potencial de carga cero (PCC). El potencial PCC para rangos de ph ha sido seleccionado para varios minerales y se muestra el la tabla 1.1

Para sulfuros, el potencial de los iones determinantes es más difícil de determinar que la carga de la superficie de los óxidos. Esto se debe a la hidratación limitada de las superficies minerales, resultado de la incapacidad de los sulfuros de formar enlaces hidrógenos.

Tabla 1.1 Punto de carga cero para valores de pH para varios minerales

Mineral	Valor de pH
Calcita	8.5-10.5
Cromita	5.6-7.0
Cuprita	9.5
Goetita	6.7
Hematita	5.0-6.5
Caolinita	3.4
Magnetita	6.5
Moscovita	3.6
Pirita	6-7
Cuarzo	1.5-2.5
Talco	1.5-3.6
Circón	5.8

1.2.1 Hidrofobicidad

El objetivo del proceso de flotación es remover selectivamente minerales de valor de un lodo acuoso. El objetivo es reducir la atracción de los minerales valiosos hacia el agua, disminuyendo su mojabilidad y aumentando su hidrofobicidad.

Una medida de la mojabilidad esta dada por el ángulo de contacto entre el sólido, el gas y el medio acuoso como se muestra en la figura 1.2. Si una burbuja de aire esta unida a una superficie en agua con un ángulo θ significativo, entonces este relativamente hidrofóbico.

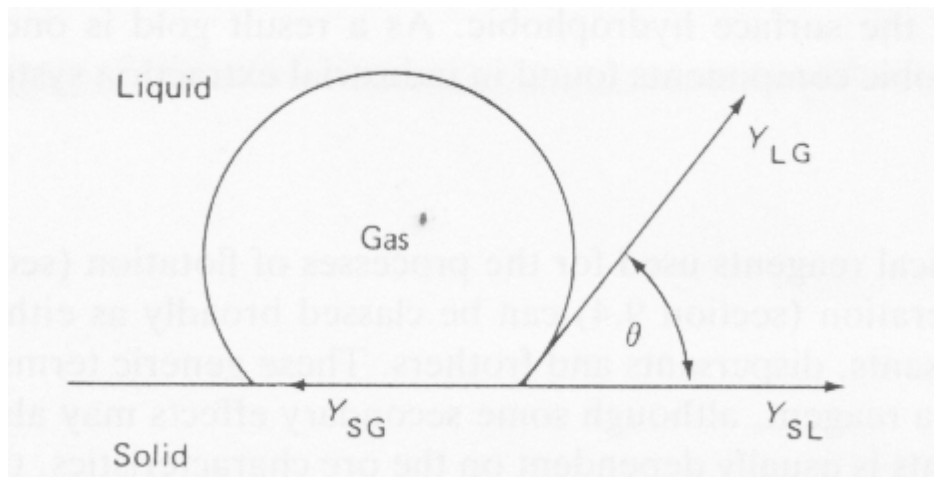


Figura 1.2 Representación esquemática de contacto entre una burbuja de aire y un sólido inmerso en agua en el equilibrio

Fuente: Mariden y House, 1992

En un sistema ideal en equilibrio este fenómeno esta descrito por la ecuación de Young (1):

$$\gamma_{sg} = \gamma_{sl} + \gamma_{lg} \cos \theta \quad \text{ecuación 1}$$

Donde γ_{sg} , γ_{sl} y γ_{lg} son las tensiones superficiales entre sólido-gas, sólido-líquido y líquido-sólido, respectivamente y θ es el ángulo de contacto. La tensión superficial (γ_{sg}) es un efecto de fuerzas de atracción existentes entre las moléculas de un líquido. (Marsden y House, 1992)

Aunque la química de la flotación puede estudiarse en términos generales, debe tenerse presente que cada aplicación es un caso especial, en el cual interviene una combinación de la química del mineral y la del agua.

En consecuencia es posible seleccionar los reactivos de flotación, las cantidades de reactivo y las condiciones que se requieren en una mina dada únicamente a partir de la separación de los mismos minerales de otros.

La mayoría de los minerales son naturalmente hidrofóbicos. Para lograr una separación por flotación, las superficies del mineral tienen que volverse selectivamente hidrofóbicas. Esto puede lograrse mediante la regulación de la química de la solución, seguida por la adición de un colector que selectivamente se adsorba y proporcione la superficie hidrofóbica requerida.

Solamente un pequeño número de minerales son hidrofóbicos por naturaleza, como el carbón mineral y la molibdenita. Es posible flotar estos minerales sin ningún colector, aunque es práctica común agregar un colector suplementario.

Las adiciones de grandes concentraciones de sulfuro de sodio a minerales sulfurosos puede resultar en superficies hidrofóbicas con la subsecuente flotación "sin colectores", en este caso se cree que el ión sulfuro reemplaza a los productos de oxidación e hidratación en la superficie del mineral.

La regulación de la química de la solución puede abarcar la adición de reactivos; ya sean activadores, que aumentan la selectividad intensificando la absorción del colector, o depresores, que retardan o evitan la adsorción del colector.

También puede incluir la adición de un dispersor para asegurar que las superficies minerales estén libres de partículas finas, o el uso de carbón activado para remover de la solución los iones o moléculas indeseables.

Otro grupo de reactivos que intervienen en la flotación son los espumantes. Estos tienen dos funciones: mejorar la dispersión de las burbujas finas en la pulpa y controlar las características de la espuma. (Manden y House, 1992)

1.2.2 Reactivos de Flotación

1.2.2.1 Colectores

El colector es el más decisivo de los reactivos de flotación. Los colectores son moléculas o iones orgánicos que se adsorben selectivamente sobre las superficies del mineral para que, en equilibrio, haya adherencia entre burbuja y partícula, y además deben reducir el tiempo de inducción, para asegurarse de que ocurra adherencia en la colisión entre burbuja y partícula

La mayoría de los colectores son ácidos débiles, bases o sus sales. Son heteropolares y puede considerarse que tienen dos extremos funcionales, uno iónico, que puede ser adsorbido con los iones de la superficie mineral (quimiadsorción) o por atracción electrostática a la superficie mineral (adsorción física), y el otro una cadena o grupo orgánico, que proporciona la superficie hidrofóbica al mineral.

Algunos colectores son de tipo aniónico y otros de tipo catiónico. Los colectores aniónicos del tipo tiol, en los que el grupo polar contiene azufre bivalente, se utiliza para la flotación de minerales sulfurosos.

Los xantatos y los ditiofosfatos son los que tiene mayor uso, los dialquil tiocarbamatos han sido bien aceptados, el tiocarbamilido y el mecaptobenzotiozol se utilizan como colectores suplementarios.

La cadena de hidrocarburos de los colectores tiol es bastante corta. En la mayoría de estos colectores, la disminución de la solubilidad al aumentar la longitud de la cadena limita dicha longitud a alrededor de 6 átomos de carbono. Debe hacerse notar, que en general la mayor longitud de cadena se traduce en una adsorción más intensa del colector pero en una selectividad reducida entre los sulfuros para lograr máxima selectividad, normalmente se utiliza un colector de cadena corta.

Los colectores catiónicos tienen un grupo polar con carga positiva asociado con una cadena o grupo de hidrocarburos hidrofóbicos. Generalmente son aminas,

aunque también hay en uso éter-aminas. Se han utilizado aminas primarias a cuaternarias, pero más comúnmente usadas son las primarias y secundarias.

Estos colectores se derivan a menudo de grasas naturales y se comercializan con frecuencia bajo el mismo nombre de la fuente de grasa en particular. Se emplean ambos grupos de hidrocarburos, los de alquil y los de aril, quedando limitada la longitud de cadena del grupo por la solubilidad de la amina.

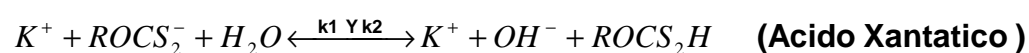
1.2.2.1.1 Xantatos

Los xantatos son derivados de ácido carbónico, en el cual los dos oxígenos son reemplazados por azufre y el hidrógeno por un grupo alquil o un aril, tienen aplicaciones en la industria de celulosa, química analítica, vulcanización de llantas, como pesticida, como inhibidor de corrosión, y como lubricantes y aditivos.

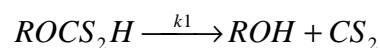
1.2.2.1.2 Reacción de descomposición del ion Xantato

De las numerosas reacciones que se han sido consideradas, son seis las reacciones pertinentes en los sistemas de flotación:

Hidrólisis del ion xantato



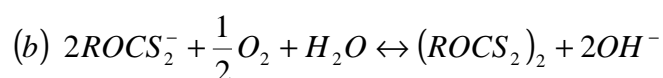
Descomposición de ácido xantático



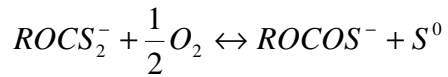
Descomposición hidrolítica



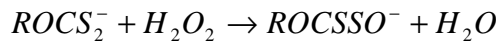
Oxidación a dixantogeno



Oxidación a monotiocarbamato



Oxidación a perxantato



Todas estas reacciones han sido ampliamente estudiadas y aplicadas a los minerales a sulfuros minerales como se indica mas adelante.

1.2.2.2 Espumantes

Los espumantes son reactivos orgánicos solubles en agua que se adsorben en la interfase aire-agua. Son moléculas heteropolares, con un grupo polar que da la solubilidad en agua y un grupo hidrocarbonato no polar

El espumante es necesario para formar una espuma arriba de la pulpa, que sea lo suficientemente estable para evitar la desintegración de la misma y el retorno subsecuente de las partículas a la pulpa antes de que aquella sea removida.

Otro requisito importante de un espumante es que no se adsorba sobre las partículas minerales: si un espumante actuara como colector, se reduciría la selectividad del colector en uso. Algunos colectores, como los ácidos grasos, exhiben ciertamente propiedades espumantes.

Los alcoholes y compuestos afines, tales como los éteres de glicol, tienen gran utilidad como espumantes, debido en gran parte a su incapacidad para adsorberse sobre partículas minerales, por lo que no actúan como colectores.

Cualquier compuesto que se adsorba en la superficie aire-agua tiene propiedades espumantes. En efecto, las soluciones de alta intensidad iónica exhiben propiedades espumantes como resultado del agotamiento de iones que ocurre en la interfase.

1.2.3 FLOTACIÓN DE SULFUROS

La flotación de sulfuros es de gran importancia económica y se ha llevado a cabo durante muchos años, se consideran entonces los aspectos químicos de la flotación de sulfuros divididos en dos partes: la adsorción del colector sobre los minerales sulfurosos y el uso de activadores y depresores para mejorar la selectividad entre los sulfuros.

1.2.3.1 Adsorción del colector

Existen dos mecanismos diferentes mediante los cuales se adsorben los colectores en los minerales sulfurosos. Uno de los mecanismos es químico y se traduce en la presencia de xantato metálico quimiadsorbido en la superficie del mineral. El otro mecanismo es electroquímico y da un producto de oxidación que es la especie hidrofóbica adsorbida en la superficie del mineral. Se cree que con la galena, la calcocita o la escalerita, es el mecanismo de quimiadsorción el que ocurre. Con la pirita, la arsenopirita o la pirrotina, el mecanismo es el de oxidación electroquímica. Con la caolcopirita ocurren ambos mecanismos.

1.2.3.1.1 Mecanismo de quimiadsorción

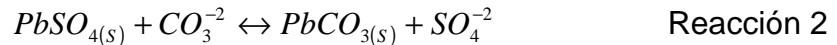
Se utiliza la galena como ejemplo. En la adsorción del colector por este mecanismo ocurren los siguientes pasos:

1. Oxidación del sulfuro de la superficie a sulfato (o tio sulfato) por el oxígeno disuelto en la pulpa, de acuerdo a la reacción 1:



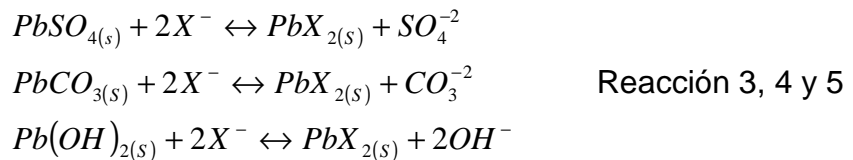
La constante de equilibrio para esta reacción es de 10^{126} , en consecuencia, en el equilibrio se requeriría una presión parcial de 10^{-63} atm, la cual está excedida claramente por la presión parcial del oxígeno en una pulpa aireada (0.2atm)

2. Remplazamiento por intercambio de iones del ión sulfato de la superficie por el ión carbonato



En pulpas aireadas habrá presentes iones carbonato. Los productos de solubilidad del sulfato y carbonato de plomo indican que habrá de ocurrir esta reacción 2. Las pruebas experimentales indican presencia de iones sulfato y carbonato a la vez.

3. Remplazamiento por intercambio de iones de los iones carbonato y sulfato de la superficie, por el ion xantato

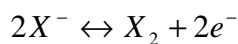


Como los xantatos de plomo son más estables que el carbonato o el sulfato, se forman xantatos de plomo en la superficie de la galena. Esto ha sido demostrado experimentalmente.

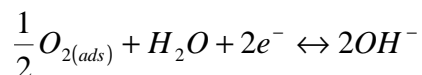
4. Precipitación global del xantato de plomo en la superficie mineral como lo indica la cobertura de un espesor mayor de una capa.

1.2.3.1.2 Mecanismo de oxidación electroquímica

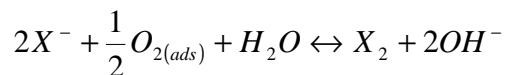
Cuando un mineral conductor, como por ejemplo un sulfuro, está en solución acuosa, se desarrolla en él un potencial al que se llama "potencial de reposo". Consideremos como ejemplo la pirita. En la superficie de la pirita ocurren dos reacciones electroquímicas independientes. Se forma dixantógeno por oxidación anódica del ion xantato,



Mientras que la reacción catódica es la reducción del oxígeno adsorbido en la superficie.



El cambio de electrones se realiza a través del mineral sulfuroso. La reacción general es:



Para la cual puede determinarse el potencial reversible. Si el potencial de reposo para el sistema de mineral solución es mayor que el potencial reversible para la oxidación del xantato, como puede suceder con la pirita, se formará dixantógeno, Cuando el potencial de reposo es menor que el potencial reversible para la oxidación del xantato, no puede formarse el dixantógeno, y el xantato metálico es la única especie de adsorción posible. (Kelly 1982)

1.2.3.2 Selectividad de los sulfuros.

La selectividad entre los minerales sulfurosos es posible cuando uno de ellos puede adsorber el colector por uno o ambos de los mecanismos anteriores, y los otros no pueden. La figura 1.4 muestra los datos del ángulo de contacto de tres minerales sulfurosos. En esta figura la flotación es posible a la izquierda de cada curva, pero no a la derecha. Es claro que, a medida que se incrementa el pH, ocurre depresión.

En la pirita, cuando el pH se eleva arriba de alrededor de 6, el potencial de reposo no excede ya más del potencial reversible para la oxidación del ion colector; y también, el compuesto colector de Fe no es tan estable como la especie en competencia Fe-hidroxil.

En la galena, el compuesto colector de Pb prevalece hasta que el pH alcanza el valor de alrededor de 8; arriba de este valor, es la especie Pb-hidroxil la que predomina. Al examinar la figura 1.3, resulta claro que la flotación selectiva es posible con base en la acción depresiva del ion hidroxilo solo.

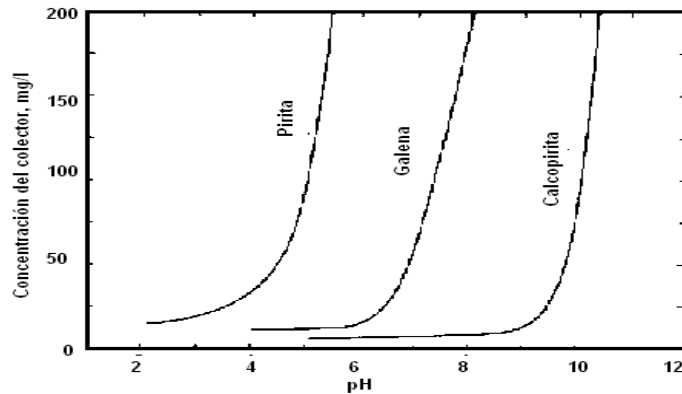


Figura 1.3. Curvas críticas de pH para la flotación con dietil-ditiofosfato de sodio como colector
Fuente: Kelly 1990

Aunque estos resultados dan una indicación de las condiciones de operación para flotación posible, debe tenerse presente que se obtuvieron mediante pruebas de ángulo de contacto en ejemplares limpios y bajo condiciones ideales. En muchos sistemas de sulfuros, la regulación del pH sola es insuficiente para que la selectividad sea aceptable.

Sin embargo, puede aprovecharse el principio de la utilización de iones en competencia para mejorar la selectividad.

En las figuras 1.4 y 1.5 se ilustran, respectivamente, el efecto depresor de los iones de cianuro y de los iones de sulfuro, mediante curvas del ángulo de contacto, siendo posible la flotación a la izquierda de cada curva.

Los mecanismos de depresión son complejos. El examen minucioso de la depresión del cianuro indica que es de naturaleza electroquímica.

También se han aplicado con éxito otros iones como depresores. Por ejemplo, se han usado sulfito, cromato y dicromato como depresores para la galena, el ion ferroso tiene un efecto depresor en la flotación de la pirita, que se presume se debe a que reduce el potencial de la solución.

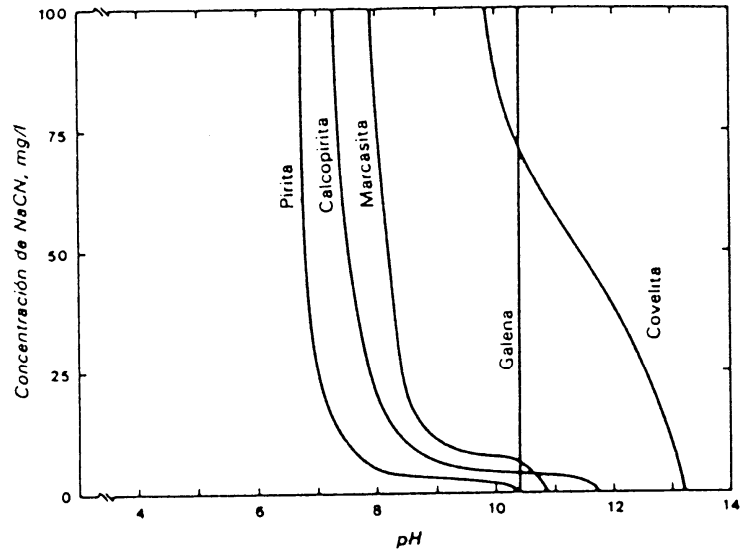


Figura 1.4 Curvas críticas de pH para la flotación con xantato de etílico de potasio (25 mg/l) en presencia de cianuro de sodio.

Fuente: Kelly, 1990.

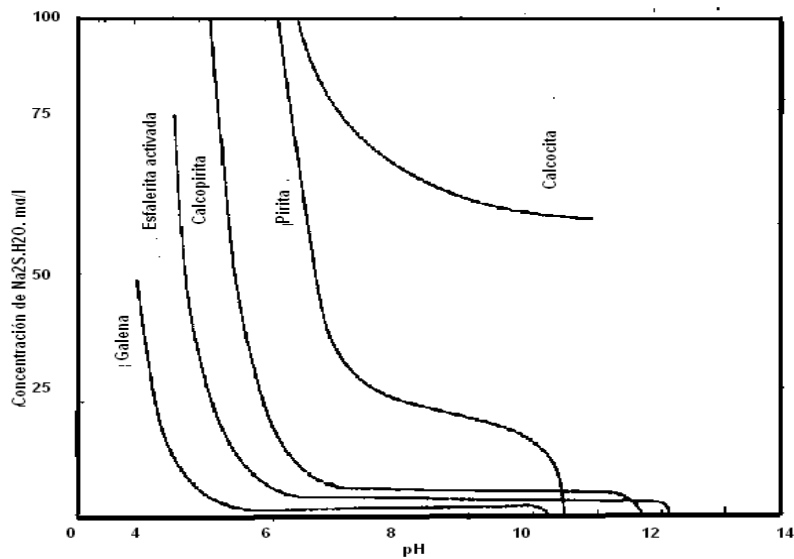
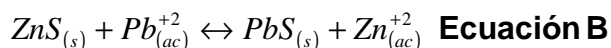
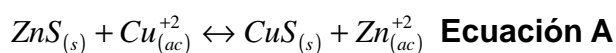


Figura 1.5 Curvas críticas de pH para la flotación con xantato de etílico de potasio (25 mg/l) en presencia de sulfuro de sodio.

Fuente: Kelly, 1990.

En algunos casos puede mejorarse la selectividad en los minerales sulfurosos por activación o control de la activación. De particular importancia en relación con esto, es la flotación de la esfalerita; sin activación, la recuperación de la esfalerita es muy deficiente con colectores de tiol. La activación puede ocurrir por remplazamiento de los iones de zinc en la superficie mineral, por iones

metálicos de sulfuros más estables, tales como los de cobre o plomo, de acuerdo con la reacción:



En consecuencia, la partícula de esfalerita (ecuación A) tiene una superficie de covelita, y la partícula se comporta como una partícula de covelita. Para activar la esfalerita, la práctica común es agregar sulfato de cobre. Sin embargo, esta reacción puede ocurrir siempre que haya iones activadores en solución.

Por ello es necesario, con algunos minerales, desactivar la esfalerita, es decir, evitar que ocurra activación natural. En los minerales de plomo-zinc, en los cuales la activación se debe a los iones de plomo, la adición de sulfato de zinc es adecuada para la inversión de la ecuación B y por tanto la desactivación. Si hay presentes minerales de cobre, puede ser necesario agregar iones de cianuro a los iones de cobre presentes e impedir la activación.

Sin embargo, esta reacción no es simple, como lo indica la información de la activación de la esfalerita mediante adiciones de cianuro. Otro mineral sulfuroso que no flota intensamente con los colectores de tiol es la pirrotita. Esta puede activarse también mediante la sustitución de iones de cobre en la superficie del mineral. (Kelly, 1990)

1.2.4 Tendencias tecnológicas en la química de la flotación en espuma.

Las características inherentes del mineral como los bajos costos de operación por unidad de alimentación, la alta especificidad del mineral y una flexibilidad operativa alta han garantizado un pasado importante y un futuro creciente de la flotación en espuma.

Como con cualquiera tecnología en desarrollando, hay siempre tendencias al nivel industrial que se maneja principalmente por la economía:

- Tendencia hacia equipos más y más grandes
- Diseño de equipos más alternativos
- Recuperación de material grueso
- Tratamiento de mezclas más complejas
- Un mejor análisis y control del proceso, y
- Un crecimiento rápido en la diversidad de aplicaciones de flotación.

Esta tendencia es importante porque esto implica que el procesamiento mineral no está lejos del punto focal primario de investigación y desarrollo asociado con la flotación en espuma.

Algunas aplicaciones emergentes de la flotación en espuma incluyen, la remediación ambiental, reciclado de plásticos, separación de tinta de papel impreso.

Hoy las riquezas de mineral muestran que la experiencia de flotación en espuma ha sido el trampolín tecnológico para estas aplicaciones, sin embargo en el futuro el procesamiento mineral el más probablemente se influenciará por tecnologías desarrolladas para las aplicaciones de flotación de mineral anteriores

El proceso de flotación en espuma el árbol del conocimiento (Figura 1.6) es extenso, con raíces profundas y variadas.

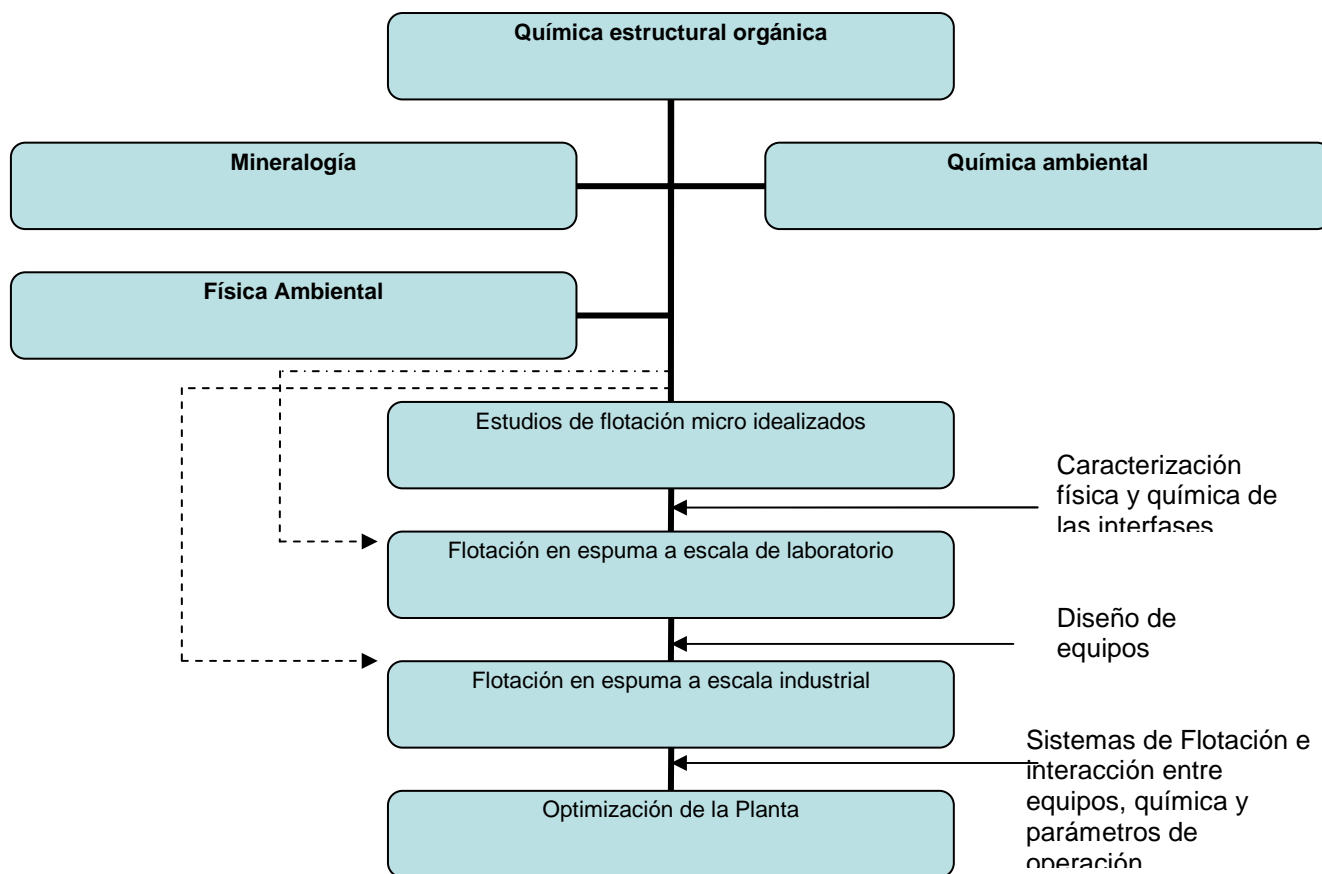


FIGURA 1.6 Árbol del conocimiento en el proceso de flotación en espuma

Fuente: Gaudin 1995

Es también conocido que la flotación en espuma es un proceso extremadamente complicado, que mas allá ha eludido una metodología donde pueden usarse los datos estrictamente fundamentales para predecir la actuación cuantitativamente en la industria.

1.2.4.1 Dow Chemical y su programa de investigación tecnológica

La visión de Dow chemical y su programa de investigación es:

- Entender mejor aspectos de la ingeniería a escala industrial de la flotación en espuma en un amplio sentido.
- Desarrollar nuevos agentes químicos comercialmente viables para una variedad de separaciones por flotación (con especial énfasis aplicaciones en carbón/mineral)

El plan de investigación tiene asociado los siguientes 4 pasos:

1. Determinar que clases de pruebas batch de laboratorio en la actualidad son capaces de indicar las tendencias industriales.
2. Determinar qué tipo de acercamiento estadístico puede usarse para analizar las diferencias entre las pruebas de laboratorio y la industria, y las diferencias que en realidad existen entre ellas.
3. Determinar cuidadosamente el diseño de laboratorio y las pruebas a escala de planta, las clases de interacciones que aparecen en la flotación en espuma cuando se varían parámetros de la flotación.
4. Identificar nuevos agentes de flotación que sean capaces de resolver las necesidades de las plantas y ser comercializados de manera viable.

La figura 1.7 muestra un concepto que el autor Gaudin ha comunicado extensamente en los últimos 15 años.

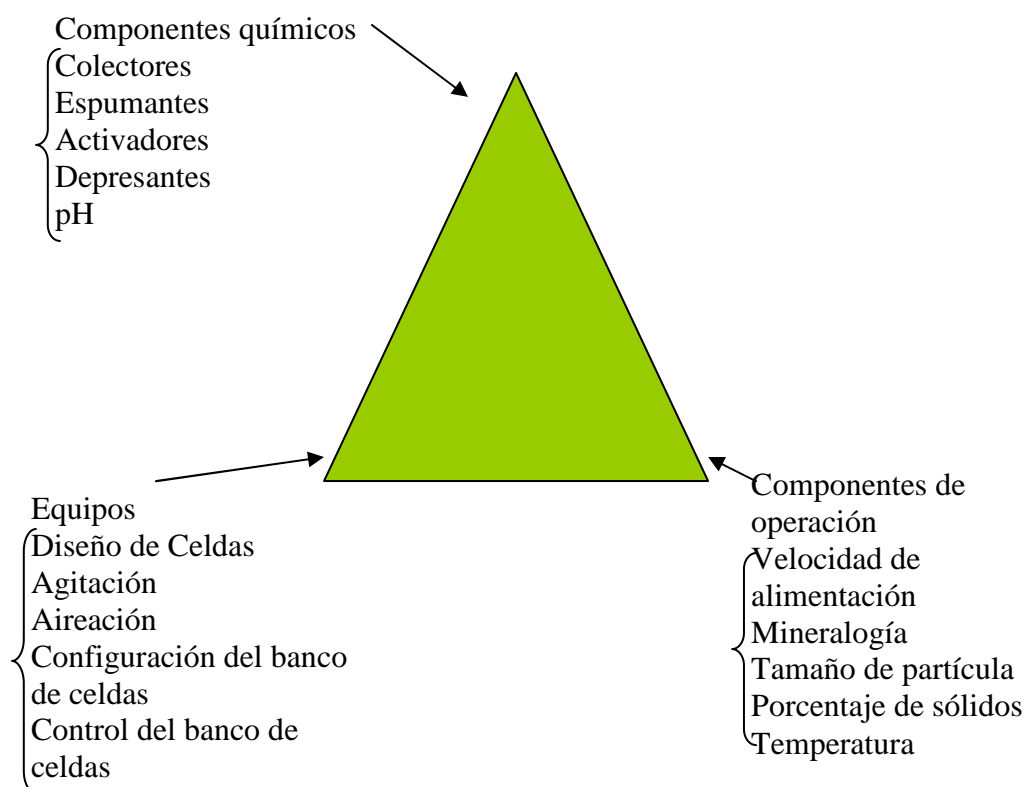


Figura 1.7 ¿Cuales son las verdaderas limitaciones del proceso de flotación en espuma con variaciones en químicos, equipos y variables de flotación?

