



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL

**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y
AGROINDUSTRIA**

**DISEÑO DE PLANTA PARA BENEFICIAR EL MINERAL DE
PACHIJAL POR EL MÉTODO DE FLOTACIÓN**

**PROYECTO PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE INGENIERO
QUÍMICO**

JUAN PABLO VILLACÍS VACA

DIRECTOR: ING. MARCELO LOZADA

Quito, junio 2009

© Escuela Politécnica Nacional 2009
Reservados todos los derechos de reproducción

DECLARACIÓN

Yo, Juan Pablo Villacís Vaca, declaro que el trabajo aquí descrito es de mi autoría; que no ha sido previamente presentado para ningún grado o calificación profesional; y, que he consultado las referencias bibliográficas que se incluyen en este documento.

La Escuela Politécnica Nacional puede hacer uso de los derechos correspondientes a este trabajo, según lo establecido por la Ley de Propiedad Intelectual, por su Reglamento y por la normativa institucional vigente.

Juan Pablo Villacís Vaca

CERTIFICACIÓN

Certifico que el presente trabajo fue desarrollado por Juan Pablo Villacís Vaca, bajo mi supervisión.

Ing. Marcelo Lozada
DIRECTOR DE PROYECTO

La presente investigación contó con el auspicio financiero del proyecto FUNDACYT-PIC-CEREPS 207, que se ejecuta en el Departamento de Metalurgia Extractiva.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

RESUMEN.....	vi
INTRODUCCIÓN.....	x
1. PARTE TEÓRICA.....	1
1.1. FISCOQUIMICA DE LA FLOTACIÓN.....	1
1.1.1. Propiedades De Las Superficies Y Química Interfasial.....	2
1.1.2. Interfase Mineral-Agua.....	4
1.1.3. Interfase Aire-Mineral-Agua.....	7
1.1.4. Interfase Aire-Agua.....	8
1.1.5. Reactivos De Flotación.....	8
1.1.6. Colectores.....	9
1.1.7. Espumantes.....	11
1.1.8. Activantes, Depresores Y Dispersantes.....	11
1.2. CIRCUITOS INDUSTRIALES DE FLOTACIÓN.....	12
1.2.1. Celda De Desbaste.....	13
1.2.2. Celda De Colección.....	13
1.2.3. Celdas De Afino.....	13
1.3. SIMULACIÓN DIGITAL DE CIRCUITOS CONTINUOS.....	14
1.3.1. Simulación Mediante Factores De Distribución Primarios.....	14
1.4. CRITERIOS PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE LA PLANTA INDUSTRIAL.....	17
1.4.1. Proceso De Beneficio De Un Mineral.....	17
1.4.2. Equipo Utilizado En El Beneficio De Un Mineral.....	19
1.4.3. Análisis Económico.....	19
2. MATERIALES Y METODOLOGÍA EXPERIMENTAL.....	22
2.1. CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA MINERAL.....	22
2.1.1. Caracterización Mineralógica.....	22
2.1.2. Caracterización Química.....	23
2.1.3. Propiedades Físicas.....	23
2.1.4. Oro Amalgamable.....	24

2.2.	ESTUDIO Y OPTIMIZACIÓN DE LAS VARIABLES DE FLOTACIÓN	25
2.2.2.	Tratamientos Previos A La Flotación	26
2.2.3.	Estudio Y Optimización De La Etapa De Desbaste	27
2.3.	SELECCIÓN DEL CIRCUITO MEDIANTE SIMULACIÓN	36
2.3.1.	Simulación Circuito Desbaste – Colección.....	36
2.3.2.	Simulación De Circuito Desbaste – Colección – Afino.....	38
2.4.	DISEÑO DE LA PLANTA DE FLOTACIÓN.....	40
3.	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	41
3.1.	RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN MINERAL.....	41
3.1.1.	Resultados De La Caracterización Mineralógica	41
3.1.2.	Resultados De La Caracterización Química.....	42
3.2.	RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN FÍSICA	42
3.3.	RESULTADO ANÁLISIS DE ORO AMALGAMABLE	43
3.4.	RESULTADOS DE LA OPTIMIZACIÓN DE LAS VARIABLES DE FLOTACIÓN	43
3.4.1.	Influencia Del Tipo De Colector	43
3.4.2.	Influencia Del Ph.....	44
3.4.3.	Influencia Del Tiempo De Molienda	45
3.4.4.	Dosificación Del Colector Aero 208	50
3.4.5.	Dosificación Del Colector Kax	52
3.4.6.	Influencia Del Porcentaje De Sólidos	53
3.4.7.	Influencia De La Dosificación De Aceite De Pino.....	54
3.5.	SELECCIÓN DEL CIRCUITO MEDIANTE SIMULACIÓN	55
3.5.1.	Circuito Desbaste - Colección.....	55
3.5.2.	Circuito Desbaste – Colección – Afino	57
3.6.	DISEÑO DE LA PLANTA DE FLOTACIÓN.....	60
3.6.1.	Descripción Del Proyecto	60
3.6.2.	Análisis Económico Del Proceso	65
4.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	71
	BIBLIOGRAFÍA	75
	ANEXOS.....	77

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1: Equipos involucrados en cada etapa del beneficio.....	19
Tabla 2.1: Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de la prueba 1	28
Tabla 2.2: Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de la prueba 2	29
Tabla 2.3: Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de las pruebas 2, 3 y 4	30
Tabla 2.4: Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de las pruebas 5, 6 y 7	31
Tabla 2.5: Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de las pruebas 7, 8 y 9	32
Tabla 2.6: Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de las pruebas 10, 11, 12, 13, 14 y 15	33
Tabla 2.7: Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de las pruebas 13 y 16	34
Tabla 2.8: Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de las pruebas 13 y 17	35
Tabla 2.9: Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de la prueba 18 (Circuito desbaste – colección)	37
Tabla 2.10: Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de la prueba 19 (Circuito desbaste – colección – afino).....	39
Tabla 2.11: Caracterización del concentrado final	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 3.1: Caracterización mineralógica de la muestra mineral	41
Tabla 3.2: Caracterización química del mineral de Pachijal	42
Tabla 3.3: Resultados de la influencia del tipo de colector y el pH en el que actúa sobre la recuperación.	43
Tabla 3.4: Resultados de la influencia del pH de la pulpa sobre la recuperación.	44
Tabla 3.5: Peso de mineral retenido de acuerdo al tamaño de partícula (20 minutos de molienda).....	45
Tabla 3.6: Peso de mineral retenido de acuerdo al tamaño de partícula (30 minutos de molienda).....	46

Tabla 3.7: Peso de mineral retenido de acuerdo al tamaño de partícula (40 minutos de molienda).....	48
Tabla 3.8: d_{80} calculado para cada tiempo de molienda	49
Tabla 3.9: Resultados de la influencia de la molienda sobre la recuperación.....	49
Tabla 3.10:Resultados de la influencia de la dosificación de AERO 208 sobre la recuperación	51
Tabla 3.11:Resultados de la influencia de la dosificación del colector KAX sobre la recuperación	52
Tabla 3.12:Resultados de la influencia del porcentaje de sólidos sobre la recuperación	53
Tabla 3.13:Resultados de la influencia de la dosificación de espumante sobre la recuperación	54
Tabla 3.14:Resultados de la prueba batch para el circuito desbaste – colección	55
Tabla 3.15:Factores de distribución de las etapas de desbaste y colección	55
Tabla 3.16:Resultados de la simulación del circuito desbaste – colección.....	56
Tabla 3.17:Comparación de los concentrado obtenidos en las pruebas batch y simulación	57
Tabla 3.18:Resultados de la prueba batch para el circuito desbaste – colección – afino	57
Tabla 3.19:Factores de distribución de las etapas de desbaste, colección y afino	58
Tabla 3.20:Resultados de la simulación del circuito desbaste – colección – afino.....	58
Tabla 3.21:Comparación de los concentrado obtenidos en las pruebas batch y simulación	59
Tabla 3.23:Costo de los equipos proyectados	65

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Separación del mineral valioso de la tierra o ganga.....	2
Figura 1.2: Esquema de la formación de la doble capa eléctrica sobre la superficie mineral.....	5
Figura 1.3: Distribución de los potenciales de superficie y zeta alrededor del mineral	6
Figura 1.4: Ángulo de contacto formados en superficies hidrofóbicas o hidrofílicas	7
Figura 1.5: Circuito desbaste – colección – afino para la flotación de minerales	12
Figura 1.6: Esquema de un circuito desbaste – colección - afino.....	15
Figura 2.1: Circuito desbaste – colección	36
Figura 2.2: Circuito desbaste – colección – afino.....	38
Figura 2.3: Cotización de cobre en US\$ / tonelada	¡Error! Marcador no definido.
Figura 2.4: Cotización de oro en US\$ / onza troy	¡Error! Marcador no definido.
Figura 2.5: Cotización de la plata en US\$ / onza troy	¡Error! Marcador no definido.
Figura 3.1: Porcentaje de recuperación de cobre en función del pH	44
Figura 3.2: Distribución granulométrica para 20 minutos de molienda	46
Figura 3.3: Distribución granulométrica para 30 minutos de molienda	47
Figura 3.4: Distribución granulométrica para 40 minutos de molienda	48
Figura 3.5: Porcentaje de recuperación de cobre en función del tiempo de molienda	50
Figura 3.6: Porcentaje de recuperación de cobre en función de la dosificación de AERO 208	51
Figura 3.7: Porcentaje de recuperación de cobre en función de la dosificación de KAX ..	52
Figura 3.8: Porcentaje de recuperación de cobre en función del porcentaje de sólidos	53
Figura 3.10: Diagrama de bloques del proceso de beneficio del mineral de Pachijal	63

RESUMEN

En esta investigación se llevó a cabo un estudio de la factibilidad técnica y económica del beneficio del mineral de la zona de Pachijal por el método de flotación.

La caracterización química y mineralógica determinó que el mineral tiene un alto contenido de cobre (Cu) de 2,2 % y baja ley de metales nobles: 1 g / ton de oro (Au) y 23 g / ton de plata (Ag). El cobre se presenta en forma de un sulfuro doble conocido como calcopirita (CuFeS_2), el mismo que logró ser concentrado en la etapa de desbaste hasta obtener un contenido de 28% Cu en el concentrado final.

Los resultados de la experimentación batch se correlacionaron con procesos en continuo (circuitos industriales de flotación), mediante el uso de factores de distribución primarios y simulación digital en el programa *splitsim*. Se probaron los circuitos desbaste – colección y desbaste – colección – afino; solo el circuito desbaste - colección permitió un incremento en la recuperación de concentrado con respecto a los resultados obtenidos en la flotación por desbaste, la recuperación aumentó de 80,4 % a 83,9 %.

Finalmente se presenta un diseño preliminar y análisis económico de una planta para el procesamiento de 100 ton / día de este mineral. A pesar del bajo contenido de minerales preciosos de la mena, la recuperación de cobre alcanza a cubrir los gastos de inversión y de operación: con un TIR = 89 % y un VAN = US\$ 7.290 que muestran la conveniencia económica que representaría el beneficio del mineral de Pachijal.

La inversión se recupera en menos de un año de operación de la planta.

INTRODUCCIÓN

La explotación de los recursos minerales ha sido una importante fuente de riqueza a nivel sudamericano y mundial; sin embargo en el Ecuador, a pesar de contar con el potencial suficiente, el sector de la minería no ha contado con la inversión dirigida al aprovechamiento de la riqueza mineral.

La situación actual a nivel internacional es favorable para la explotación de los recursos minerales, ya que la gran demanda de éstos por parte de países en rápido crecimiento como India y China, han permitido que los precios de los metales y otros recursos como el petróleo, alcancen y superen cantidades record. Esto ha estimulado nuevas inversiones en el campo de la minería y en nuevas plazas como el Ecuador.

El campo de la minería en Ecuador se ha enfocado principalmente en la explotación de metales preciosos, especialmente oro. También es conocido que el aprovechamiento de estos recursos minerales se lo hace por métodos artesanales, siendo que estas técnicas tienen una larga tradición y su uso se ha extendido a importantes zonas de riqueza mineral.

Lamentablemente el uso de técnicas artesanales no permiten el mayor aprovechamiento óptimo de los recursos, además que tienen un impacto negativo sobre el medio ambiente en el que actúan. Solo la inserción de la minería en el campo de la técnica y tecnología, garantizará la explotación racional y sostenible de todos los recursos y en este caso de los recursos minerales.

La importancia de este estudio radica en que realiza una aproximación de las condiciones en las que se puede beneficiar a nivel industrial la mena de Pachijal.

En ese sentido, el presente proyecto de titulación propone el diseño de una planta equipada con la maquinaria y la tecnología que permitan la mayor recuperación de los metales valiosos presentes en el mineral de Pachijal.

1. PARTE TEÓRICA

1.1. FISICOQUIMICA DE LA FLOTACIÓN¹⁻⁴

A continuación se explica brevemente los principios del método de separación por flotación, el cual es utilizado ampliamente en el enriquecimiento de minerales y otros procesos de separación. Este método involucra fenómenos variados entre los cuales existe uno de primera importancia en cuanto a los resultados: la hidrofobación de una superficie por adsorción de sustancias heteropolares.

Primero conviene explicar brevemente el proceso de separación por flotación. El caso típico consiste en separar un mineral valioso, por ejemplo un sulfuro de plomo de tipo galena, de los alumino-silicatos que lo acompañan referidos como tierra o ganga en términos metalúrgicos.

Después de moler el mineral se tiene un polvo que contiene partículas de galena y partículas de ganga; se desea separarlas mediante un proceso físico, ya que un ataque químico resultaría muy costoso. Para eso se usa el hecho de que la superficie de las partículas de galena es diferente de aquella de las partículas de ganga. En efecto, la galena puede cubrirse con sustancias hidrofobantes (en este caso xantatos que producen una superficie no mojable al agua), mientras que la ganga permanece mojada al agua.

Se mezcla por lo tanto el polvo mineral con agua que contiene las sustancias hidrofobantes de la galena, llamadas colectores teniendo agitada la dispersión sólido-líquido. Conjuntamente se hace pasar a través de esta dispersión un flujo de burbujas de gas, a menudo aire.

Las partículas hidrofobadas de galena se "pegan" a las burbujas de aire, las cuales las arrastran en su movimiento ascendente, mientras que las partículas de ganga permanecen en la dispersión sólido-líquido.

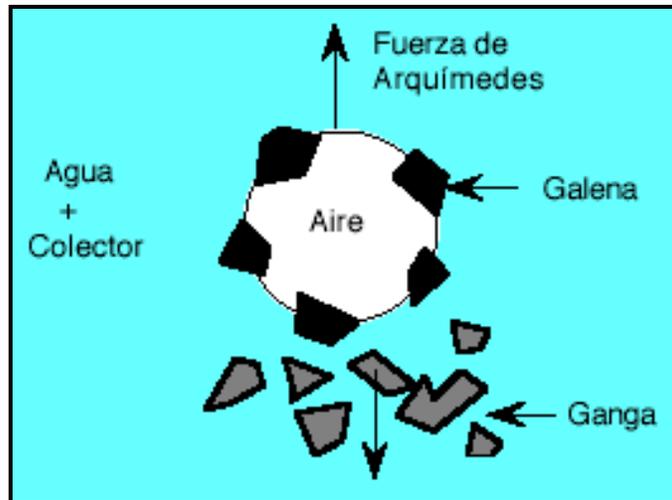


Figura 1.1: Separación del mineral valioso de la tierra o ganga.

Las burbujas cargadas de partículas de galena terminan por formar una espuma que se recoge por un vertedero. Una vez rota la espuma y secado el mineral se comprueba que las partículas flotadas contienen un gran porcentaje de galena.

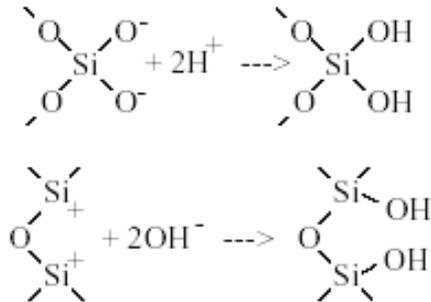
Así se separa la galena de su ganga por flotación. Este ejemplo permite entender las diferentes etapas involucradas y muestra los fenómenos elementales que se discutirán más adelante.

1.1.1. PROPIEDADES DE LAS SUPERFICIES Y QUÍMICA INTERFASIAL³

La comprensión del fenómeno de la flotación, y en general de los procesos de concentración, se basa en el estudio de la química de las superficies de los minerales y del equilibrio que logran con los iones circundantes del medio acuoso.

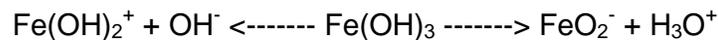
Adicionalmente, la flotación y otros procesos de concentración implican el estudio de las interfases que se forman entre mineral, solución y el aire.

Al fracturarse una superficie sólida se rompen unos enlaces. En el caso de la sílice, por ejemplo, dicha ruptura produce sitios con cargas positivas o negativas, que al contacto con agua resultan en una hidroxilación.

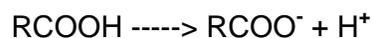


Por liberación de iones hidrógeno de la sílice hidroxilada produce una superficie negativa, salvo a bajo pH en cuyo caso la forma no disociada es estable. La adsorción relativa de iones H^+ y OH^- determina la carga eléctrica en la superficie.

La hematita (Fe_2O_3) se comporta en forma semejante a la sílice, pudiendo producir una superficie positiva o negativa según el valor del pH.



Ciertos líquidos apolares pueden contener sustancias susceptibles de ionizarse en la interfase. Por ejemplo un aceite vegetal o un petróleo crudo contiene a menudo una cierta concentración de ácidos carboxílicos, los cuales pueden ionizarse.



El grupo carboxilato permanece en la superficie (en la capa fija) mientras que el protón pasa a la fase agua (en la capa difusa). La carga superficial puede también deberse a la adsorción en la interfase de iones inicialmente presentes en la fase acuosa. Estos pueden ser iones de tipo surfactante, pero también aniones o cationes inorgánicos.

La adsorción selectiva puede también provenir de la hidratación. Los iones más hidratados son más voluminosos y por lo tanto se mantienen en general más lejos de la interfase. Generalmente los aniones se hidratan menos que los cationes, y como resultado tienden a adsorberse más.

En presencia de una interfase entre agua pura y un aceite muy poco polar, los pocos protones hidratados H_3O^+ tienen tendencia a alejarse más de la interfase que los iones OH^- , ya que son más voluminosos, produciéndose un defecto de adsorción de carga positiva. En ambos casos anteriores la interfase tendrá una carga superficial negativa.

1.1.2. INTERFASE MINERAL-AGUA⁴

Las propiedades de la superficie mineral, como su composición química y estructura, determinan las especies procedentes de la solución que serán adsorbidas en la interfase mineral-agua.

En presencia de una interfase cargada se desarrolla una doble capa eléctrica interfacial compuesta de una capa adsorbida fija y una capa difusa en el seno del fluido. La capa fija tiene típicamente 2-3 Å, y la capa difusa puede extenderse según los casos de 10 a 1000 Å.

1.1.2.1 Teoría De La Doble Capa Eléctrica (Modelo De Stern)

La naturaleza eléctrica de la superficie del mineral determina si son adsorbidos aniones o cationes sobre ella. La teoría de Stern sostiene que una doble capa eléctrica es formada por estos iones adsorbidos en el mineral y los contraiones de la solución (atraídos electrostáticamente) próximos a la interfase.

La Figura 1.2 muestra un esquema de la superficie mineral y la doble capa eléctrica. Los iones que quedan adsorbidos en la superficie del mineral se les llama iones determinantes del potencial y pueden ser, entre otros, iones hidrógeno o hidroxilo, por lo tanto la carga eléctrica de la superficie puede cambiar en función del pH.

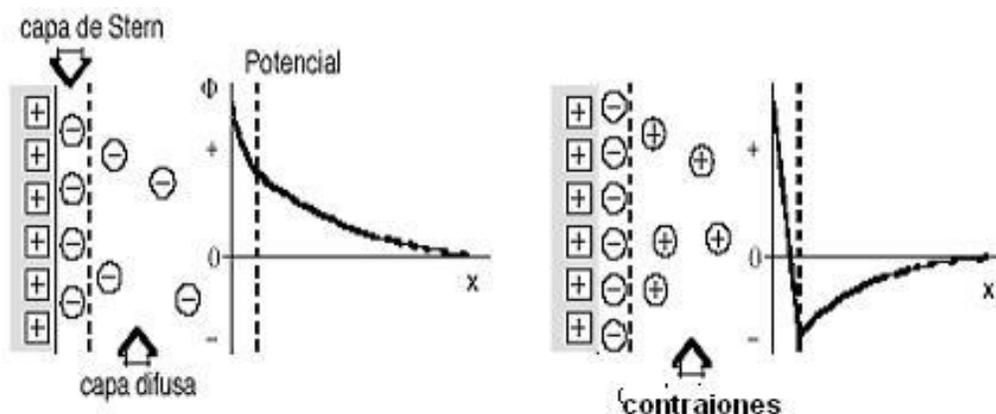


Figura 1.2: Esquema de la formación de la doble capa eléctrica sobre la superficie mineral.

Además, los contraiones también pueden cambiar el comportamiento del mineral en la flotación, si se da el caso de que tengan una afinidad especial con la superficie y sean adsorbidos intensamente por ella, por medio de un enlace covalente o por solvatación. Los contraiones así adsorbidos son conocidos como iones específicamente adsorbidos y conforman la denominada capa difusa.

1.1.2.2 Potencial Z

Se debe tener en cuenta que, durante el proceso de flotación el sistema mineral-medio acuoso no permanece inmóvil; al contrario, la inyección de aire y la agitación mecánica incorporada en algunos equipos, hacen que exista un movimiento relativo entre la superficie del mineral y la solución.

Al poner la solución y el mineral en movimiento relativo, todas las moléculas que están más cerca de la superficie no se mueven, bien sea porque están adsorbidas, bien sea porque son moléculas de soluto que solvatan iones adsorbidos, mientras los contraiones próximos son arrastrados con la solución. En el plano que se forma al deslizarse estas “capas” se presenta un potencial denominado como *potencial zeta*.

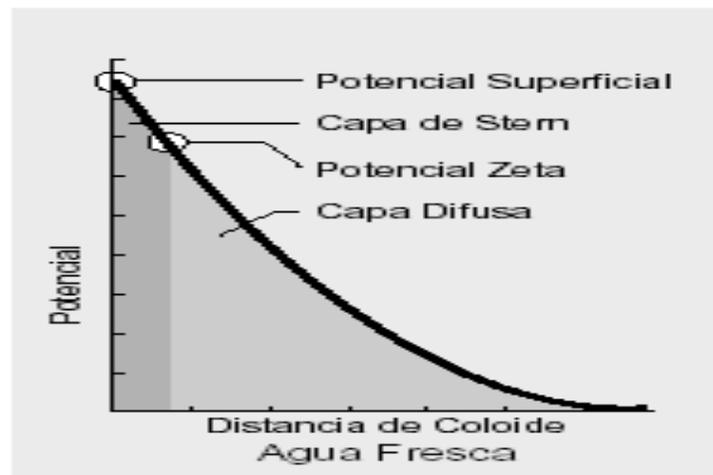


Figura 1.3: Distribución de los potenciales de superficie y zeta alrededor del mineral

El potencial electrocinético o potencial zeta no es por lo tanto igual al potencial de la superficie (Ψ_0) ni al potencial de la capa de Stern (Ψ_1), véase Figura 1.3. Es el potencial Ψ_2 a distancia x_2 de la superficie en el punto de cizallamiento incipiente. Si hay poca adsorción y si la doble capa es bastante extendida ($\lambda \gg x_2$) el potencial zeta es aproximadamente igual al potencial de la superficie. Sin embargo en otros casos el potencial zeta puede ser considerablemente diferente del potencial de superficie.

1.1.3. INTERFASE AIRE-MINERAL-AGUA^{3,5}

Cuando dos fluidos están en contacto con un sólido, se puede definir la mojabilidad del sólido respecto a cada uno de los fluidos mediante el ángulo de contacto, lo cual resulta de un equilibrio de fuerzas. En el presente caso los dos fluidos son el aire (A) y el agua (W) ó un aceite (O) y por lo tanto se hablará de mojabilidad hidrófila o hidrófoba.

Si el ángulo de contacto con el agua, es netamente inferior a 90° , la superficie es hidrofílica; si es netamente mayor que 90° , la superficie es hidrófoba. En este último caso, es el ángulo de contacto con el aire o con el aceite que es netamente inferior a 90° .

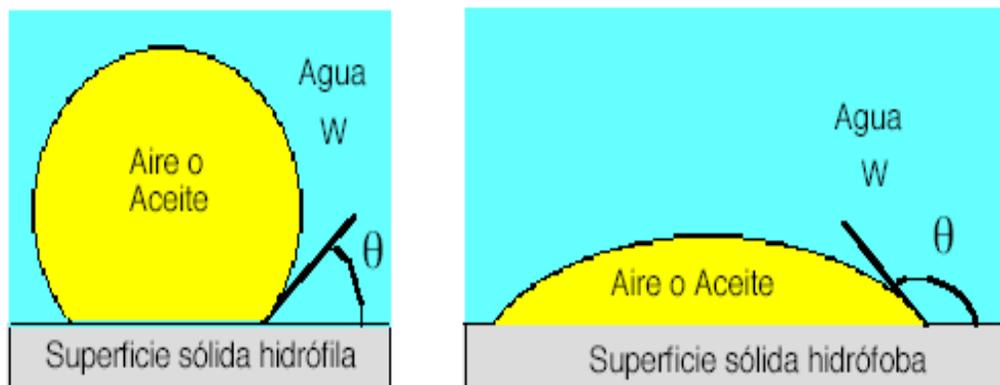


Figura 1.4: Ángulo de contacto formados en superficies hidrofóbicas o hidrofílicas

Cuando una superficie es hidrófoba las gotas de aceite o las burbujas de aire tienen tendencia a "pegarse", es decir, a adherirse a la superficie sólida. En el caso de la Figura 1.4 es obvio que la probabilidad de despegue o de arranque de una burbuja en un medio agitado es mucho menor si esta burbuja está aplastada sobre la superficie, que si presenta un gran ángulo de contacto.

Lo mismo ocurre en el caso en que las partículas son más pequeñas que las burbujas. Si la superficie sólida está hidrofobada, las partículas tienden a penetrar en el interior de la burbuja, resultando así aisladas de las turbulencias externas que puedan favorecer su despegue de la burbuja, como en el caso de una partícula hidrófila.

1.1.4. INTERFASE AIRE-AGUA

La inyección de aire en la solución acuosa es un procedimiento fundamental para conseguir la separación de las especies hidrofóbicas, y su posterior evacuación en forma de espuma. La interfase formada al poner en contacto el aire con la solución acuosa es de interés particular en el proceso de flotación: tanto los espumantes y los colectores son adsorbidos en ella; aunque estos últimos también se adsorben en la interfase mineral-agua.

Como se ha dicho, el espumante es adsorbido en la interfase aire-agua; el efecto de esta adsorción es la disminución de la tensión superficial del líquido. Una tensión superficial pequeña propicia:

- Una mejor dispersión de las burbujas de aire en toda la solución acuosa.
- La formación de una espuma estable que pueda ser colectada.

Por otro lado, los colectores se adsorben en esta interfase en forma de especies iónicas. Si el colector es un electrolito débil, tal como la sal de un ácido graso, la adsorción del ácido asociado debe considerarse también. Esto significa que el pH de una solución puede tener un efecto notable sobre la tensión superficial.

1.1.5. REACTIVOS DE FLOTACIÓN¹

La flotación consigue la separación de minerales hidrofóbicos de sus homólogos hidrofílicos del mismo medio acuoso; para separar las especies hidrofóbicas se inyecta aire en la solución, y se evacuan en forma de la espuma formada por el aire y las especies hidrofóbicas.

Los minerales en general no son hidrofóbicos de manera natural, por lo que su separación o flotación se consigue solamente previo la modificación de su característica natural hidrofílica a hidrofóbica; esta modificación se basa en la adsorción, en la superficie del mineral, de reactivos llamados colectores que son añadidos al sistema con este fin.

Un pequeño número de minerales son hidrofóbicos por naturaleza: molibdenita, azufre, carbón mineral, talco que pueden ser flotados sin la necesidad de añadir colectores, aunque se acostumbra el uso de un “colector suplementario” para aumentar la hidrofobicidad de las especies.

Otro grupo de reactivos que intervienen en la flotación son conocidos como modificadores, y son :

- Activadores: permiten la adsorción de los colectores en minerales que en condiciones naturales no lo harían y/o aumentan la intensidad de adsorción de estos colectores.
- Depresores: impiden o retardan la adsorción de los colectores en la superficie del mineral.
- Espumantes: propician la formación de una espuma estable que pueda ser colectada.
- Dispersores: reactivos que aumentan el grado de dispersión de las partículas sólidas.

1.1.6. COLECTORES^{1,2,7}

El colector es el mas importante de los reactivos de flotación. La mayoría de los colectores son ácidos débiles, bases o sus sales; es decir, son moléculas heteropolares y puede considerarse que tienen dos “extremos” funcionales, uno iónico, que puede ser adsorbido en la superficie del mineral ya sea por reacción química con los iones de la superficie mineral (quimiadsorción) o por atracción electrostática a la superficie del mineral (adsorción física), y el otro una cadena o grupo orgánico, que proporciona la superficie hidrofóbica al mineral.

La cadena o grupo orgánico de la molécula del colector, no solo esta asociada con la propiedad de hidrofobicidad, algunas características como la solubilidad del colector en el medio acuoso y la selectividad son inherentes a la longitud o numero de átomos de carbono de la cadena: en la mayoría de los colectores, la disminución de su solubilidad se debe a una mayor longitud de la cadena; así mismo, una gran extensión de la cadena se manifiesta con una adsorción mas intensa del colector en detrimento de la selectividad.