Fuente: Gaudin 1995

La flotación en espuma necesita ser vista a nivel de planta y nivel de laboratorio como un sistema muy interactivo que consiste en equipo, químicos y factores de operación.

La experiencia ha mostrado claramente que no es muy fructífero trabajar en cualquiera de los factores del sistema sin tener algún conocimiento de cómo los varios factores del sistema actúan recíprocamente.

1.2.4.2 Naturaleza de los sistemas de flotación en espuma

Es muy elemental el reconocimiento de la importancia relativa de fenómenos de superficie de la partícula contra los fenómenos de las propiedades bula de la partícula.

Es bien conocido que la conducta de las partículas esta controlado fuertemente por el tamaño de partícula, densidad, etc., sin embargo estas propiedades resultan menos importantes cuando el tamaño de la partícula resulta cada vez mas pequeño, por otro lado las propiedades de la superficie de partícula empiezan a dominar sin tener en cuenta la composición de la partícula.

Es a menudo difícil saber que parámetro cambiar en alguna aplicación ya que no se sabe que influencia positiva o negativa tendrá a nivel industrial. La mejor manera que el autor Gaudin ha encontrado para demostrar la influencia de estos parámetros es usar el concepto de medir el tiempo de recuperación cuidadosamente y perfilar una curva que encaje con dos parámetros simples, la constante de velocidad de primer orden (K) y un parámetro de recuperación en el equilibrio (R), como se muestra el la figura 1.8, un ejemplo de un cambio de un parámetro que lleva a un perfil de cruce del tiempo de recuperación, permitiendo estables limites confiables al dar dos valores de R y K.

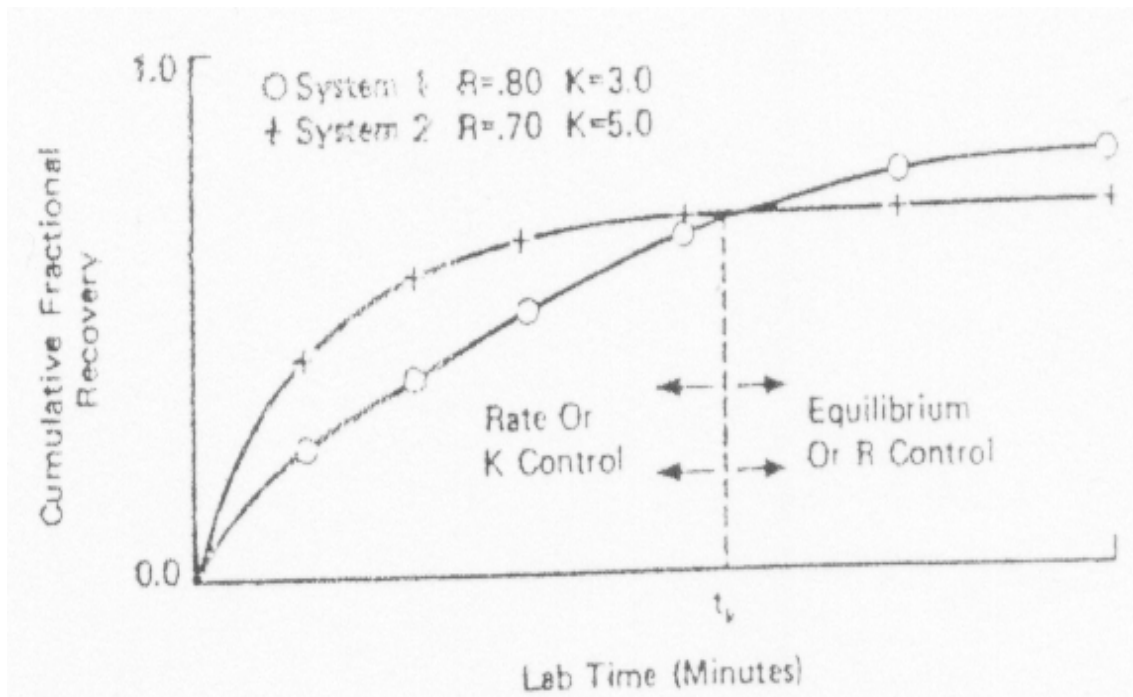


Figura 1.8 Ilustración de dos parámetros como tiempo en laboratorio y recuperación bajo diferentes condiciones

Fuente: Gaudin 1995

1.2.4.3 ESTADO DE LOS REACTIVOS INDUSTRIALES DE FLOTACION

En la tabla 1.2 se muestra la evolución comercial de los químicos colectores de sulfuros, la primera generación de reactivos usados en flotación pertenece a la familia de los xantatos y ditiofosfatos, que son obviamente los que representa un porcentaje mayoritario en la industria, la segunda generación de reactivos no fue suficientemente distinta de la primera en cuanto a su estructura, sin embargo implicó un costo extra, esta premisa que llevó parcialmente a una meta de un programa de investigación el cual era ver específicamente si los cambios muy grandes en la estructura química realmente pueden dar una ventaja medible en una planta, lo que fue la motivación y desarrollo de los productos de tercera generación.

Tabla 1.2 Evolución de los colectores de sulfuros comerciales aplicados

<p>Primera Generación</p> <p>Xantatos</p> <p>Ditiofosfatos</p>	<p>Precio moderadamente barato</p> <p>Buenas recuperaciones de sulfuro en bulk</p> <p>Aplicación relativamente universal</p> <p>No muy selectivo para pirita</p> <p>Normalmente requiere alto contenido de cal</p> <p>Fuertemente influenciado por la química del agua y su dosificación</p> <p>Envuelve un mecanismo fisicoquímico complejo</p>
<p>Segunda Generación</p> <p>Tiocarbamatos</p> <p>Esteres xantaticos</p> <p>Formiatos xantogenos</p> <p>Mercaptobenzotiazoles</p> <p>Tritiocarbonatos</p> <p>Tiofosfatos modificados</p>	<p>Precio moderadamente caro</p> <p>Mas específico para sulfuros minerales</p> <p>No tiene aplicaciones universales</p> <p>En ocasiones selectivo para la pirita</p> <p>Requiere adición de alto contenido de cal</p> <p>Fuertemente influenciado por la química del agua y su dosificación</p> <p>Envuelve un mecanismo fisicoquímico complejo</p>
<p>Tercera Generación</p> <p>Dialquil sulfitos</p> <p>Alquil tioeter aminas</p> <p>XXX-?</p> <p>YYY-?</p>	<p>Precio moderadamente caro</p> <p>Específico para sulfuros minerales</p> <p>No tiene aplicaciones universales</p> <p>Alta selectividad para la pirita</p> <p>Requiere adición de menos contenido de cal</p> <p>Menos sensible a la química del agua y su dosificación</p> <p>Envuelve un mecanismo fisicoquímico simple</p>

Al igual que para los colectores se tiene una clasificación para los espumantes como se muestra en la tabla 1.3, donde se tienen espumantes de primera, segunda y tercera generación cada una con sus propiedades específicas como se muestra en la tabla.

Tabla 1.3 Evolución de los espumantes comerciales aplicados

Primera Generación Materiales derivados de la naturaleza (Aceite de pino, ácido cresílico, etc.)	Precio moderadamente barato Calidad variable Necesita ser mezclado
Segunda Generación Alcoholes Glicoles Poliglicol metil éteres Alcoholes modificados Materiales carbonílicos	Precio moderadamente barato Calidad consistente En ocasiones más efectivo cuando es usado solo pero aumentando el mezclado
Tercera Generación Espumantes hidrofóbicos AAA-? BBB-?	Precio moderadamente caro Calidad consistente Mejorado para recuperación de partícula gruesa

1.2.5 Algunos químicos nuevos para flotación

En la tabla 1.4 se resume brevemente las cinco áreas mayor actividad de investigación, H series hidrofóbicas de espumantes, S -series colectores electroquímicos, de minerales sulfurados, F- series de colectores de minerales sulfurados. La serie B son depresores de sílice y la c colectores con estructura cristalina diferencial orientados a minerales oxidados.

Tabla 1.4 Nuevos agentes de flotación

Serie H	Espumantes hidrofóbicos para mejorar la recuperación de partículas gruesas
Serie S	Colectores electroquímicos para recuperar calcopirita, molibdenita, a pH reducido se mejora la recolección de pirita
Serie F	Colectores de sulfuros, mejor recuperación de Au, Pt, Ni, Zn y Cu
Serie B	Depresante de Sílice, especial para depresar sílice y en general mineral oxidado de flotación
Serie C	Colectores de estructural cristalina diferencial, selectivo para mineral oxidado

Se conoce que cada espumante tiene directamente relacionada una efectividad de acuerdo al tamaño de partícula del mineral, lo que tiene tres implicaciones, la primera es que es ningún espumante puede flotar en un amplio rango de distribución de partícula, lo que es típico de una planta, la segunda es la obvia

necesidad del mezclado el reactivo, y la tercera es que la creación de espumantes hidrofóbicos que hacen posible flotar partículas gruesas.

La serie de productos F puede estar representado por la fórmula general $R'-S-R''-N-R'''R''''$, donde los grupos R son grupos alquil o hidrógeno, un ejemplo es el F-100, cuya fórmula general es $C_6H_{13}-S-CH_2CH_2-NH_2$, este reactivo es específico para Pt, Au, Ni, Zn y Cu.

Los colectores de la familia electroquímica serie S, tiene una formula general $R'-S-R''$, donde los grupos R son grupos alquil, un ejemplo especifico es $C_2H_5-S-C_8H_{17}$, el cual se conoce como S-701 y S-703, estos compuestos no tienen carga, son solventes neutros. (Gaudin, 1995)

1.2.6 Pruebas de flotación con nitrógeno

Los efectos químicos de los gases durante la flotación han sido estudiados desde tiempo atrás, así, el oxígeno actuando como aceptor de electrones contribuye significativamente en la flotación de sulfuros por colectores sulfhidrilicos.

La presencia de nitrógeno cambia el potencial en reposo de la pirita hacia valores mas catódicos, mientras que el oxígeno mantiene el potencial del sistema pirita-xantato hacia valores más anódicos, lo que es favorable para la electro oxidación del xantato a dixantógeno. Como resultado, se obtiene el contacto de la burbuja con el mineral.

En flotación a nivel industrial, el uso potencial de otros gases distintos al aire ha sido reportado cada cierto tiempo. De todos los gases, el nitrógeno parece tener las mayores posibilidades de aplicación debido a su disponibilidad, como producto (de plantas de oxígeno) barato de producir.

Desde que es químicamente inerte y pobremente soluble en agua, es poco probable que se como se consume en las reacciones.

Aunque el nitrógeno no interactúa ni electroquímicamente ni químicamente con alguno de los constituyentes de la pulpa de flotación, actúa significativamente

influyendo el comportamiento de los sulfuros durante su flotación. Esta actividad puede ser atribuida a la expulsión del oxígeno disuelto desde la pulpa, y cuyo efecto es más exitoso cuando el nitrógeno es pasado por un tiempo adecuado de acondicionamiento.

El nitrógeno es responsable de:

- Cambiar el estado de hidratación de la superficie de los minerales.
- Variar los gases disueltos en la química de superficie de los minerales.
- Mantener los potenciales catódicos.
- Influir en las interacciones galvánicas.

1.2.6.1 Separación cobre-níquel por flotación usando nitrógeno

La Pentlandita $(\text{Ni,Fe})_9\text{S}_8$, esta siempre asociada con la pirrotita Fe_{1-x}S , y esta también a menudo asociada con la calcopirita, cubanita, y otros sulfuros de hierro y níquel, y también con algunos arseniuros (nicolita NiAs , gersdorffite NiAsS).

El principal propósito de usar nitrógeno es prevenir la excesiva oxidación de los sulfuros, principalmente de la pirrotita como portadora de níquel. La mejor acción del nitrógeno puede ser obtenida cuando su adición empieza en la etapa de molienda y continúa durante la flotación. La Fig. 1.9 muestra la rapidez de la recuperación de níquel en nitrógeno bajo dos condiciones: (a) laboratorio, y (b) nivel industrial.

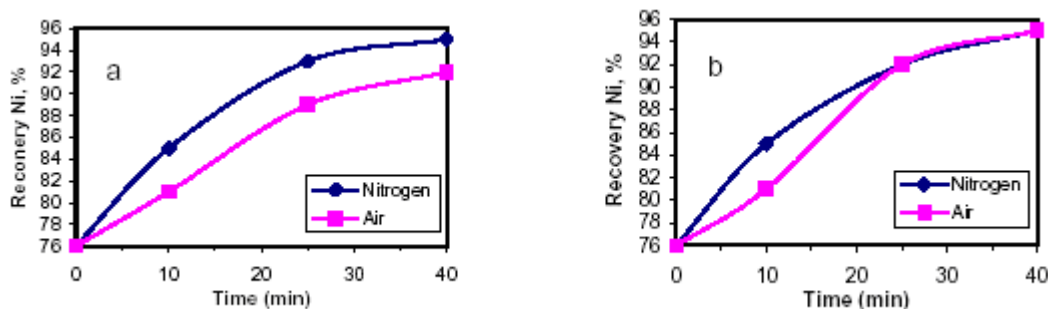


Figura 1.9 Recuperación de níquel en flotación con nitrógeno, y con aire, a) condiciones de laboratorio; b) flotación a gran escala

Fuente: Bogdanov

Según Bogdanov , la molienda y la flotación en ambiente de nitrógeno proveen un incremento de 3% en la recuperación de níquel y cobre. Este efecto es más notorio en minerales diseminados de alto grado. En la Fig. 1.10 b se aprecia el efecto negativo de la oxidación durante la molienda. De este modo, es necesario ofrecer condiciones que prevengan la excesiva oxidación durante la molienda

1.2.6.2 Flotación Cu-Pb desde un bulk Cu-Pb-Zn-Pirita

La flotación de minerales plomo-cobre-zinc es uno de los problemas más complicados en la metalurgia de los metales base. El problema es aún más difícil cuando el contenido de cobre, plomo, y el de zinc es suficiente como para justificar la obtención de tres concentrados.

Estos minerales suelen referirse como sulfuros complejos. Los problemas de flotación son por lo general de origen geológico. Las características de un depósito tienen influencia en el tratamiento metalúrgico. Así, alguna alteración en la superficie del mineral es de gran importancia, pues la flotación es un fenómeno superficial.

La flotación selectiva de sulfuros de plomo-zinc ha sido practicada por muchos años. Desafortunadamente, esta práctica no es siempre aplicable con facilidad a minerales cobre-zinc debido a la similar flotabilidad de los sulfuros de cobre y zinc. Esto es especialmente cierto cuando la oxidación ha causado la disolución de algo de cobre.

La flotación bulk seguida por la separación de cobre, plomo, y zinc es comúnmente empleada. La flotación selectiva en tres etapas fue un tratamiento inicial de minerales cobre-plomo-zinc. Actualmente esta práctica es muy rara vez empleada, la técnica preferente es selectivamente flotar un concentrado bulk cobre-plomo con la depresión del zinc, y del hierro (esfalerita, pirita); seguida por la refluotación de las colas cobre-plomo para la selectiva recuperación de zinc del hierro y otros minerales.

Cuando el mineral es muy complicado, puede ser posible flotar un concentrado bulk cobre-plomo-zinc-pirita seguido por la flotación cobre-plomo con la depresión del sulfuro de zinc.

El sulfuro de sodio puede ser usado en concentración de minerales polimetálicos cobre-zinc como un desorbente. Un consumo alto de Na₂S es indeseable por razones ambientales y económicas. Algunas veces, es requerido un consumo alto para la desorción del colector, pero muchas veces se puede incrementar la pérdida de metales en diferentes concentrados. Ante esta situación, el nitrógeno es una alternativa interesante.

Bogdanov en su libro menciona el uso de nitrógeno como gas de flotación tratando un mineral polimetálico de Leninogorsk. La prueba con el concentrado Cu-Pb-Zn-Pirita mostró que en atmósfera de nitrógeno, el consumo de Na₂S puede ser reducido aproximadamente dos veces.

Durante la prueba comparativa con aire y nitrógeno se emplearon los siguientes reactivos: sulfuro de sodio 1.5 a 4 kg/t, carbón activado 2 a 4 kg/t, sulfato de zinc 3 kg/t, cianuro de sodio 0.18 kg/t, cal 0.35 kg/t. la siguiente tabla muestra que la recuperación total de los tres metales en la prueba con nitrógeno es mas alta.

Tabla 1.5 Flotación Cu-Pb desde un bulk Cu-Pb-Zn-Pirita del deposito de Leninogorsk; pruebas efectuadas en proceso continuo

Gas	Producto	Contenido, %			Recuperación, %			Σε, %
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	
Aire	Conc. Cu-Pb	12.93	28.27	10.87	90	93.3	19.2	264.1
	Relave	0.95	1.33	30.34	10	6.7	80.8	
	Alimento	5.71	12.04	22.54	100	100	100	
Nitrógeno	Conc. Cu-Pb	13.07	29.05	8.83	94.7	96.9	17.4	274.2
	Relave	0.65	0.71	31.75	5.3	3.1	82.6	
	Alimento	5.96	12.94	21.86	100	100	100	

1.2.6.3 Flotación Plomo-Cobre

En este caso un concentrado plomo-cobre es separado en dos productos, un concentrado de plomo, y un concentrado de cobre. El éxito de la separación empieza con la flotación empleada en obtener el concentrado bulk plomo-cobre.

Un alto grado de selectividad debe de lograrse en la flotación de desbaste o de lo contrario la esfalerita y la pirita serán promovidas y quedaran reportadas al concentrado bulk produciendo una inestable proporción plomo/cobre. Si los minerales de cobre y plomo están altamente activados, la separación será difícil.

El cianuro de sodio es el mas efectivo depresor para el cobre (calcopirita) cuando la razón plomo/cobre es menor o igual a 1. Cuando la proporción es mayor que 1, el plomo es usualmente deprimido. El carbón activado es un reactivo químico que puede mejorar la separación removiendo colector residual de la superficie, y también actuando como modificador de espumas. Una inadecuada dosificación de carbón activado disminuye la flotación de la galena.

Bogdanov, investigó el efecto del nitrógeno en la separación cobre-plomo, y averiguó que la eficiencia de separación puede optimizarse y el consumo de cianuro puede reducirse a casi 50%. La Fig. 1.10 muestra el efecto del cianuro en la eficiencia de separación en flotación bajo aire y bajo nitrógeno.

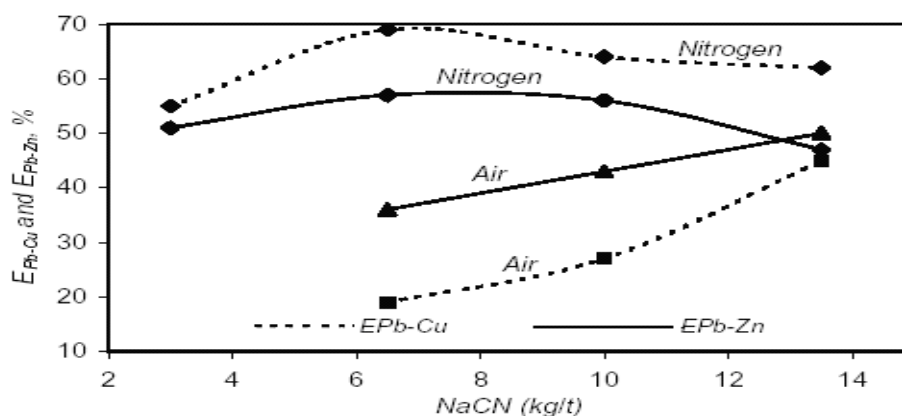


Figura 1.10 Efecto del Cianuro en la eficiencia de separación por flotación en aire y en nitrógeno

Fuente: .Bogdanov, 1991

La adición de cianuro puede ser monitoreada por el potencial de pulpa. Cuando este valor es más negativo que -250 mV (electrodo de calomel), la flotación de cobre será deprimida. En otras palabras, la separación de galena de calcopirita puede ser hecha en condiciones reductoras. Xantato puede adicionarse para una mayor recuperación de plomo.

1.2.6.4 Flotación de sulfuros de Cobre

Usando nitrógeno para eliminar el oxígeno disuelto dentro de la pulpa de flotación, y por un cuidadoso control del proceso de sulfidización, es posible incrementar la recuperación de calcocita, calcopirita, bornita, y covelita, los cuales se quedan en parte en los relaves.

Es sabido que una significativa proporción de metales perdidos en los relaves de flotación están liberados dentro de cierto rango de tamaño, y que normalmente deberían ser flotables. En una mina de cobre estos minerales incluyen a los sulfuros primarios y a los secundarios de cobre. El valor de la pérdida de estos metales justifica la aplicación de un proceso capaz de mejorar su recuperación.

Los metalurgistas generalmente aceptan que los sulfuros valiosos presentes en los relaves están oxidados en mayor o menor grado. La naturaleza de esta oxidación es usual de presentarse como superficies manchadas o como capas de óxido superficial sobre los sulfuros primarios.

El proceso de oxidación de los sulfuros ocurre durante las diferentes etapas de su procesamiento: en la mina misma, durante las operaciones de minado, en el apilamiento, en el chancado, en la molienda, y en la flotación. Las reacciones de oxidación provienen de la presencia de oxidantes así como por las interacciones galvánicas entre los sulfuros, medios de molienda, y especies en solución.

1.2.6.5 Flotación de Pirita

Según Martín (1989), la flotabilidad de la pirita puede optimizarse después de un acondicionamiento con nitrógeno. Dicha afirmación se verificó a nivel laboratorio en un mineral cobre-plomo-zinc-pirita de New Brunswick. Como se ha mencionado, la pirita toma electrones luego de estar en contacto con otros sulfuros, y como resultado el potencial de pulpa obtenido disminuye la flotación de la pirita.

La presencia de oxígeno parece ser esencial en esta cupla galvánica, pues al ser un aceptor de electrones, reacciona con los electrones transferidos para formar iones OH⁻. El uso de nitrógeno puede interrumpir este efecto galvánico. La Fig. 1.11 muestra los resultados obtenidos durante las pruebas.

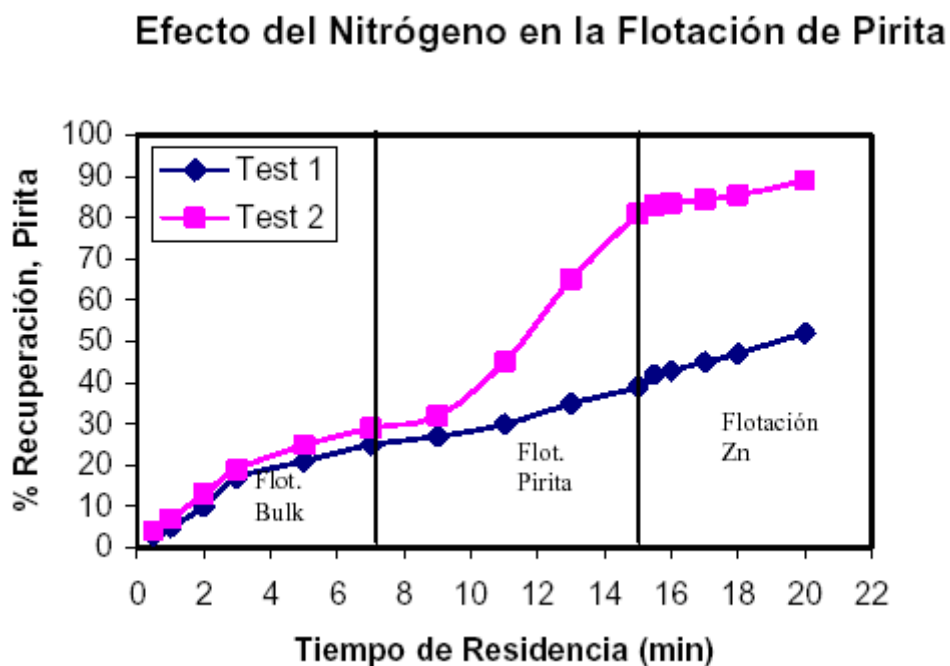


Figura 1.11 Efecto del nitrógeno en la recuperación de la Pirita durante la prueba con el mineral de New Brunswick

Fuente: Martín 1989

Tabla 1.6. Gas de Flotación empleado en las pruebas

Etapa	Gas de Flotación	
	Test 1	Test 2
Flotación Bulk (Cu, Pb)	Aire	Aire
Flotación Rougher Pirita	Aire	Nitrógeno
Flotación Zinc	Aire	Aire

Los resultados positivos obtenidos en el trabajo anterior fueron confirmados en pruebas piloto corridas con pulpa fresca de un mineral cobre-plomo-zinc-pirita de Kidd Creek Mines. En la misma planta se levantó una columna de 50 mm de diámetro y 10.5 metros de alto. La alimentación (colas de plomo) se mantuvo entre 0.7 a 1.5 lt/min, y con contenido de sólidos de 15%.

El xantato se adiciono después de 5 minutos de acondicionamiento con el requerido gas e inmediatamente se alimentó a la columna. Los resultados obtenidos están resumidos en la siguiente tabla.

Tabla 1.7 Flotación de pirita de las colas del desbaste plomo en Kidd Creek Mines

Gas de Prueba	Concentrado de Pirita			
	Hierro		Zinc	
	Grado (%)	Rec. (%)	Grado (%)	Rec. (%)
N ₂	43.4	54.4	2.9	8.9
N ₂	42.7	44.5	3.2	8.1
Aire	38.8	9.9	6.5	4
Aire	41.7	15.1	3.7	3.3

La remoción de oxígeno trae tres consecuencias que hacen posible la flotación de pirita: a) los efectos galvánicos son debilitados; b) la formación de iones OH⁻ es minimizada; y c) la absorción de xantato es posible luego de removerse los iones OH⁻.

1.2.6.6 Flotación Inversa de Pirita

Existen varias referencias sobre la flotación inversa de la pirita desde un concentrado de zinc. El proceso trata un concentrado de zinc de 40-50% teniendo como principal impureza a la pirita. La primera etapa es calentar la pulpa a 85-90 °C y adicionar bisulfito de sodio.

La flotación inversa requiere la destrucción del xantato hidrofóbico el cual probablemente es xantato de cobre. Bajo la acción del calor, las reacciones de descomposición del xantato son aceleradas. Después del acondicionamiento, la pulpa puede diluirse a cerca de 35-40% de sólidos mediante la adición de agua fría, teniéndose una pulpa de 50 °C en el circuito de flotación inversa].

En estas celdas, la pirita y los intercrecimientos esfalerita/pirita son flotados y la esfalerita es deprimida. El xantato es adicionado durante la flotación, y el espumante se agrega solo si la apariencia de la espuma necesita ser mejorada.

En “Reverse Flotation of Pyrite from a Zinc-Concentrate Using Nitrogen”, (Xu M), se menciona el uso de nitrógeno como gas de flotación durante la flotación inversa de la pirita desde un concentrado de zinc obtenido en la concentradora Flin Flon (Canadá). Xu empleo una celda portátil (Ver Fig. 1.12).

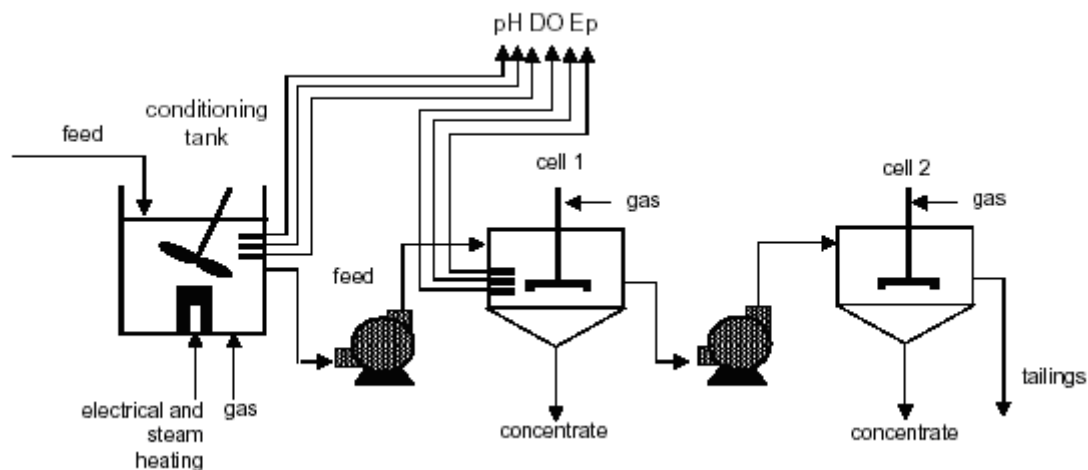


Figura 1.12 Circuito para la flotación de Pirita en Flin Flon

Fuente: Xu, 1995

Durante las pruebas el concentrado de zinc varió en composición: 50-55% Zn, 8-15% Fe, y 0.8-1.2% Cu, (los principales sulfuros son esfalerita, pirita, y calcopirita). Durante la flotación de esfalerita se empleó xantato amílico, espumante DF-250, sulfato de cobre, y cal; el pH del concentrado de zinc varió de 9 a 11. Una combinación dos niveles de pH (pH 5.5. y 7 regulados con SO₂), y temperatura (60 y 80oC controlada por vapor) durante el acondicionamiento, y tres niveles de composición de gas (aire, 95% N₂, 100% N₂) en las pruebas de flotación. Ver Fig. 1.13 y 1.14.

Para todas las condiciones comparadas con el uso de aire, 95% N₂,o 100% N₂ dieron la mayor recuperación de pirita, teniendo solo una pérdida de 3% de esfalerita, y obteniendo un aumento de cerca de 10% en la recuperación de la pirita aun bajo las condiciones mas severas. El oxígeno parece ser necesario en el acondicionamiento para desactivar la esfalerita pero su ausencia durante la flotación favorece la recuperación de la pirita.