Los colectores usados en la flotación se clasifican en aniónicos y catiónicos, según si el grupo polar que es adsorbido en la superficie mineral, tiene carga negativa o positiva.

1.1.6.1 Colectores Aniónicos

- Colectores sulfhidrúlicos: como los ditiocarbamatos, xantatos y ditiofosfatos entre otros, se utilizan para la flotación de minerales sulfurados.
- Colectores de oxhidrilo se utilizan para la flotación de minerales no sulfurados.

1.1.6.2 Colectores catiónicos

Los colectores catiónicos son generalmente aminas o sales derivadas, como cloruros o acetatos, que presentan una mayor solubilidad.

- Colectores de aminas primarias se han utilizado en la flotación de sales potásicas brutas.
- Colectores de cloruros cuaternarios: flotación de impurezas silíceas en minerales de magnetita y calcita.
- Colectores éter amina: flotación de minerales arcillosos de minerales de magnesita.

1.1.7. ESPUMANTES⁷

Pueden ser alcoholes alifáticos con 4 a 8 átomos de carbono en su estructura (n-pentanol, alcohol isoamílico, hexanol, heptanol, 4-metil-2-pentanol (MIBC)) o aromáticos (ácido cresílico o aceites naturales como el aceite de pino que contiene entre un 60 a 70% de terpinol) (Crozier, R., 1992).

La empresa Cyanamid produce los espumantes Aerofroth que son mezclas de alcoholes capaces de generar distintas calidades de espumas. Entre ellos el Aerofroth 73, mezcla de alcoholes alifáticos de C4 a C8 con agregado de aceites hidrocarbonados; produce espumas fuertes pero menos persistentes que el aceite de pino, el ácido cresílico y el polipropilenglicol.

1.1.8. ACTIVANTES, DEPRESORES Y DISPERSANTES

- Los activadores son reactivos que refuerzan la acción del colector. Por ejemplo, la flotación de esfalerita usando xantato como colector necesita la adición previa de CuSO_4 : la adición de CuSO_4 forma en la superficie de la esfalerita una película de CuS en la cual se adsorben los xantatos.
- Los depresores son reactivos que hacen la superficie del mineral, inadecuada para la acción del colector.

Pirita (FeS) + Xantato ---- Flota FeS

Pirita (FeS) + CaO + Xantato ---- No flota FeS

- Los dispersantes son reactivos que aumentan el grado de dispersión de las partículas sólidas en el medio acuoso. Ejemplo: el pirofosfato tetrasódico ($\text{Na}_4\text{P}_2\text{O}_7$) es un excelente dispersante de pulpas finas de origen limonítico.

1.2. CIRCUITOS INDUSTRIALES DE FLOTACIÓN⁶

Los circuitos industriales de flotación constan siempre de una etapa de desbaste y pueden ser incluidas dos etapas adicionales, como son la colección y el afinamiento.

La Figura 1.5 muestra el arreglo típico de estas tres celdas en un circuito de flotación: con la etapa de colección recogiendo el relave de desbaste y recirculando a él, un concentrado de colección; adicionalmente, la etapa de afinamiento trabaja sobre el concentrado de desbaste y recircula su relave. El concentrado de afinamiento y el relave de colección se conocen como concentrado final y relave final, respectivamente.

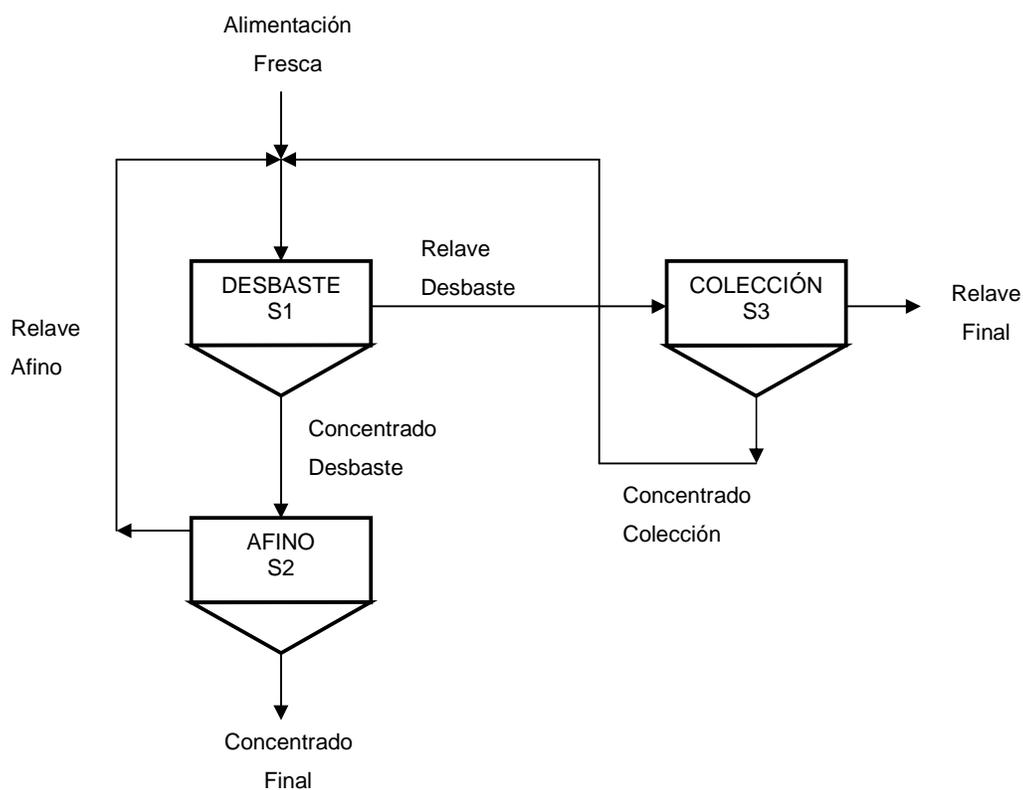


Figura 1.5: Circuito desbaste – colección – afino para la flotación de minerales

1.2.1. CELDA DE DESBASTE

También llamadas celdas primarias, en las cuales la mena que entra se somete a flotación bajo condiciones que conducen a una recuperación alta, con una ley moderada del concentrado (15 – 20% Cu).

La obtención de concentrados bulk se realiza en esta etapa, dando a la flotación condiciones algo groseras con el fin de conseguir todos los minerales susceptibles de flotar en ese instante.

1.2.2. CELDA DE COLECCIÓN

También llamadas depuradoras o recuperadoras, en las cuales a las colas primarias se les da un fuerte tratamiento de flotación final (con una gran concentración de colector y condiciones vigorosas de flotación) para recuperar tanto cobre como sea posible de la mena. Se pueden obtener con facilidad colas de 0,05% Cu o menos.

El fuerte tratamiento de flotación final, antes mencionado, consiste en la adición generosa de colector, generalmente en cantidades mayores a la añadida en la etapa de desbaste.

1.2.3. CELDAS DE AFINO

También llamadas limpiadoras, en las cuales los minerales sin cobre en el concentrado primario se reducen para permitir la flotación de un concentrado de cobre final de alto grado (20 – 30% Cu).

El incremento en el contenido del metal de interés se consigue sin reducir la recuperación: esto se debe a que algunos minerales flotan más rápido que otros en las mismas condiciones.

1.3. SIMULACIÓN DIGITAL DE CIRCUITOS CONTINUOS^{8,15}

La experimentación en laboratorio tiene algunas limitantes, con respecto a la operación industrial, que se deben considerar:

- La experimentación en laboratorio se trabaja en procesos batch, a diferencia de una operación industrial que es continua.
- En la industria el procesamiento de minerales se hace en grandes cantidades, en el orden de toneladas, en contraste con la investigación en laboratorio que se hace con pocos kilos de muestra.
- En los procesos industriales se puede considerar el beneficio económico y medio-ambiental, que produce la recirculación de corrientes entre diferentes etapas, que no es posible en el proceso batch.

Es en este sentido que se han diseñado algunas herramientas matemáticas, con el fin de correlacionar o extrapolar los resultados de una investigación realizada a escala de laboratorio y batch, con la operación industrial de una planta.

Algunas de estas herramientas de correlación de resultados son: los ensayos cíclicos de flotación, el uso de factores de distribución sean primarios o secundarios, entre otros.

1.3.1. SIMULACIÓN DE CIRCUITOS DE FLOTACIÓN MEDIANTE FACTORES DE DISTRIBUCIÓN PRIMARIOS

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

La magnitud de los SF dependen principalmente del tiempo de flotación, condiciones físico-químicas del mineral, datos suficientes que son determinados en una prueba de flotación batch, cuantificando así los factores de distribución y con estos factores se puede calcular los resultados que se obtendrán en una flotación continua, piloto o industrial. Los estudios de todos los investigadores han sido desarrollados en función de los SF o flujo no flotables, complicando severamente el desarrollo de estos modelos cuando se tiene más etapas de limpieza o se obtienen más productos; otra manera de desarrollar estos modelos matemáticos es considerando la fracción flotable, simplificando notablemente el manejo de ecuaciones y los cálculos que se realizan para evaluar una prueba de laboratorio y su escalamiento industrial.

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 con la alimentación.

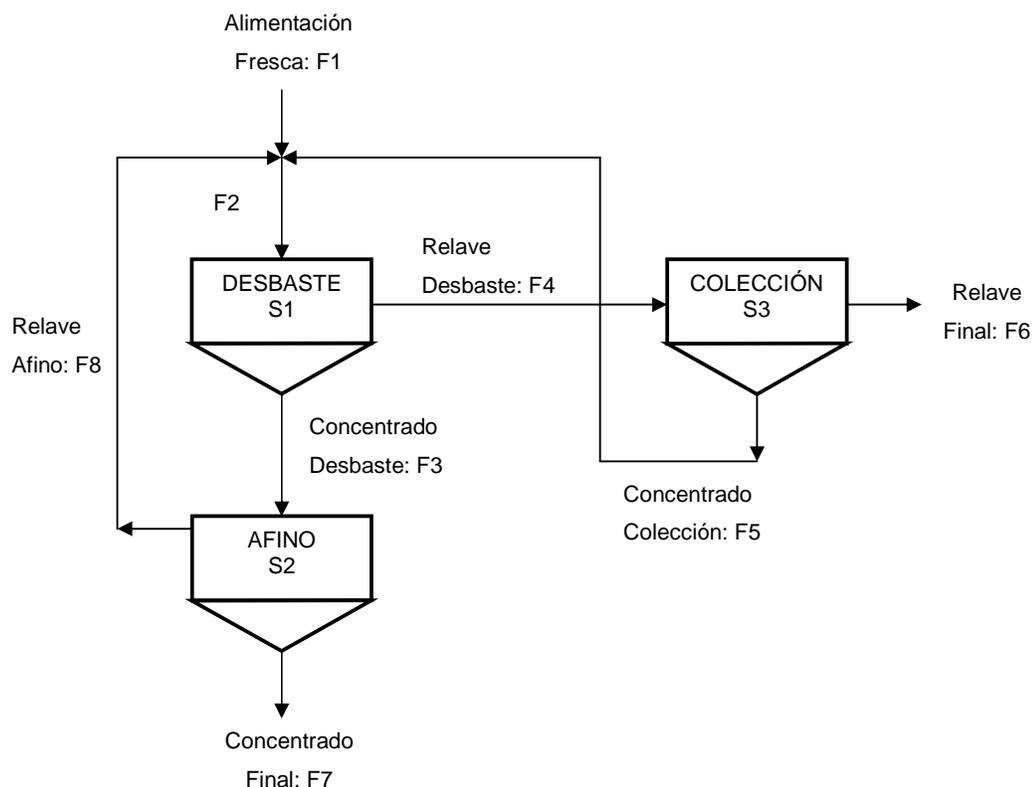


Figura 1.6: Esquema de un circuito desbaste – colección - afino

Para el circuito de la Figura 1.6, luego de realizar en laboratorio las flotaciones de desbaste, colección y afino, se tiene como productos las corrientes F5 (concentrado final), F8 (relave final), F7 (concentrado de colección) y F6 (relave de afino).

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:

$$S1 = \frac{F3}{F3 + F4}$$

Igualmente se tiene para S2 y S3:

$$S2 = \frac{F7}{F7 + F8}$$

$$S3 = \frac{F6}{F6 + F8}$$

1.4. CRITERIOS PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE LA PLANTA INDUSTRIAL

El procesamiento de un mineral desde la extracción de la mena hasta la obtención del lingote metálico de alta pureza, comprende una serie de etapas que pueden volver este proceso muy complejo y puede derivar, también, en plantas de gran tamaño.

En primer lugar se debe definir el objeto de la planta, es decir el alcance del procesamiento de la mena. Se puede proyectar un complejo mina – concentración – fundición – refinación, que implica el procesamiento completo de la mena desde su extracción en mina hasta la obtención del lingote metálico de alta pureza; sin embargo, es posible también el procesamiento mineral solamente hasta la obtención de un concentrado metálico.

Otro criterio importante es la capacidad de procesamiento de la planta; que se proyecta a partir de las reservas de la mina que provee de la materia prima, o de su disponibilidad en el mercado si el abastecimiento está a cargo de más de una mina.

La inversión y los costos que implican la operación de un complejo industrial metalúrgico, están en relación directa con la complejidad del proceso; así, una vez definido el proceso y la capacidad del proyecto esto tiene implicaciones directas con el equipamiento proyectado y el capital a invertir, por ejemplo para un complejo mina – concentración – fundición – refinación la inversión es mucho mayor que si se proyecta solamente la obtención de un concentrado metálico.

1.4.1. PROCESO DE BENEFICIO DE UN MINERAL⁹

El beneficio de un mineral termina en la obtención del concentrado metálico. Las etapas que comprende este beneficio básicamente son:

- *Trituración o chancado*

En esta etapa ingresan las rocas grandes que provienen directamente de la mina. El objeto es la reducción de tamaño hasta pocos milímetros, que no se debe realizar directamente en molino por la poca eficiencia que implica alimentar rocas grandes en la molienda.

- *Circuito cerrado molienda – clasificación*

A esta etapa ingresa el mineral procesado de la trituración. En la molienda se separan o liberan las especies metálicas de valor, fenómeno indispensable previo a la concentración. A la salida del molino no todo el mineral alcanza el tamaño requerido en la concentración por eso es necesario la clasificación, que recircula la fracción gruesa a la molienda mientras la fracción de menor tamaño avanza en su procesamiento.

- *Concentración metálica*

En este punto del procesamiento se da el enriquecimiento de la mena, al darse la separación efectiva de las especies de valor de sus homólogas de ganga. Esta etapa requiere, en el caso de la flotación, la adición de reactivos que propician la concentración.

Adicionalmente, una planta de beneficio consta de etapas complementarias a las anteriormente señaladas:

- **Espesamiento:** Para la regulación del porcentaje de sólidos que son diferentes en cada etapa del proceso; por ejemplo, en molienda es igual a 60 % y en la etapa de flotación es 30 %.
- **Acondicionamiento:** Para la mezcla de la pulpa mineral con los reactivos de flotación. Se ubica previamente a las celdas de flotación y esta provista de agitación mecánica o neumática.