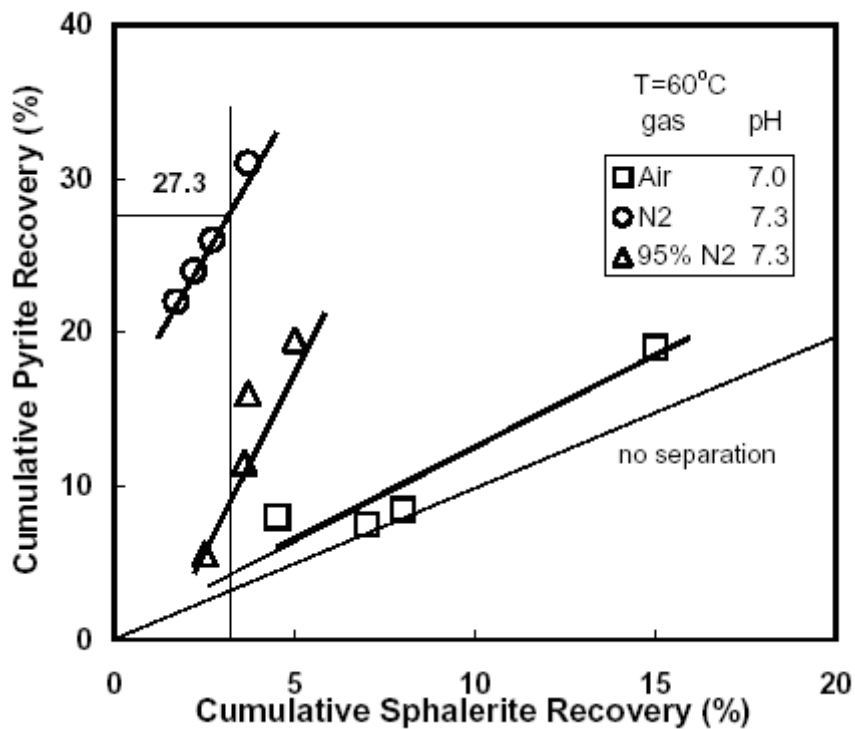


Figura. 1.13 Recuperación de Pirita vs. Esfalerita en el concentrado de Pirita a pH 7, y 60°C
Fuente: Xu, 1995

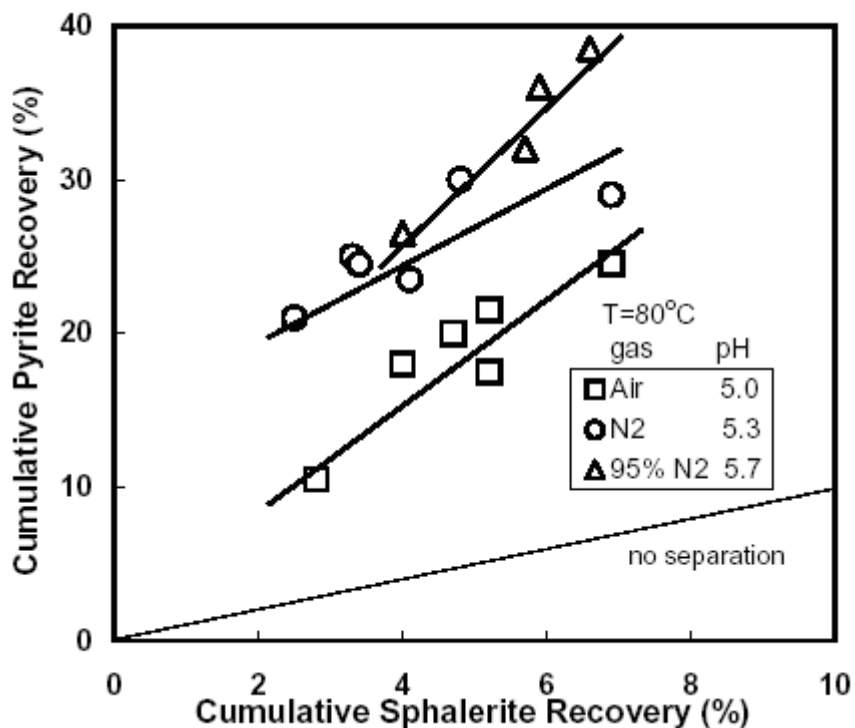


Fig. 1.14 Recuperación de Pirita vs. Esfalerita en el concentrado de Pirita a pH 5.5 y 80° C
Fuente: Xu, 1995

Según Xu, la mejora de la flotación de la pirita esta relacionada a los bajos niveles de oxígeno, los cuales se pueden lograr durante el acondicionamiento, y manteniendo la flotación con nitrógeno. En las pruebas se confirmó que la depresión de la pirita permanece reversible aún después de prolongada exposición al aire (en el circuito de flotación), y después del tratamiento calor/SO₂.

La descomposición de la película hidrofóbica se presume que fue exitosa. Así mismo, debe mencionarse, que el oxígeno puede tener dos roles, inicialmente se requiere para decomponer el xantato, y su posterior ausencia permite que el xantato favorezca la flotación de la pirita

1.2.6.7 Flotación de un mineral Aurífero

Algunas veces el oro es difícil de recuperar debido a que se encuentra asociado con sulfuros en tal grado que puede ser considerado intratable a las

técnicas de recuperación usuales. Los factores que pueden afectar la flotabilidad del oro libre son el tamaño de partícula, su condición física superficial, la condición química de su superficie, composición, el colector usado, y muchas veces el tipo de celda de flotación.

El uso de nitrógeno en la flotación de oro es posible. Woods hace referencia a un proceso usado en Lone Tree, y en el proyecto Tonkin Spring. El proceso ha sido desarrollado por Newmont Technologies y es llamado N2Tec®. El proceso es usado para recuperar oro refractario mediante flotación, y haciendo uso de nitrógeno como portador del gas de flotación, se inhibe la oxidación de las partículas finas, y la medida del potencial de pulpa es clave para efectuar el control del proceso.

Gathje, ha mostrado los beneficios del nitrógeno como gas de flotación. La Fig. 1.15 muestra las leyes de oro en los relaves de flotación empleando aire y nitrógeno. Es clara la ventaja del nitrógeno.

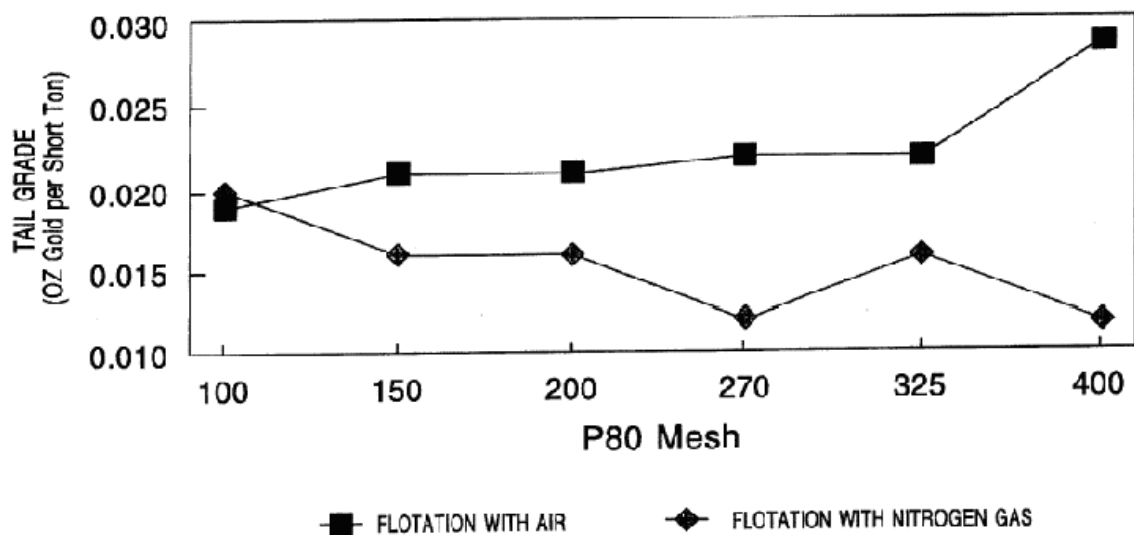


Figura. 1.15 Leyes de los relaves de Flotación vs. Tamaño de partícula en flotación con aire y con nitrógeno

Fuente: Gathie, 1997

1.2.6.8 Beneficios de la Flotación con Nitrógeno.

Muchos avances se han efectuado para comprender la flotación de sulfuros desde un punto de vista electroquímico. La información obtenida ha sido empleada por muchos investigadores para reconocer y solucionar problemas en plantas de flotación, y poder desarrollar nuevas estrategias de flotación que puedan tratar sulfuros complejos por flotación.

El aire es el más importante gas en la flotación de minerales, pero el uso de otro gas en lugar de él o junto a él, está ganando más atención cada vez más. El nitrógeno aparece como la principal opción

El uso de nitrógeno en lugar de aire llevada a marcados cambios en la flotación de sulfuros. El punto inicial está en comprender la electroquímica del sistema de flotación. El ambiente oxidante tiene un importante efecto en la flotación, así, cambios en las condiciones oxidantes afectan las condiciones electroquímicas que ocurren en la molienda, y finalizan en el circuito de flotación.

Varias aplicaciones de nitrógeno en sistemas de flotación tales como cobre-níquel, cobre-plomo-zinc-pirita, sulfuros de cobre, pirita-esfalerita, y oro en sulfuros, han sido investigadas y algunas de ellas son usadas industrialmente

El ahorro de reactivos. La depresión de pirita es un proceso convencional que requiere la adición de reactivos como cal, espumante, y dosificaciones de sulfato de cobre. Con la flotación de nitrógeno es posible reducir el consumo de cal y parte de otros reactivos

La metalurgia de zinc puede mejorarse. La fase de pirita en la flotación actúa como un paso de pre-concentrado. La alimentación al circuito de zinc más estaría más limpia y es posible obtener concentrado comercial de mejor calidad.

La recuperación de cinc aumenta con un ambiente más oxidando, y el gas de nitrógeno casi actúa como un depresante para la esfalerita en la flotación de la

mena de Pb-Zn, es posible eliminar o reducir acciones de cinc sucio que se concentra. (Ganoza, J 2005)

1.2.7 Efectos de los sulfatos en la flotación inducida con xantatos, pirita y cobre activado.

La flotación en espuma ha sido ampliamente usada en la recuperación de sulfuros provenientes de minerales complejos.

Ejemplos típicos de una separación secuencial de sulfuros incluyendo la depresión de pirita y esfalerita durante la flotación de galena y calcopirita.

Un problema común en la flotación de una mena Zn-Cu-Fe es la in intencional activación de la pirita y esfalerita.

Diferentes mecanismos han sido empleados para explicar el efectos de los sulfatos en la depresión de sulfuros minerales, en general estos mecanismos se han dividido en dos categorías, la primera categoría envuelve la interacción de los iones sulfatos con la superficie de partícula, y la segunda categoría involucra una interacción entre el sulfato y el colector en la fase adsorbida.

Para la realización de la experimentación se tomo una muestra de pirita de la mina Huanzala ubicada en Perú, todos los reactivos usados eran de analíticos. El nitrato cúprico ($\text{Cu}(\text{NO}_3)_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$) se usó para introducir los iones de cobre durante el tiempo acondicionando. El xantato del isobutil de sodio ($\text{C}_4\text{H}_9\text{OCSSNa}$, abrevió como SIBX) y metanol de óxido de polipropileno (Dowfroth 250) se agregó en los experimentos como colector y espumante de flotación, respectivamente. El reactivo del sulfito usado en los estudios actuales como un depresante era el bisulfito de sodio (NaHSO_3). El pH de la pulpa estaba entre 7 y 9 se controló usando las soluciones buffer de HCl y carbonato/bicarbonato, respectivamente. El agua destilada se usó a lo largo del el trabajo experimental.

El esquema del proceso se muestra en la figura 1.17, una masa conocida de mineral (50g), es molida en un molino centrifugo de bolas Fritsch con un 30% de sólidos, el d_{80} del mineral molido corresponde a 38 micras, después se

coloca en una celda de flotación Gliwice de capacidad 500ml, y la pulpa se acondiciona en 5 fases, se obtienen cuatro concentrados y un relave final.

El tiempo total de flotación es de ocho minutos, el pH de la pulpa permaneció constante, se uso nitrógeno o aire durante todo el proceso. Se midió el Eh de la pulpa usando electrodo de Hg/Hg₂Cl₂.

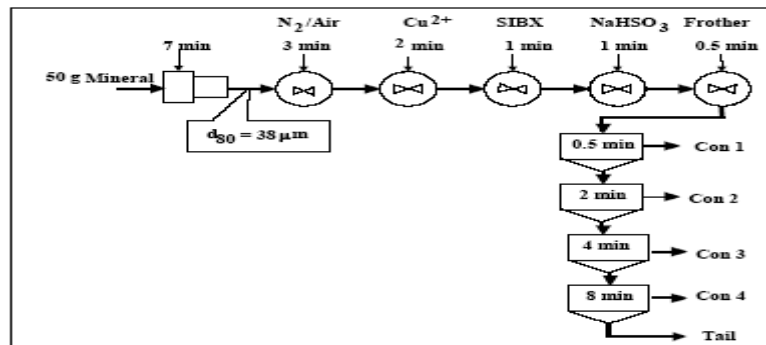


Figura 1.16 Esquema del proceso para determinar el mecanismo de los sulfatos en la depresión de pirita y xantatos.

Fuente: Khmeleva, 2002

Como resultado es este proceso se logra conocer que a pH 7 y 9 el bisulfito actúa como depresante para el xantato inducido en la flotación de cobre activado y pirita. La depresión de la pirita se obtuvo a partir estudios espectrofotómetros. Usando el análisis de infrarrojos se ha determinado que el isobutil xantógeno es absorbido en la superficie de la de cobre activado y pirita en forma de dixantógeno. Bajo estas condiciones se puede determinar los mecanismos que rodean el efecto de los sulfatos como depresores de pirita. (Khmeleva et al, 2002)

1.4 MODELOS DE SIMULACION PARA CIRCUITOS DE FLOTACION

La complejidad del proceso de flotación ha hecho la identificación de un modelo estructural apropiado para el uso en la predicción de un circuito de flotación.

Donde se asocia parámetros de flotación y los flujos del circuito con las condiciones de flotación que con las que se opera. Una variedad de

estructuras y alternativas de modelos existen dentro de la literatura, muchos modelos han extendido sus aplicaciones a optimización de flotación y estudios en la industria.

Simulaciones realizadas usando estos modelos demuestran la necesidad de diferenciar entre las propiedades de celdas y alimentaciones.

Un modelo que no diferencia entre estas dos propiedades no podrá predecir con éxito un circuito metalúrgico de flotación después de realizada una perturbación.

Una extensa investigación se ha dedicado a desarrollar modelos matemáticos del proceso de flotación. El objetivo es desarrollar una estructura modelo que pueda predecir, con confianza, la calidad del mineral y la recuperación en un circuito industrial cuando se sujeta a una perturbación o un cambio del circuito.

Sin embargo, la complejidad del proceso de flotación ha hecho la identificación de una estructura modelo apropiada lejos de obvio. Una estructura ejemplar ideal es una que incluye complejidad para responder de la manera correcta a una perturbación pero no es demasiado difícil y costosa desarrollar.

Dentro de los modelos desarrollados para los circuitos de flotación se tiene un trabajo realizado bajo los auspicios del AMIRA P9, un proyecto de investigación que involucra a la Universidad de Queensland en Australia, la Universidad de Pueblo del Capotillo en Africa Sur, y Universidad de McGill en Canadá.

Se llegó a establecer una interacción entre dos propiedades, la primera es característica de la celda de flotación (aireación, velocidad del impulsor, profundidad de operación, etc) y la segunda es característica de las corrientes alimentadas a la celda (tamaño de partícula, composición del mineral, etc)

Estas observaciones han llevado al desarrollo de una modelo de estructura parámetros de flotación a las corrientes del circuito que se transforma en una contestación de flotación que depende de las condiciones en las que se opera dentro de la celda de flotación.

Este modelo está incorporado en JKSimFloat V5.0, un paquete de simulación de computadora que pronto estará comercialmente disponible para realizar la simulación de flotación (Harris et al., 2002). Este modelo tiene la desventaja de que no puede desarrollar exclusivamente los datos de estudio del circuito, sino que el tipo de datos son reunidos de una base rutinaria de funcionamiento de flotación.

Por consiguiente se han desarrollado varios modelos alternativos que se caracterizan por una estructura más simple y puede desarrollarse exclusivamente de los datos de estudio de circuito

Estos modelos normalmente involucran un determinado número de parámetros para cada unidad en el proceso (un estudio de calibración). Durante la simulación, con este tipo de modelo, las partículas en la flotación alimentada a cada banco de flotación con este mismo número de parámetros sin tener en cuenta las propiedades de corrientes de alimentación (es decir las propiedades de flotación de las corrientes son abandonadas). Este tipo de estructura es una opción en la simulación de circuitos de flotación comercial existente en paquetes (MODSIM, JKSimFloat V2).

Un circuito de flotación industrial se usa para desarrollar dos tipos de modelos de flotación, uno que diferencia entre las corrientes y la propiedad de la unidad que lo efectúa y uno que no hace.

Se han realizado simulaciones de varias configuraciones de circuito alternativas usando ambos tipos de estructuras. Se usan los datos recopilados de circuitos de flotación industrial y los resultados de las simulaciones para determinar el efecto de simplificación de la estructura modelo en la simulación de circuito de flotación.

Las pruebas de trabajo experimental para este estudio se realizaron en agosto del 2001 de agosto. La figura 1.18 muestra configuración del circuito configuración en el momento de las pruebas y denota las corrientes usadas durante el estudio.

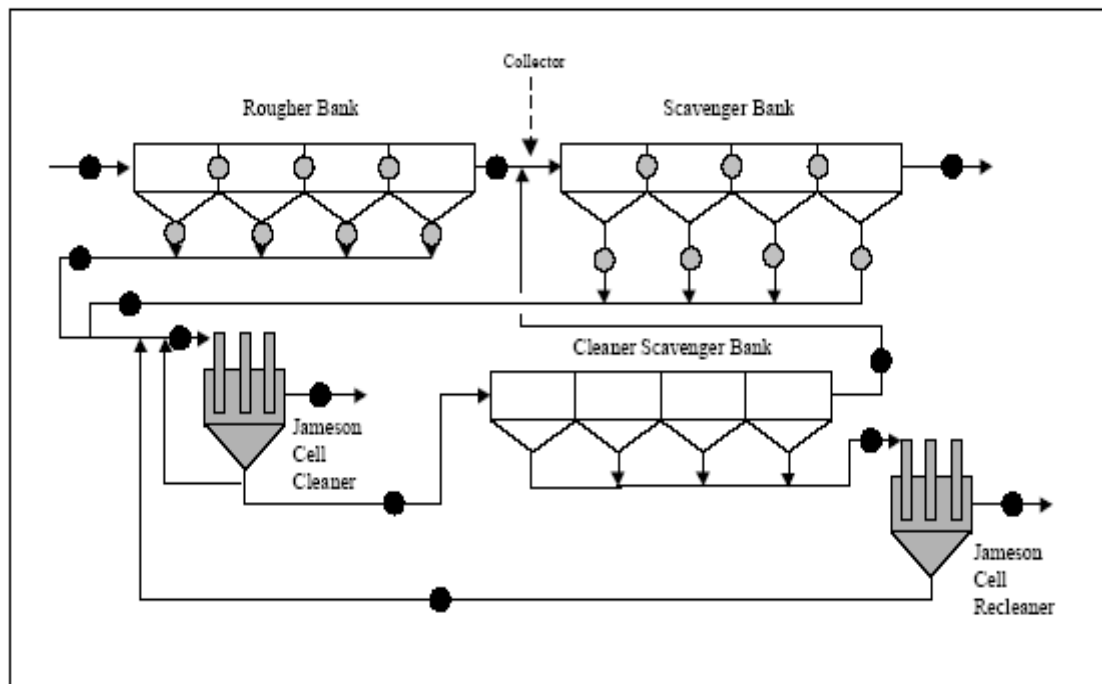


Figura 1.17 Módulo para un circuito de flotación con limpieza y flujos de corrientes durante todas las pruebas.

Fuente: Harris et al. 2003

El circuito consiste en un banco desbaste y un banco colección, que producen los concentrados para el circuito de limpieza. El circuito de limpieza consiste en dos células Jameson que producen último concentrado, el concentrado de las celdas de colección se recicla a las celdas de limpieza y el relave de las celdas de limpieza se recircula a la colección, y el producto un concentrado de limpieza va a una celda Jameson de relimpieza. El objetivo de este circuito es aumentar al máximo la recuperación de cobre en la alimentación al circuito y producir un concentrado de calidad de cobre aceptable. Cobre en la alimentación tiene presente en varios minerales productivos (bornita, calcopirita y tetrahedrita) y la ganga es predominantemente por silicatos. La pirita es el sulfuro predominante en la ganga.

En el momento de los ensayos, el d_{80} del mineral alimentado estaba en el orden de las 100 micras. El estudio del circuito involucró una colección de muestra de cada corriente del circuito en intervalos de 20 minutos en un periodo de 2 horas. Los datos obtenidos del estudio del circuito eran un estimado de la masa en el equilibrio del circuito.

Las pruebas de flotación se realizaron en el laboratorio usando muestras recogidas de las corrientes más grandes del proceso. Las pruebas se realizaron en celdas de flotación de capacidad 5 litros, agitadas con una aireación de 18 L/min y una velocidad del impulsor de 1000 rpm.

El concentrado se recolectó con un remo de profundidad fija con razón de diez segundos, diseñada para asegurar que la fase de espuma se retira por completo al recolectar el concentrado. Se usó agua de la planta dosificada con una cantidad apropiada de espumante para mantener un volumen constante de 4.4 litros en la celda a lo largo de la prueba. Se pesaron todas las muestras concentradas durante el programa de la prueba, se filtró, secó y pesó de nuevo. Las muestras secundarias fueron analizadas por espectroscopia de fluorescencia para determinar cobre, hierro, azufre, sílice, aluminio y calcio.

Una vez realizadas las pruebas se realizaron los modelos matemáticos para la simulación llegando a las siguientes conclusiones

Las corrientes del circuito de flotación industrial presentan una flotabilidad de la partícula variante. Las corrientes de los concentrados flotan más rápidamente que las corrientes de reciclo. Esta flotabilidad, generalmente se conserva alrededor de las varias unidades dentro del proceso de flotación.

La flotabilidad de la partícula tiene un impacto significativo en la recuperación lograda en una celda de flotación y debe ser incluido en cualquier modelo estructural de flotación

Estas observaciones han llevado al desarrollo de un modelo de simulación que asocia un set constante de parámetros de flotación a las corrientes del circuito que se transforma en una respuesta de flotación que depende de las condiciones que se opera dentro de la celda de flotación.

Otros modelos existentes no hacen esta distinción entre la celda y las propiedades de las corrientes de flotación. Estos modelos no pueden predecir la

actuación metalúrgica de un circuito de flotación correctamente después de una perturbación, sobre todo si esta perturbación produce un marcado cambio en la flotabilidad de las corrientes en las diferentes unidades del proceso.

El peligro de usar un modelo que no distingue estas propiedades es que probablemente son lleve a conclusiones incorrectas, produciendo la pérdida de tiempo y dinero en la persecución de mejoras del circuito. (Harris et al, 2003)

1.3.1 Modelo de Simulación SPLIT-SIM

También se han desarrolla circuitos de flotación puede llevarse a cabo mediante factores de distribución, siendo este es un método alternativo a los ensayos cíclicos de flotación.

Se denomina factor de distribución de un componente i , a la fracción que flota de este componente con respecto a la cantidad de i que entra son la alimentación.

El programa SPLITSIM es una herramienta básica para la simulación de circuitos de flotación, ya que el programa nos permite escoger el circuito mas apropiado para un trabajo a nivel piloto.

El programa SPLITSIM cuenta con seis circuitos de flotación:

- 1 Circuito Desbaste-afino
- 2 Circuito desbaste-colección
- 3 Circuito desbaste-afino-colección (desbaste)
- 4 Circuito desbaste-afino-colección (afino)
- 5 Circuito desbaste-afino1-afino2
- 6 Circuito desbaste-colección(desbaste, afino –colección (afino)

El programa SPLITSIM esta basados en modelos matemáticos y algoritmos, usando los factores de distribución.

Por ejemplo para el Circuito Desbaste-colección-afino (figura 13), el cálculo de los factores de distribución se hace en base a un balance de masa. El factor de distribución S1 en peso es el concentrado de desbaste dividido para la alimentación a esta celda, es decir:

$$S1 = (F5 + F6) / (F8 + F7 + F6 + F5)$$

ecuación 1.16

$$S2 = F5 / (F6 + F5)$$

ecuación 1.17

$$S3 = F7 / (F7 + F8)$$

ecuación 1.18

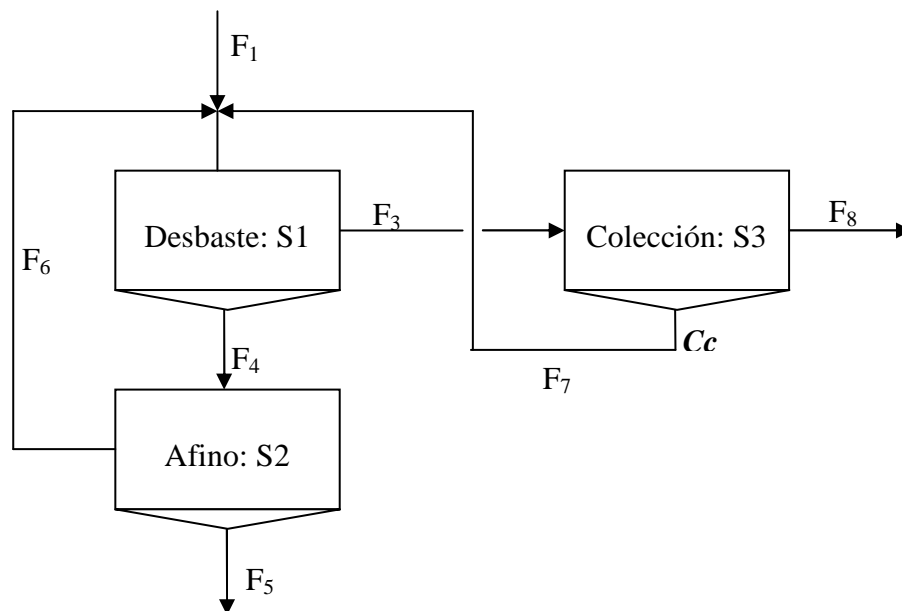


FIGURA 1.18 CIRCUITO DESBASTE COLECCIÓN AFINO CON RECIRCULACION

Fuente: Benitez, 1972

En la figura 1.19 la corriente F1 es la alimentación a la etapa de desbaste que se conocerá como el factor S1, de la etapa de desbaste tenemos dos corrientes la corriente F4 que es el concentrado de la flotación y la corriente F3 que es el relave de la primera etapa de flotación o desbaste, la corriente F4 va a una flotación de limpieza o afino, se tienen dos corrientes de esta flotación la corriente F5 representa el concentrado final y la corriente F6 es el relave de afinamiento el cual es recirculado a la etapa de desbaste, la corriente F3 va

hacia una flotación de colección y de esta etapa se tienen dos corrientes el concentrado de colección el cual es recirculado a la etapa de desbaste y el relave final.

Como se conoce las concentraciones de las corrientes F5, F6, F7 y F8 se puede determinar los factores de distribución del metal.

Los factores de distribución dependen principalmente de la química y el tiempo de flotación. Si se mantienen estos parámetros constantes, los split factors serán igualmente invariables.

El circuito de la figura 19 realiza un reciclo del relave de afino F6 y el concentrado de colección F7 a la flotación de desbaste

Utilizando el concepto de factor de distribución y realizando un balance de masa se obtiene las siguientes ecuaciones:

$$F_{2(n)} = F_{1(n)} + F_{6(n-1)} + F_{7(n-1)}$$

$$F_{4(n)} = S_1 * F_{2(n)}$$

$$F_{3(n)} = F_{2(n)} - F_{4(n)}$$

$$F_{5(n)} = S_2 * F_{4(n)}$$

$$F_{6(n)} = F_{4(n)} - F_{5(n)}$$

$$F_{7(n)} = S_3 * F_{3(n)}$$

$$F_{8(n)} = F_{3(n)} - F_{7(n)}$$

Estas ecuaciones son válidas tanto para flujo total como para los flujos de metales, inertes y si es necesario el agua.

El índice (n) indica el número de iteración. El valor (n-1) indica que el flujo es de la iteración anterior.

El programa SPLITSIM permite realizar las simulaciones de los circuitos de flotación de manera rápida y fácil para el usuario, además de proveer los resultados que se tendría en un proceso a nivel piloto.

La simulación nos permite escoger un circuito de flotación que resulte más ventajoso para un mineral específico que se este tratando, sin embargo es necesario encontrar una relación entre la operación en el simulador y la operación en planta piloto.

2.- METODOS EXPERIMENTALES

Los métodos experimentales se iniciaron con la caracterización del mineral, determinando su composición química y mineralógica. Se realizaron concentraciones por flotación a nivel de laboratorio, variando parámetros como tiempo de molienda, pH, porcentaje de sólidos en la flotación, cantidad de espumante, cantidad de colector, cantidad de modificador, tiempo de recolección, para encontrar las condiciones a las cuales se obtiene una mayor recuperación de oro del mineral tratado. Además se efectuaron flotaciones con colección y afino para las condiciones encontradas. Se realizó una prueba a nivel piloto con las condiciones encontradas en las pruebas de laboratorio.

2.1 Caracterización físico química y mineralogía del mineral

2.1.1 Caracterización Física

2.1.1.1 Densidad Aparente y Densidad Real

La determinación de la densidad aparente del mineral se realizó utilizando un probeta graduada de capacidad 1000 ml, se peso la probeta vacía, luego se lleno la probeta con el mineral hasta llenar los 1000 ml de capacidad, se peso el mineral en la probeta, se resto el peso de la probeta y se hizo una relación del peso del mineral con el volumen de la probeta.

La densidad real del mineral se determina usando un picnómetro con un volumen de 10 ml, el cual bien seco se peso, posteriormente se peso 1 gr de mineral en el picnómetro, se peso el picnómetro con agua y luego se peso el picnómetro con un gramo del mineral mas agua. Luego se aplicará la relación:

$$\text{densidad real} = \frac{\text{pm}}{\text{pv}} = g / ml$$

Donde: pm representa el peso de la muestra de mineral y pv el peso del volumen de agua desalojado del picnómetro

2.1.2 Caracterización Química

La caracterización química del mineral se realizó mediante la técnica de disgregación ácida vía microondas combinada con absorción atómica con las cuales se determinó los metales Fe, Pb, Zn, y Cu presentes en el mineral; este análisis se realizó en un espectrofotómetro de absorción atómica marca Perkin Elmer modelo Analyst 300, con un límite de detección inferior a 0.01 ppm para el Fe, Pb, Zn, y Cu.

Para la determinación de los metales preciosos del mineral se usa ensayo al fuego con tostación previa para eliminar los sulfuros presentes consiguiendo así tener únicamente dos fases durante la fusión como son la fase metálica y la fase escoria, y realizar un ensayo al fuego como se describe más adelante.

El mineral a analizar se preparó de la siguiente forma:

Se pesó diez gramos de muestra y se la pulverizó por un periodo de dos minutos, en un pulverizador marca Naef modelo Bleule Mill de 1000 golpes/minuto con tiempos de operación de 1 minuto.