- Secado: El concentrado obtenido al final de todo el procesamiento se seca previo al almacenamiento y posterior venta.

1.4.2. EQUIPO UTILIZADO EN EL BENEFICIO DE UN MINERAL

El beneficio de un mineral se realiza en varias etapas, la mayoría de las cuales se realizan en húmedo. Solamente el procesamiento inicial, que corresponde a las trituraciones primarias y secundarias, es trabajado con el mineral en seco; a partir de la molienda, en la clasificación y flotación, es necesario la adición de agua.

Tabla 1.1: Equipos involucrados en cada etapa del beneficio

Proceso	Equipo	Potencia
Trituración Primaria	Trituradora de mandíbulas	60 HP
Trituración Secundaria	Trituradora de cono	30 HP
Molienda	Molino de bolas	60 HP
Clasificación	Hidrociclón	15 HP
Espesamiento	Sedimentador	2 HP
Flotación	Celdas de flotación	15 HP
Filtración	Filtro prensa	10 HP

En la Tabla 1.1 se muestra los equipos involucrados en el proceso de beneficio del mineral y la potencia que trabajan.

1.4.3. ANÁLISIS ECONÓMICO¹³

El estudio sobre los costos de inversión y de operación que se presentan en esta investigación, son a nivel de estimaciones es decir, equivalen a una precisión de $\pm 30\%$. Esta precisión es suficiente para que una compañía autorice o no gastos para estudios detallados de:

- a. Diagrama de flujo global para la explotación.
- b. Demanda de equipo.
- c. Construcción y demanda de servicios.
- d. Demandas de operación (combustible, servicios, refractarios y mano de obra).

Los gastos detallados de b, c, d se pueden obtener de los proveedores y consultores de construcción y es base en estos gastos actualizados que se debe decidir finalmente si se procede o no con un proyecto.

1.4.3.1 Elementos De Inversión De Capital Total (ICT)¹⁹

La inversión de capital total incluye todos los costos que se requieren para la compra de los equipos necesarios para el procesamiento de la materia prima (denominado costos de equipo comprado), los costos de mano de obra (no incluye impuestos sobre la renta), y los materiales para la instalación de esos equipos (denominado costos directos de instalación), costos para la preparación del sitio y edificios y otros ciertos costos que se denominan costos indirectos de instalación. La ICT también incluye los costos del terreno, capital de trabajo e instalaciones fuera del sitio.

Los costos directos de instalación incluyen los costos de la cimentación, estructuras, levantamiento y manejo del equipo, trabajo eléctrico, tuberías, aislantes y pintura. Los costos indirectos de instalación, incluyen costos tales como los de ingeniería; construcción y gastos de campo (costos de las construcciones para el personal de supervisión, oficinas del personal, alquiler de oficinas temporales, etc.); honorarios de los contratistas de construcción involucrados en el proyecto; costos de las pruebas de funcionamiento y arranque; e imprevistos. La de imprevistos es una categoría en la que caen todos los costos no previstos que pudieran surgir, incluyendo (pero no limitado a) "...posibles re-diseño y modificaciones de equipo, aumentos en los costos del equipo por escalamiento, incrementos en los costos de mano de obra de campo y retrasos que pueda haber durante el arranque...."

Otros dos costos se incluyen en la inversión de capital total para un sistema de control: capital de trabajo y terreno. El capital de trabajo es un fondo que se reserva para cubrir los costos iniciales de combustibles, sustancias químicas y otros materiales, así como salarios y mantenimiento. Obsérvese, que el capital de trabajo y el terreno son gastos no depreciables. En otras palabras, estos costos son “recuperados” cuando el proyecto o planta llega al final de su vida útil (generalmente en 10 o 20 años).

1.4.3.2 Elementos del costo total anual¹⁹

El *Total Annual Cost - TAC* (costo total anual) se compone de tres elementos: *direct costs - DC* (costos directos), *indirect costs - IC* (costos indirectos), los cuales se relacionan por la siguiente ecuación:

$$TAC = DC + IC$$

Los costos directos son aquellos que tienden a ser proporcionales o parcialmente proporcionales a la cantidad de materia prima que es procesada por unidad de tiempo. Estos incluyen los costos de la materia prima; servicios (vapor, electricidad, agua de proceso y de enfriamiento, etc.); tratamiento y disposición de residuos; materiales de mantenimiento; partes de repuesto; y mano de obra de operación, mantenimiento y supervisión. De estos costos directos, los de la materia prima, los servicios y los de tratamiento y disposición de residuos son variables, puesto que tienden a estar en función directa de la capacidad de procesamiento de la planta.

Los costos indirectos, o costos anuales “fijos”, son aquellos cuyos valores son totalmente independientes de la materia prima procesada y, de hecho, se tendrían aún si la planta dejara de operar. Incluyen categorías tales como los gastos de administración, los impuestos prediales y las primas de seguros.

2. MATERIALES Y METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

2.1. CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA MINERAL

En esta investigación se procesó una muestra mineral proveniente de la zona de Pachijal, Provincia de Pichincha; la muestra se recolectó y almacenó inmediatamente después de la voladura, por lo que no sufrió ninguna alteración de sus propiedades físicas o químicas previo al desarrollo de este trabajo.

Las pruebas de caracterización se realizaron para definir los minerales de valor presentes en la muestra. Hay que aclarar que no es solamente importante la presencia de minerales aprovechables, también es necesario el conocimiento de la presencia de ciertos minerales que aportan en otras propiedades como la dureza (por ejemplo cuarzo), o eventualmente pueden interferir en el procesamiento (la presencia de cianuro obliga al procesamiento en pH alcalino).

2.1.1. CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

La caracterización por difracción de rayos X determina las especies mineralógicas en las que se presentan los elementos contenidos en el mineral, un mismo elemento químico puede tomar varias formas mineralógicas de interés comercial o no; la caracterización mineralógica es fundamental, porque es sobre estas especies que actúan los reactivos de flotación tanto colectores, espumantes, modificadores, etc.

El análisis mineralógico de la muestra se realizó por difracción de rayos x en el Difractómetro D8 ADVANCE del Departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional. Los resultados del análisis de difracción muestran las especies mineralógicas presentes en un porcentaje mayor al 1%.

La muestra para el análisis debe ser previamente pulverizada, para lo cual se tomó 200 gramos de muestra homogenizada y se pulverizó por un minuto en un molino de disco.

2.1.2. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA

El análisis de difracción de rayos X se debe complementar con información cuantitativa adicional del mineral en estudio. No es importante conocer solamente la presencia de algunas especies mineralógicas, además es necesario su concentración o porcentaje en la muestra.

El análisis químico de la muestra se realizó por absorción atómica y ensayo al fuego para oro y plata; eventualmente el análisis de los metales nobles se complementó con absorción atómica, debido a la baja ley de oro que presentó este mineral.

Para los análisis de absorción atómica es necesario la disgregación del mineral; para ello se pesaron 200 miligramos de muestra en un reactor de teflón junto con 3 mililitros de ácidos nítrico y fluorhídrico, que se disgregan en microondas durante dos minutos por cada reactor, luego se añaden 5 ml de ácido clorhídrico y se repite la exposición a microondas por dos minutos. Finalmente se preparó y analizó una solución de 100 mililitros de la muestra ya disgregada.

Se realizaron análisis de cobre, hierro, oro y plata del mineral de cabeza y de los concentrados obtenidos en todas las condiciones probadas.

2.1.3. PROPIEDADES FÍSICAS¹¹

- *Densidad*

Se calculó una densidad aparente del mineral; para esto se tomó una muestra del mineral triturado y clasificado con $d_{100} = 1$ mm.

El procedimiento fue medir 250 ml del mineral con ayuda de una probeta y se pesó. Con el peso y el volumen ya conocidos se calculó la densidad aparente.

- *pH*

La adición de agua es necesaria en parte del procesamiento de la mena, esto implica que el pH es una propiedad importante que debe ser considerada. Sobre todo en la flotación, el pH del medio acuoso determina los reactivos que son o no son adsorbidos en la superficie del mineral. Si el reactivo en cuestión es el colector no será posible la flotación del mineral de interés.

La medición del pH se realizó en una pulpa con un porcentaje de sólidos del 30% (con este porcentaje se realizaron las pruebas de flotación), el medio se mantuvo en agitación mecánica constante y la lectura se la realizó con la ayuda de un pH-métro.

El pH de la pulpa se midió en todas las condiciones probadas, previa a la flotación y después de la molienda.

2.1.4. ORO AMALGAMABLE

Las menas de ciertas localizaciones pueden contener oro libre. La presencia de éste influye en el tipo de procesamiento que se da a dicha mena; por ejemplo, el oro libre se recomienda debe ser separado del mineral antes de la flotación, esto implica la adición de una etapa de concentración en mesa en el diseño de la planta que se esta proyectando.

La presencia de oro libre se analizó a través de un ensayo conocido como oro amalgamable. Previo al análisis se molieron 2 kilogramos de muestra durante 30 minutos en un molino de bolas; el mineral molido se concentró en mesa y así se obtuvo la separación del mineral en tres corrientes: concentrado, arenas y mixtos y finos. Se tomó el concentrado y se añadió mercurio con el fin de formar una amalgama de oro; finalmente se separa el oro del mercurio con la adición de una solución de ácido nítrico 1:1.

2.2. ESTUDIO Y OPTIMIZACIÓN DE LAS VARIABLES DE FLOTACIÓN

El mineral se sometió a una serie de pruebas de flotación para encontrar las condiciones de procesamiento que den como resultado, la mayor recuperación de los metales de valor contenidos en la muestra.

Previo a la flotación del mineral, fue necesario pasarlo por un proceso de reducción de tamaño en molino de bolas, para conseguir la liberación de las especies minerales de valor. Después la pulpa mineral se trasladó a una celda de flotación donde las especies de valor fueron sometidas a flotación con ayuda de los reactivos respectivos.

Los concentrados y relaves obtenidos de las diferentes pruebas de flotación fueron analizados por absorción atómica, para determinar el contenido de cobre, hierro y oro, y por ensayo al fuego para determinar la cantidad de oro y plata presentes en el mineral.

Los análisis de absorción atómica se realizaron en el equipo Perkin Elmer A-Analyst 300 del Departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional.

2.2.1. REACTIVOS USADOS

- Cal: Regulación de pH
- Colectores: Amil Xantato de Potasio (KAX) y AERO 208
- Espumante: Aceite de Pino

2.2.2. TRATAMIENTOS PREVIOS A LA FLOTACIÓN¹⁶

La muestra mineral recibida en laboratorio se redujo de tamaño hasta tener partículas de 1 mm; este tamaño de partícula permite homogenizar la muestra y evita la oxidación durante el almacenamiento.

Este procesamiento previo consistió en primer lugar, en pasar las rocas grandes por una trituradora de mandíbula (abertura de alimentación de 15 cm y set de 3 cm) para posteriormente ser pasado por un molino de rodillos. Todo este mineral procesado se clasificó en un tamiz vibratorio de 1 mm de abertura. Una vez procesado todo el lote de la muestra se homogenizó y almacenó para los posteriores usos de esta investigación.

2.2.2.1 Molienda

Para cada una de las pruebas de flotación se tomaron fracciones de 2 Kg de la muestra total; dicha molienda tuvo las siguientes características:

- Carga del mineral: 2 kg de mineral.
- Porcentaje de sólidos: 62 %.
- Carga de bolas: 12 kg.
- Revoluciones: 65 rpm

Se debe tomar en cuenta que el tiempo de molienda es también un parámetro importante, y debería estar consignado en las características señaladas anteriormente, no se lo ha hecho así porque el tiempo o intensidad de molienda no fue constante durante esta investigación, si no mas bien que se lo consideró una mas de las variables a optimizar.

2.2.2.2 Acondicionamiento

El acondicionamiento de reactivos, se realizó en la misma celda de flotación después de ajustar el porcentaje de sólidos mediante la adición de agua a la pulpa formada con el mineral molido. Los reactivos que se añadieron son los colectores, espumantes y cal (regulación de pH); todos estos reactivos se adicionan simultáneamente y se acondicionaron por un lapso de cinco minutos.

2.2.3. ESTUDIO Y OPTIMIZACIÓN DE LA ETAPA DE DESBASTE

Se utilizó la metodología de optimización paramétrica para encontrar el valor de las variables de flotación que permitan una mayor recuperación de los minerales de valor. Se decidió el uso de esta metodología porque se adapta mejor a los requerimientos de un estudio de flotación.

La optimización paramétrica consiste en mantener las variables con valores constantes, mientras a una sola de las variables se le asigna distintos valores; este procedimiento debe ser repetido con cada una de las variables mientras al resto se las mantiene como parámetros.

Las variables de estudio fueron: tiempo de molienda, tipo de colector, pH de la pulpa, concentración del colector, concentración del espumante y porcentaje de sólidos.

Los valores que se asignaron a cada una de las variables fueron propuestas por el ingeniero Marcelo Lozada, que tiene una amplia experiencia en el estudio de flotación de menas minerales de todo el país; estos valores se encuentran detallados en las tablas 2.1 a 2.8. Se debe aclarar que en las tablas las concentraciones de reactivos se expresan en gramos por tonelada de mineral, sin embargo durante las pruebas se usaron solamente miligramos de reactivo por ser la muestra de apenas 2 Kg.

2.2.3.1 Influencia del tipo de colector

Se trabajó con los colectores Amil Xantato de Potasio (KAX) y AEROFLOAT 208: ambos son recomendados para la flotación de sulfuros de cobre; adicionalmente el colector AERO 208 tiene la particularidad de flotar algunos metales nobles como oro y plata.

Se realizó un estudio preliminar que consistió en probar los dos colectores a dos valores diferentes de pH. Las condiciones de las pruebas se detallan en la Tabla 2.1, tanto el colector KAX como el AERO 208 se probaron al pH natural del mineral y a un pH alcalino.

- *Flotación 1 (AERO 208 y KAX en medio alcalino)*

Tabla 2.1: Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de la prueba 1

MOLIENDA	
Equipo	Celda Denver D-12, 5 litros
Carga del mineral	2 Kg
Carga de bolas	12 Kg
Porcentaje de sólidos	60 %
Revoluciones	1700 rpm
Tiempo de molienda	40 minutos
ACONDICIONAMIENTO A1	
Colector	23 g AERO 208 / t mineral
Espumante	56 g aceite de pino / t mineral
Cal	4 kg cal /t mineral
pH	10,9
Tiempo	5 minutos
FLOTACIÓN A1	
Porcentaje de sólidos	33 %
Tiempo	3 minutos
ACONDICIONAMIENTO B1	
Colector	100 g KAX / t mineral
Espumante	28 g aceite de pino / t mineral
Tiempo	5 minutos
FLOTACIÓN B1	
Porcentaje de sólidos	33 %
Tiempo	5 minutos

La adición de cal se hizo en el primer acondicionamiento, lo que permite que el pH se mantenga alcalino durante toda la prueba, tanto en la flotación A1 como en la flotación B1.

Al finalizar la prueba se obtuvo dos concentrados, uno por cada colector empleado, y el relave final. Las condiciones en las que se realizó la prueba 1 se detallan en la Tabla 2.1.