2.1.2.1 Técnica de disgregación ácida para la determinación de Cu, Pb, Zn, y Fe

- Se pesó alrededor de 100 miligramos de mineral pulverizado en un reactor de teflón para microondas
- Se añadió 3 ml de ácido fluorhídrico (HF) y 3 ml de ácido nítrico (HNO₃), al reactor con muestra y a otro vacío al que se denomina blanco.
- Se llevó los reactores al horno de microondas, por 2.5 minutos para cada reactor
- Se enfrió con hielo por media hora
- Se añadió 5 ml de ácido clorhídrico (HCl) a cada reactor
- Se llevó al horno de microondas 2.5 minutos/reactor
- Se enfrió y luego se aforó a 100 ml
- Se envió a analizar la solución aforada

El contenido de Fe, Cu, Pb y Zn en la muestra de mineral analizado es calculado usando la siguiente expresión:

$$[\%] \text{metal en el mineral} = \frac{\text{Lectura} \left[\frac{\text{mg}_{\text{metal}}}{\text{lt}} \right] \times \text{Aforo}[\text{lt}] \times \text{Factor}_{\text{dilucion}}}{M[\text{mg}] \times 10} \quad \text{Ecuación 2.1}$$

Donde M: es el peso de la muestra en mg.

Para la determinación de los metales preciosos Au y Ag existentes en el mineral se siguió el siguiente procedimiento.

2.1.2.2 Tostación

Con una muestra del mineral pulverizado, se llevo a cabo una tostación oxidante para la completa eliminación del azufre presente en el mineral, la tostación asegura que se formen únicamente dos fases durante la fusión evitando que los metales preciosos pasen a las fases mata o espeiss que podrían formarse al no realizar una tostación por la presencia de sulfuros en el mineral, es así que se tienen dos fases, metálica y escoria, el oro y la plata se concentrarán en la fase metálica de la fusión el procedimiento se describe a continuación:

- Se pesó 30 gramos de mineral pulverizado
- Se colocó esta muestra en un plato de arcilla,
- Se introdujo el plato en una mufla hasta alcanzar una temperatura de 650°C
- Se sometió a una tostación del mineral por dos horas

2.1.2.3 Ensayo al fuego

Una vez tostado el mineral paso a la etapa de ensayo al fuego, este es un método tradicional y confiable utilizado para la determinación de metales preciosos. Para su efecto es necesario colocar una carga fundente, el procedimiento se detalla a continuación:

- Se pesó una carga fundente que contenía:
 - 25g de Bórax
 - 35g de Carbonato de Sodio
 - 40g de PbO
 - 3 g de Carbón (coque)
- Se homogenizo la carga fundente con el mineral tostado
- Se colocó en un crisol de arcilla
- Se introdujo en una mufla a una temperatura de 800 °C se dejo una hora hasta que se fundió completamente el mineral
- Se coló el mineral fundido en una lingotera cónica
- Se separó la fase metálica de la escoria, con la fase metálica se formo un regulo de plomo
- Se calentó previamente una copela por veinte minutos en la mufla a una temperatura de 920°C
- Se colocó el regulo en la copela caliente y se dejo copelar por una hora
- Se sacó la copela de la mufla y se dejo enfriar
- Se peso el dore obtenido en una balanza analítica de 5 cifras decimales

El dore que se obtuvo fue de color amarillo lo que indicó que tenia un mayor contenido de oro, para poder separar el oro de la plata es necesario realizar un proceso de encuartación como se indica a continuación esto permitió conocer el contenido de oro y plata en el mineral estudiado.

2.1.2.3.1 Encuartación del dore

- Se pesó una cantidad de plata igual a tres veces el peso del dore
- Se colocó el dore, la plata y una lamina de plomo metálico que pesa alrededor de 1gr (cubriendo los metales preciosos) en una copela.
- Se introdujo en una mufla a 920 °C por 1 hora
- Se sacó y se dejó enfriar el nuevo dore
- Se colocó en un tubo de ensayo y se añadió 1.5 ml de acido nítrico y 1.5 ml de agua destilada se calentó en una plancha de calentamiento hasta que se

separo completamente la plata. Se lavo el oro que quedo en el fondo del tubo y se colocó en un crisol de níquel hasta que se secó.

- Se peso el oro en una balanza analítica y la diferencia entre el dore inicial y el peso del oro es el peso de la plata que contienen el mineral

El contenido de Au y Ag en la muestra de mineral analizado es calculado usando la siguiente expresión:

$$Au = \frac{\text{pesoAu} * 1000000}{\text{peso de la muestra}} = Au[g / t] \quad \text{Ecuación 2.2}$$

2.1.2.4 Caracterización mineralogía

Esta caracterización se realizó por medio de un análisis de difracción de rayos X, para lo cuál se utilizo un Difractómetro D8 marca Advance y el software Difrac Plus para el análisis mineralógico. El equipo tiene un límite de detección del 1% para compuestos con cristalización definida.

El mineral pulverizado se emplea para análisis de difracción de rayos X.

2.2 Metodología experimental ensayos de flotación a nivel de laboratorio

Para los ensayos a nivel de laboratorio se siguió el siguiente procedimiento:

2.2.1 Preparación del mineral

El mineral que se va a procesar a sido previamente reducido en la mina hasta el tamaño de una pulgada, este mineral se reduce en el laboratorio usando un molino de rodillos de 2.2 kw, el mineral molido se pasa por un tamiz vibratorio con un abertura de 2mm que corresponde a la malla # 16, se encuarta y se homogeniza, se almacena en fundas con un peso de mineral de 2 kg. Para su uso posteriormente en la molienda

2.2.2 Molienda

Se realiza una molienda del mineral reducido previamente y almacenado en fundas de 2kg justo antes de la flotación para evitar la oxidación del mineral o cualquier alteración química que puede presentarse y afectar de alguna manera los resultados de los ensayos de flotación

Se colocó una carga de 10 kg de bolas de acero en un molino de bolas, se colocó 2kg de mineral reducido 2 mm con 1.2 litros de agua para alcanzar un 62.5 % de sólidos en la molienda, se dejó moler el mineral a diferentes tiempos 20, 30, 40 min.

2.2.3 ENSAYOS DE FLOTACION

Los ensayos de flotación se realizaron en una celda Denver (D-12) de capacidad 4 litros y con una agitación de 1600 rpm.

En la flotación se realizó la variación de 7 variables de operación, como son tiempo de molienda, pH, porcentaje de sólidos, tiempo de acondicionamiento en la etapa A, cantidad de colector en el acondicionamiento A, cantidad de espumante en el acondicionamiento A, tiempo de recolección en la flotación de la etapa A, tiempo de acondicionamiento de la etapa B, cantidad de colector en la etapa B y se analiza su influencia en la recuperación de la mayor cantidad de oro en el concentrado de desbaste (concentrado **A**) del mineral tratado.

2.2.3.1 Prueba de Flotación

Se realizó una prueba inicial de flotación en la cual se establecieron condiciones de operación, basadas en experiencias de flotación obtenidas en el laboratorio de metalurgia extractiva de la Escuela Politécnica Nacional, las cuales se fueron perfeccionando durante los ensayos de flotación, es decir se analizaron los resultados obtenidos en base a la recuperación de oro en el concentrado de desbaste y se fijó la mejor variable de operación.

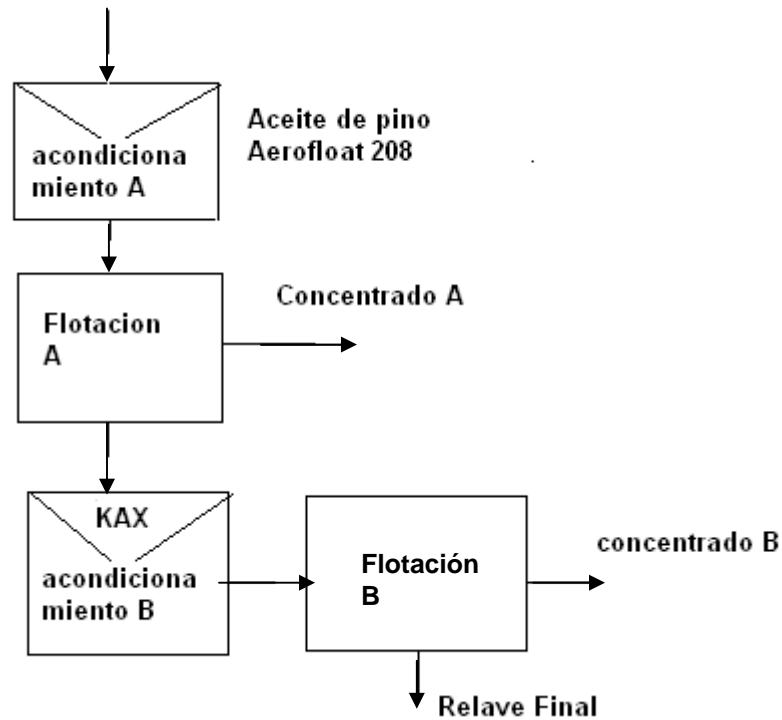


FIGURA 2.1 Diagrama de Bloques del Proceso de Flotación

La figura 2.1 representa un diagrama de bloques del proceso de flotación, y nos indica que se tienen dos etapas, en la primera se conoce como etapa de desbaste o flotación A en la cual se realiza un acondicionamiento de la pulpa usando un espumante (aceite de pino) y un colector (Aerofloat 208), en esta primera etapa se desea recolectar la mayor cantidad de metales preciosos junto con sulfuros que los contengan, en la segunda etapa de flotación B o etapa de colección se usa un colector para recuperar la mayor cantidad de sulfuros que todavía permanecen en la pulpa, y así tener la menor cantidad de metal de interés en el relave final.

Se realiza un molienda del mineral a un tiempo de 30 minutos como se describió en el procedimiento 2.2.2 para molienda, se coloca la pulpa molida en una celda Denver de capacidad 4 litros y se ajustó el porcentaje de sólidos hasta que este sea igual a 33.33% para esto se agregó 2.8 litros de agua. Se mide el pH de la pulpa.

En la celda Denver se procede a las siguientes etapas de flotación:

Primera etapa de la flotación “**Acondicionamiento A**”

- Se añade los reactivos de acondicionamiento: Aceite de Pino y Aerofloat 208 (ver tabla 2.1)

Tabla 2.1 Reactivos de Acondicionamiento A

NOMBRE COMERCIAL	DOSIS	FUNCION
Aceite de pino	27.2 g/t	FORMAR UNA ESPUMA ADECUADA
Aerofloat 208	25.4 g/t	COLECTOR DE ORO METALICO

El aceite de pino es un espumante que se usa en la flotación de sulfuros, el aerofloat 208 es un ditiofosfato, que tiene propiedades espumantes y es un buen colector de metales preciosos y de sulfuros.

- Se deja acondicionar por 5 min.
- Se procede a la flotación de desbaste, se flota durante 5 minutos, durante este tiempo se recoge la espuma para obtener un concentrado al que se denomina concentrado A (concentrado de desbaste)
- Se agrega agua hasta lograr el volumen de pulpa inicial teniendo cuidado de mantener el pH de 7.5.

Segunda etapa de flotación “**Acondicionamiento B:**”

- Se agrega 10 ml de Kax (amil xantato de potasio) ver tabla 2.2

Tabla 2.2 Reactivos de Flotación en la etapa de acondicionamiento B

NOMBRE COMERCIAL	NOMBRE QUIMICO	DOSIS	CANTIDAD DE REACTIVO	FUNCION
KAX	XANTATO AMILICO DE POTASIO	45 g/t	10 ml solución al 1%	FLOTACIÓN DE SULFUROS

El xantato amílico de potasio tiene un alto grado de poder colector, para la flotación de sulfuros de hierro con contenido de oro.

- Se deja acondicionar por 5min.
- Se realiza una segunda flotación o flotación de colección, y se flota durante 7 minutos, durante este tiempo se remueve la espuma para obtener un concentrado denominado concentrado B
- Después de esto lo que queda en la celda es la cola o relave.
- Se deja secar los concentrados y el relave de flotación

Se realiza un análisis de Au y Ag de los concentrados obtenido de la primera y segunda flotación y del relave. Siguiendo el procedimiento para la determinación de metales preciosos explicado anteriormente en la sección 2.1.1.2, 2.1.1.3 y 2.1.1.3.1

Prueba A: Influencia del d_{80} o tamaño de partícula

Se realizó una molienda del mineral como se describió en la sección 2.2.2 únicamente variando el tiempo de molienda a 20, 30, 40 minutos, las etapas de acondicionamiento A y B para la flotación se realizaron con todas las variables establecidas en la prueba inicial de flotación descritas en la sección 2.2.3.1 y se realizaron a un pH de 8.5 para lo cual se añadió 4 gramos de cal durante la molienda del mineral

Prueba B: Influencia del pH

Es necesario analizar la influencia que tiene el pH en la recuperación de oro de este mineral para lo cual se analizaron cuatro variaciones de pH. Para el efecto de la variación de pH fue necesario añadir una cantidad de cal durante la molienda como se indica en la tabla 2.3

Tabla 2.3 Cantidad de cal añadida a la pulpa para tener la variación de pH

pH	Cantidad de cal (g)
Natural 7.5	0
8.5	4
9.5	6
10.5	8

En base a los resultados obtenidos en la prueba A se pudo determinar el mejor tiempo para obtener la mayor cantidad de oro en el concentrado A y se escogió el tiempo de 20 min para la molienda, posteriormente se realizó la flotación con las variables establecidas en la prueba inicial descritas en la sección 2.2.3.1.

Prueba C: Influencia del porcentaje de sólidos

En esta prueba realizó una variación del % de sólidos en la celda de flotación, se realizó un ajuste de agua para que el porcentaje de sólidos en la celda de flotación sea 20, 33, 40 % de sólidos. Para el 20% de sólidos se uso una celda Denver de capacidad 8 litros y se agrego a la pulpa molida una cantidad de 6.2 litros de agua, para el 33.33% se uso una celda denver de capacidad 4 litros y se agrego 2.8 litros de agua, y para el 40% se añadió 1.8 litros de agua a una celda denver de capacidad 3 litros En base a la prueba B se determinó que el mejor pH para la recuperación de oro en el concentrado A para este mineral es a pH Natural (sin la adición de cal)

La flotación se realizó de igual forma que en la sección 2.2.3.1.

Prueba D: Influencia del tiempo de acondicionamiento en la etapa de desbaste

Para esta prueba se realizó una variación en el tiempo de acondicionamiento A se dejo acondicionar por tiempos de 3, 5 y 8 min. y se tomo el porcentaje de sólidos 33.33% como resultado de la prueba C

El procedimiento efectuado es el siguiente:

- Se realizó un molienda del mineral a pH natural
- Se dejó moler el mineral por un tiempo de 20 minutos
- Se colocó la pulpa molida en la celda y se ajustó el porcentaje de sólidos hasta que este sea igual a 33.33%, para esto se agrego 2.8 litros de agua
- Se realizó la medición del pH de la pulpa

La primera etapa de la flotación es el Acondicionamiento A:

- Se añadió los reactivos de acondicionamiento: Aceite de Pino y Aerofloat 208 (cantidades o dosificaciones de la prueba inicial)
- Se dejo acondicionar por tiempos de 3, 5 y 8 min.

- Se procedió a la flotación de desbaste, se abrió la válvula de admisión de aire y se floto durante 5 minutos, durante este tiempo se removió la espuma para obtener un concentrado al que se denomino concentrado A
- Se agregó agua hasta lograr el volumen de pulpa inicial teniendo cuidado de mantener el pH.
- Se realizó un segundo acondicionamiento B
- Se agregó 10 ml de Kax (amil xantato de potasio) ver tabla 2.3
- Se dejó acondicionar por 5min.
- Se realizó una segunda flotación o flotación de colección, se abrió la válvula de admisión de aire y se flotó durante 7 minutos, durante este tiempo se removió la espuma para obtener un concentrado denominado concentrado B
- Después de esto lo que queda en la celda es la cola o relave.
- Se dejó secar los concentrados y el relave de flotación
- Se realizó un análisis de Au y Ag de los concentrados obtenido de la primera y segunda flotación y del relave de los tres tiempos de molienda. Siguiendo el procedimiento descrito en 2.1.1.2, 2.1.1.3 y 2.1.1.3.1

Prueba E: Influencia de la cantidad de colector en la flotación

Para esta prueba se realizó el proceso de flotación con una variación en la etapa de Acondicionamiento A descrita a continuación:

Se añadió los reactivos de acondicionamiento: Aceite de Pino y Aerofloat 208 se añadió diferentes dosis de cantidad de colector (aerofloat 208) iguales a 13.6, 27.2, 54.4 g/t. Se dejo acondicionar por un tiempo de 3 min y se siguió el procedimiento de flotación descrito en la prueba D.

Prueba F: Influencia de la cantidad de espumante en la flotación

Para esta prueba se realizó el proceso de flotación con una variación en la etapa de Acondicionamiento A descrita a continuación:

Se añadió los reactivos de acondicionamiento: Aceite de Pino y Aerofloat 208 se añadió diferentes dosis de cantidad de espumante (aceite de pino) iguales a 12.7, 25.2, 50.4 g/t y una cantidad de colector igual a 13.6 g/t. Se dejó

acondicionar por un tiempo de 3 min. Se siguió el procedimiento de flotación descrito en la prueba D.

Prueba G: Influencia del tiempo de recolección en la etapa de desbaste

Se realizaron las flotaciones siguiendo el procedimiento de flotación descrito en la prueba F tomando como cantidad de espumante de la última prueba 12.7 g/t, se realizaron variaciones en el tiempo de recolección de la flotación A iguales a 3, 4, 6 min.

Prueba H: Influencia del tiempo de acondicionamiento en la etapa de colección

Se realizaron las flotaciones siguiendo el procedimiento de la prueba G, tomando el tiempo de recolección A igual a 3 min, se efectuaron variaciones en el tiempo de acondicionamiento de la flotación B o etapa de colección iguales a 3, 5, 7 min.

Prueba I: Influencia de la cantidad de colector en la etapa de acondicionamiento B o etapa de colección

Se realizaron las flotaciones siguiendo el procedimiento de la prueba H tomando como tiempo de acondicionamiento B 5min con variaciones en la cantidad de colector KAX en el acondicionamiento B iguales a 5, 10, 20 ml de una solución de KAX al 1%

2.2.3.2 Prueba de Flotación con tiempos menores de molienda

Con el fin de conocer si se puede realizar una molienda en grueso del mineral para, una posterior remolienda del concentrado de desbaste se realizan flotaciones reduciendo el tiempo de molienda a 10 y 15 minutos, usando todas las variables de flotación fijas y siguiendo los procedimientos de flotación mencionado en la sección 2.2.3.1

2.2.3.3 Prueba de Flotación Desbaste Colección con recirculación del concentrado B

Los resultados obtenidos en la prueba de laboratorio se llevan a un programa de simulación, con el fin de determinar la influencia de los reactivos en una flotación con reciclo, se realizan dos flotaciones consecutivas donde el concentrado B de la primera flotación retorna al tanque de acondicionamiento de la segunda flotación, manteniendo constantes los parámetros de % sólidos , pH, cantidad de espumante, colector para la etapa A y B, y los tiempos de recolección y acondicionamiento donde se tiene la mejor recuperación de Au g/t que ya se determinaron en las pruebas A hasta I.

A fin de mantener el porcentaje de sólidos en la segunda flotación se mide el volumen y peso del concentrado B, que retorna a la segunda flotación y se agrega 1 litro de agua para mantener 33% de sólidos en la flotación.

2.2.3.4 Pruebas de Flotación Desbaste-Colección-Afino

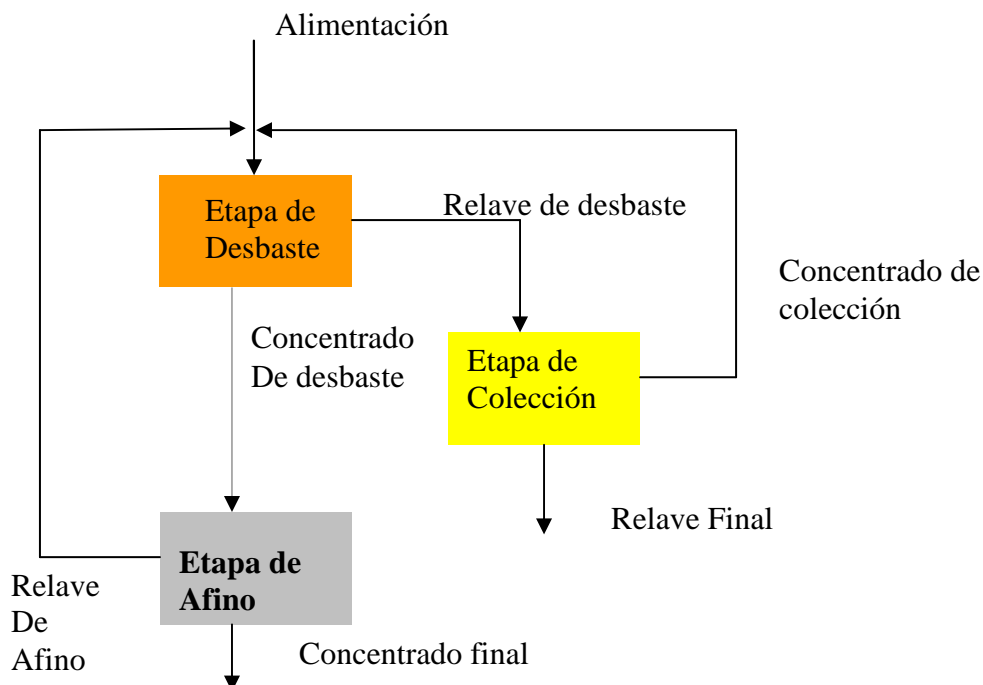


Figura 2.2 Esquema de flotación de un circuito desbaste-colección-afino

En la figura 2.2 se tiene un esquema de circuito de flotación desbaste afino colección que se detalla a continuación.

Se analizo también la recuperación de oro cuando se añade una etapa más de flotación la cual es la etapa de afinamiento

Esta prueba se ejecuto usando el siguiente procedimiento

- Se realiza un molienda del mineral pH natural
- Se deja moler el mineral por un tiempo de 20 minutos
- Se coloca la pulpa molida en la celda y se ajusta el porcentaje de sólidos hasta que este sea igual a 33.33%, se agrega 2.8 litros de agua
- Se realiza la medición del pH de la pulpa

La primera etapa de la flotación Acondicionamiento A:

- Se añade los reactivos de acondicionamiento: Aceite de Pino y Aerofloat 208 con una dosis igual a 12.7 y 13.6 g/t para ambos reactivos respectivamente.
- Se deja acondicionar por 3 min.
- Se procede a la flotación de desbaste y se flota durante 3 minutos para obtener un concentrado al que se denomino concentrado A (concentrado de desbaste)
- Se agrega agua hasta lograr el volumen de pulpa inicial teniendo cuidado de mantener el pH. de 7.5

Segunda etapa de flotación Acondicionamiento B:

- Se agrega 10 ml de Kax solución al 1% (amil xantato de potasio)
- Se deja acondicionar por 3min.
- Se realiza una segunda flotación o flotación de colección, se abrió la válvula de admisión de aire y se flota durante 7 minutos y se obtiene el denominado concentrado B

Se lleva el concentrado A hasta una nueva flotación de Afinamiento

- Se coloca el concentrado A en una celda de capacidad 2 litros
- Se baja la agitación a 900 rpm, se flota durante 3 minutos para obtener un concentrado de afinamiento denominado Caf , lo que queda en la celda se denomina relave de afinamiento Raf

- Se deja secar los concentrados y los relave de flotación de las etapas de Desbaste, colección y afino

Se realiza un análisis de Au y Ag de los concentrados obtenido de las etapas de flotación y de los relaves. Siguiendo el procedimiento para la determinación de metales preciosos explicado anteriormente en la sección 2.1.1.2, 2.1.1.3 y 2.1.1.3.1, también se realiza un análisis de la cantidad de metales presentes en los concentrados y relaves usando la técnica de disgregación acida descrita en la sección 2.1.1.1

Con los resultados obtenidos de este se calcula los factores de distribución y se lleva los resultados al programa de simulación denominado Split Factor.

Se realizan dos pruebas cíclicas de dos ciclos para el sistema Desbaste-Colección-Afino con las siguientes variaciones:

La primera prueba se realiza en condiciones idénticas a la prueba descrita en la sección 2.2.3.3 de desbaste-colección-afino para el primer ciclo de flotación, para el segundo ciclo se realiza una recirculación del concentrado de colección C_B y del relave de Afinamiento R_{af} a la etapa de Desbaste, conservando el porcentaje de sólidos de la flotación igual a 33.33% y los pasos posteriores se realizaron en idénticas condiciones de operación al primer ciclo.

La segunda prueba cíclica se realizó con las mismas condiciones de operación de la primera prueba para los dos ciclos, la variante es la recirculación del CB y Raf a la molienda del segundo ciclo manteniendo el porcentaje de sólidos 62.5 % en la molienda.

Estas últimas pruebas cíclicas se realizan con el afán de determinar la influencia de la recirculación de los reactivos de flotación tanto a la etapa de desbaste como a la molienda. Como en todos los ensayos de flotación se efectuó el análisis de metales preciosos y además el contenido de metales en los concentrados y relaves. Los resultados obtenidos se llevaron al programa de simulación split factor.

2.2.3.5 Determinación de la carga circulante del molino de bolas a nivel de laboratorio

Es necesario establecer la carga circulante del molino de bolas ya que para el trabajo en la planta piloto se realizara una operación en continuo; el proceso para la determinación de la carga circulante es el que se detalla a continuación:

- Se cargó el molino de bolas con 1000 g de mineral previamente preparado y se molió conjuntamente con una carga de bolas de 10kg y con 1.2 litros de agua
- Se tamizó la pulpa en un tamiz malla # 150 en húmedo para deslamar, la fracción mayor a la malla # 150 se seca y se determina el peso W1
- Se colocó 1000 g de mineral mas el peso W1, se realizó el cálculo para determinar la cantidad de agua necesaria para tener el mismo porcentaje de sólidos 62.5 y se procedió a moler nuevamente por 20 minutos se deslama nuevamente en húmedo en la malla #150 y se seca la fracción mayor a la malla #150 este proceso se repitió hasta que el peso de esta fracción fue igual al peso de la carga inicial de mineral. (ver tabla 2.4)

Tabla 2.4 Determinación de la carga circulante

Carga Circulante			
No. Molienda	Muestra	+150 mallas	-150 mallas
1	1000	505.6	494.4
2	1505.6	655.5	850.1
3	1655.5	835	820.5
4	1835	995	840
Total		2991.1	

La tabla 2.4 nos indica que se realizaron 4 moliendas hasta llegar a tener un peso de la carga igual al peso de la alimentación al molino, siendo el porcentaje de carga circulante obtenido igual al 300%

2.3 Metodología experimental ensayo a nivel piloto

Una vez establecidas las variables de operación para la flotación en las cuales se obtiene mayor cantidad de Au en el concentrado A, a nivel de laboratorio se llevan estas condiciones a nivel piloto.

El gráfico 2.1 nos da una idea de la secuencia de los equipos que se utilizan en la planta piloto, el mineral se alimenta directamente a la tolva como un tamaño de partícula de 1 pulgada, este pasa a la banda transportadora, el mineral se alimenta directamente al molino de bolas, el mineral molido pasa a un clasificador espiral, el mineral grueso es recirculado al molino y el fino pasa a un hidrociclón donde se vuelve a separar la pulpa en dos fracciones, la fracción gruesa recircula al molino y la fina pasa al tanque de acondicionamiento, para el proceso de flotación.

Más adelante se detallan las condiciones de operación en las que se trabajo a nivel piloto.

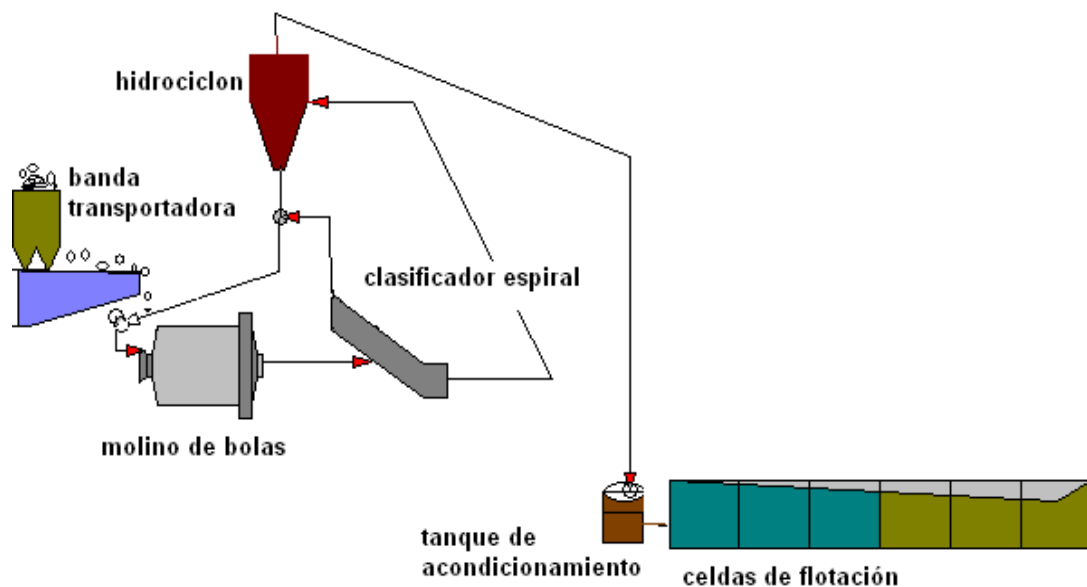


Grafico 2.1 Esquema del Proceso en Planta Piloto

2.3.1 Descripción del Proceso

Se realizaron dos pruebas a nivel piloto:

Una prueba se realizó con el circuito Desbaste – Colección con reciclo del concentrado B al tanque de acondicionamiento, para lo cual se procede a cargar la tolva de alimentación de la banda transportadora con 80 Kg de mineral (Fig. 2.3)



FIGURA 2.3 Tolva de alimentación y banda transportadora

El proceso se lleva a cabo con una alimentación de 240 kg de mineral, en un tiempo de 143 minutos, la figura 2.4 nos indica la alimentación del mineral directamente a la entrada del molino de bolas.



FIGURA 2.4 Alimentación al molino

La figura 2.5 es una fotografía del molino de bolas que se utiliza en la molienda, la pulpa que sale del molino de bolas se lleva a un clasificador espiral (Fig. 2.6), la fracción gruesa del es recirculada al molino, la fracción fina del mineral se traslada a un tanque, la pulpa del tanque pasa a una bomba que lleva el mineral a un hidrociclón (fig. 2.7).



FIGURA 2.5 Molino de Bolas



FIGURA 2.6 Clasificador Espiral



FIGURA 2.7 Entrada y salida del hidrociclón

El mineral que ingresa al hidrociclón se separa nuevamente en dos fracciones, una de mineral grueso al que se le denominará under, el cual se recircula al molino de bolas, y la fracción mas fina que es la que pasa al tanque de acondicionamiento (fig. 2.8).



FIGURA 2.8 Tanque de acondicionamiento de flotación

En el tanque de acondicionamiento se realiza la dosificación de los reactivos de flotación utilizando un equipo de suero con un goteo de reactivo para el espumante de 2 gotas por minuto, equivalente a 16.8 g/t, y para el colector 4 gotas por minuto equivalente a 13 g/ t, la pulpa acondicionada paso a un banco de celdas de flotación (fig. 2.9), y se realizó la aireación para la recolección de los concentrados, la Fig. 2.10 indica la espuma formada una vez encendida la aireación,

Se agrega el KAX a la cuarta celda del banco de flotación o celda de desbaste equivalente a 42 g/t, el concentrado A se recoge en un tanque, y el concentrado B se recirculó al tanque de acondicionamiento.

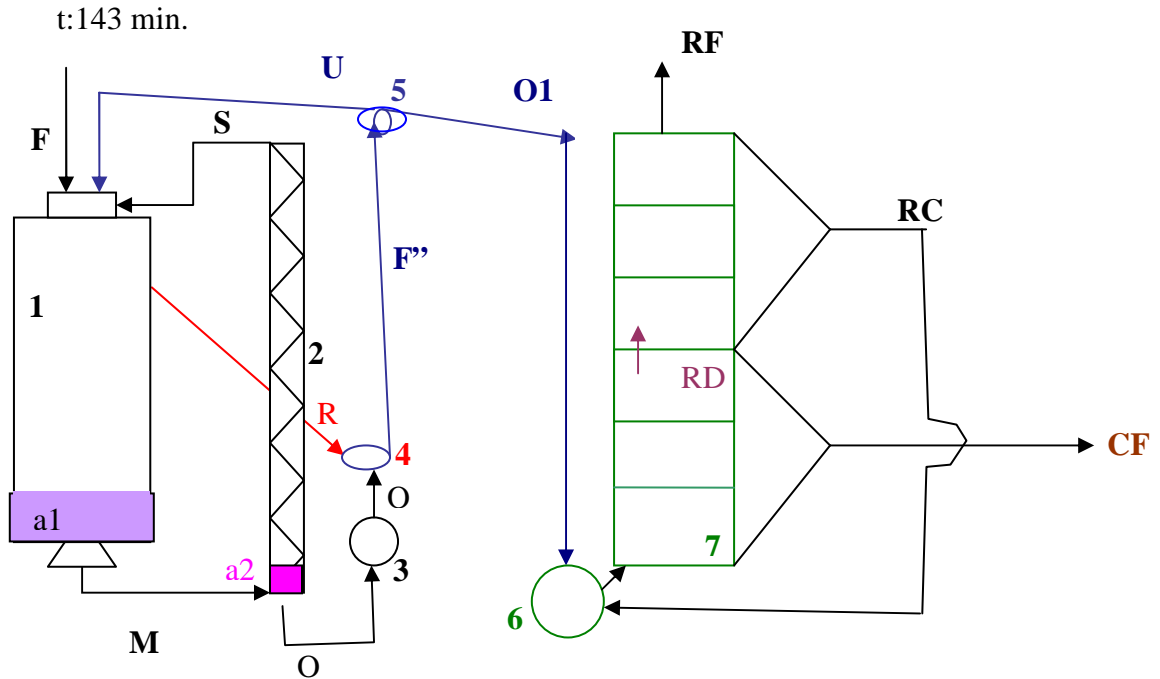


FIGURA 2.9 Banco de celdas de flotación



FIGURA 2.10 Espuma de flotación en una de las celdas

El concentrado A se pesa y se seca, se realiza las pruebas para determinar la cantidad de oro y plata con los procedimientos descritos en las secciones 2.1.2.2, 2.1.2.3 y 2.2.2.3.1



EQUIPOS:

1. Molino de bolas
2. Clasificador espiral
3. Tanque para lodos
4. Bomba para lodos
5. Hidrociclón
6. Tanque de acondicionamiento
7. Celdas de Flotación

CORRIENTES:

- F: Alimentación fresca = 240 kg
- a1: acumulado 1 = 13 kg
- M: entrada al espiral = 797 kg
- a2: acumulado 2 = 11 kg
- S: under del espiral = 120 kg
- O: over del espiral = 666 kg
- U: under del hidrociclón = 450 kg
- O1: over del hidrociclón = 216 kg
- RF: relave final = 205 kg
- RC: recicló = 3 kg
- CF: concentrado final = 11 kg
- RD: relave de desbaste

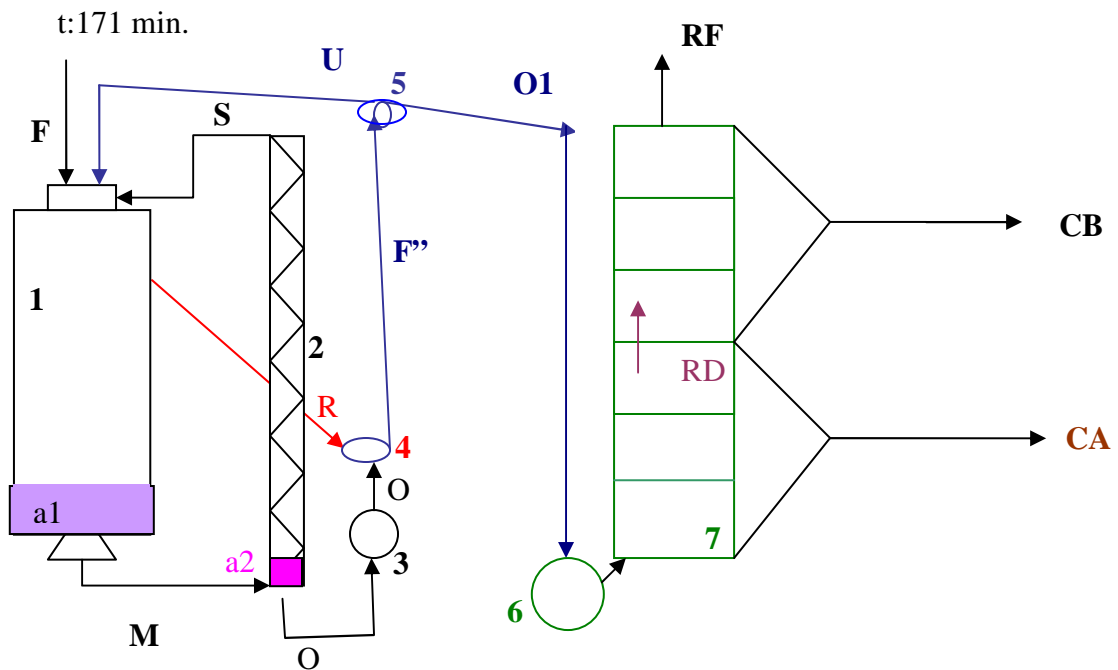
Grafico 2.2 Esquema de los equipos en la planta piloto con sus respectivas corrientes para un circuito con recicló

El gráfico 2.2 es un esquema de los equipos de la planta piloto, en este se detallan todas las corrientes, y sus flujos respectivos a su vez se puede observar que en el molino de bolas y en el clasificador espiral se tiene una acumulación de mineral a las que denominaremos a1 y a2 respectivamente

Se realiza además otra prueba en planta piloto de un circuito de flotación Desbaste–Colección sin reciclo del concentrado B al tanque de acondicionamiento.

El procedimiento es mismo detallado para el circuito con reciclo, con 2 variaciones la primera es en el mineral alimentado al molino, se procede a cargar la tolva de alimentación de la banda transportadora con 80 Kg de mineral, el proceso se lleva a cabo con 320 kg de mineral, en un tiempo de 171 minutos, se sigue el mismo procedimiento ya descrito, en la flotación se no se realiza ningún reciclo de corrientes, teniendo dos concentrados A y B y un relave se realizan las pruebas para determinar la cantidad de oro y plata con los procedimientos descritos en las secciones 2.1.2.2, 2.1.2.3 y 2.2.2.3.1.

El gráfico 2.3 detalla las corrientes y sus respectivos flujos durante la operación en la planta piloto al igual que la cantidad de mineral que se acumula en molino de bolas y el clasificador espiral



EQUIPOS:

- 8. Molino de bolas
- 9. Clasificador espiral
- 10. Tanque para lodos
- 11. Bomba para lodos
- 12. Hidrociclón
- 13. Tanque de acondicionamiento
- 14. Celdas de Flotación

CORRIENTES:

- F: Alimentación fresca = 320 kg
- a1: acumulado 1 = 15 kg
- M: entrada al espiral = 1035 kg
- a2: acumulado 2 = 12 kg
- S: under del espiral = 150 kg
- O: over del espiral = 873 kg
- U: under del hidrociclón= 580 kg
- O1: over del hidrociclón = 293 kg
- RF: relave final = 289 kg
- CB: concentrado B = 2.1 kg
- CA: concentrado A= 2.34 kg
- RD: relave de desbaste

Gráfico 2.3 Esquema de los equipos en la planta piloto con sus respectivas corrientes para un circuito sin reciclo

3. RESULTADOS Y DISCUSION

El objetivo principal de este estudio se centra en establecer las condiciones en las cuales se obtienen una mayor recuperación de oro durante un proceso de concentración por flotación para un mineral con bajo contenido de sulfuros y comparar los resultados obtenidos a nivel de laboratorio con los obtenidos a nivel piloto.

3.3. CARACTERIZACIÓN DE LAS MATERIAS PRIMAS

Los resultados que se muestran en la tabla 3.1 corresponden al análisis a nivel de laboratorio que se realizó para caracterizar las materias primas empleando el procedimiento descrito en la sección 2.1 y 2.2.

Tabla 3.1 Análisis físico y químico

DENSIDAD REAL	2.1 kg/l
DENSIDAD APARENTE	1.6 kg/l
ELEMENTO	CONTENIDO
Au (g./t)	10.3
Ag (g./t)	1.7
Cu (%)	0.05
Fe (%)	2.6
Pb (g./t)	119
Zn (g./t)	89.8

Tabla 3.2 Análisis mineralógico

MATERIAL	FORMULA	MUESTRA CONTENIDO (%)
CUARZO	SiO ₂	76.0
CAOLINITA	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	18.0
MUSCOVITA	KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	5.0
PIRITA	FeS ₂	1.0

El resultado del análisis químico y mineralógico que se muestra en las tablas 3.1 y 3.2 indican que el mineral tiene un tenor de oro de 10.3 y de plata 1.7 gramos por tonelada que son valores representativos de estos metales dentro de la industria minera, también se puede observar que el mineral tiene un alto contenido de material silíceo y tan solo el 1% de material sulfuroso, se

realizaron pruebas preliminares para la determinación al realizar del oro libre del mineral usando un método de concentración en mesa gravimétrica y platones del concentrado siendo de 1.3 g/t, siendo el tenor del mineral 10.3 g/t se concluye que el oro esta relacionado a los sulfuros lo cual indica que un proceso de flotación es el camino adecuado para la recuperación del oro del mineral tratado.

Las concentraciones de Cu, Pb y Zn son muy bajas para ser considerados como yacimientos de Cu, Pb o Zn, por lo que los concentrados obtenidos son de mayor interés por su contenido de metales preciosos.

3.4. Ensayos de Flotación a nivel de laboratorio

Prueba A: Influencia del d₈₀ o tamaño de partícula

El tiempo de molienda nos permite conocer le d₈₀ del material molido para cada tiempo (Anexo B). La granulometría tiene gran importancia dado que en el proceso de flotación se requiere que las especies minerales útiles tengan un grado de liberación adecuado para su concentración.

Para cada tiempo de molienda se tiene diferentes cantidades de oro recuperado en el concentrado A (tabla 3.3, anexo C, ensayos 1, 2,3), en base a estos resultados podemos determinar que el tiempo de 20 minutos es en el cual se tiene un mejor tenor de Au siendo este 154 g/t y a tiempos mas largos de molienda el tenor disminuye hasta 135 y 132 g/t para 30 y 40 minutos respectivamente por lo que se toma el tiempo 20 min como el mejor.

Tabla 3.3 Comparación de Oro para diferentes tiempos de molienda

d80 um	Tiempo (min)	CA (g)	% Peso	Au (g/t)	% Recuperación	Alimentación Recalculada g/t
190	20	116.6	5.90	154	73.96	10.12
159	30	122.1	6.18	135	72.50	9.59
150	40	112.2	5.68	132	74.35	8.97

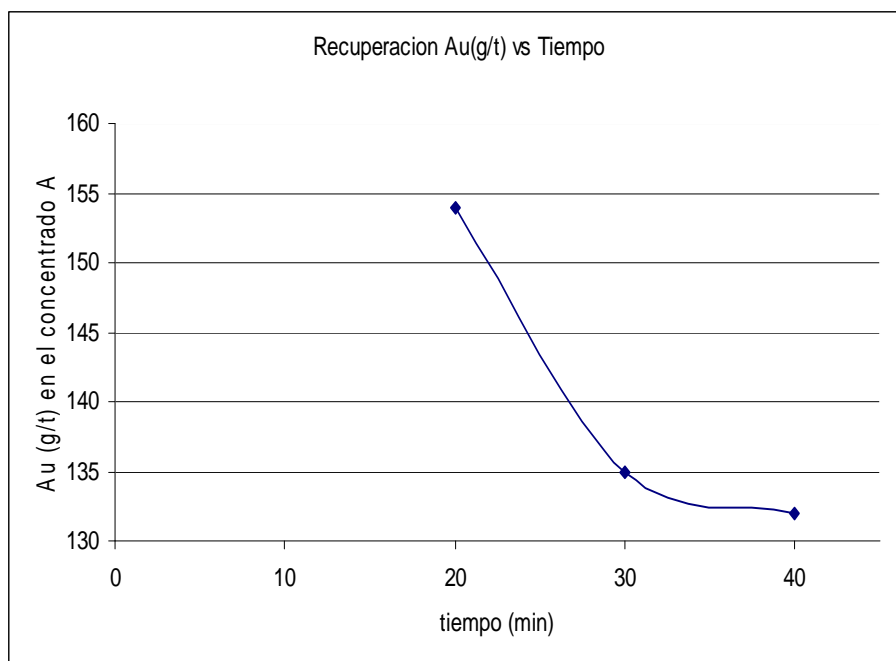


Gráfico 3.1 Comparación de g/t de Au en el concentrado A para los tiempos de molienda 20, 30, 40 min

Partiendo de los Anexos C Ensayos 1, 2, y 3 podemos realizar un gráfico comparativo de las recuperaciones acumuladas (CA+CB) y g/t de A en el concentrado A para los diferentes tiempos de los ensayos de flotación Gráfico 3.2

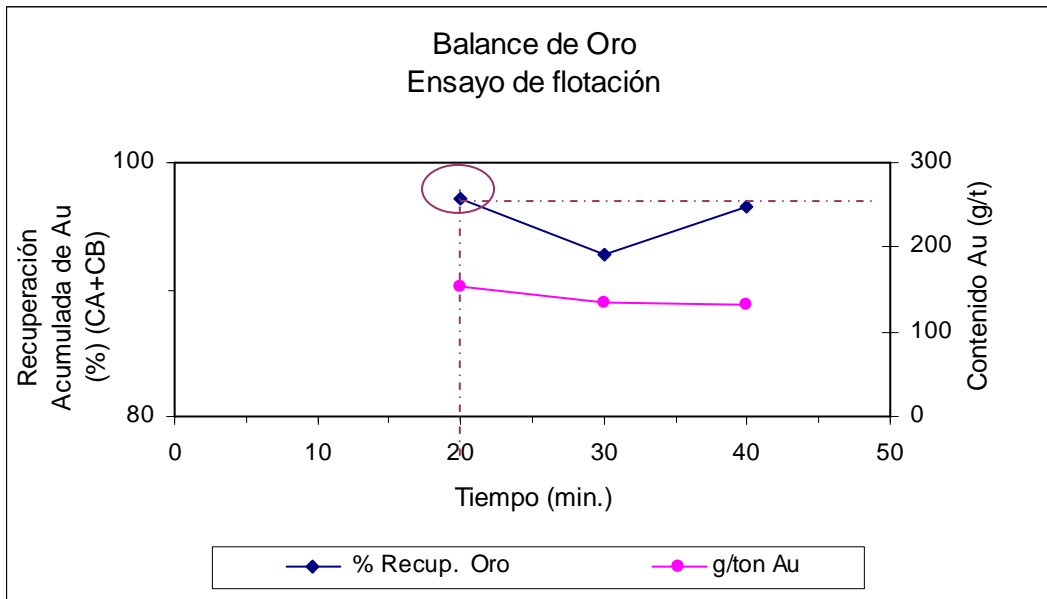


Gráfico 3.2 Comparación de Recuperación de Au en el concentrado A para tiempos de 20, 30 y 40 minutos

Podemos ver en el gráfico 3.2 que los porcentajes de recuperación son cercanos sin embargo el contenido de g/t de Au es mayor para $t=20$ min.

El tiempo 20 min tiene mejor recuperación acumulada del 97.2 % ya que cuando los tiempos de molienda exceden el tiempo óptimo las partículas más finas recubren las partículas más gruesas y causan que el mineral de interés y de las partículas de oro liberado no flote lo que disminuye la recuperación de Au a tiempos excesivos de molienda

Prueba B: Influencia del pH

La flotación es un proceso sumamente sensible al pH, cada mineral tiene un pH natural posterior a la molienda y es necesario analizar su influencia en la recuperación del oro, cada fórmula de reactivos tiene un pH óptimo ambiente en el cual se obtendría el mejor resultado operacional.

Para el mineral analizado en el presente proyecto se puede apreciar que a pH natural se logra una recuperación de Au de 272.9 g/t como se muestra en los Anexos C ensayos 1, 4, 5, y 6

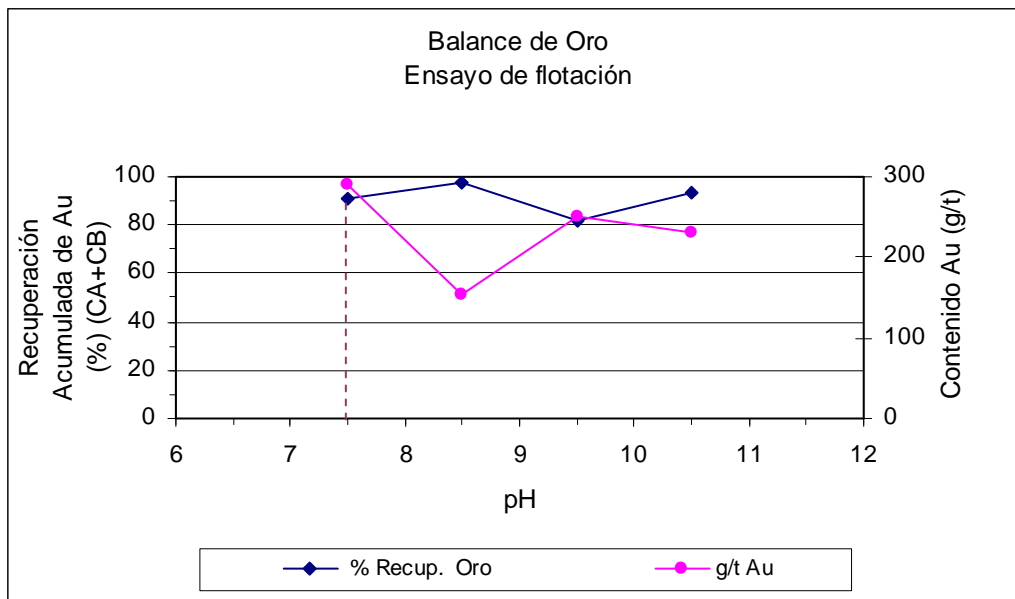


Gráfico 3.3 Recuperación Acumulada de Au en (CA+CB) y contenido de Au g/t en el concentrado A en función del pH

Se puede observar en el gráfico 3.3 se tiene una inestabilidad tanto para la tendencia de la recuperación acumulada como para el contenido de Au en el concentrado A que a pH natural de 7.5 se tiene el mayor contenido de Au de 290 frente a los pHs 8.5, 9.5, y 10.5 cuyos contenidos de Au son 153.9, 250 y 230.33 g/t respectivamente; a pH 8.5 se tiene una caída significativa de Au en g/t sin embargo la máxima recuperación acumulada se da a pH 8.5 siendo de 97% , la recuperación acumulada para un pH 7.5 es de 91%, considerando que la adición de cal al proceso para elevar el pH implica mayor consumo de reactivo se toma como pH óptimo, el pH natural ya que se tiene un mayor tenor en el concentrado y una buena recuperación acumulada del 91%

Prueba C: Influencia del porcentaje de sólidos

Existe un porcentaje de sólidos óptimo para el proceso que tiene influencia en el tiempo de residencia del mineral en los circuitos, se analizaron los porcentajes de sólidos 20, 33, 40 % obteniendo recuperaciones de Au g/t de 594.6, 272.9 y 285.56 respectivamente como se muestra en la tabla 3.4 (Anexos C ensayos 4, 7 y 8)

Tabla 3.4 Contenido de Au g/t y porcentaje de recuperación en el concentrado A para cada porcentaje de sólidos

% Sólidos en la flotación	Au (g/t)	% Recuperación
20	595	83
33	273	91
40	286	90

En el gráfico 3.4 se puede apreciar que para el 20% de sólidos el porcentaje de recuperación acumulada es menor pero la cantidad Au g/t es alto esto se explica ya que a pulpas muy diluidas se puede dispersar mejor la ganga y se producen concentrados más limpios. El 40% de sólidos indica una cantidad de g/t de Au ligeramente más altos respecto al del 33% de sólidos, sin embargo a porcentajes de sólidos altos se pueden producir problemas relacionados con una mala distribución de burbujas en las celdas de flotación y a su vez fenómenos de abrasión, a pulpas muy diluidas existe una dilución de los reactivos de flotación y disminuye la probabilidad de que se encuentren las moléculas del colector con las partículas del mineral, por estas dos razones se escogió como porcentaje de sólidos óptimo al 33%.

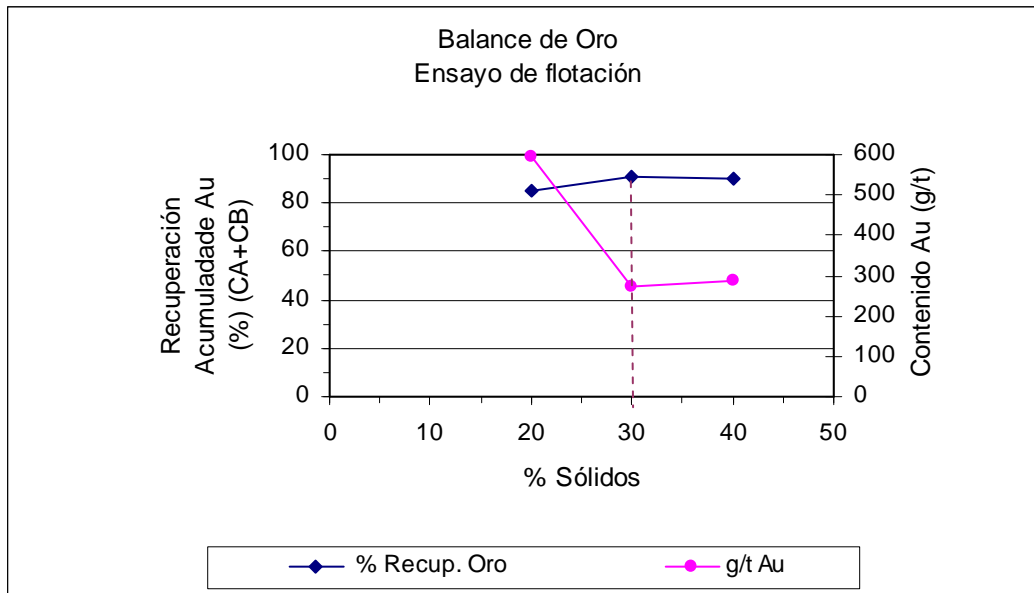


Gráfico 3.4 Recuperación Acumulada de Au (CA+CB) y contenido de Au g/t en el concentrado A en función del Porcentaje de Sólidos

Prueba D: Influencia del tiempo de acondicionamiento en la etapa de desbaste

Es muy importante determinar el tiempo en el cual las partículas del mineral están en íntimo contacto con los reactivos de flotación y como influencia este tiempo de acondicionamiento en la recuperación de oro, esta prueba nos llevara no desperdiciar tiempo o a su vez a no dejar menor tiempo del necesario para que se de una flotación con mejores resultados. En la tabla 3.5 se puede observar las recuperaciones y g/t de Au para cada tiempo de acondicionamiento propuesto. (Ver Anexos C ensayos 4, 9 y 10)

Tabla 3.5 Contenido de Au g/t y porcentaje de recuperación en el concentrado A para cada tiempo de acondicionamiento

Tiempo de Acondicionamiento A	Au (g/t)	Recuperación Au%
3min	295	93
5min	290	91
8min	267	93

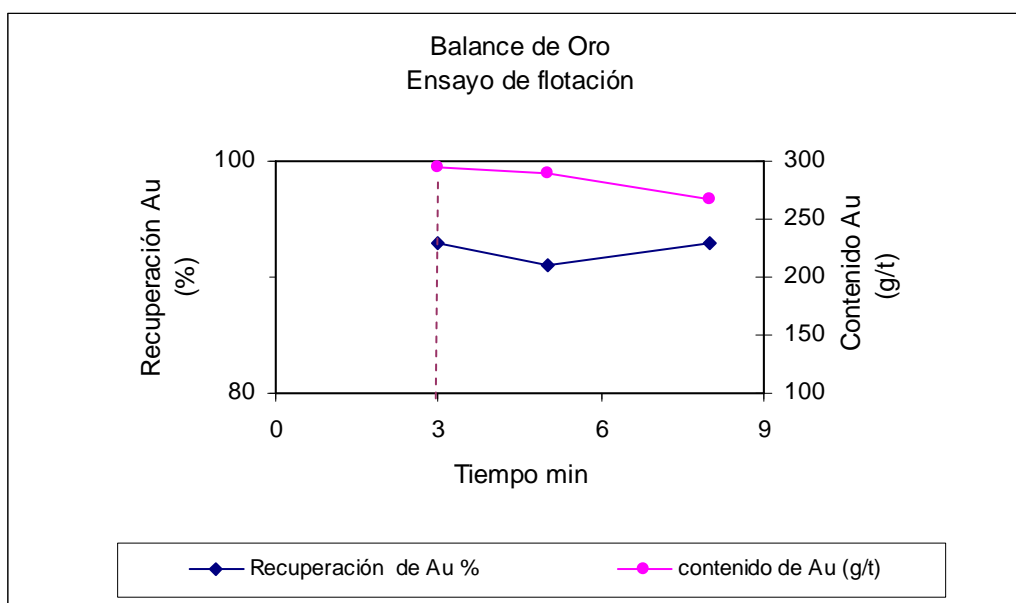


Gráfico 3.5 Recuperación Acumulada de Au (CA+CB) y contenido de Au g/t en el concentrado A en función del tiempo de acondicionamiento A

De la grafica 3.5 podemos decir que el tiempo 3min para el acondicionamiento A es el más adecuado para este mineral ya que a tiempos mayores el contenido de Au baja. Las recuperaciones acumuladas son muy cercanas de 93, 91 y 93 % como se indica en la tabla 3.5, para 3 min se tiene 295 g/t mientras que para 5 y 8 minutos se tiene 290 y 267 g/t respectivamente.

Esto podemos explicar ya que los reactivos de flotación son agentes que aumentan la propiedad hidrófoba en las partículas minerales de una pulpa para facilitar la flotabilidad si excedemos el tiempo de acondicionamiento mayor cantidad de partículas se recubrirán del espumante y el colector incluido la ganga en la flotación, se toma como mejor tiempo de acondicionamiento en la etapa de desbaste 3 minutos.

Prueba E y Prueba F: Influencia de la cantidad de colector en la flotación e Influencia de la cantidad de espumante en la flotación

El colector es el agente que recubre la partícula y se adhiere a su superficie por su parte polar, dándole a las partículas propiedades hidrofóbicas. El espumante permite la formación de burbujas de tamaño y calidad adecuada para el proceso.

Determinar la cantidad de espumante y colector adecuado para una mayor recuperación es substancial ya que de esta manera se optimizara no solo el proceso sino también la cantidad de los reactivos necesaria para la flotación.

Los resultados de las pruebas realizadas a nivel de laboratorio para este mineral muestran que a menor cantidad de espumante y colector se tiene mayor recuperación de Au g/t. La tabla 3.6 y 3.7 muestran las recuperaciones y cantidad de oro en los concentrados de desbaste para las variaciones de colector y espumantes realizadas. (Ver Anexos C ensayos 9, 11, 12, 13,14)

Tabla 3.6 Contenido de Au g/t en el concentrado A y % de recuperación acumulado en el para cada dosificación de colector

Cantidad de colector (g/t)	Contenido de Au (g/t)	Recuperación %
13.6	319	97.1
27.2	295	93
54.4	211	97

Tabla 3.7 Contenido de Au g/t en el concentrado A y % de recuperación acumulada para cada dosificación de espumante

Cantidad de espumante (g/t)	Contenido de Au (g/t)	Recuperación %
12.7	333	97
25.4	319	97
50.8	229	96

Si realizamos una grafica de estos resultados podemos ver que a menor cantidad de reactivos se tiene una mayor cantidad de Au recuperado en el concentrado de desbaste como se ilustra a continuación en los gráficos 3.6 y 3.7

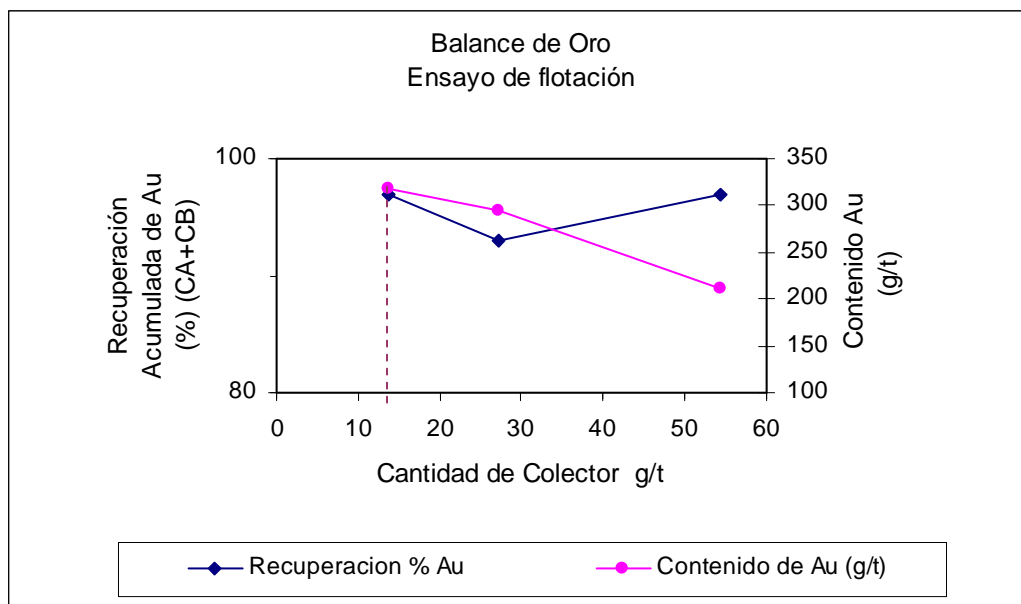


Gráfico 3.6 Recuperación Acumulada de Oro y contenido de Oro g/t en el concentrado A en función de la cantidad de colector en g/t

Se observa que la cantidad de Au g/t que logra alcanzar es de 319 g/t para 13.6 g/t de colector y con un porcentaje de recuperación de 97% tomando esta dosificación como la mejor para la recuperación de Au de este mineral

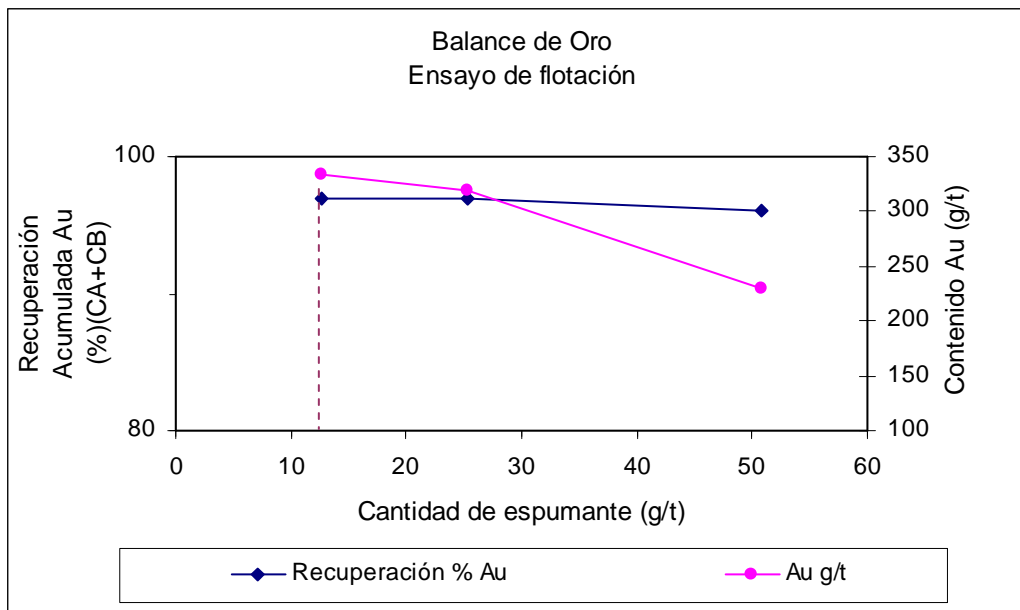


Gráfico 3.7 Recuperación acumulada de Au (CA+CB) y contenido de Au g/t en el concentrado A en función de la cantidad de espumante g/t

Se observa que la cantidad de Au g/t que máxima es de 333 g/t para 12.7g/t de espumante y con un porcentaje de recuperación acumulada de 97 % tomando este como una de las mejores condiciones para la recuperación de este mineral

Prueba G: Influencia del tiempo de recolección en la etapa de desbaste

La influencia del tiempo de recolección en la etapa de desbaste indica cual es el tiempo en el cual se recoge el material de interés y pasado que tiempo empieza a bajar la recuperación por la recolección de ganga en el concentrado.