- *Flotación 2 (AERO 208 a pH natural y KAX en medio alcalino)*

Tabla 2.2. Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de la prueba 2

MOLIENDA	
Equipo	Celda Denver D-12, 5 litros
Carga del mineral	2 Kg
Carga de bolas	12 Kg
Porcentaje de sólidos	60 %
Revoluciones	1700 rpm
Tiempo de molienda	40 minutos
ACONDICIONAMIENTO A2	
Colector	23 g AERO 208 / t mineral
Espumante	56 g aceite de pino / t mineral
Cal	----
pH	6,1
Tiempo	5 minutos
FLOTACIÓN A2	
Porcentaje de sólidos	33 %
Tiempo	3 minutos
ACONDICIONAMIENTO B2	
Colector	100 g KAX / t mineral
Espumante	28 g aceite de pino / t mineral
Cal	4 kg cal /t mineral
pH	11,7
Tiempo	5 minutos
FLOTACIÓN B2	
Porcentaje de sólidos	33 %
Tiempo	5 minutos

2.2.3.2 Influencia del tiempo de molienda

La intensidad o tiempo molienda determina el grado de liberación de las especies que quieren ser flotadas; solo el mineral liberado adsorbe los reactivos de flotación, una insuficiente liberación no permite la adecuada recuperación de un concentrado.

Se probaron tres tiempos de molienda que se especifican en la Tabla 2.3, para analizar el grado de liberación y su influencia en la recuperación de los metales de interés.

Tabla 2.3. Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de las pruebas 2, 3 y 4

MOLIENDA			
Equipo	Celda Denver D-12, 5 litros		
Carga del mineral	2 Kg		
Carga de bolas	12 Kg		
Porcentaje de sólidos	60 %		
Revoluciones	1700 rpm		
Variable: Tiempo de molienda (minutos)	Prueba 2	Prueba 3	Prueba 4
	40	20	30
ACONDICIONAMIENTO			
Colector	23 g AERO 208 / t mineral		
Espumante	56 g aceite de pino / t mineral		
Cal	4 Kg cal / t mineral		
pH	10,7		
Tiempo	5 minutos		
FLOTACIÓN			
Porcentaje de sólidos	33 %		
Tiempo	3 minutos		

Se obtuvieron un concentrado y un relave de cada una de las pruebas, ambos se analizaron para conocer su contenido de metales preciosos y cobre.

2.2.3.3 Influencia del pH de flotación

El pH influye en el comportamiento de los colectores y espumantes durante el desarrollo de la flotación, llegando incluso a no ser adsorbidos por el mineral si no trabajan al pH adecuado.

La influencia del pH sobre la recuperación del concentrado de calcopirita se analizó en base a tres pruebas, donde se añadieron dos cantidades distintas de cal y una prueba con el pH natural de la pulpa.

Tabla 2.4. Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de las pruebas 5, 6 y 7

MOLIENDA			
Equipo	Celda Denver D-12, 5 litros		
Carga del mineral	2 Kg		
Carga de bolas	12 Kg		
Porcentaje de sólidos	60 %		
Revoluciones	1700 rpm		
Tiempo de molienda	20 minutos		
ACONDICIONAMIENTO			
Colector	23 g AERO 208 / t mineral		
Espumante	56 g aceite de pino / t mineral		
Tiempo	5 minutos		
pH	Prueba 5	Prueba 6	Prueba 7
	6,1	8,6	10,7
Variable: Cal (kg cal /t mineral)	Prueba 5	Prueba 6	Prueba 7
	0	2	4
FLOTACIÓN			
Porcentaje de sólidos	33 %		
Tiempo	3 minutos		

De cada una de las pruebas se obtuvieron un concentrado y un relave, que fueron analizados en su contenido de cobre, hierro, oro y plata.

2.2.3.4 Dosificación del colector AERO 208

La bibliografía recomienda el uso de este colector para concentrados de cobre y con contenidos de metales preciosos. Tres concentraciones distintas del colector AERO 208 se añadieron en el acondicionamiento previo a cada una de las pruebas de flotación; el resto de variables se mantuvieron constantes y se detallan en la Tabla 2.5.

Tabla 2.5. Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de las pruebas 7, 8 y 9

MOLIENDA			
Equipo	Celda Denver D-12, 5 litros		
Carga del mineral	2 Kg		
Carga de bolas	12 Kg		
Porcentaje de sólidos	60 %		
Revoluciones	1700 rpm		
Tiempo de molienda	20 minutos		
ACONDICIONAMIENTO			
Espumante	56 g aceite de pino / t mineral		
Cal	4 kg cal /t mineral		
pH	10,9		
Tiempo	5 minutos		
Variable: Colector (g AERO 208 / t mineral)	Prueba 7	Prueba 8	Prueba 9
	23	46	12
FLOTACIÓN			
Porcentaje de sólidos	33 %		
Tiempo	3 minutos		

2.2.3.5 Dosificación del colector KAX

El colector KAX es conocido por dar a la flotación una gran intensidad, llegando incluso a flotar parcialmente sílice. La bibliografía no recomienda el uso de este si se requiere una flotación selectiva; pero en este caso de estudio, la mena no es compleja (contiene solamente calcopirita) y no se indispensable el uso de un colector selectivo.

En la Tabla 2.6 se muestran en detalle las condiciones de molienda, acondicionamiento y flotación a las que se realizaron las pruebas.

Tabla 2.6. Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de las pruebas 10, 11, 12, 13, 14 y 15

MOLIENDA			
Equipo	Celda Denver D-12, 5 litros		
Carga del mineral	2 Kg		
Carga de bolas	12 Kg		
Porcentaje de sólidos	60 %		
Revoluciones	1700 rpm		
Tiempo de molienda	20 minutos		
ACONDICIONAMIENTO			
Espumante	56 g aceite de pino / t mineral		
Cal	4 kg cal /t mineral		
pH	11,1		
Tiempo	5 minutos		
Variable: Colector (g KAX / t mineral)	Prueba 10	Prueba 11	Prueba 12
	25	15	5
	Prueba 13	Prueba 14	Prueba 15
	35	45	50
FLOTACIÓN			
Porcentaje de sólidos	33 %		
Tiempo	3 minutos		

Se realizaron en total seis pruebas para analizar el efecto en la recuperación de la variación de concentración de KAX. Se debe anotar que Inicialmente fueron programadas solamente tres pruebas, después se realizaron tres pruebas adicionales al comprobar mejores recuperaciones de las obtenidas con el colector AERO 208.

2.2.3.6 Influencia del porcentaje de sólidos

Para estudiar la influencia del porcentaje de sólidos sobre la recuperación, se realizaron dos pruebas de flotación; las condiciones a las que se realizaron se detallan en la Tabla 2.7.

Tabla 2.7. Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de las pruebas 13 y 16

MOLIENDA		
Equipo	Celda Denver D-12, 5 litros	
Carga del mineral	2 Kg	
Carga de bolas	12 Kg	
Porcentaje de sólidos	60 %	
Revoluciones	1700 rpm	
Tiempo de molienda	20 minutos	
ACONDICIONAMIENTO		
Colector	35 g KAX / t mineral	
Espumante	56 g aceite de pino / t mineral	
Cal	4 kg cal /t mineral	
pH	11,0	
Tiempo	5 minutos	
FLOTACIÓN		
Variable:	Prueba 13	Prueba 16
Porcentaje de sólidos	33 %	40 %
Tiempo	3 minutos	

El porcentaje de sólidos influye en la adsorción de los reactivos y el tiempo que toma esa adsorción. En pulpas diluidas las partículas se pueden mover con mayor libertad, esto permite que las partículas minerales adsorban mas rápidamente los reactivos de flotación.

2.2.3.7 Influencia de la dosificación de espumante

La concentración de espumante debe ser suficiente para recoger las partículas minerales que adsorbieron el colector, si es insuficiente parte del mineral no flota y se pierde como parte del relave.

El efecto de la concentración de espumante en la recuperación se estudió en base a dos concentraciones que se muestran en la Tabla 2.8.

Tabla 2.8. Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de las pruebas 13 y 17

MOLIENDA		
Equipo	Celda Denver D-12, 5 litros	
Carga del mineral	2 Kg	
Carga de bolas	12 Kg	
Porcentaje de sólidos	60 %	
Revoluciones	1700 rpm	
Tiempo de molienda	20 minutos	
ACONDICIONAMIENTO		
Colector	35 g KAX / t mineral	
Cal	4 kg cal /t mineral	
pH	11,1	
Tiempo	5 minutos	
Variable:	Prueba 13	Prueba 17
Espumante (g espumante / t mineral)	56	84
FLOTACIÓN		
Porcentaje de sólidos	33 %	
Tiempo	3 minutos	

2.3. SELECCIÓN DEL CIRCUITO DE FLOTACIÓN MEDIANTE SIMULACIÓN

2.3.1. SIMULACIÓN CIRCUITO DESBASTE – COLECCIÓN^{8,15}

La etapa de colección tiene el fin de recuperar todo el mineral de valor que no fue recogido en la etapa de desbaste, para lo cual se trabaja en condiciones intensas de flotación (se añaden cantidades grandes de colector).

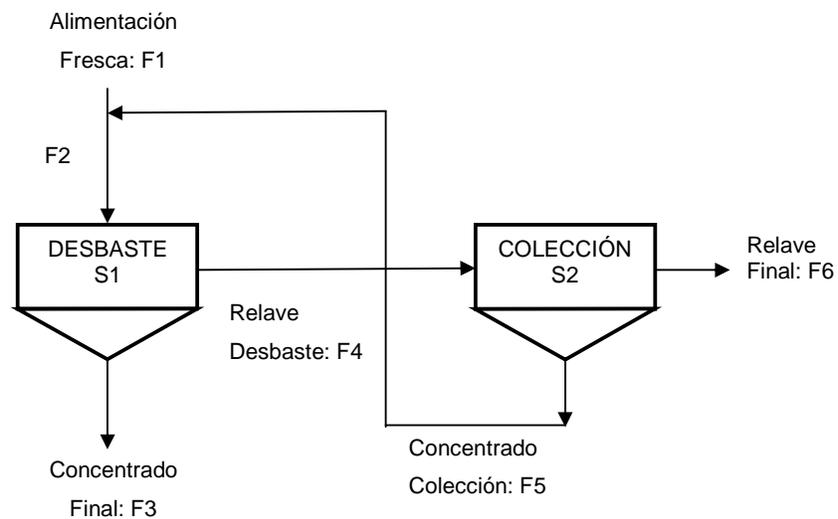


Figura 2.1: Circuito desbaste – colección

La Figura 2.1 muestra un esquema de las etapas del proceso:

- A la etapa de desbaste se alimenta el mineral de cabeza, a la colección el relave de desbaste.
- El concentrado de colección se recircula a desbaste.
- El concentrado y relave final del circuito son, respectivamente, el concentrado de desbaste y el relave de colección.

Se estudiaron los efectos de la adición de una etapa de colección en la recuperación y la ley del concentrado. En la Tabla 2.9 se observan las condiciones de las pruebas de desbaste y colección.

Tabla 2.9. Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de la prueba 18 (Círculo desbaste – colección)

MOLIENDA	
Equipo	Celda Denver D-12, 5 litros
Carga del mineral	2 Kg
Carga de bolas	12 Kg
Porcentaje de sólidos	60 %
Revoluciones	1700 rpm
Tiempo de molienda	20 minutos
ACONDICIONAMIENTO - DESBASTE	
Colector	25 g KAX / t mineral
Espumante	56 g aceite de pino / t mineral
Cal	4 kg cal /t mineral
pH	10,8
Tiempo	5 minutos
FLOTACIÓN - DESBASTE	
Porcentaje de sólidos	33 %
Tiempo	3 minutos
ACONDICIONAMIENTO - COLECCIÓN	
Colector	40 g KAX / t mineral
Espumante	28 g aceite de pino / t mineral
Tiempo	5 minutos
FLOTACIÓN - COLECCIÓN	
Porcentaje de sólidos	43 %
Tiempo	5 minutos

2.3.2. SIMULACIÓN DE CIRCUITO DESBASTE – COLECCIÓN – AFINO^{8,15}

El afinamiento trabaja con el concentrado de la etapa de desbaste y su finalidad es aumentar la ley de éste. Por lo general esta etapa trabaja en condiciones moderadas de flotación (se añaden o no mínimas cantidades de colector) para evitar el arrastre de ganga al concentrado que se presenta en flotación intensa.

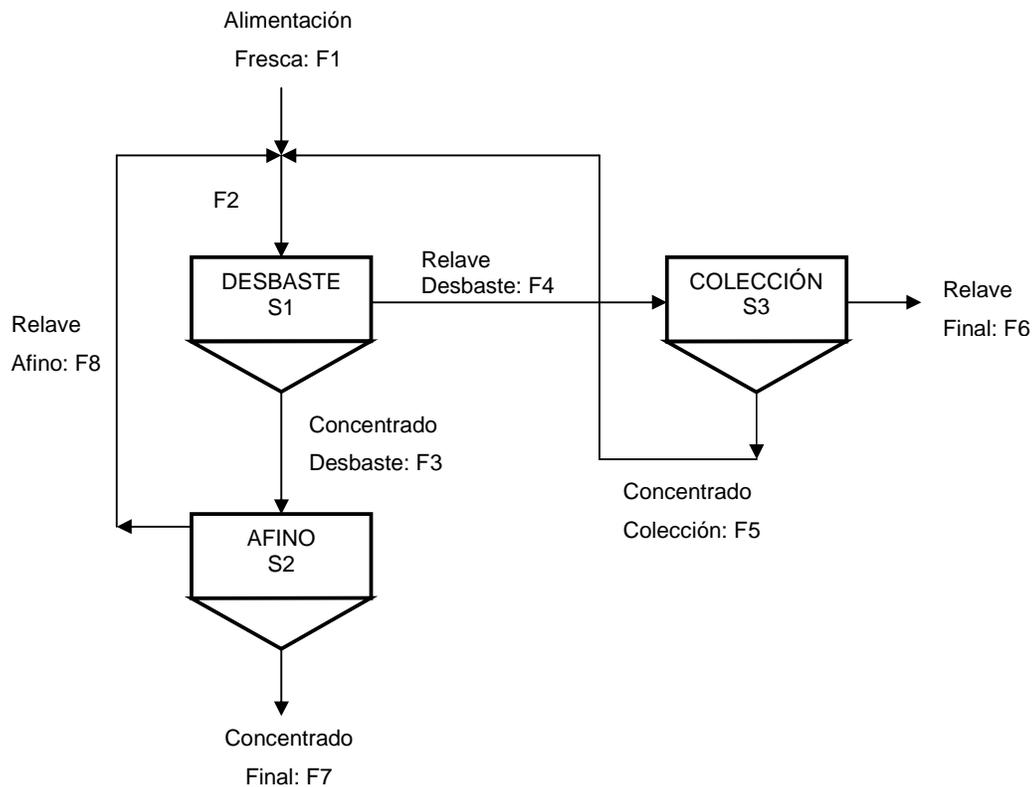


Figura 2.2: Circuito desbaste – colección – afinamiento

La Figura 2.2 muestra un esquema de las etapas del proceso:

- A la etapa de desbaste se alimenta el mineral de cabeza, a la colección el relave de desbaste y al afinamiento el concentrado de desbaste.
- El relave de afinamiento y el concentrado de colección se reciclan a desbaste.

- El concentrado y relave final del circuito son, respectivamente, el concentrado de afino y el relave de colección.

Tabla 2.10. Parámetros de molienda, acondicionamiento y flotación de la prueba 19
(Circuito desbaste – colección – afino)

MOLIENDA	
Equipo	Celda Denver D-12, 5 litros
Carga del mineral	2 Kg
Carga de bolas	12 Kg
Porcentaje de sólidos	60 %
Revoluciones	1700 rpm
Tiempo de molienda	20 minutos
ACONDICIONAMIENTO - DESBASTE	
Colector	25 g KAX / t mineral
Espumante	56 g aceite de pino / t mineral
Cal	4 kg cal /t mineral
pH	10,6
Tiempo	5 minutos
FLOTACIÓN - DESBASTE	
Porcentaje de sólidos	33 %
Tiempo	3 minutos
ACONDICIONAMIENTO - COLECCIÓN	
Colector	40 g KAX / t mineral
Espumante	28 g aceite de pino / t mineral
Tiempo	5 minutos
FLOTACIÓN - COLECCIÓN	
Porcentaje de sólidos	43 %
Tiempo	5 minutos
ACONDICIONAMIENTO - AFINO	
Colector	----
Espumante	----
Tiempo	5 minutos
FLOTACIÓN - AFINO	
Porcentaje de sólidos	5 %
Tiempo	5 minutos

2.4. DISEÑO DE LA PLANTA DE FLOTACIÓN¹⁰

Se proyecta realizar el diseño de una planta de beneficio del mineral de Pachijal. Los criterios de diseño fueron establecidos en base a los resultados obtenidos en la parte experimental.

En el diseño de planta consta información sobre el proceso de beneficio del mineral y un análisis económico preliminar.

- *Descripción del proyecto*

Se detalla información acerca de los reactivos usados; los requerimientos de insumos como agua, energía eléctrica y combustibles; una descripción de las operaciones de la planta; el diagrama de bloques del proceso de beneficio.

- *Análisis económico*

Se presenta información sobre la inversión fija en equipos, obras civiles y equipo complementario; costos de operación de servicios, materia prima, reactivos, materiales adicionales, personal, depreciación, reparación y mantenimiento; ingresos por ventas.

Adicionalmente se calcula la tasa interna de retorno (TIR), el valor actual neto (VAN) y el tiempo de retorno de la inversión para definir la factibilidad económica del proyecto.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En este capítulo se presentan resumidos los resultados de las pruebas realizadas; los resultados completos de las pruebas de flotación se encuentran en las fichas técnicas incluidas en los anexos. Los resultados y su discusión se basan en la recuperación de los metales de interés contenidos en este mineral, es decir: Oro (Au), Plata (Ag) y Cobre (Cu).

3.1. RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN MINERAL

3.1.1. RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

Se realizaron análisis del mineral de cabeza y del concentrado mineral obtenido en las condiciones óptimas de flotación.

Los resultados se presentan en la Tabla 3.1.

Tabla 3.1: Caracterización mineralógica de la muestra mineral

Mineral	Fórmula	Concentración, %
Cuarzo	SiO_2	86.0
Caolinita	$\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$	1.0
Clinocloro	$\text{Mg}_5\text{Al}_2(\text{OH})_2(\text{Si}_3\text{O}_{10})$	5.0
Calcopirita	CuFeS_2	5.0
Andesina	$\text{Na}_{0.49}\text{Ca}_{0.49}(\text{Al}_{1.48}\text{Si}_{2.50}\text{O}_8)$	3.0

De todos los minerales contenidos, solo la calcopirita es una importante mena de cobre que puede ser aprovechada comercialmente. El mineral no contiene mas sulfuros que generalmente están contenidas en este tipo de minerales como pirita o galena.

3.1.2. RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN QUÍMICA

La caracterización química se presenta en la Tabla 3.2.

Tabla 3.2: Caracterización química del mineral de Pachijal

Elemento	Concentración
Cu	2,2 %
Fe	8,0 %
Au	1 g/ton
Ag	23 g/ton

El mineral contiene una importante cantidad de cobre que haría atractiva la obtención del concentrado; sin embargo, el contenido de metales preciosos es muy bajo y es conocido que en cualquier procesamiento mineral, la obtención de oro sirve para cubrir los requerimientos económicos.

3.2. RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN FÍSICA

- *Densidad*

La densidad de la muestra con $d_{100} = 1$ mm es igual a $2,63 \text{ g / cm}^3$. Básicamente este valor está dado por la densidad del mineral de mayor concentración, cuarzo (densidad = $2,60 \text{ g / cm}^3$); la presencia de minerales con contenido metálico no elevan el valor de la densidad porque su concentración en el mineral es pequeña.

- *pH*

La medida del pH se realizó en una pulpa con 33% de sólidos, previamente molida y en agitación mecánica constante y la medida obtenida fue de 6,10.

La pulpa es prácticamente neutra por lo que va a ser necesaria la adición de cal, ya que la mayoría de colectores para calcopirita trabajan a pH alcalinos.

3.3. RESULTADO ANÁLISIS DE ORO AMALGAMABLE

No se encontró oro libre en la muestra mineral. La ausencia de oro libre puede deberse a que 30 minutos de molienda no son suficientes para liberar las partículas de oro; otra probable razón es que la concentración de oro es muy baja y no permite ser detectada por el análisis de oro amalgamable.

3.4. RESULTADOS DE LA OPTIMIZACIÓN DE LAS VARIABLES DE FLOTACIÓN

3.4.1. INFLUENCIA DEL TIPO DE COLECTOR

Los resultados presentados en la Tabla 3.3 muestran que las recuperaciones obtenidas con los dos colectores son similares en las dos condiciones de pH estudiadas, es decir los dos colectores permitieron una flotación apreciable del mineral.

Tabla 3.3: Resultados de la influencia del tipo de colector y el pH en el que actúa sobre la recuperación.

Flotación No.	Etapa	pH	Reactivos	Concentrado			Relave
				Rec. Peso (%)	Cu (%)	Rec. Au (%)	Cu %
1	A	10,9	AERO 208	5,7	29,5	73,0	0,26
	B	10,9	KAX	2,6	13,7	15,4	
2	A	6,1	AERO 208	1,7	20,1	15,8	0,12
	B	11,7	KAX	6,3	24,4	70,0	

Con el colector AERO 208 se tiene una recuperación mínima de 15,8 % cuando el pH de la pulpa es 6,10, pero con un pH de 10,9 (alcalino) la recuperación aumenta a 73,0 %, que es una recuperación aceptable. Se tiene un comportamiento similar con el colector KAX, se tiene una recuperación alta (70 %) a pH alcalino (11,7 %).

3.4.2. INFLUENCIA DEL PH

La recuperación del concentrado tiende a incrementarse a pH altos; la flotación a pH natural tiene una baja recuperación (19,2 %), por lo que un ajuste a pH alcalino es indispensable para un buen desempeño de los colectores usados.

Tabla 3.4: Resultados de la influencia del pH de la pulpa sobre la recuperación

Flotación No.	pH	Concentrado			Relave Cu, %
		Rec. Peso, %	Cu, %	Rec. Cu, %	
5	6,1	1,6	26,3	19,2	0,12
6	8,6	4,5	27,5	54,8	0,18
7	10,7	5,7	28,0	76,9	0,12

Con la adición de cal en la etapa de acondicionamiento se consiguió incrementar la obtención de concentrado en las pruebas 6 y 7 con respecto a la prueba 5; la recuperación mas alta (76,9 %) se obtuvo cuando el pH de la pulpa fue igual a 10,7 (el pH mas alto de todos los probados). Los resultados se presentan resumidos en la Tabla 3.4.

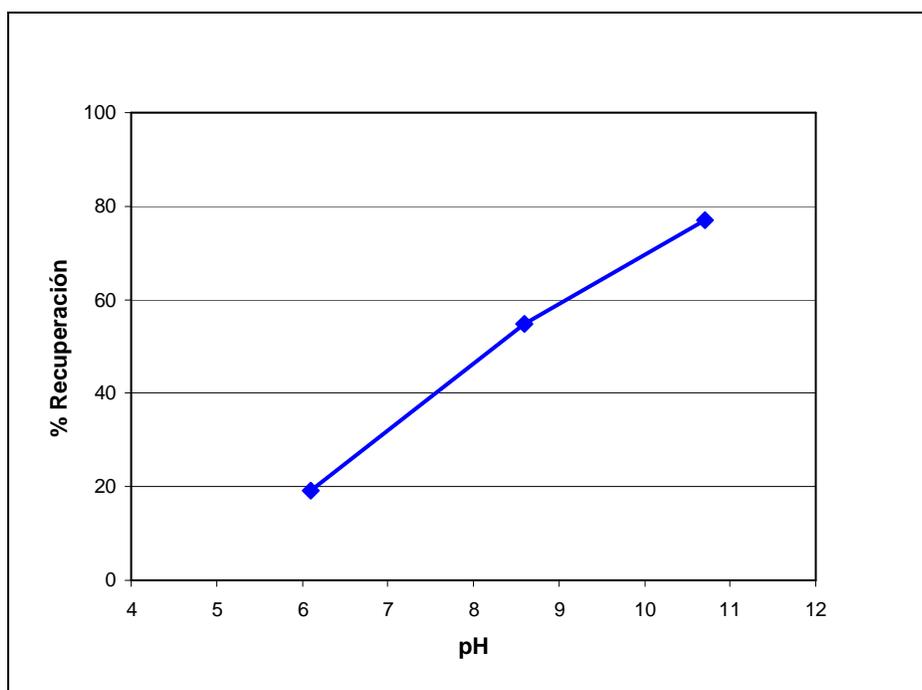


Figura 3.1: Porcentaje de recuperación de cobre en función del pH

3.4.3. INFLUENCIA DEL TIEMPO DE MOLIENDA

En primer lugar se calculó el tamaño de partícula del mineral (d_{80}) para cada tiempo de molienda.

- *Cálculo del d_{80} para 20 minutos de molienda*

La Tabla 3.5 muestra el mineral retenido en cada tamiz, se presentan los datos de los porcentajes de peso retenido, retenido calculado y pasante acumulado.

Tabla 3.5: Peso de mineral retenido de acuerdo al tamaño de partícula (20 minutos de molienda)

Malla	Tamaño, μm	Peso, g	Peso Retenido, %	Retenido Acumulado, %	Pasante Acumulado, %
65	250	159,0	15,9	15,9	84,1
80	180	0,8	0,1	16,0	84,0
100	150	162,5	16,3	32,2	67,8
140	106	290,8	29,1	61,3	38,7
200	75	155,7	15,6	76,9	23,1
270	53	111,0	11,1	88,0	12,0
< 270	< 53	120,2	12,0	100,0	0,0
		1000,0	100,0		

La Figura 3.2 muestra el porcentaje del mineral que ha pasado determinado número de malla, después de 20 minutos de molienda. El valor d_{80} corresponde al 80 % del mineral que ha pasado dicha malla.

Para 20 minutos de molienda se calculó un $d_{80} = 174 \mu\text{m}$.

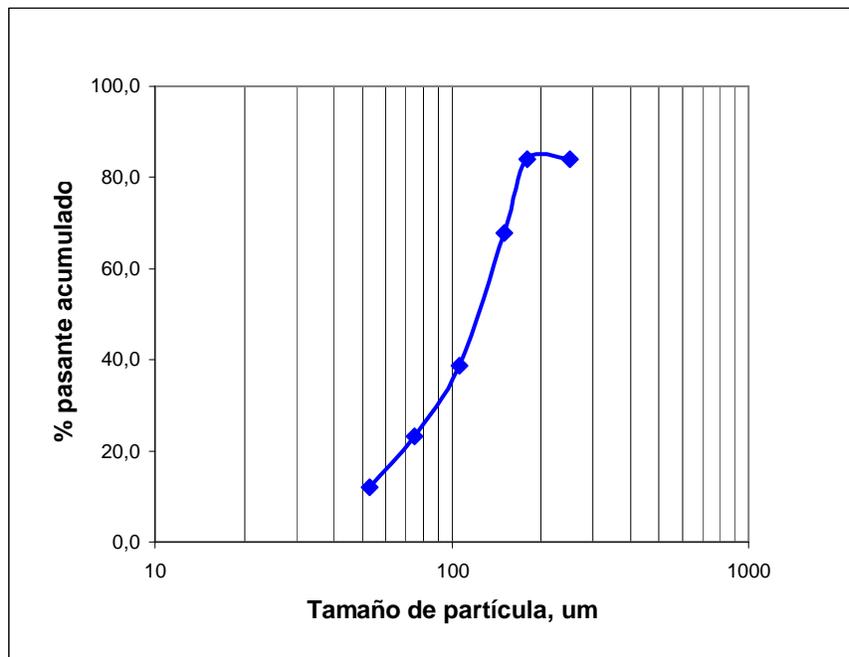


Figura 3.2: Distribución granulométrica para 20 minutos de molienda

- *Cálculo del d_{80} para 30 minutos de molienda*

La Tabla 3.6 muestra el mineral retenido en cada tamiz, se presentan los datos de los porcentajes de peso retenido, retenido calculado y pasante acumulado.

Tabla 3.6: Peso de mineral retenido de acuerdo al tamaño de partícula (30 minutos de molienda)

Malla	Tamaño, μm	Peso, g	Peso Retenido, %	Retenido Acumulado, %	Pasante Acumulado, %
80	180	222,4	11,1	11,1	88,9
100	150	189,5	9,5	20,6	79,4
150	104	357,1	17,9	38,5	61,5
250	62	534,2	26,7	65,2	34,8
325	45	200,0	10,0	75,2	24,8
< 325	< 45	496,8	24,8	100,0	0,0
		2000,0	100,0		

La Figura 3.3 muestra el porcentaje del mineral que ha pasado determinado número de malla, después de 30 minutos de molienda. El valor d_{80} corresponde al 80 % del mineral que ha pasado dicha malla.