Tabla 3.8 Contenido de Au g/t en el concentrado A para cada tiempo de recolección en la etapa de desbaste

Tiempo de Recolección	Au g/t
3	350
4	333
6	271

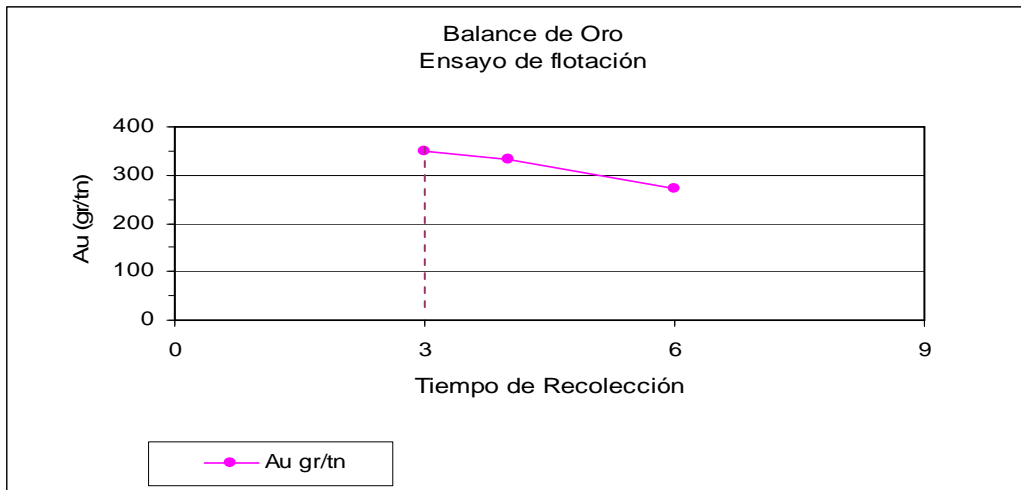


Gráfico 3.8 Contenido de Au g/t en función del tiempo de Recolección A

Se observa en la grafica 3.8 que a medida que aumenta el tiempo de recolección disminuye la cantidad de Au en el concentrado por lo que se escogió el tiempo 3 min. Como el óptimo (Anexos C ensayos 13, 15,16)

Prueba H: Influencia del tiempo de acondicionamiento B o etapa de colección

Se analizaron tres tiempos 3, 5 y 7 minutos (Anexos C ensayos 15, 17y 18) en la tabla 3.9 se puede ver como varia la cantidad de oro recuperado en el concentrado B y sus respectivas recuperaciones acumuladas

Tabla 3.9 Contenido de Au g/t y porcentaje de recuperación en el concentrado B para cada tiempo de acondicionamiento B

Tiempo Acondicionamiento B	Au (g/t)	Recuperación %
3	48	94
5	86	95
7	35	97

La recuperación acumulada aumenta con el tiempo pero en rangos muy cercanos mientras que la cantidad de Au recuperado en el concentrado B presenta un pico para el tiempo de 3 minutos como se puede apreciar en el siguiente gráfico 3.9

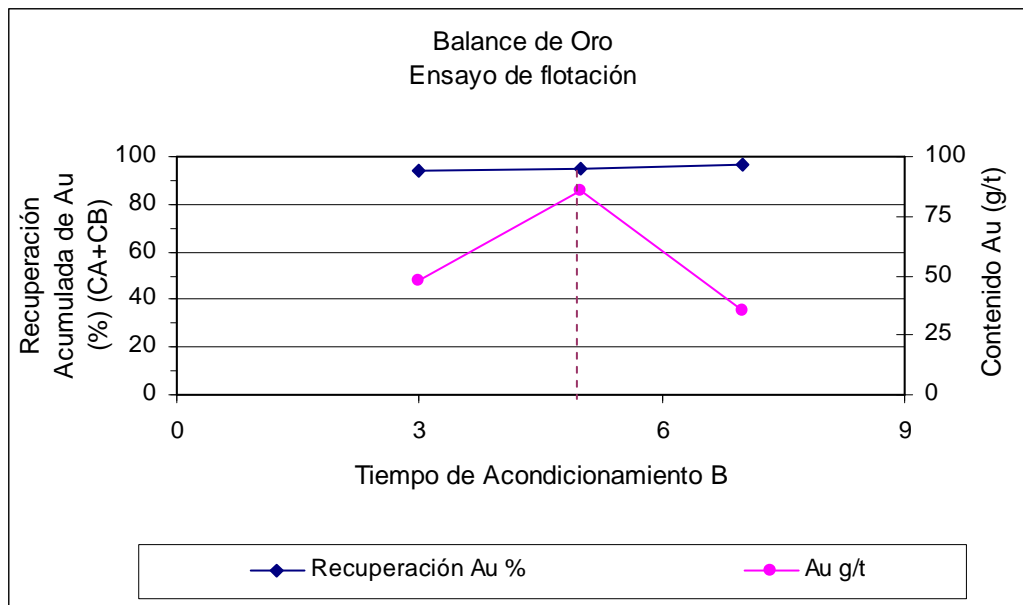


Gráfico 3.9 Recuperación Acumulada de Au (CA+CB) y contenido de Au g/t en función del tiempo de Acondicionamiento B

Como las recuperaciones son muy cercanas se toma como referencia la cantidad de oro de 86 g/t para un tiempo de acondicionamiento B de 5 minutos.

Prueba I: Influencia de la cantidad de colector en la etapa de acondicionamiento B o etapa de colección

El colector de esta etapa es el KAX amil xantato de potasio, el cual es un producto que se aplica generalmente en aquellas operaciones que requieren grado alto de poder colector. Se aplica con especial éxito en la flotación de sulfuros como la pirita. Es necesario establecer la cantidad de reactivo colector para la recuperación de todos los sulfuros sin flotar después de la etapa de desbaste. (Anexo C ensayos 17, 18 y 20)

Tabla 3.10 Gramos de oro por tonelada y Recuperación Acumulada para una cantidad de KAX en el acondicionamiento B

Cantidad de KAX (ml)	Au (g/t)	Recuperación %
5	36.8	97.4
10	86.1	95.0
20	41.3	97.1

De la tabla 3.10 se puede concluir que la cantidad óptima de KAX es 10 ml, 50 g/t ya que las recuperaciones acumuladas son muy cercanas y a 50g/t de reactivo se tiene una recuperación de 86.1 g/n de oro

Una vez examinado todas las variables y resultados en la tabla 3.11 se tienen las variables para las cuales se tiene mayor recuperación de Au g/t

Tabla 3.11 Variables de flotación en las que se obtuvo mayor recuperación de Au g/t en el concentrado A

Prueba	Variable	
Prueba A	Tiempo de molienda	20 min.
Prueba B	pH	7.5
Prueba C	Porcentaje de sólidos	33.33%
Prueba D	Tiempo de acondicionamiento A	3 min.
Prueba E	Cantidad de colector (Aerofloat 208)	13.6g/t
Prueba F	Cantidad de espumante (Aceite de pino)	12.7g/t
Prueba G	Tiempo de recolección en la flotación A	3 min.
Prueba H	Tiempo de acondicionamiento B	5 min.
Prueba I	Cantidad de colector en la flotación B de solución al 1%	10 ml 45g/t

Estas condiciones se llevaran nivel piloto para observar el la recuperación Au g/t en el concentrado A

3.3 Pruebas a tiempos menores

Se realizaron dos pruebas de flotación con tiempos menores de molienda para poder ver si se puede realizar una molienda en grueso para una posterior remolienda los concentrados obtenidos sin embargo los resultados muestran que a bajos tiempos de molienda hay una pérdida significativa del contenido de oro del mineral que se queda en el relave es decir a tiempos de 10 y 15

minutos todavía no se tiene una buena liberación de los sulfuros. (Anexo C ensayo 21 y 22)

Tabla 3.12 Contenido de Au g/t en el relave final para bajos tiempos de molienda

Tiempo de molienda (min)	Au (g/t)
10	3.2
15	2.0
20	0.6

La tabla 3.12 nos indica la cantidad de oro que se pierde en el relave final, se observa que a 20 minutos la cantidad de Au en el relave es menor a 1g/t , por lo que se descarta la posibilidad de una molienda en grueso para el mineral estudiado.

La gráfica 3.10 nos indica como disminuye drásticamente la recuperación para tiempos de molienda menores al igual que el contenido de oro en el concentrado final.

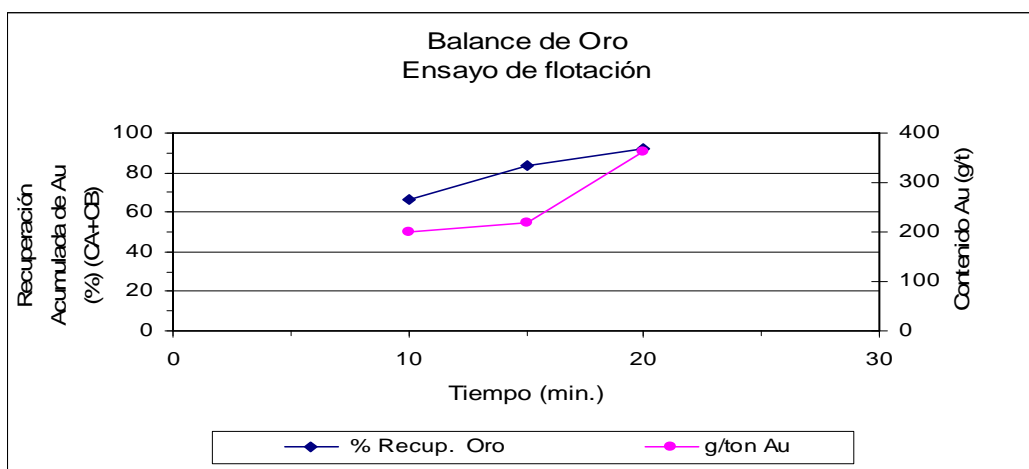


Gráfico 3.10 Recuperación acumulada de Au (CA+CB) y contenido de Au en el concentrado A a tiempos de molienda de 10, 20 y 30 en las condiciones de la tabla 3.11

Usando las condiciones de la tabla 3.11, se determinan los factores de distribución para cada etapa, estos valores se llevan al programa de simulación split sim, lo cual nos ayuda a predecir lo que sucederá en planta piloto (tabla 3.13 y Anexo E 1)

Tabla 3.13 Factores de distribución para un circuito desbaste colección

RESULTADOS	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos	
			(g/t) Au	(g/t) Ag
	Concentrados			
Desbaste A	36.1	1.8	350.0	47.0
Colección B	64.7	3.3	54.3	6.2
Relave	1880	94.9	0.7	0.1
Total	1980.8	100.0		
Circuito Desbaste Colección: factores de distribución				
Flotación	Peso total		Au	Ag
Desbaste (S1)	0.0182		0.7300	0.7423
Colección (S2)	0.0333		0.7275	0.6809

En el programa de simulación split sim se escoge un circuito desbaste colección donde se tiene dos corrientes de salida del circuito que son el concentrado final y el relave final, el concentrado B se recicla a la alimentación nuevamente como se muestra en el gráfico 3.11.

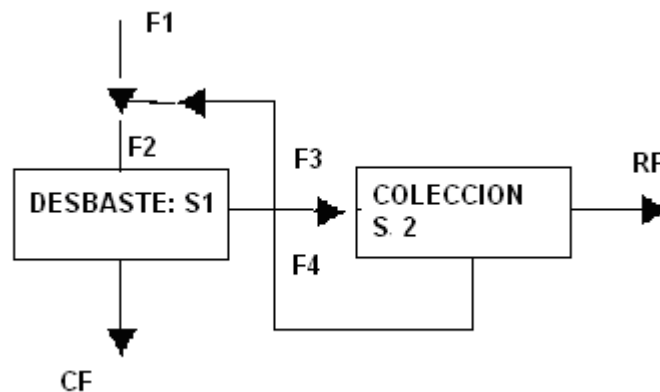


Gráfico 3.11 Circuito para la simulación en el programa split factor

Donde:

F1: alimentación fresca

F2: alimentación fresca mas el concentrado B (F4)

CF: concentrado final

F4: concentrado de colección (concentrado B)

F3: relave de desbaste

RF: relave final

S1: factor de distribución para la etapa de desbaste

S2: factor de distribución para la etapa de colección

Una vez escogido el circuito e ingresado los factores de distribución, el programa de simulación como resultado nos proporciona la ley y flujo de todas las corrientes y el porcentaje de recuperación del metal, los resultados que se muestran en la tabla 3.14

Tabla 3.14 Resultados de la simulación para un circuito desbaste colección

	FLUJO	LEY (g/t) Au	LEY (g/t) Ag
Concentrado final	1.88	498.73	81.33
Relave final	98.12	0.96	0.17
Alimentación recalculada	100.00	10.33	1.70
Porcentaje Recuperación metal		90.84	90.03

Podemos ver en la tabla 3.14 que la recuperación de los metales preciosos Au y Ag es del 90%, y las leyes son 498.7 y 81.3 g/t respectivamente, lo cual nos indica que en la planta piloto se tendría un concentrado final, con una buena recuperación del mineral de interés.

3.3.1 Pruebas Del circuito desbaste colección con reciclaje del concentrado B al tanque de acondicionamiento

El programa split sim realiza una simulación considerando el reciclaje del concentrado B a la siguiente flotación para analizar este efecto se realiza dos flotaciones continuas, procedimiento que se detalla en la sección 2.2.3.3.

Los resultados se detallan en la tabla 3.15, nos indican la cantidad de oro en g/t para el circuito desbaste colección con reciclaje del concentrado B a una segunda flotación; la cantidad de oro en el concentrado final o concentrado de desbaste es de 253 g/t, este valor nos indica que los reactivos de flotación influyen el concentrado final, esto se explica ya que los reactivos de flotación estarán en mayor cantidad y actúan no solo con el mineral de interés sino también en el material de ganga. (Ver anexo C ensayo 23)

Tabla 3.15 Resultados obtenidos para un circuito con reciclo

RESULTADOS	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos Reparticiones			
			(g/t)		%	
			Au	Ag	Au	Ag
Concentrados						
Desbaste A	88	2.2	253.0	30.0	60.9	39.1
Colección B	32	0.8	60.0	8.0	5.3	3.8
Relave	3860	97.0	3.2	1.0	33.8	57.1
TOTAL	3980	100.0			100.0	100.0

Con los resultados de la tabla 3.15 se determinan los factores de distribución y se llevan al programa de simulación.

Los resultados del programa de simulación split del circuito desbaste colección se muestran en la tabla 3.16, estos resultados se aproximan más a lo que sucederá en la realidad ya que se esta tomando en consideración la influencia de los reactivos para un circuito continuo con recirculación del concentrado B. (Ver anexo E 2)

Tabla 3.16 Resultados de la simulación para un circuito desbaste colección, en una prueba con dos flotaciones consecutivas, donde el concentrado B de la primera flotación se retorna a la segunda flotación.

	FLUJO	LEY (g/t) Au	LEY (g/t) Ag
Concentrado final	2.10	166.00	27.11
Relave final	97.9	3.86	0.69
Alimentación recalculada	100.00	10.29	1.70
Porcentaje Recuperación metal		86.20	86.19

La tabla 3.16 nos indica que la recuperación de Au y Ag es de 86% y que la ley de Au en el concentrado final es de 166 g/t, si comparamos este valor con respecto al contenido de Au de la simulación de una sola flotación sin reciclo el cual es de 498.7 g/t de Au, se nota una disminución del 66%

3.4 Pruebas De Afinamiento

Se realizó una prueba de afinamiento en las condiciones descritas en el capítulo 2, se logra concentrar al mineral hasta 811.5 g/t de Au en el concentrado de afinamiento (Caf) (Ver Anexo D 3). Se realiza también un

análisis del contenido de metales en los concentrados y relaves utilizando el método de Absorción atómica descrito precedentemente. Los resultados de cada metal para cada corriente se muestran en la tabla 3.17

Tabla 3.17 Cantidad de Oro y Plata en cada corriente de la flotación para un circuito desbaste-colección-afino

RESULTADOS	Peso	Peso	Contenidos	
	(g)	(%)	(g/t)	(g/t)
			Au	Ag
Concentrados				
Caf	11.3	0.6	811.5	105.5
Raf	40.7	2.1	122.1	15.9
Caf+Raf	52.0	2.6	271.9	35.4
CB	85.0	4.3	36.0	4.7
Caf+Raf+CB	137.0	6.9	125.5	16.3
Relave Final (R)	1845.0	93.1	0.3	0.04

La cantidad de Au y Ag recuperado son altos, esto se debe a que cuando se aumenta una etapa de limpieza se logra eliminar las materias de ganga que han flotado en la etapa de desbaste.

Se calcula los factores de distribución para cada etapa de flotación tabla 3.18

Tabla 3.18 Factores de distribución para un circuito desbaste-colección -afino

Circuito Desbaste Colección: factores de distribución

Flotación	Peso total	Au	Ag
Desbaste (S1)	0.0262	0.7965	0.7953
Afino(s2)	0.2173	0.6485	0.6482
Colección (S3)	0.0440	0.8468	0.8441

Los factores de distribución se llevan una simulación al programa de split sim, donde se escoge el circuito desbaste-colección-afino, el grafico 3.14 representa el circuito escogido.

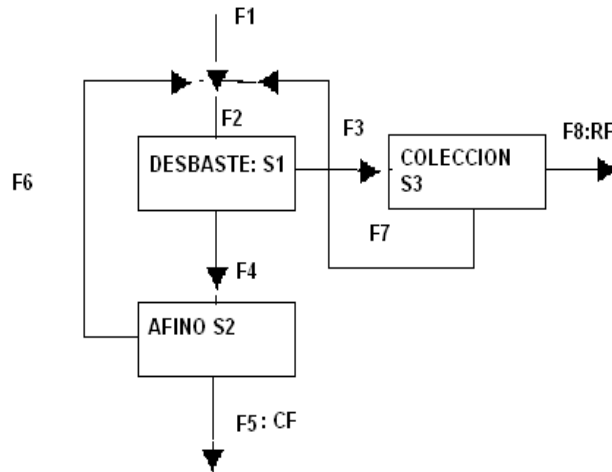


Gráfico 3.12 Circuito para la simulación en el programa split factor

Donde:

F1: alimentación fresca a la etapa de desbaste

F2: alimentación fresca mas relave de afinamiento mas concentrado B

F3: relave de la etapa de desbaste

F4: concentrado A de la etapa de desbaste

F5: CF: concentrado final o concentrado de afinamiento Caf

F6: relave de afinamiento Raf

F7: concentrado B o concentrado de colección

F8: relave final, relave de colección.

Los resultados del programa de simulación se muestran en la tabla 3.19 (ver anexo E 3)

Tabla 3.19 Resultados de la simulación para el circuito Desbaste-Afino-Colección

	FLUJO	LEY(g/t) Au	LEY(g/t) Ag
Concentrado final	0.60783	1597.966	263.3575
Relave final	99.39216	0.58983	0.0997
Alimentación recalculada	99.99999	10.29924	1.69987
Recuperación metal %		94.30786	94.1704

En la tabla 3.19 se consigue un concentrado final que llega a 1597 g/t de Au que sería la concentración que se llegaría a tener en un proceso a nivel piloto.

3.4.1 Pruebas De Afinamiento con recirculación

Es importante tener un valor real ya que la simulación realiza un reciclo, los valores obtenidos en la prueba de afino precedente no analizan como influyen los reactivos de flotación, por este motivo se realizan dos flotaciones desbaste colección afino, consecutivas, con reciclo de corrientes como se detalla a continuación.

3.4.1.1 Recirculación a la etapa de Desbaste

La flotación con recirculación del concentrado B y el relave de afinamiento a la etapa de desbaste de la siguiente flotación se asemeja a una prueba en continuo como la que se realizara a nivel piloto, en la tabla 3.18 se puede notar que la cantidad de oro en el concentrado final de afinamiento baja con respecto a la cantidad de oro que se obtiene en un circuito con afino sin recirculación de corrientes, bajando de 811.5 hasta 616 g/t de Au , con los resultados de la tabla 3.20 se hace un calculo de los factores de distribución tabla 3.21 que se ingresan en el programa de simulación split-factor, los resultados de la simulación que se presentan en la tabla 3.22 (ver anexo D 4 y E 4).

Tabla 3.20 Resultados del circuito Desbaste-Afino-Colección con recirculación de corrientes a la etapa de desbaste y factores de distribución para la simulación

RESULTADOS	Peso	Peso	Contenidos		Reparticiones	
	(g)	(%)	(g/t)	(g/t)	(%)	
			Au	Ag	Au	Ag
Concentrados						
Conc. Final (Caf)	76.7	2.0	616.0	92.4	79.2	79.3
Relave Afino(Raf)	85.5	2.2	55.5	8.3	7.9	8.0
Caf+Raf	162.2	4.2	320.5	48.1	87.1	87.3
Conc. Colección CB	107.2	2.7	21.0	3.0	3.8	3.6
Caf+Raf+CB	269.4	6.9	201.3	30.1	90.9	90.9
Relave Final (R)	3631.9	93.1	1.5	0.23	9.1	9.1
Total	3901.3	100.0	15.3	2.3	100.0	100.0

Tabla 3.21 Factores de distribución para un circuito de flotación desbaste-colección-afino

Flotación	Peso total	Au	Ag
Desbaste (S1)	0.0416	0.8711	0.8726
Afino(s2)	0.4729	0.9088	0.9088
Colección (S3)	0.0287	0.2919	0.2824

Tabla 3.22 Resultados de la simulación en el programa split factor para el circuito Desbaste-Afino-Colección con recirculación de corrientes a la etapa de desbaste de la segunda flotación.

	FLUJO	LEY (g/t)Au	LEY (g/t)Ag
Concentrado final	2.06956	446.22	73.65
Relave final	97.9304	1.08725	0.17943
Alimentación recalculada	99.99	10.2997	1.699
Recuperación metal %		89.66	89.66

La tabla 3.22 nos indican que para el circuito desbaste-afino-colección con reciclo del concentrado B y del relave de afinamiento a la segunda flotación se tiene una recuperación de oro en el concentrado final de afinamiento de 446 g/t de oro con una recuperación de metal de 89.6 %, lo que nos dice que la influencia de los reactivos y del mineral recirculado a la etapa de acondicionamiento reduce en un 50% la cantidad de oro en g/t que se llega a recuperar en un proceso sin recirculación.

3.4.1.2 Recirculación a la molienda

La flotación con recirculación del concentrado B y el relave de afinamiento a la molienda del segundo ciclo de flotación nos da una idea de cómo intervienen los reactivos de flotación de la etapa de colección CB y de afinamiento Raf , en un circuito continuo, en la tabla 3.23 se puede observar que la cantidad de oro en el concentrado final baja con respecto a la cantidad de oro que se obtiene en un proceso sin recirculación de corrientes y aumenta respecto a al circuito de flotación con recirculación de corrientes CB y Raf a la etapa de acondicionamiento, con los resultados de la tabla 3.23 se hace un calculo de los factores de distribución que se ingresan en el programa de simulación split-factor, los resultados de la simulación que se presentan en la tabla 3.23 (ver Anexo D 5 y E5)

Tabla 3.23 Resultados del circuito Desbaste-Afino-Colección con recirculación de corrientes a la etapa de desbaste y factores de distribución para la simulación

RESULTADOS	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos		Reparticiones	
			(g/t)	(g/t)	(%)	
			Au	Ag	Au	Ag
Concentrados						
Conc. Final (Caf)	76.2	1.9	704.1	105.6	70.6	70.6
Relave Afino(Raf)	64.6	1.6	62.2	9.3	5.3	5.3
Caf+Raf	140.8	3.6	409.6	61.4	75.9	75.9
Conc. Colección CB	79.1	2.0	42.8	6.4	4.5	4.5
Caf+Raf+CB	219.9	5.6	277.6	41.6	80.4	80.4
Relave Final (R)	3730.0	94.4	4.0	0.60	19.6	19.6
Alimentación Recalculada	3949.9	100.0	19.2	2.9	100.0	100.0

Circuito Desbaste Colección: factores de distribución

Flotación	Peso total	Au	Ag
Desbaste (S1)	0.0356	0.7591	0.7591
Afino(s2)	0.5412	0.9303	0.9303
Colección (S3)	0.0208	0.1849	0.1849

Tabla 3.24 Resultados de la simulación en el programa split factor para el circuito Desbaste-Afino-Colección con recirculación de corrientes a la molienda

	FLUJO	LEY (g/t) Au	LEY (g/t) Ag
Concentrado final	1.99	403.0348	66.52
Relave final	98.04	2.28637	0.377
Alimentación recalculada	99.99	10.2991	1.699
Recuperación metal %		78.24489	78.2441

La tabla 3.24 nos indican que para este circuito con reciclo del concentrado B y del relave de afinamiento a la molienda la cantidad de oro en el concentrado final es de 403 g/t de Oro con una recuperación del mineral de 78 %, lo que nos dice que la influencia de los reactivos de estas etapas a la molienda es negativa ya que reducen la cantidad de oro recuperado en el concentrado final de afinamiento.

3.5 Ensayos de Flotación a nivel piloto

Para los ensayos a nivel piloto se tomo el circuito desbaste colección sin reciclo y otro circuito desbaste colección con reciclo del concentrado B a la etapa de acondicionamiento.

3.5.1 Circuito Desbaste Colección

Se realizó el circuito de flotación desbaste colección a nivel piloto, en la tabla 3.25 se detallan el balance metalúrgico de oro para las corrientes finales de concentrado A, B, y del relave final, se puede ver que la recuperación de oro en el concentrado A es del 31 % y que la ley de oro en el concentrado A es de 254 g/t, la recuperación acumulada del proceso CA+CB es de 48.5%, si comparamos estos resultados con los obtenidos en la simulación del split sim podemos notar que se tiene una baja del contenido de Au, la simulación predice 498g/t de Au y en la planta piloto de llega a tener una cantidad de 254.4 g/t de Au.

En la planta piloto se tienen en el molino de bolas y en el clasificador espiral una acumulación del mineral, a1 y a2 respectivamente, la cantidad de oro en a1 es de 70 g/t y cantidad de oro en a2 es de 40g/t, que puede ser el motivo por el que se tiene menor cantidad de oro en el concentrado final respecto al esperado en la simulación.

Tabla 3.25 Resultados del circuito Desbaste-Colección a nivel piloto

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulad o	Au (g/t)	mg Au *1000	Recuperació n (%)	Recuperación Acumulada (%)
A - C Final	2340	0.8	0.8	254.4 0	595296.0	31.0	31.0
B - Con. Col 1	2100	0.7		160.0 0	336000.0	17.5	
A+B	4440		1.5	209.7 5	931296.0		48.5
R - Relave	28900 0	98.5		3.42	988380.0	51.5	
A+B+R	29344 0		100.0	6.62	1919676. 0		100.0

En la tabla 3.26 se detallan todas las corrientes de proceso en la piloto con sus respectivos tenores de oro y plata (las corrientes se pueden observar el gráfico 2.3)

TABLA 3.26 Balance metalúrgico de Oro y plata en las corrientes del grafico 2.4 de la planta piloto

MOLINO DE BOLAS	CORRIENTES	Kg	g/t Au	g/t Ag
ALIMENTACION AL MOLINO	F	320	10	2.7
SALIDA DEL MOLINO	M	1035	12	2.5
ACUMULACION EN EL MOLINO	a1	15	70	16
CLASIFICADOR ESPIRAL				
SALIDA DEL CLASIFICADOR FINOS	O	873	11.6	2.36
SALIDA DEL CLASIFICADOR GRUESOS	S	150	10	2
ACUMULACION CLASIFICADOR	a2	12	40	10
HIDROCICLON				
SALIDA DE FINOS	O1	293	5	1.5
SALIDA DE GRUESOS	U	580	15	2.8
CELDA DE FLOTACION				
CONCENTRADO A	CA: CF	2.34	254.4	10.67
CONCENTRADO B	CB	2.1	160	36.40
RELAVE FINAL	R:RF	289	3.5	0.5

Los clasificadores mecánicos tienen grandes volúmenes físicos en relación a su capacidad, por lo que las partículas del mineral tienen altos tiempos de residencia en su interior, para reducir la acumulación se tienen que realizar una operación hasta llegar a tener un equilibrio en el sistema, sin embargo lógicamente la recuperación del metal de interés bajará ya que los tiempos altos provocaran una oxidación de los minerales liberados.