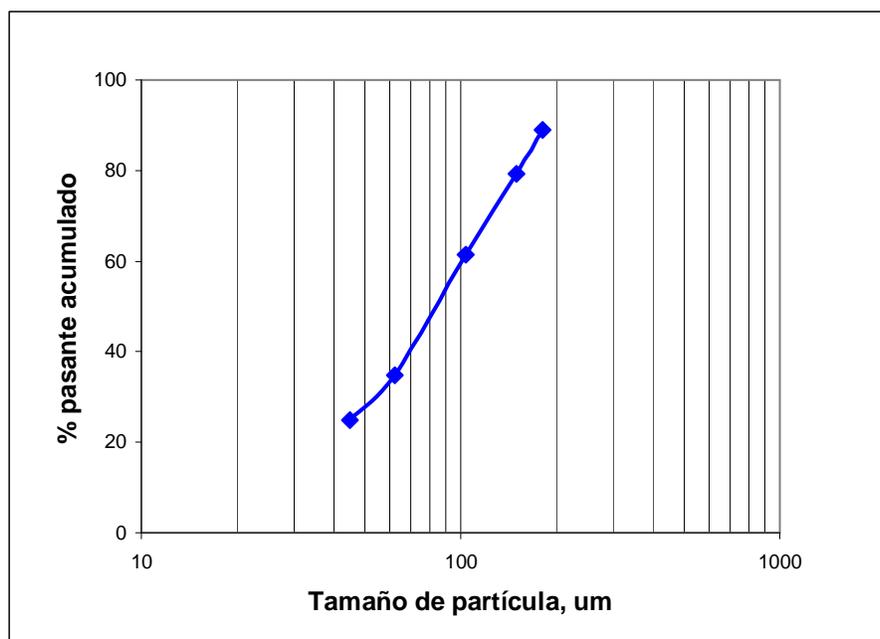


Figura 3.3: Distribución granulométrica para 30 minutos de molienda

Para 30 minutos de molienda se calculó un $d_{80} = 152 \mu\text{m}$.

- *Cálculo del d_{80} para 40 minutos de molienda*

La Tabla 3.7 muestra el mineral retenido en cada tamiz, se presentan los datos de los porcentajes de peso retenido, retenido calculado y pasante acumulado.

Tabla 3.7: Peso de mineral retenido de acuerdo al tamaño de partícula (40 minutos de molienda)

Malla	Tamaño, μm	Peso, g	Peso Retenido, %	Retenido Acumulado, %	Pasante Acumulado, %
80	180	51,6	5,2	5,2	94,8
100	150	133,5	13,4	18,5	81,5
150	104	230,9	23,1	41,6	58,4
250	62	358,2	35,8	77,4	22,6
325	45	168,8	16,9	94,3	5,7
< 325	< 45	57,0	5,7	100,0	
		1000,0	100,0		

La Figura 3.4 muestra el porcentaje del mineral que ha pasado determinado número de malla, después de 40 minutos de molienda. El valor d_{80} corresponde al 80 % del mineral que ha pasado dicha malla.

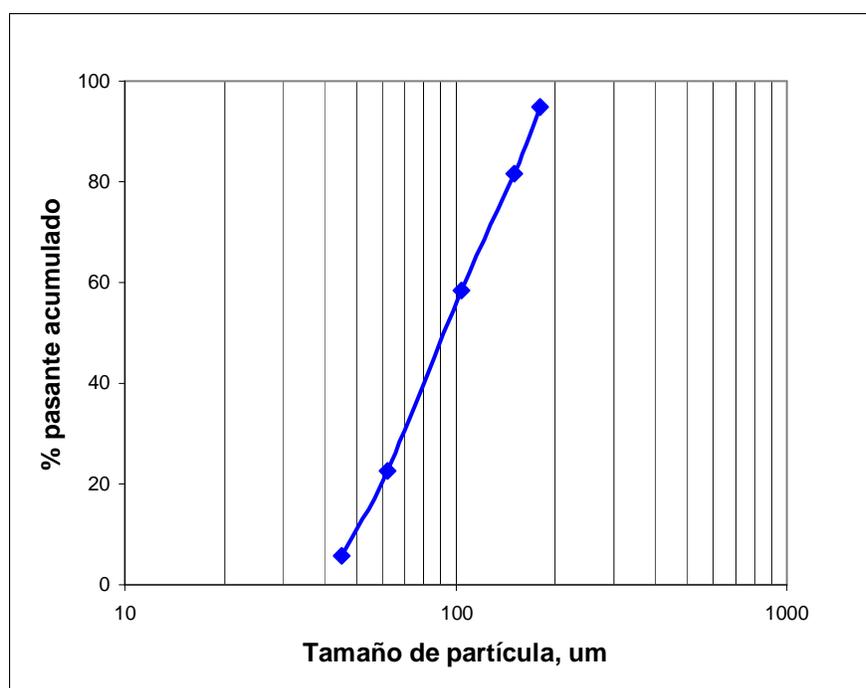


Figura 3.4: Distribución granulométrica para 40 minutos de molienda

Para 40 minutos de molienda se calculó un $d_{80} = 148 \mu\text{m}$.

La Tabla 3.8 muestra en resumen los valores de d_{80} calculados para cada tiempo de molienda.

Tabla 3.8: d_{80} calculado para cada tiempo de molienda

Tiempo de molienda, minutos	d_{80} , μm
20	174
30	152
40	148

Por lo general en flotación se trabaja con $d_{80} = 150 \mu\text{m}$, tamaño en que se considera se han liberado los minerales de valor; en este caso se puede considerar que en todos los tiempos de molienda probados se alcanzó la liberación.

- *Influencia del tiempo de molienda sobre la recuperación*

La Tabla 3.9 muestra los porcentajes de recuperación de cobre para el d_{80} del mineral molido.

Tabla 3.9: Resultados de la influencia de la molienda sobre la recuperación

Flotación No.	d_{80} , μm	Concentrado			Relave Cu, %
		Rec. Peso, %	Cu, %	Rec. Cu, %	
3	174	2,1	22,7	21,9	0,12
4	152	1,6	26,3	19,2	0,12
2	148	1,7	20,1	15,8	0,12

La mayor recuperación (21,9 %) se obtuvo con el mayor d_{80} (174 μm); a medida que disminuye el tamaño de partícula también disminuye la recuperación, es así que al menor tamaño de partícula ($d_{80} = 148 \mu\text{m}$) se tuvo la menor recuperación (15,8 %).

Entonces, la molienda del mineral a tiempos mayores de 20 minutos no se justifica: en primer lugar hay una caída de las recuperaciones para los tiempos de 30 y 40 minutos que denota que a mayor tiempo de molienda la ganga finamente molida es arrastrada por las burbujas ascendentes de concentrado hacia la espuma; por otro lado, la concentración de cobre en el relave se mantiene constante lo que demuestra que la liberación del mineral ya es efectiva a los 20 minutos.

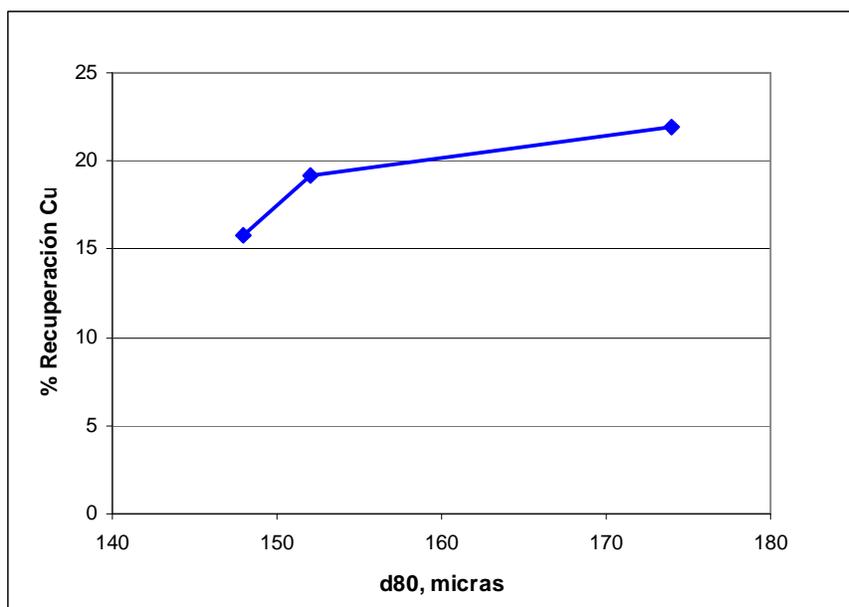


Figura 3.5: Porcentaje de recuperación de cobre en función del tiempo de molienda

3.4.4. DOSIFICACIÓN DEL COLECTOR AERO 208

La recuperación de concentrado se incrementa a concentraciones altas de colector: se puede ver que la recuperación de 83,1 % (la mas alta obtenida) se obtuvo con la dosificación de 46 g / t (la concentración mas alta probada); es decir, la tendencia es obtener mayor concentrado con dosificaciones altas de concentrado. Así mismo, la menor recuperación obtenida (16,2 %) corresponde a la menor dosificación añadida de colector (12 g / t). La Tabla 3.10 muestra en resumen los resultados de la experimentación con AERO 208.

Tabla 3.10: Resultados de la influencia de la dosificación de AERO 208 sobre la recuperación

Flotación No.	AERO g/t	Concentrado			Relave Cu, %
		Rec. Peso, %	Cu, %	Rec. Cu, %	
9	12	4.9	31.7	16,2	0,16
7	23	5.7	28,0	76,9	0,12
8	46	6,5	27,9	83,1	0,14

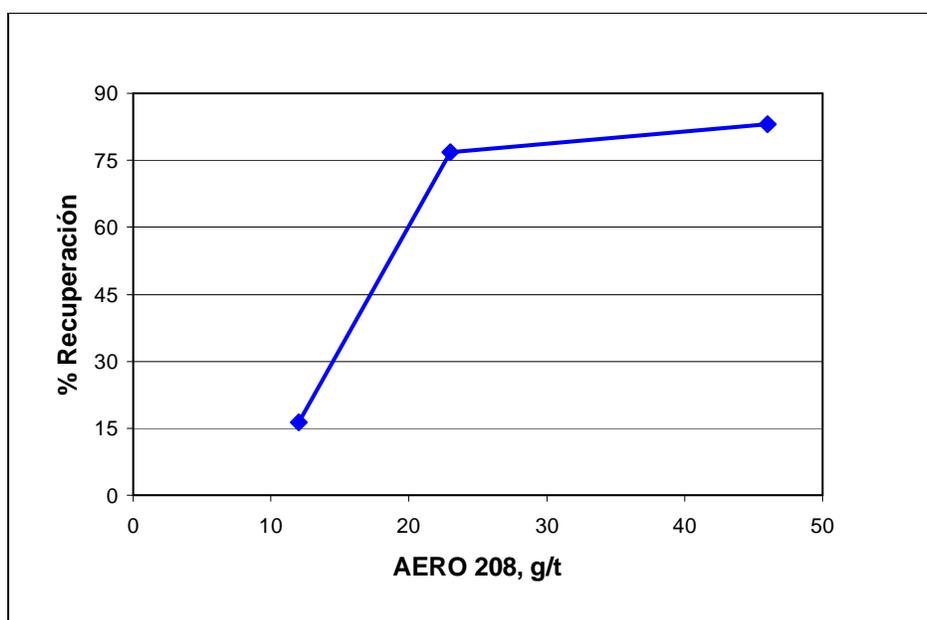


Figura 3.6: Porcentaje de recuperación de cobre en función de la dosificación de AERO 208

3.4.5. DOSIFICACIÓN DEL COLECTOR KAX

Se realizaron pruebas aumentando progresivamente la dosificación de KAX y se observó un aumento de la recuperación de cobre hasta alcanzar una máxima recuperación (90,3 %) cuando se añaden 45 g / t de KAX en el acondicionamiento. Los resultados de las pruebas realizadas se muestran en la Tabla 3.11.

Tabla 3.11: Resultados de la influencia de la dosificación del colector KAX sobre la recuperación

Flotación No.	KAX g/t	Concentrado			Relave Cu, %
		Rec. Peso, %	Cu, %	Rec. Cu, %	
12	5	4,3	28,5	52,2	0,14
11	15	4,7	30,0	64,3	0,14
10	25	5,9	29,6	80,4	0,14
13	35	7,6	25,3	86,3	0,16
14	45	8,1	28,0	90,3	0,13
15	50	8,8	25,2	90,0	0,13

En la Figura 3.7 se observa que la tendencia es obtener mayor cantidad de concentrado a mayores dosificaciones de colector KAX.

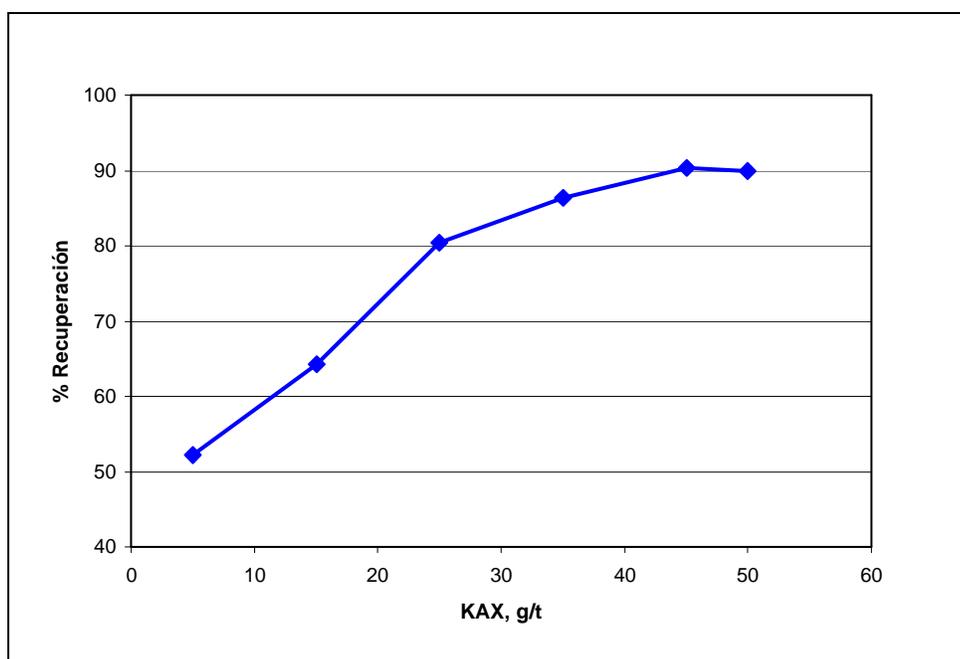


Figura 3.7: Porcentaje de recuperación de cobre en función de la dosificación de KAX

3.4.6. INFLUENCIA DEL PORCENTAJE DE SÓLIDOS

La influencia de esta variable en la flotación se estudió en dos pruebas con valores distintos de porcentaje de sólidos, consiguiéndose una mayor recuperación (86,3 %) con 33 % de sólidos. Los resultados de la variación del porcentaje de sólidos sobre la recuperación se muestran en la Tabla 3.12.

Tabla 3.12: Resultados de la influencia del porcentaje de sólidos sobre la recuperación

Flotación No.	Sólidos %	Concentrado			Relave Cu, %
		Rec. Peso, %	Cu, %	Rec. Cu, %	
13	33	7,6	25,3	86,3	0,16
16	40	6,1	26,1	74,1	0,12

La recuperación de concentrado obtenida con el mayor porcentaje de sólidos (40%) es menor con respecto al porcentaje de 33 %.