3.5.2 Circuito Desbaste Colección con Recirculación del Concentrado B

La tabla 3.27 nos indica que la cantidad de oro es de 115 g/t y que la recuperación es de 15.4%, esta recuperación es baja respecto a la recuperación acumulada de un circuito sin reciclo, y aún más baja respecto a la recuperación predicha en el programa de simulación split sim de 86%.

Tabla 3.27 Resultados del circuito Desbaste-Colección con reciclo del concentrado B al tanque de acondicionamiento del proceso en planta piloto

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recuperación (%)	Recuperación Acumulada (%)
A - C Final	11000	5.0	5.0	115.00	1265000.0	59.7	59.7
B - Con. Col 1	3000	1.4		3.40	10200.0	0.5	
A+B	14000		6.4	91.09	1275200.0		60.2
R - Relave	20500	93.6		4.11	842550.0	39.8	
A+B+R	21900		100.0	9.67	2117750.0		100.0

En la tabla 3.28 se presentan las cantidades del balance metalúrgico de oro y plata para todas las corrientes de los equipos utilizados en la planta piloto como se indica en el gráfico 2.2 para un circuito continuo con reciclo del concentrado B en el proceso de flotación al tanque de acondicionamiento

TABLA 3.28 Balance metalúrgico de Oro y plata en las corrientes de la planta piloto

MOLINO DE BOLAS	CORRIENTES	kg	g/t Au	g/t Ag
ALIMENTACION AL MOLINO	F	240	10	2.5
SALIDAD DEL MOLINO	M	797	12	2.6
ACUMULACION EN EL MOLINO	a1	13	28	7
CLASIFICADOR ESPIRAL				
SALIDA DEL CLASIFICADOR FINOS	O	666	10.3	2.7
SALIDA DEL CLASIFICADOR GRUESOS	S	120	8	2
ACUMULACION CLASIFICADOR	a2	11	15	4
HIDROCICLON				
SALIDA DE FINOS	O1	216	9	2.5
SALIDA DE GRUESOS	U	450	11	2.8
CELDAS DE FLOTACION				
CONCENTRADO A	CA	11	115	71.4
CONCENTRADO B	CB	3	3.4	0.5
RELAVE FINAL	R	205	4.11	3.22

Para este circuito se trabajo con 240 kg de mineral, la cantidad de oro en el concentrado final es de 115g/t, si se compara este resultado con la cantidad de oro que se obtiene en el programa de simulación split sim donde el

concentrado final es de 166 g/t podemos notar que se tiene una reducción del 31% de oro en g/t, esto se explica ya que el programa de simulación considera un proceso ideal sin embargo las pulpas una vez liberado el mineral, se pone en contacto con las corrientes de reciclo y los reactivos de flotación tiene una influencia negativa en el concentrado final ya que la ganga flota con más facilidad siendo este el motivo de la reducción de la ley de oro.

3.5.3 Determinación de la carga circulante en la planta piloto

La molienda en húmedo es el factor más importante que contribuye al rendimiento del circuito de flotación, por lo que el circuito de molienda debe garantizar que el producto molido presenta la liberación adecuada del mineral, es frecuente encontrar que en las partículas más grandes se presentan en las partículas más gruesas debido a la inadecuada liberación por lo que se tiene un clasificador espiral y un hidrociclón que separan las partículas gruesas de las finas, la fracción gruesa que regresa al molino y representara la carga circulante que se tiene en el molino de bolas. La carga circulante en el circuito de molienda origina problemas adicionales con los minerales de sulfuro, ya que estos se oxidan rápidamente durante la retención, por este motivo es importante determinar la cantidad adecuada de carga circulante del proceso.

3.5.3.1 Carga circulante para un circuito sin reciclo

Con las cantidades de masa de cada corriente y las mediciones del flujo de agua se determina la relación líquido sólido para la determinación de la carga circulante de mineral al molino de bolas con las siguientes relaciones:

$$D_o = \frac{L_o}{S_o} = 2$$

$$D_m = \frac{L_m}{S_m} = 1.6$$

$$D_s = \frac{L_s}{S_s} = 0.6$$

$$\frac{D_o - D_m}{D_m - D_s} = \frac{2 - 1.6}{1.6 - 0.6} = 0.4$$

$$D_{o1} = \frac{L_{o1}}{S_{o1}} = 4$$

$$D_o = \frac{L_o}{S_o} = 2$$

$$D_u = \frac{L_u}{S_u} = 1$$

$$\frac{D_{o1} - D_o}{D_o - D_u} = \frac{4 - 2}{2 - 1} = 2$$

$$CARGA \ CIRCULANTE = F \left(\frac{D_o - D_m}{D_m - D_s} \right) + \left(\frac{D_{o1} - D_o}{D_o - D_u} \right) = 240(0.4 + 2) = 576$$

Si comparamos este valor 576 con la de carga circulante que se tiene en la planta 570 podemos ver que son muy aproximados lo que indica un buen control de flujo en el proceso.

3.5.3.2 Carga circulante para un circuito con reciclo

Para el circuito con reciclo se repiten las mismas formulas anteriores para la determinación de la carga circulante, de igual manera la aproximación entre el valor calculado y el valor real cercanos 816 y 730 respectivamente

$$D_o = \frac{L_o}{S_o} = 3.5$$

$$D_m = \frac{L_m}{S_m} = 2.2$$

$$D_s = \frac{L_s}{S_s} = 0.2$$

$$\frac{D_o - D_m}{D_m - D_s} = \frac{3.5 - 2.2}{2.2 - 0.2} = 0.65$$

$$D_{o1} = \frac{L_{o1}}{S_{o1}} = 5.2$$

$$D_o = \frac{L_o}{S_o} = 3.5$$

$$D_u = \frac{L_u}{S_u} = 2.6$$

$$\frac{D_{o1} - D_o}{D_o - D_u} = \frac{5.2 - 3.5}{3.5 - 2.6} = 1.9$$

$$CARGA \ CIRCULANTE = F \left(\frac{D_o - D_m}{D_m - D_s} \right) + \left(\frac{D_{o1} - D_o}{D_o - D_u} \right) = 320(0.65 + 1.9) = 5816$$

La determinación de la carga circulante en la molienda es importante ya que permite mantener el grado de molienda que se necesita.

La tabla 3.29 nos indica las leyes de oro y plata en el concentrado A para un circuito desbaste colección tanto en el laboratorio, a partir del circuito split sim y lo que obtuvo a nivel planta piloto.

Tabla 3.29 Cuadro comparativo de leyes y recuperaciones acumuladas de Au y Ag a nivel de laboratorio, resultado de la simulación y planta piloto.

Laboratorio		Simulación		Planta Piloto		
Sin Reciclo	Con Reciclo	Sin Reciclo	Con Reciclo	Sin Reciclo	Con Reciclo	
Au(g/t)	361	253	498.7	166	254	115
%Recuperación Acumulada	95	66	90	86	49	60
Alimentación Recalculada g/t	9.0	9.18	10.3	10.3	6.54	9.8
Ag(g/t)	47	30	81.3	27	10.67	21.4
%Recuperación Acumulada	91.8	43	90	86	45	35

Al observar la tabla 3.29 podemos darnos cuenta que en la simulación la cantidad de Au en g/t es de 498.7 y en planta piloto es de 254 g/t de Au en el concentrado A, es decir ley de Au se reduce a la mitad esto se puede explicar ya que en la operación en planta piloto se tienen factores como arrastre de finos y tiempos de residencia en los equipos que no se toman en cuenta en la simulación, además la corriente de entrada a la flotación tiene una ley de 5g/t cambiando las condiciones de operación respecto a las realizadas tanto en laboratorio como en la simulación, debido principalmente a que parte del Au liberado se queda tanto en las acumulaciones del molino y del clasificador espiral

Para un proceso con reciclo a nivel de laboratorio se tiene una recuperación acumulada de 66%, y para el mismo proceso a nivel piloto se tiene un 60% de recuperación, estando estas recuperaciones muy cercanas esto se debe a que

las condiciones de entrada a la flotación tanto a nivel de laboratorio como a nivel piloto tienen una ley de Au de alrededor de 9 g/t, si bien en la simulación se llega a tener una recuperación mas alta, la ley de Au predicha se acerca a la obtenida en la planta piloto lo que nos da una idea que la simulación es una buena herramienta de predicción sin embargo siempre tendrá ligeras desviaciones respecto a la realidad porque no se consideran factores externos a la flotación como aireación en la celda, velocidad de agitación, y acumulaciones en los equipos del proceso.

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

A nivel de laboratorio

- Las condiciones óptimas para el proceso de flotación en un circuito Desbaste-Colección a nivel de laboratorio a las cuales se obtienen la mayor cantidad de oro en gramos por tonelada en el concentrado A (CA= 350g/t) son: un tamaño de partícula de 190 micras equivalentes a un tiempo de molienda de 20 minutos, un porcentaje de 33.33 % de sólidos en el acondicionamiento, una cantidad de espumante (Aceite de pino), colector aerofloat 208 y amil xantato de potasio de 12.7, 13.6 y 45 g/t respectivamente y teniendo en el concentrado B 48.1g/t, con una recuperación acumulada de Au del 95%
- El pH con el que se tiene mejor recuperación de oro en el concentrado A es a de 7.5, este es el pH natural de la pulpa del mineral.
- El d80 al que tiene una mejor recuperación del mineral es de 190 micras que equivalen a un tiempo de molienda de 20 minutos en el molino de bolas con 2 kg de mineral y 10 kg de bolas con un porcentaje de sólidos de 62.5%, recuperando un 95% de Au en el concentrado A con una ley de 350g/t de Au, y 0.6g/t de Au en el relave final; a tiempos mayores de 30 y 40 min se produce una sobremolienda que disminuye el contenido de Au y teniendo % de recuperación acumulada muy cercanos, a tiempos menores de 10 y 15 min y trabajando a condiciones óptimas de operación se tiene pérdidas de 3 y 2 g/t de Au en el relave final
- En las pruebas del circuito Desbaste-Colección-Afino a nivel de laboratorio se tiene en el concentrado de afino una ley de 811 g/t de Au, para el mismo circuito pero con recirculación del relave de afinamiento y

del concentrado de desbaste a la etapa de acondicionamiento se tiene una ley de 616 g/t y para un circuito con recirculación del relave de afinamiento y concentrado de desbaste al molino de bolas se tiene una ley de 704 g/t, lo que indica que el reciclo de concentrados dentro del proceso disminuye la ley de Au en el concentrado final.

- El mineral tratado tiene bajos contenidos iniciales de Cu, Pb, y Zn de 0.05%, 0.01% y 0.009% respectivamente, llegando a una concentración máxima del 1.4% de Cu para un circuito de flotación desbaste-colección-afino, 0.05% de Pb y 0.06% de Zn en los circuitos desbaste-afino-colección con reciclo de corrientes, por lo que la comercialización o procesamiento del concentrado final de la flotación será basado solamente en el contenido de oro y plata de este.

A nivel Piloto:

- El proceso de flotación Desbaste-colección sin recirculación realizado en planta piloto tiene un tenor de oro en el concentrado A de 254.4 g/t, y un tenor de 3.5 g/t de Au en el relave final, y en el proceso de Flotación Desbaste – Colección con recirculación del concentrado de desbaste se tiene un tenor de oro de 115 g/t en el concentrado final y de 4.1 g/t en el relave final, indicando para una operación con reciclo de corrientes al acondicionamiento se disminuye la concentración del mineral de interés en el concentrado final, debido a que el concentrado aumenta de volumen por arrastre de finos
- El proceso en planta piloto necesita mayor tiempo para llegar a un equilibrio del sistema y este puede ser una razón por la cual no se llega a tener la misma ley de Au en los concentrados finales respecto a los que se obtuvieron a nivel de laboratorio, además de que en planta piloto se tiene gran cantidad de finos, lo cual no se tiene a nivel de laboratorio.
- El proceso de flotación con reciclo a nivel de planta presenta un bajo contenido de Au respecto a las pruebas de laboratorio y piloto sin

embargo esto se debe a que el tenor con el que entra el Au en el circuito de flotación de de 5 g/t, y sin embargo se tiene una recuperación acumulada de 48 %.

- Para un circuito con reciclo se tiene una menor ley de concentrado sin embargo se tiene una recuperación acumulada del 60%, que esta cercana a la recuperación que se tiene a nivel de laboratorio, indicado un mejor control del proceso de flotación.
- El clasificador espiral ubicado después del molino presenta una acumulación de sulfuros y de oro, lo cual altera el balance final de Au y disminuye la ley de Au con la que se ingresa al circuito de flotación
- Se debe tener en cuenta las acumulaciones tanto en el molino de bolas como en el clasificador espiral al momento de realizar el balance metalúrgico con el fin de no incurrir en errores en los cálculos de las recuperaciones.
- Para un proceso con reciclo a nivel de laboratorio se tiene un 66% de recuperación acumulada y a nivel piloto se tiene un 60% estando recuperaciones son muy cercanas esto se debe a que las condiciones de entrada a la flotación tanto a nivel de laboratorio como a nivel piloto se realizan con una ley de Au de alrededor de 9 g/t, indicando un buen control del proceso, si bien en la simulación se llega a tener una recuperación mas alta, la simulación es una buena herramienta de predicción sin embargo siempre tendrá ligeras desviaciones respecto a la realidad porque no se consideran factores externos a la flotación como aireación en la celda, velocidad de agitación, y acumulaciones en los equipos del proceso.

5 BIBLIOGRAFIA

BENITES P, Tesis: "Simulación del circuito de flotación en base a factores de distribución del mineral de Guaysimi Alto y Portovelo" EPN, Junio 1972

BOYLE R., "The geochemistry of gold and its deposits" tomo I Canada, 1980

BOYLE R., "The geochemistry of gold and its deposits", tomo II Canada, 1980

CASTRO A, "Avances en flotación Vol. 4", 1979

CASTRO S. "Fundamentos Fisicoquímicos de la flotación", Chile, 1975

CONCHA F. Y CASTRO S., "Avances en flotación", Universidad de Concepción, 1975.

GANOZA J, "Aplicaciones de nitrógeno como gas de flotación", 2005

GAUDIN A. "Technology trends in froth flotation chemistry, 1995

GAUDIN A. "Flotation", Toronto, 1957

GUILBERT J. Y PARK C., "The geology of ore deposits, New York, 1986.

GUTIERREZ, M, "Minería", 1999

HARRIS M, et al "Structuring a flotation model for robust prediction of flotation circuit performance" 2003

KAWSTRA, "Minerals and metallurgical processing" 1999

KELLY E. y SPOTTISWOOD D, "Introducción al procesamiento de minerales", Primera Edición, Editorial LIMUSA, México, 1990

KOCABAG, D. y SMITH M. The Effect of Grinding Media and Galvanic Interaction upon the Flotation of Sulphide Minerals. In Complex Sulphides , The Metallurgical Society, New York, 1985.

KOLAHDOOZAN M, et al, "Bioflotación of low grade sarcheshmenh copper sulfide" 2004

LACHOWICZ H., "Menas", Ecuador 2002

LEJA J. "Surface chemistry of froth flotation", New York, 1982

MALHOTRA D. "Flotation "Plants" Colorado, 1993

MARSDEN J y HOUSE I, "The chemistry of gold extraction", Ellis Horwood Limited, England, 1992

MISARI SERGIO, "Metalurgia del oro", CEPECT, 1993

RATH R, et al "Surface Chemical Studies on Pyrite in the Presence of Polysaccharide-Based Flotation Depressants" 2000

RENASA, "Catálogo de agentes de flotación "

TOBAR J, "Curso de flotación", ediciones "COPUBLIN", 1944

WILLS A, "Tecnología de procesamiento de minerales", Editorial LIMUSA, México, 1994

ANEXOS

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL

Departamento de Metalurgia Extractiva

Determinación del d_{80} para un tiempo de molienda de 20 minutos

Muestra agroindustrial corazón

2000gr de mineral

10 kg de bolas

# malla	abertura (um)	Peso Retenido (g)	%Retenido	%Retenido Acumulado
30	589.28	1.9	0.8	0.8
50	297.18	41.2	16.5	17.3
100	149.86	78.7	31.6	48.9
150	106	27.8	11.2	60.1
200	74	24.8	10.0	70.0
-200	74	74.9	30.1	100

D80 para 20 minutos de molienda

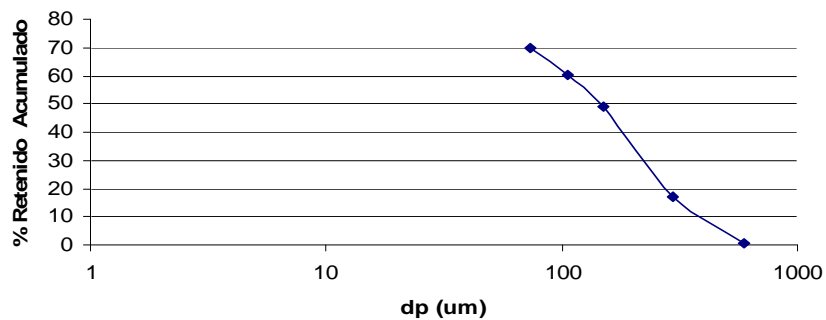


Gráfico 3.1 $d_{80} = 190 \text{ um}$

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL

Departamento de Metalurgia Extractiva

Determinación del d_{80} para un tiempo de molienda de 30 minutos

Muestra agroindustrial corazón

2000gr de mineral

10 kg de bolas

# malla	apertura (um)	Peso Retenido (g)	%Retenido	%Retenido Acumulado
60	250	5.3	2.12	2.12
80	177.8	20.525	8.21	10.33
100	149.86	31.15	12.46	22.79
150	106	51.55	20.62	43.41
180	74	18.95	7.58	50.99
-180	74	122.525	49.01	100

D80 para 30 min. de molienda

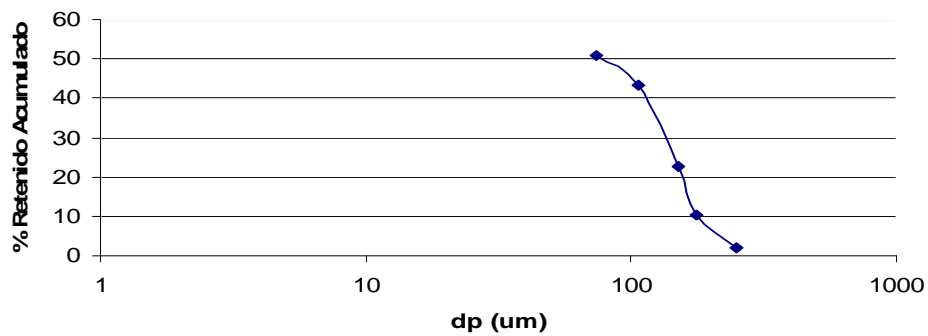


Gráfico 3.2 $d_{80} = 159 \mu m$

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL

Departamento de Metalurgia Extractiva

Determinación del d_{80} para un tiempo de molienda de 40 minutos

Muestra agroindustrial corazón

2000gr de mineral

10 kg de bolas

# malla	apertura (um)	Peso Retenido (g)	%Retenido	%Retenido Acumulado
60	250	3.75	1.5	1.5
80	177.8	18.75	7.5	9
100	149.86	37.5	15	24
150	106	48.75	19.5	43.5
180	74	16	6.4	49.9
-180	74	125.25	50.1	100

D80 para 40 min. de molienda

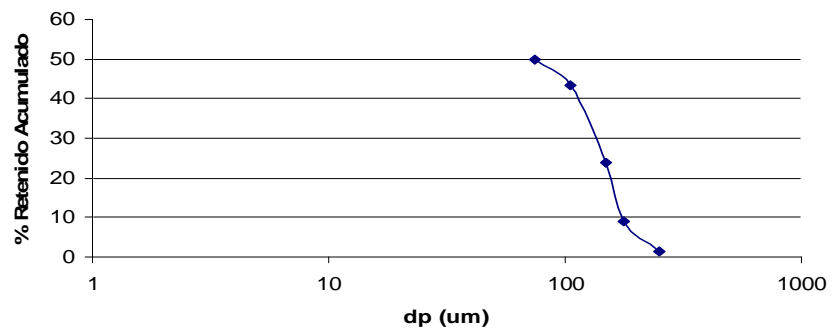


Gráfico 3.3 $d_{80} = 150 \text{ um}$

ANEXOS C

**ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva**

Ensayo #: 1 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

MOLIENDA
TIEMPO:20MIN
M=2000G
H2O=1.2 Litros
%sólidos = 62.5
Cal= 3 g
FLOTACION
% sol en la flotación =33.33
H2O=4 litros

Acondicionamiento A:
Tiempo Acondicionamiento A=5min
aerofloat 208 =27.2 g/t
aceite de pino = 25.4g/t
Tiempo recolección
A= 4min
pH =8.5

Acondicionamiento B:
Tiempo Acondicionamiento B=5min
KAK=10cc
Tiempo recolección
B= 7min

(Recup=Recuperación
A-C final = concentrado final en el desbaste
CA
B-Con= concentrado de colección o CB)

Flotación; Balance Metalúrgico de: ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	Peso %	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada (%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	116.6	5.9	5.9	153.99	17955.2	89.7	89.7	20.00	2332.0	89.6	89.6
B – Con	45.9	2.3		33.04	1516.5	7.6		4.30	197.4	7.6	
A+B	162.5		8.2	119.83	19471.8		97.3	15.57	2529.4		97.2
R - Relave	1813.4	91.8		0.30	535.0	2.7		0.04	72.5	2.8	
A+B+R	1975.9		100.0	10.13	20006.7		100.0	1.32	2601.9		100.0
Alimentación Recalculada ORO				10.13 g/t							
Análisis de cabeza ORO				10.3 g/t							
Alimentación Recalculada PLATA				1.32 g/t							
Análisis de cabeza PLATA				1.7 g/t							

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 2 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

MOLIENDA

TIEMPO:30MIN

M=2000G

H2O=1.2 Litros

%sólidos = 62.5

Cal= 3 g

FLOTACION

% sol en la flotación=33.33

H2O=4 litros

Acondicionamiento A:

Tiempo acondicionamiento A
= 5min

aerofloat 208 =27.2 g/t

aceite de pino = 25.4g/t

Tiempo recolección A=4min

pH=8.5

Acondicionamiento B:

Tiempo acondicionamiento B= 5min

KAK=10cc

Tiempo recolección A= 7min

Flotación; Balance Metalúrgico de: ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	Peso %	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	122.1	6.2	6.2	134.52	16424.9	86.7	86.7	17.50	2136.8	85.3	85.3
B - Con	70.1	3.5		20.95	1468.2	7.7		2.70	189.3	7.6	
A+B	192.2		9.7	93.10	17893.1		94.4	12.10	2326.0		92.8
R - Relave	1793.1	90.3		0.59	1057.9	5.6		0.10	179.3	7.2	
A+B+R	1985.3		100.0	9.55	18951.1		100.0	1.26	2505.3		100.0
Alimentación Recalculada ORO				9.55 (g/t)							
Análisis de cabeza ORO				10.3 (g/t)							
Alimentación Recalculada PLATA				1.26 (g/t)							
Análisis de cabeza PLATA				1.7 (g/t)							

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 3 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:40MIN

M=2000G
H2O=1.2 Litros
% sólidos = 62.5
Cal= 3 g
FLOTACION
% sol en la
flotación=33.33
H2O=4 litros

Acondicionamiento A:

Tiempo acondicionamiento A= 5min
aerofloat 208 =27.2 g/t
aceite de pino = 25.4g/t
Tiempo recolección A= 4min
pH=8.5

Acondicionamiento B:

Tiempo acondicionamiento B= 5min
KAK=10cc
empo recolección A= 7min

Flotación; Balance Metalúrgico de: **ORO y PLATA**

Fracción Corriente	Peso (g)	Peso %	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	112.2	5.6	5.6	132.50	14866.5	83.1	83.1	17.21	1931.0	75.1	75.1
B - Con	76.8	3.9		32.20	2473.0	13.8		7.17	550.7	21.4	
A+B	189		9.5	91.74	17339.5		97.0	13.13	2481.6		96.5
R - Relave	1801.7	90.5		0.30	540.5	3.0		0.05	90.1	3.5	
A+B+R	1990.7		100.0	8.98	17880.0		100.0	1.29	2571.7		100.0
Alimentación Recalculada ORO				8.98 (g/t)							
Análisis de cabeza ORO				10.3 (g/t)							
Alimentación Recalculada PLATA				1.29 (g/t)							
Análisis de cabeza PLATA				1.7 (g/t)							

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 4 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MIN

M=2000G

H2O=1.2 Litros

%sólidos = 62.5

Cal= 0 g

FLOTACION

% sol en la flotación=33.33

H2O=4 litros

Acondicionamiento A:

Tiempo acondicionamiento A= 5min

aerofloat 208 =27.2 g/t

aceite de pino = 25.4g/t

Tiempo recolección A= 4min

pH=7.5

Acondicionamiento B:

Tiempo acondicionamiento B= 5min

KAK=10cc

Tiempo recolección A= 7min

Flotación; Balance Metalúrgico de ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	Peso %	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	56.4	2.8	2.8	290.00	16356.0	78.1	78.1	35.50	2002.2	73.3	73.3
B - Con	51.3	2.6		53.10	2724.0	13.0		6.90	354.0	13.0	
A+B	107.7		5.4	177.16	19080.0		91.1	21.88	2356.2		86.3
R - Relave	1874.8	94.6		1.00	1874.8	8.9		0.20	375.0	13.7	
A+B+R	1982.5		100.0	10.57	20954.8		100.0	1.38	2731.1		100.0
Alimentación Recalculada ORO				10.57 g/t							
Análisis de cabeza ORO				10.3 g/t							
Alimentación Recalculada PLATA				1.38 g/t							
Análisis de cabeza PLATA				1.7 g/t							

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 5 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

MOLIENDA

TIEMPO:20MIN

M=2000G

H2O=1.2 Litros

%sólidos = 62.5

Cal= 6 g

FLOTACION

% sol en la flotación=33.33

H2O=4 litros

Acondicionamiento A:

Tiempo acondicionamiento A= 5min

aerofloat 208 =27.2 g/t

aceite de pino = 25.4g/t

Tiempo recolección A= 4min

pH=9.5

Acondicionamiento B:

Tiempo acondicionamiento B= 5min

KAK=10cc

Tiempo recolección A= 7min

Flotación; Balance Metalúrgico de: ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	Peso %	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	72.5	3.7	3.7	250.00	18125.0	73.8	73.8	28.80	2088.0	71.2	71.2
B - Con.	85.8	4.4		31.30	2685.5	10.9		3.60	308.9	10.5	
A+B	158.3		8.1	131.46	20810.5		91.0	15.14	2396.9		81.7
R - Relave	1789.3	91.9		2.10	3757.5	15.3		0.30	536.8	18.3	
A+B+R	1947.6		100.0	12.61	24568.1		100.0	1.51	2933.7		100.0
Alimentación Recalculada ORO				12.61 g/t							
Análisis de cabeza ORO				10.3 g/t							
Alimentación Recalculada PLATA				1.51 g/t							
Análisis de cabeza PLATA				1.7 g/t							

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 6 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MIN

M=2000G

H2O=1.2 Litros

%sólidos = 62.5

Cal= 8 g

FLOTACION

% sol en la flotación=33.33

H2O=4 litros

Acondicionamiento A:

Tiempo acondicionamiento A= 5min

aerofloat 208 =27.2 g/t

aceite de pino = 25.4g/t

Tiempo recolección A= 4min

pH=10.5

Acondicionamiento B:

Tiempo acondicionamiento B= 5min

KAK=10cc

Tiempo recolección A= 7min

Flotación; Balance Metalúrgico de: ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	Peso %	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	66.8	3.4	3.4	230.33	15386.0	68.7	68.7	30.00	2004.0	70.2	70.2
B - Con.	88.9	4.5		65.33	5807.8	25.9		7.50	666.8	23.4	
A+B	155.7		7.8	136.12	21193.9		94.6	17.15	2670.8		93.6
R - Relave	1828.4	92.2		0.66	1206.7	5.4		0.10	182.8	6.4	
A+B+R	1984.1		100.0	11.29	22400.6		100.0	1.44	2853.6		100.0
Alimentación Recalculada ORO				11.29							
Análisis de cabeza ORO				10.3							
Alimentación Recalculada PLATA				1.44							
Análisis de cabeza PLATA				1.7							

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 7 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MI	Acondicionamiento A:	Acondicionamiento B:
N	Tiempo acondicionamiento	Tiempo acondicionamiento B= 5min
M=2000G	A= 5min	KAK=10cc
H2O=4 litros	aerofloat 208 =27.2 g/t	Tiempo recolección A= 7min
CAL= 0 G	aceite de pino = 25.4g/t	
% sol en la flotación=20	Tiempo recolección A= 4min	
	pH=7	

Flotación; Balance Metalúrgico de: ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	22.4	1.2	1.2	594.60	13319.0	67.7	67.7	75.00	1680.0	69.6	69.6
B - Con.	36.2	1.9		84.60	3062.5	15.6		10.00	362.0	15.0	
A+B	58.6		3.0	279.55	16381.6		83.2	34.85	2042.0		84.6
R - Relave	1863	97.0		1.77	3297.5	16.8		0.20	372.6	15.4	
A+B+R	1921.6		100.0	10.24	19679.1		100.0	1.26	2414.6		100.0

Alimentación Recalculada ORO	10.24
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.26
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 8 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MIN	Acondicionamiento A:	Acondicionamiento B:
M=2000G	Tiempo acondicionamiento	Tiempo acondicionamiento B= 5min
H2O=4 litros	A= 5min	KAK=10cc
CAL= 0 G	aerofloat 208 =27.2 g/t	Tiempo recolección A= 7min
% sol en la	aceite de pino = 25.4g/t	
flotación=40	Tiempo recolección A= 4min	
	pH=7.5	

Flotación; Balance Metalúrgico de: ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	47.1	2.4	2.4	285.56	13449.9	75.1	75.1	37.00	1742.7	73.6	73.6
B - Con.	61.1	3.1		55.17	3370.6	18.8		7.20	439.9	18.6	
A+B	108.2		5.5	155.46	16820.5		93.9	20.17	2182.6		92.2
R - Relave	1857.5	94.5		0.59	1095.9	6.1		0.10	185.8	7.8	
A+B+R	1965.7		100.0	9.11	17916.4		100.0	1.20	2368.4		100.0

Alimentación Recalculada ORO	9.11
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.20
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL

Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 9 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MIN	Acondicionamiento A:	Acondicionamiento B:
M=2000G	Tiempo acondicionamiento A= 3min	Tiempo acondicionamiento B= 5min
H2O=4 litros	aerofloat 208 =27.2 g/t	KAK=10cc
CAL= 0 G	aceite de pino = 25.4g/t	Tiempo recolección A= 7min
% sol en la flotación=33.33	Tiempo recolección A= 4min pH=7.5	

Flotación; Balance Metalúrgico de: ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	46.8	2.4	2.4	295.00	13806.0	79.1	79.1	37.00	1731.6	77.6	77.6
B - Con.	70.4	3.6		34.20	2407.7	13.8		4.50	316.8	14.2	
A+B	117.2		6.0	138.34	16213.7		92.9	17.48	2048.4		91.8
R - Relave	1836.1	94.0		0.67	1230.2	7.1		0.10	183.6	8.2	
A+B+R	1953.3		100.0	8.93	17443.9		100.0	1.14	2232.0		100.0

Alimentación Recalculada ORO	8.93
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.14
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 10 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MI

N

Acondicionamiento A:

M=2000G

Tiempo acondicionamiento A=

H2O=4 litros

8min

CAL= 0 G

aerofloat 208 =27.2 g/t

% sol en la

aceite de pino = 25.4g/t

flotación=33.33

Tiempo recolección A= 4min

pH=7.5

Acondicionamiento B:

Tiempo acondicionamiento B=

5min

KAK=10cc

Tiempo recolección A= 7min

Flotación; Balance Metalúrgico de: ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%))	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%))
A - C Final	62.7	3.2	3.2	266.10	16684.5	85.5	85.5	34.60	2169.4	81.8	81.8
B - Con.	72.8	3.7		31.30	2278.6	11.7		4.10	298.5	11.3	
A+B	135.5		6.9	139.95	18963.1		97.2	18.21	2467.9		93.1
R - Relave	1827.1	93.1		0.30	548.1	2.8		0.10	182.7	6.9	
A+B+R	1962.6		100.0	9.94	19511.2		100.0	1.35	2650.6		100.0

Alimentación Recalculada ORO	9.94
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.35
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 11 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MI

Acondicionamiento A:

Acondicionamiento B:

N Tiempo acondicionamiento A=

Tiempo acondicionamiento B= 5min

M=2000G 3min

KAK=10cc

H2O=4 litros aerofloat 208 =13.6 g/t

Tiempo recolección A= 7min

CAL= 0 G aceite de pino = 25.4g/t

% sol en la Flotación 33.33 Tiempo recolección A= 4min

pH=7.5

Flotación; Balance Metalúrgico de:

ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulad o	Au (g/t)	mg Au *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	44.9	2.3	2.3	318.60	14305.1	76.3	76.3	41.40	1858.9	72.1	72.1
B - Con.	107.3	5.4		36.29	3893.4	20.8		5.00	536.5	20.8	
A+B	152.2		7.7	119.57	18198.5		97.1	15.74	2395.4		92.9
R - Relave	1821	92.3		0.30	546.3	2.9		0.10	182.1	7.1	
A+B+R	1973.2		100.0	9.50	18744.8		100.0	1.31	2577.5		100.0
Alimentación Recalculada ORO				9.50							
Análisis de cabeza ORO				10.3							

Alimentación Recalculada PLATA	1.31
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 12 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MI	Acondicionamiento A:	Acondicionamiento B:
N	Tiempo acondicionamiento A=	Tiempo acondicionamiento B= 5min
M=2000G	3min	KAK=10cc
H2O=4 litros	aerofloat 208 =54.4 g/t	Tiempo recolección A= 7min
CAL= 0 G	aceite de pino = 25.4g/t	
% sol en la	Tiempo recolección A= 4min	
flotación=33.33	pH =7.5	

Flotación; Balance Metalúrgico de: **ORO y PLATA**

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulad o	Au (g/t)	mg Au *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	74.2	3.8	3.8	210.63	15628.7	81.7	81.7	27.4 0	2033.1	78.4	78.4
B - Con.	112.8	5.7		26.25	2961.0	15.5		3.40	383.5	14.8	
A+B	187		9.5	99.41	18589.7		97.2	12.9 2	2416.6		93.1
R - Relave	1777.3	90.5		0.30	533.2	2.8		0.10	177.7	6.9	
A+B+R	1964.3		100.0	9.74	19122.9		100.0	1.32	2594.3		100.0

Alimentación Recalculada ORO	9.74
Análisis de cabeza ORO	10.3

Alimentación Recalculada PLATA	1.32
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 13 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MI

Acondicionamiento A:

N

Tiempo acondicionamiento A=

M=2000G

3min

H2O=4 litros

aerofloat 208 = 13.6 g/t

CAL= 0 G

aceite de pino = 12.7gotas

% sol en la

Tiempo recolección A= 4min

flotación=33.33

pH =7.5

Acondicionamiento B:

Tiempo acondicionamiento B=

5min

KAK=10cc

Tiempo recolección A= 7min

Flotación;

Balance Metalúrgico de:

ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	40.1	2.0	2.0	332.76	13343.7	82.2	82.2	43.2 4	1733.9	78.0	78.0
B - Con.	83.9	4.2		27.76	2329.3	14.3		3.60	302.0	13.6	
A+B	124		6.2	126.40	15673.0		96.5	16.4 2	2036.0		91.6
R - Relave	1870.1	93.8		0.30	561.0	3.5		0.10	187.0	8.4	
A+B+R	1994.1		100.0	8.14	16234.0		100.0	1.11	2223.0		100.0

Alimentación Recalculada ORO	8.14
------------------------------	------

Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.11
Análisis de cabeza PLATA	1.7

**ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva**

Ensayo #: 14 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MI	Acondicionamiento A:	Acondicionamiento B:
N	Tiempo acondicionamiento A=	Tiempo acondicionamiento B=
M=2000G	3min	5min
H2O=4 litros	aerofloat 208 =13.6 g/t	KAK=10cc
CAL= 0 G	aceite de pino = 50.8 g/t	Tiempo recolección A= 7min
% sol en la	Tiempo recolección A= 4min	
flotación=33.33	pH =7.5	

Flotación; Balance Metalúrgico de: **ORO y PLATA**

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%))	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%))
A - C Final	62.4	3.2	3.2	229.51	14321.4	78.7	78.7	30.0 0	1872.0	70.7	70.7
B - Con.	75.6	3.8		41.60	3145.0	17.3		5.40	408.2	15.4	
A+B	138		7.0	126.57	17466.4		96.0	16.5 2	2280.2		86.1

R - Relave	1840.3	93.0		0.40	736.1	4.0		0.20	368.1	13.9	
A+B+R	1978.3		100.0	9.20	18202.5		100.0	1.34	2648.3		100.0

Alimentación Recalculada ORO	9.20
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.34
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 15 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MIN **Acondicionamiento A:** **Acondicionamiento B:**
M=2000G Tiempo acondicionamiento A= 3min Tiempo acondicionamiento B= 3min
H2O=4 litros aerofloat 208 = 13.6 g/t KAK=10cc
CAL= 0 G aceite de pino = 12.7g/t Tiempo recolección A= 7min
% sol en la flotación=33.33 pH =7.5

Flotación: Balance Metalúrgico de: **ORO y PLATA**

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	50.5	2.5	2.5	350.00	17675.0	72.0	72.0	45.60	1573.2	55.7	55.7
B - Con.	88.7	4.5		65.00	5765.5	23.5		12.00	1064.4	37.7	
A+B	139.2		7.0	168.39	23440.5		95.5	21.41	2637.6		93.4
R - Relave	1852.4	93.0		0.60	1111.4	4.5		0.10	185.2	6.6	

A+B+R	1991.6		100.0	12.33	24551.9		100.0	1.43	2822.8		100.0
--------------	--------	--	-------	-------	---------	--	-------	------	--------	--	-------

Alimentación Recalculada ORO	12.33
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.43
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 16 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MI

Acondicionamiento A:

N

Tiempo acondicionamiento A=

M=2000G

3min

H2O=4 litros

aerofloat 208 = 13.6 g/t

CAL= 0 G

aceite de pino = 12.7g/t

% sol en la

Tiempo recolección A= 6min

flotación=33.33

pH =7.5

Acondicionamiento B:

Tiempo acondicionamiento B= 5min

KAK=10cc

Tiempo recolección A= 7min

Flotación;

Balance Metalúrgico de:

ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulad o	Au (g/t)	mg Au *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	45.9	2.3	2.3	271.10	12443.5	62.9	62.9	35.2 0	1615.7	63.0	63.0
B - Con.	98.5	5.0		31.30	3083.1	15.6		4.00	394.0	15.4	
A+B	144.4		7.3	107.52	15526.5		78.5	13.9	2009.7		78.4

								2			
R – Relave	1844.8	92.7		2.30	4243.0	21.5		0.30	553.4	21.6	
A+B+R	1989.2		100.0	9.94	19769.6		100.0	1.29	2563.1		100.0

Alimentación Recalculada ORO	9.94
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.29
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 17 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MI	Acondicionamiento A:	Acondicionamiento B:
N	Tiempo acondicionamiento A=	Tiempo acondicionamiento B=
M=2000G	3min	3min
H2O=4 litros	aerofloat 208 = 13.6 g/t	KAK=10cc
CAL= 0 G	aceite de pino = 12.7g/t	Tiempo recolección A= 7min
% sol en la	Tiempo recolección A= 3min	
Flotación 33.33	pH =7.5	

Flotación; Balance Metalúrgico de: **ORO y PLATA**

Fracción	Peso	% Peso	%Peso	Au	mg Au	Recu p	Recuperación Acumulada(%)	Ag	mg Ag	Recu p	Recuperación Acumulada(%)
Corriente	(g)		Acumulado	(g/t)	*1000	(%))	(g/t)	*1000	(%))

A - C Final	36.1	1.8	1.8	361.67	13056.3	75.5	75.5	47.00	1696.7	74.0	74.0
B - Con.	64.7	3.3		48.10	3112.1	18.0		6.30	407.6	17.8	
A+B	100.8		5.1	160.40	16168.4		93.5	20.88	2104.3		91.8
R – Relave	1880	94.9		0.60	1128.0	6.5		0.10	188.0	8.2	
A+B+R	1980.8		100.0	8.73	17296.4		100.0	1.16	2292.3		100.0

Alimentación Recalculada ORO	8.73
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.16
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 18 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MI

Acondicionamiento A:

Acondicionamiento B:

N

Tiempo acondicionamiento A=

Tiempo acondicionamiento B=

M=2000G

3min

7min

H2O=4 litros

aerofloat 208 = 13.6 g/t

KAK=10cc

CAL= 0 G

aceite de pino = 12.7g/t

Tiempo recolección A= 7min

% sol en la f

Tiempo recolección A= 3min

flotación=33.33

pH =7.5

Flotación;

Balance Metalúrgico de:

ORO y PLATA

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	45.9	2.3	2.3	303.30	13921.5	80.2	80.2	39.00	1790.1	76.2	76.2
B - Con.	81.1	4.1		35.40	2870.9	16.5		4.60	373.1	15.9	
A+B	127		6.4	132.22	16792.4		96.8	17.03	2163.2		92.1
R – Relave	1857.7	93.6		0.30	557.3	3.2		0.10	185.8	7.9	
A+B+R	1984.7		100.0	8.74	17349.7		100.0	1.18	2348.9		100.0

Alimentación Recalculada ORO	8.74
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.18
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 19 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MI

N

M=2000G

H2O=4 litros

CAL= 0 G

Acondicionamiento A:

Tiempo acondicionamiento A=

3min

aerofloat 208 = 13.6 g/t

aceite de pino = 12.7g/t

Acondicionamiento B:

Tiempo acondicionamiento B=

3min

KAK=5cc

Tiempo recolección A= 7min

% sol en la flotación=33.33 Tiempo recolección A= 3min
 pH =7.5

Flotación; Balance Metalúrgico de: **ORO y PLATA**

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recu p (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	58.1	3.0	3.0	302.08	17550.8	85.2	85.2	39.25	2280.4	81.4	81.4
B - Con.	68.1	3.5		36.80	2506.1	12.2		5.00	340.5	12.1	
A+B	126.2		6.5	158.93	20056.9		97.4	20.77	2620.9		93.5
R – Relave	1819.1	93.5		0.30	545.7	2.6		0.10	181.9	6.5	
A+B+R	1945.3		100.0	10.59	20602.7		100.0	1.44	2802.8		100.0

Alimentación Recalculada ORO	10.59
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.44
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 20 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:20MIN

Acondicionamiento A:

Acondicionamiento B:

M=2000G

Tiempo acondicionamiento A= 3min Tiempo acondicionamiento B=

H2O=4 litros
 CAL= 0 G
 % sol en la
 flotación=33.33

aerofloat 208 = 13.6 g/t
 aceite de pino = 12.7g/t
 Tiempo recolección A= 3min
 pH =7.5

3min
 KAK=20cc
 Tiempo recolección A= 7min

Flotación; Balance Metalúrgico de: **ORO y PLATA**

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	42.9	2.2	2.2	316.53	13579.1	71.7	71.7	40.00	1716.0	67.9	67.9
B - Con.	116.4	5.9		41.30	4807.3	25.4		5.40	628.6	24.9	
A+B	159.3		8.0	115.42	18386.5		97.1	14.72	2344.6		92.8
R - Relave	1827.4	92.0		0.30	548.2	2.9		0.10	182.7	7.2	
A+B+R	1986.7		100.0	9.53	18934.7		100.0	1.27	2527.3		100.0

Alimentación Recalculada ORO	9.53
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.27
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #:21 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:10MIN **Acondicionamiento A:** **Acondicionamiento B:**
 M=2000G Tiempo acondicionamiento A= 3min Tiempo acondicionamiento B= 3min
 H2O=4 litros aerofloat 208 = 13.6 g/t KAK=10cc
 CAL= 0 G aceite de pino = 12.7 g/t Tiempo recolección A= 7min
 % sol en la Tiempo recolección A= 3min
 flotación=33.33 pH =7.5

Flotación; Balance Metalúrgico de: **ORO y PLATA**

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	28.5	1.4	1.4	199.00	5671.5	40.4	40.4	39.30	1120.1	49.3	49.3
B - Con.	47.3	2.4		47.00	2223.1	15.8		8.30	392.6	17.3	
A+B	75.8		3.8	104.15	7894.6		56.2	19.96	1512.6		66.6
R - Relave	1893.5	96.2		3.25	6153.9	43.8		0.40	757.4	33.4	
A+B+R	1969.3		100.0	7.13	14048.5		100.0	1.15	2270.0		100.0

Alimentación Recalculada ORO	7.13
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.15
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 22 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO

TIEMPO:15MIN **Acondicionamiento A:** **Acondicionamiento B:**
 M=2000G Tiempo acondicionamiento A= 3min Tiempo acondicionamiento B= 3min
 H2O=4 litros aerofloat 208 = 13.6 g/t KAK=10cc
 CAL= 0 G aceite de pino = 12.7 g/t Tiempo recolección A= 7min
 % sol en la flotación=33.33 pH=7.5

Flotación; Balance Metalúrgico de: **ORO y PLATA**

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	59.4	3.0	3.0	220.00	13068.0	68.0	68.0	26.00	1544.4	68.9	68.9
B - Con.	54	2.7		45.00	2430.0	12.6		6.00	324.0	14.5	
A+B	113.4		5.8	136.67	15498.0		80.7	16.48	1868.4		83.4
R - Relave	1858	94.2		2.00	3716.0	19.3		0.20	371.6	16.6	
A+B+R	1971.4		100.0	9.75	19214.0		100.0	1.14	2240.0		100.0

Alimentación Recalculada ORO	9.75
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.14
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
Departamento de Metalurgia Extractiva

Ensayo #: 23 FICHA TECNICA DE FLOTACION CON BALANCE METALURGICO DE ORO
 TIEMPO:20MIN **Acondicionamiento A:** **Acondicionamiento B:**

M=2000G Tiempo acondicionamiento A= 3min Tiempo acondicionamiento B= 3min
H2O=4 litros aerofloat 208 = 13.6 g/t KAK=10cc
CAL= 0 G aceite de pino = 12.7g/t Tiempo recolección A= 7min
% sol en la Tiempo recolección A= 3min
flotación=33.33 pH=7.5

Flotación; Balance Metalúrgico de: **ORO y PLATA**

Fracción Corriente	Peso (g)	% Peso	%Peso Acumulado	Au (g/t)	mg Au *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)	Ag (g/t)	mg Ag *1000	Recup (%)	Recuperación Acumulada(%)
A - C Final	88	2.2	2.2	253.00	22264.0	60.9	60.9	30.00	2640.0	39.1	39.1
B - Con. Col 1	32	0.8		60.00	1920.0	5.3		8.00	256.0	3.8	
A+B	120		3.0	201.53	24184.0		66.2	24.13	2896.0		42.9
R - Relave	3860	97.0		3.20	12352.0	33.8		1.00	3860.0	57.1	
A+B+R	3980		100.0	9.18	36536.0		100.0	1.70	6756.0		100.0

Alimentación Recalculada ORO	9.18
Análisis de cabeza ORO	10.3
Alimentación Recalculada PLATA	1.70
Análisis de cabeza PLATA	1.7

ANEXOS D

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL

**INSTITUTO DE INVESTIGACION TECNOLOGICA
AREA DE METALURGIA EXTRACTIVA**

Muestra: Mineral de Agoinsdustrial Corazón

ANEXO D 1 **Objetivo del ensayo:** Flotación

Equipo utilizado: Molino : 10Kg de bolas; **Celda Denver:** 4 l,1400rpm **Carga de mineral:** 2000 g

OPERACIONES	Tiempo (min)	Sólidos (%)	pH	Reactivos utilizados (g/t.)			Nomenclatura reactivos:								
				AF208	Aceite Pino	KAX									
Molienda	30	62.5					KAX Amil Xantato de Potasio AF208 Aerofloat 208 Aceite Espumante Pino								
Acondicionamiento	3	33.3	7.0	13.6	12.7										
Flotación A	3														
Acondicionamiento	5		7.0			45									
Flotación B	7														
RESULTADOS	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos						Reparticiones						
			%				(g/t)		%			(g/t)			
			Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag	
Concentrados															
Concentrado (A)	34.5	1.8	0.74	22.10	0.06	0.61	350.0	47.0	67.6	24.2	27.5	23.9	73.0	74.2	
Concentrado (B)	88.7	4.5	0.14	5.13	0.03	0.21	86.0	6.2	22.9	10.1	24.7	14.8	19.6	17.5	
(A + B)	123.2	6.3	0.35	11.21	0.04	0.35	164.4	20.8	90.5	34.3	52.2	38.7	92.6	91.8	
Relave Final (R)	1852.4	93.7	0.002	1.15	0.002	0.03	0.7	0.1	9.5	65.7	47.8	61.3	7.4	8.2	
Alim. Recalculada	1975.6	100.0	0.02	1.66	0.00	0.05	9.0	1.2	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	

FACTORES DEL SPLIT FACTOR

Flotación	Peso total	Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag
Desbaste (S1)	0.0182	0.6749	0.2424	0.2687	0.0102	0.7300	0.7423
Colección (S2)	0.0333	0.7067	0.1331	0.3622	0.0433	0.7275	0.6809

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
DEPARTAMENTO DE METALURGIA EXTRACTIVA
AREA DE METALURGIA EXTRACTIVA

Muestra: Mineral de Agoinsdustrial Corazón

ANEXO D 2 **Objetivo del ensayo:** Flotación

Equipo utilizado: Molino : 10Kg de bolas; **Celda Denver:** 4 l,1400rpm **Carga de mineral:** 2000 g

OPERACIONES	Tiempo (min)	Sólidos (%)	pH	Reactivos utilizados (g/t.)			Nomenclatura reactivos:
				AF208	Aceite Pino	KAX	
Molienda	30	62.5					KAX Amil Xantato de Potasio
Acondicionamiento	3	33.3	7.0	13.6	12.7		AF208 Aerofloat 208
Flotación A	3						
Acondicionamiento	5		7.0			45	Aceite Espumante Pino
Flotación B	7						

RESULTADOS	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos		Reparticiones	
			(g/t)	(g/t)	(%)	(%)
			Au	Ag	Au	Ag
Concentrados						
Desbaste A	88	2.2	253.0	30.0	60.9	39.1
Colección B	32	0.8	60.0	8.0	5.3	3.8
Relave	3860	97.0	3.2	1.0	33.8	57.1
Alim. Recalculada	3980	100.0	358.59	103.42	100.0	100.0

Circuito Desbaste Colección: factores de distribución

Flotación	Peso total	Au	Ag
Desbaste (S1)		0.0221	0.6094
Colección (S2)		0.0082	0.1345

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
INSTITUTO DE INVESTIGACION TECNOLOGICA
AREA DE METALURGIA EXTRACTIVA

Muestra: Mineral de Agoindustrial
Corazón

ANEXO D 3 **Objetivo del ensayo:** Flotación con afino

OPERACIONES	Tiempo	Sólidos	pH	Reactivos utilizados (g /t.)			Nomenclatura reactivos:	
Molienda	10	62.5	7.0				KAX Amil Xantato de Potasio ACEITE DE PINO Espumante Aerofloat 208	
Flotación de Desbaste	3			KAX	Aceite pino	Aerofloat208		
Acondicionamiento - desbaste	3	33.3	7.0	45	12.7	13.6		
Flotación de Limpieza	2							
Flotación de Colección	7							
Acondicionamiento	5	-	7.0					

RESULTADOS	Peso		Contenidos						Reparticiones					
	(g)	(%)	(%)				(g/t)	(g/t)	(%)					
			Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag
Concentrados														
Conc. Final (A)	11.3	0.6	1.435	19.603	0.008	0.016	811.5	105.5	27.1	11.6	0.6	1.3	51.7	51.6
Relave Afino (B)	40.7	2.1	0.292	10.850	0.020	0.022	122.1	15.9	19.9	23.2	5.1	6.4	28.0	28.0
(A + B)	52.0	2.6	0.540	12.752	0.017	0.020	271.9	35.4	47.0	34.8	5.6	7.7	79.6	79.5
Conc. Colección (C)	85.0	4.3	0.113	4.341	0.024	0.020	36.0	4.7	16.0	19.4	12.7	12.2	17.2	17.3
(A + B + C)	137	6.9	0.275	7.534	0.021	0.020	125.5	16.3	63.0	54.2	18.4	19.9	96.9	96.8
Relave Final (R)	1845.0	93.1	0.012	0.474	0.007	0.006	0.3	0.04	37.0	45.8	81.6	80.1	3.1	3.2
Alim. Recalculada	1982.0	100.0	0.030	0.962	0.008	0.007	9.0	1.2	100.0	100.0	100.	100.	100.0	0

Circuito Desbaste Colección: factores de distribución

Flotación	Peso total	Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag
Desbaste (S1)	0.0262	0.4699	0.3480	0.0565	0.0770	0.7965	0.7953
Afino(s2)	0.2173	0.5771	0.3341	0.1005	0.1688	0.6485	0.6482
Colección (S3)	0.0440	0.3021	0.2969	0.13	0.1316	0.8468	0.8441

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
INSTITUTO DE INVESTIGACION TECNOLOGICA
AREA DE METALURGIA EXTRACTIVA

Muestra: Mineral de Agoindustrial Corazón

ANEXO D 4 Objetivo del ensayo: Flotación con afino y reciclo de CB y Raf al acondicionamiento

OPERACIONES	Tiempo	Sólidos	pH	Reactivos utilizados (g /t.)			Nomenclatura reactivos:							
Molienda	20	62.5	7.0											
Flotación de Desbaste	3			KAX	Aceite pino	Aerofloat208								
Acondicionamiento	3	33.3	7.0	45	12.7	13.6	KAX Amil Xantato de Potasio ACEITE DE PINO Espumante Aerofloat 208							
Flotación de Limpieza	2													
Flotación de Colección	3													
Acondicionamiento	7	-	7.0											
RESULTADOS	Peso		Contenidos						Reparticiones					
	(g)	(%)	Cu	(%)	Pb	Zn	(g/t)	(g/t)	Cu	Fe	(%)	Zn	Au	Ag
Concentrados														
Conc. Final (A)	76.2	1.9	0.858	23.126	0.057	0.055	704.1	105.6	63.5	41.7	18.4	0.03	70.6	70.6
Relave Afino (B)	64.6	1.6	0.167	2.316	0.018	0.017	62.2	9.3	10.5	3.5	5.0	0.01	5.3	5.3
(A + B)	140.8	3.6	0.541	13.578	0.039	0.037	409.6	61.4	74.0	45.3	23.5	0.04	75.9	75.9
Conc. Colección (C)	79.1	2.0	0.065	1.139	0.002	0.011	42.8	6.4	5.0	2.1	0.6	0.01	4.5	4.5
(A + B + C)	219.9	5.6	0.370	9.104	0.026	0.028	277.6	41.6	79.0	47.4	24.1	0.05	80.4	80.4
Relave Final (R)	3730.0	94.4	0.006	0.596	0.005	3.380	4.0	0.60	21.0	52.6	75.9	100.0	19.6	19.6
Alim. Recalculada	3949.9	100.0	0.026	1.070	0.006	3.193	19.2	2.9	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Circuito Desbaste Colección: factores de distribución														
Flotación	Peso total	Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag							
Desbaste (S1)	0.0356	0.7398	0.4525	0.2346	0.0004	0.7591	0.7591							
Afino(s2)	0.5412	0.8583	0.9217	0.7853	0.7956	0.9303	0.9303							

Colección (S3)	0.0208	0.1920	0.0390	0.0079	0.0001	0.1849	0.1849
----------------	--------	--------	--------	--------	--------	--------	--------

ESCUELA POLITECNICA NACIONAL
INSTITUTO DE INVESTIGACION TECNOLOGICA
AREA DE METALURGIA EXTRACTIVA

Muestra: Mineral de Agoindustrial Corazón

ANEXO D 5 **Objetivo del ensayo:** Flotación con recirculación a la molienda

OPERACIONES	Tiempo	Sólidos	pH	Reactivos utilizados (g /t.)			Nomenclatura reactivos:
Molienda	20	62.5	7.0				KAX Amil Xantato de Potasio ACEITE DE PINO Espumante Aerofloat 208
Flotación de Desbaste	3			KAX	Aceite pino	Aerofloat208	
Acondicionamiento	3	33.3	7.0	45	12.7	13.6	
Flotación de Limpieza	2						
Flotación de Colección	3						
Acondicionamiento	7	-	7.0				

RESULTADOS	Peso		Contenidos						Reparticiones						
	(g)	(%)	Cu		Fe		Pb		Zn		Au		Ag		
			(%)	(g/t)	(%)	(g/t)	(%)	(g/t)	(%)	(g/t)	(%)	(g/t)	(%)	(g/t)	
Concentrados															
Conc. Final (A)	76.2	1.9	0.858	23.126	0.057	0.055	704.1	105.6	63.5	41.7	18.4	0.03	70.6	70.6	
Relave Afino (B)	64.6	1.6	0.167	2.316	0.018	0.017	62.2	9.3	10.5	3.5	5.0	0.01	5.3	5.3	
(A + B)	140.8	3.6	0.541	13.578	0.039	0.037	409.6	61.4	74.0	45.3	23.5	0.04	75.9	75.9	
Conc. Colección (C)	79.1	2.0	0.065	1.139	0.002	0.011	42.8	6.4	5.0	2.1	0.6	0.01	4.5	4.5	
(A + B + C)	219.9	5.6	0.370	9.104	0.026	0.028	277.6	41.6	79.0	47.4	24.1	0.05	80.4	80.4	
Relave Final (R)	3730.0	94.4	0.006	0.596	0.005	3.380	4.0	0.60	21.0	52.6	75.9	100.0	19.6	19.6	
Alim. Recalculada	3949.9	100.0	0.026	1.070	0.006	3.193	19.2	2.9	100.0	100.0	100.0	100	100.0	100	
Circuito Desbaste Colección: factores de distribución															
Flotación	Peso total		Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag							
Desbaste (S1)			0.0356	0.7398	0.4525	0.2346	0.0004	0.7591	0.7591						

Afino(s2)	0.5412	0.8583	0.9217	0.7853	0.7956	0.9303	0.9303
Colección (S3)	0.0208	0.1920	0.0390	0.0079	0.0001	0.1849	0.1849

ANEXOS E

RESULTADOS DEL PROGRAMA DE SIMULACION SPLIT SIM PARA LOS DIFERENTES CIRCUITOS DE FLOTACION

E 1: CIRCUITO DESBASTE COLECCIÓN

	FLUJO	LEY (g/t) Au	LEY (g/t) Ag	% Cu	%Fe	g/t Pb	g/t Zn
CONCENTRADO FINAL	1.88	498.73	81.33	2.65	131.33	6117.24	1564.38
RELAVE FINAL	98.12	0.96	0.17	0.00	0.13	3.97	61.52
ALIMENTACION RECALCULADA	100.00	10.33	1.70	0.05	2.60	118.99	89.80
RECUP METAL %		90.84	90.03	99.74	95.04	96.73	32.78

E2 : CIRCUITO DESBASTE COLECCIÓN CON RECICLO DEL CONCENTRADO B AL ACONDICIONAMIENTO DE DESBASTE DE LA SIGUIENTE ETAPA

	FLUJO	LEY (g/t) Au	LEY (g/t) Ag
CONCENTRADO FINAL	2.10	166.00	27.11
RELAVE FINAL	97.90	3.86	0.69
ALIMENTACION RECALCULADA	100.00	10.29	1.70
RECUP METAL %		86.20	86.19

E3: CIRCUITO DESBASTE-COLECCIÓN- AFINO

	FLUJO	LEY (g/t) Au	LEY (g/t) Ag	% Cu	%Fe	g/t Pb	g/t Zn
CONCENTRADO FINAL	0.60783	1597.966	263.3575	3.47	86.53178	135.2518	235.7375
RELAVE FINAL	99.39216	0.58983	0.0997	0.02902	2.08649	118.8967	88.90384
ALIMENTACION RECALCULADA	99.99999	10.29924	1.69987	0.0499	2.59978	118.9962	89.79635
RECUP METAL %		94.30786	94.1704	42.296	20.231	0.69086	1.59571

E4: CIRCUITO DESBASTE-COLECCIÓN-AFINO CON RECICLO DEL CB Y Raf AL TANQUE DE ACONDICIONAMIENTO DE DESBASTE

	FLUJO	LEY (g/t) Au	LEY (g/t) Ag	% Cu	%Fe	g/t Pb	g/t Zn
CONCENTRADO FINAL	2.06956	446.22907	73.65	1.6823	37.64	5740.474	0.58
RELAVE FINAL	97.9304	1.08725	0.17943	0.015	1.85	0.19173	91.68
ALIMENTACION RECALCULADA	99.99999	10.2997	1.699	0.0499	2.599	118.99	89.8
RECUP METAL %		89.66236	89.66236	69.636	29.96	99.84	0.01

E5: CIRCUITO DESBASTE-COLECCIÓN-AFINO CON RECICLO DEL CB Y Raf A LA MOLIENDA

	FLUJO	LEY (g/t) Au	LEY (g/t) Ag	% Cu	%Fe	g/t Pb	g/t Zn
CONCENTRADO FINAL	1.99943	403.0348	66.52	1.8785	57.4987	1162.032	1.42962

RELAVE FINAL	98.0004	2.28637	0.377	0.1268	1.4799	97.7187	91.667
ALIMENTACION RECALCULADA	99.99999	10.2991	1.699	0.0499	2.5999	118.999	89.804
RECUP METAL %		78.24489	78.2441	75.1255	44.21775	19.5246	0.0318