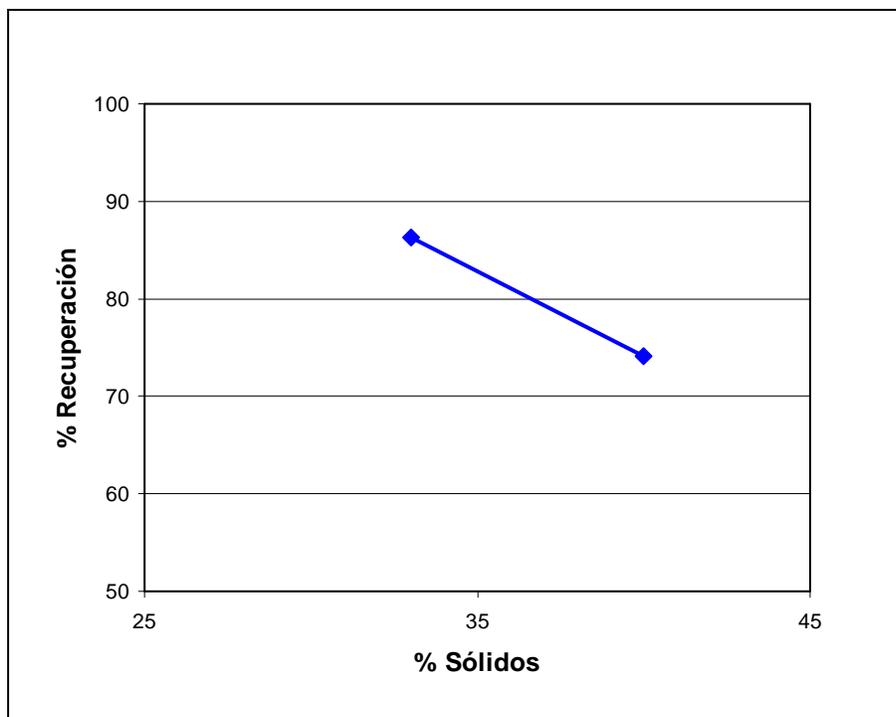


Figura 3.8: Porcentaje de recuperación de cobre en función del porcentaje de sólidos

La razón de la caída en la recuperación a mayor porcentaje de sólidos puede deberse al hecho de que un mayor número de partículas minerales ocupando el mismo volumen, facilitan el arrastre de ganga al concentrado, entonces el aumento del porcentaje de sólidos en la flotación disminuye la recuperación del concentrado porque se induce un mayor arrastre de ganga al estar las partículas minerales “mas compactadas” en la celda de flotación.

3.4.7. INFLUENCIA DE LA DOSIFICACIÓN DE ACEITE DE PINO

El estudio de la variación de la recuperación en función de la dosificación de espumante se hizo con dos cantidades distintas de espumante; la mayor recuperación de 86,3 % se obtuvo con la menor dosificación (56 g / t).

La Tabla 3.13 muestra los resultados de recuperación si la variable es la dosificación de espumante.

Tabla 3.13: Resultados de la influencia de la dosificación de espumante sobre la recuperación

Flotación No.	Espumante g/t	Concentrado			Relave Cu, %
		Rec. Peso, %	Cu, %	Rec. Cu, %	
13	56	7,6	25,3	86,3	0,20
17	84	7,1	25,7	82,3	0,20

La menor recuperación obtenida (82,3 %) corresponde a la mayor dosificación de espumante (84 g / t).

La disminución de la recuperación de concentrado al añadir una mayor cantidad de espumante se puede explicar en el hecho de que al tener condiciones fuertes o intensivas de flotación, solo se consigue un mayor arrastre de la ganga al concentrado en detrimento de la recuperación.

3.5. SELECCIÓN DEL CIRCUITO DE FLOTACIÓN MEDIANTE SIMULACIÓN

3.5.1. CIRCUITO DESBASTE - COLECCIÓN

La Tabla 3.14 muestra la recuperación en peso, la ley y la recuperación de cobre de cada corriente obtenidas en las pruebas batch realizadas en la celda de flotación.

Tabla 3.14: Resultados de la prueba batch para el circuito desbaste – colección

Corriente	Resultados		
	Rec. Peso, %	Cu, %	Rec. Cu, %
Concentrado final	6,0	27,3	78,3
Concentrado Colección	2,6	5,5	6,7
Relave final	91,5	0,3	14,9

En el concentrado de colección se tiene una cantidad apreciable de mineral, por lo que se esperaría que su recirculación a desbaste provoque un incremento de la recuperación de concentrado.

Con los datos de recuperaciones en peso y de cobre se calcularon los factores de distribución. En la Tabla 3.15 se muestran estos factores para las etapas de desbaste y colección.

Tabla 3.15: Factores de distribución de las etapas de desbaste y colección

		Factores de distribución	
		Peso	Cu
Desbaste	S1	0,06	0,783
Colección	S2	0,0276	0,310

En la Tabla 3.16 se muestran los resultados obtenidos de la simulación en el programa SPLITSIM, que corresponden a los flujos y concentración de cobre de cada corriente del circuito.

Tabla 3.16: Resultados de la simulación del circuito desbaste – colección

Corriente	Flujo, ton / dia	Concentración, %
F1	100,0	2,2
F2	102,6	2,3
F3	96,5	0,5
F4	2,6	5,9
CF	6,2	29,9
RF	93,8	0,3
Recuperación Cu = 83,9 %		

En los resultados se observa que la etapa de colección efectivamente recuperó del relave de desbaste una parte significativa de concentrado; la recirculación de esta corriente (F4) dentro del circuito mejoró la recuperación del concentrado con respecto a las pruebas batch (en las que no se recirculó ninguna corriente).

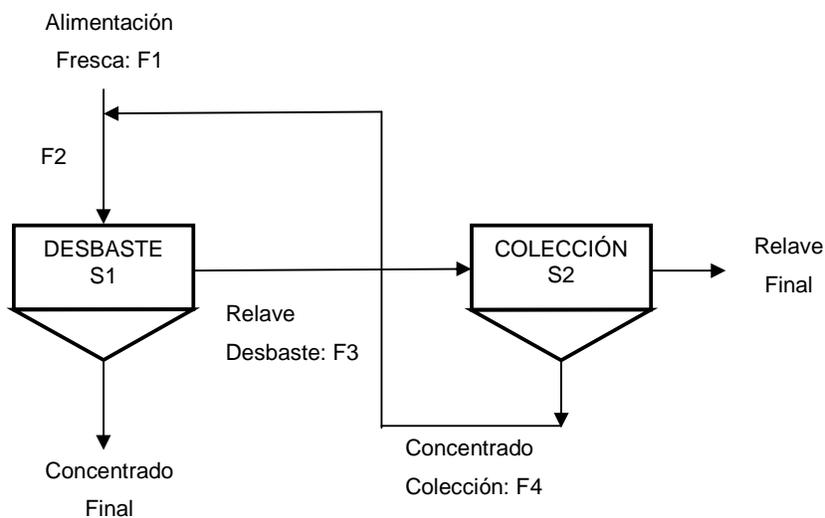


Figura 2.1: Circuito desbaste - colección

Tabla 3.17: Comparación de los concentrado obtenidos en las pruebas batch y simulación

	Concentrado final	
	Cu, %	Rec. Cu, %
Batch (sin recirculación)	29,6	80,4
Simulación (con recirculación)	29,9	83,9

Como lo muestran los datos presentados en la Tabla 3.17, la recuperación obtenida de las pruebas de simulación es mayor con lo que se confirma el efecto positivo que tiene la adición de una etapa de colección en el circuito de flotación.

3.5.2. CIRCUITO DESBASTE – COLECCIÓN – AFINO

La Tabla 3.18 muestra la recuperación en peso, la ley y la recuperación de cobre de cada corriente obtenidas en las pruebas batch realizadas en la celda de flotación.

Tabla 3.18: Resultados de la prueba batch para el circuito desbaste – colección – afino

Corriente	Resultados		
	Rec. Peso, %	Cu, %	Rec. Cu, %
Concentrado final	4,7	32,5	66,0
Relave Afino	1,4	11,9	7,2
Concentrado Colección	4,0	10,8	19,1
Relave final	89,9	0,20	7,7

Hay que mencionar que la recuperación en peso del concentrado final es pobre (4,7 %) a pesar de tener una alta concentración de cobre (32,5 %). También, el relave de afino y el concentrado de colección tienen un alto contenido de mineral valioso por lo que se espera que su recirculación a la etapa de desbaste influya en una mayor obtención de concentrado.

Con los datos de recuperaciones en peso y de cobre se calcularon los factores de distribución. En la Tabla 3.19 se muestran estos factores para las etapas de desbaste, colección y afino.

Tabla 3.19: Factores de distribución de las etapas de desbaste, colección y afino

		Factores de distribución	
		Peso	Cu
Desbaste	S1	0,061	0,732
Afino	S2	0,770	0,901
Colección	S3	0,0425	0,712

En la Tabla 3.20 se muestran los datos obtenidos de la simulación, que corresponden a los flujos y concentración de cobre de cada corriente del circuito.

Tabla 3.20: Resultados de la simulación del circuito desbaste – colección – afino

Corriente	Flujo, ton / día	Concentración, %
F1	100,0	2,2
F2	100,0	2,2
F3	6,1	26,4
F4	1,4	11,3
F5	93,9	0,6
F6	3,9	10,5
CF	4,7	30,9
RF	89,9	0,2
Recuperación Cu = 66,0 %		

En los resultados se observa la disminución de la recuperación de concentrado con respecto a las pruebas batch y al circuito desbaste – colección.

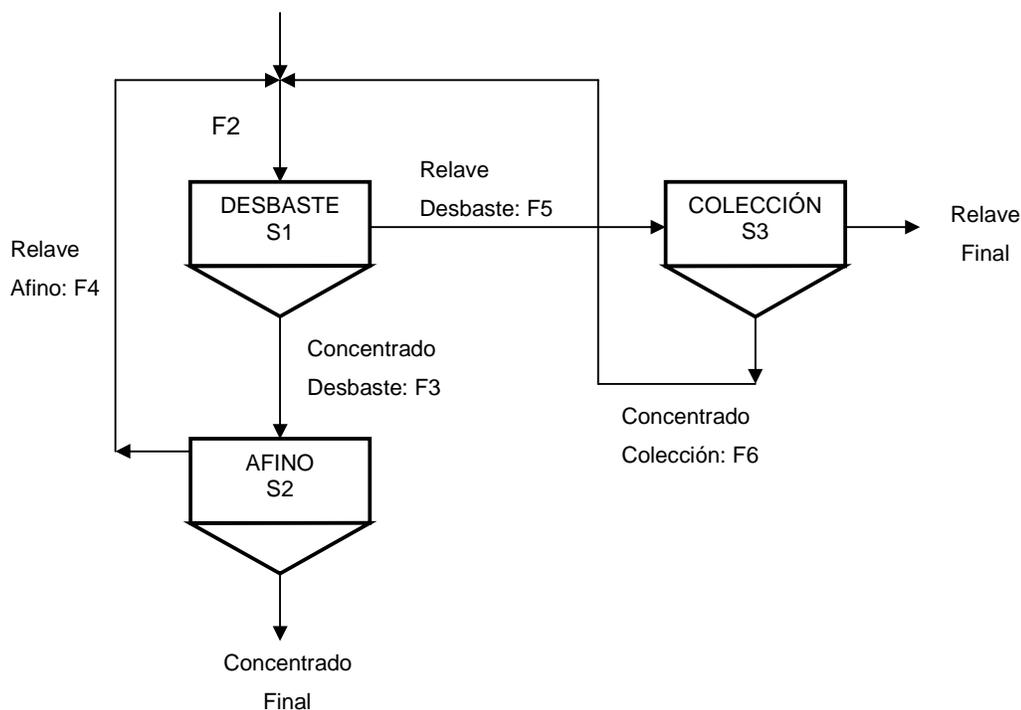


Figura 2.2: Circuito desbaste – colección – afino

Si bien hay un aumento de la ley de cobre en el concentrado, la cantidad de éste que se recupera es pequeña. Esto se debe a que la etapa de afino no trabaja adecuadamente, eso se observa en el hecho que el relave de afinamiento (F4, que se recircula) es muy grande y tiene una elevada concentración de cobre; en su lugar se debería tener una corriente pequeña y de baja ley.

Tabla 3.21: Comparación de los concentrado obtenidos en las pruebas batch y simulación

	Concentrado final	
	Cu, %	Rec. Cu, %
Batch	29,6	80,4
Desbaste - Colección	29,9	83,9
Desbaste – Colección - Afino	30,9	66,0

3.6. DISEÑO DE LA PLANTA DE FLOTACIÓN

3.6.1. DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

Se proyecta una planta para procesamiento de 100 toneladas métricas procesadas por día. El mineral a procesar es rico en minerales de cobre, por esta razón es que en estos minerales se origina su principal valor de explotación; los contenidos existentes de metales preciosos (oro y plata) son pequeños, de tal manera que el diseño se basa en la recuperación del concentrado de cobre por ser el mineral mas abundante.

La planta contempla todos los procesos que son necesarios para la obtención de un concentrado de mineral de cobre (por ejemplo en este caso calcopirita); por lo tanto no incluirá procesos de reducción metálica como fundición, refinación electrolítica, entre otros.

Los parámetros de operación de la planta se toman de los resultados de las pruebas metalúrgicas y análisis químicos, realizados durante la etapa experimental del presente proyecto de titulación.

3.6.1.1 Preparación Mecánica

- Cribado previo

Tamaño máximo mineral en la alimentación: 8"

Abertura de clasificación: 1"

- Trituración primaria

Intervalo de tamaño del mineral en la alimentación: 1" < tamaño < 8"

Abertura de la descarga: 1"

- Cribado de control

Tamaño máximo mineral en la alimentación: 1.5"

Abertura de clasificación: 3 / 16"

- Trituración secundaria

Intervalo de tamaño del mineral en la alimentación: 3/16" < tamaño < 1.5"

Abertura de la descarga: 1/4"

3.6.1.2 Molienda y Clasificación

- Molienda (Molino de bolas)

Porcentaje de sólidos en el molino: 60

Potencial hidrógeno en el interior: alcalino (se añade cal)

Tamaño de partícula descargada: $d_{80} = 75$ micras

- Clasificación (Hidrociclón)

Porcentaje de sólidos que entra a hidrociclón: 25

Porcentaje de sólidos en overflow: 60

Porcentaje de sólidos en underflow: 13

3.6.1.3 Flotación

Porcentaje de sólidos: 30

Potencial hidrógeno: 11

Velocidad de agitación: 1700 rpm

3.6.1.4 Reactivos Químicos

- Cal
- KAX
- Aceite de pino

3.6.1.5 Insumos

- *Agua*

El consumo estimado de agua para el procesamiento del mineral en cada una de las etapas es 370 m³/día.

Para el consumo humano se estima que se utiliza 20 m³ / día, considerando una carga de 0.5 m³ agua / día x persona y que en la planta habitarán 30 personas más un 30 % por visitas.

El consumo estimado en actividades de limpieza de la planta, es de 10 m³.

Sobre la base de estas estimaciones el consumo total de agua en la planta es de 400 m³/día.

- *Diesel y energía eléctrica*

El diesel servirá para accionar el generador eléctrico de 350 KW, además de la volqueta de 10 m³ usada para el transporte del mineral al interior de la planta.

La energía eléctrica se obtiene a través del generador interno de la planta, que abastecerá tanto los requerimientos energéticos del procesamiento del mineral, como la de las áreas administrativas y residenciales.

3.6.1.6 Diagrama de bloques del proceso

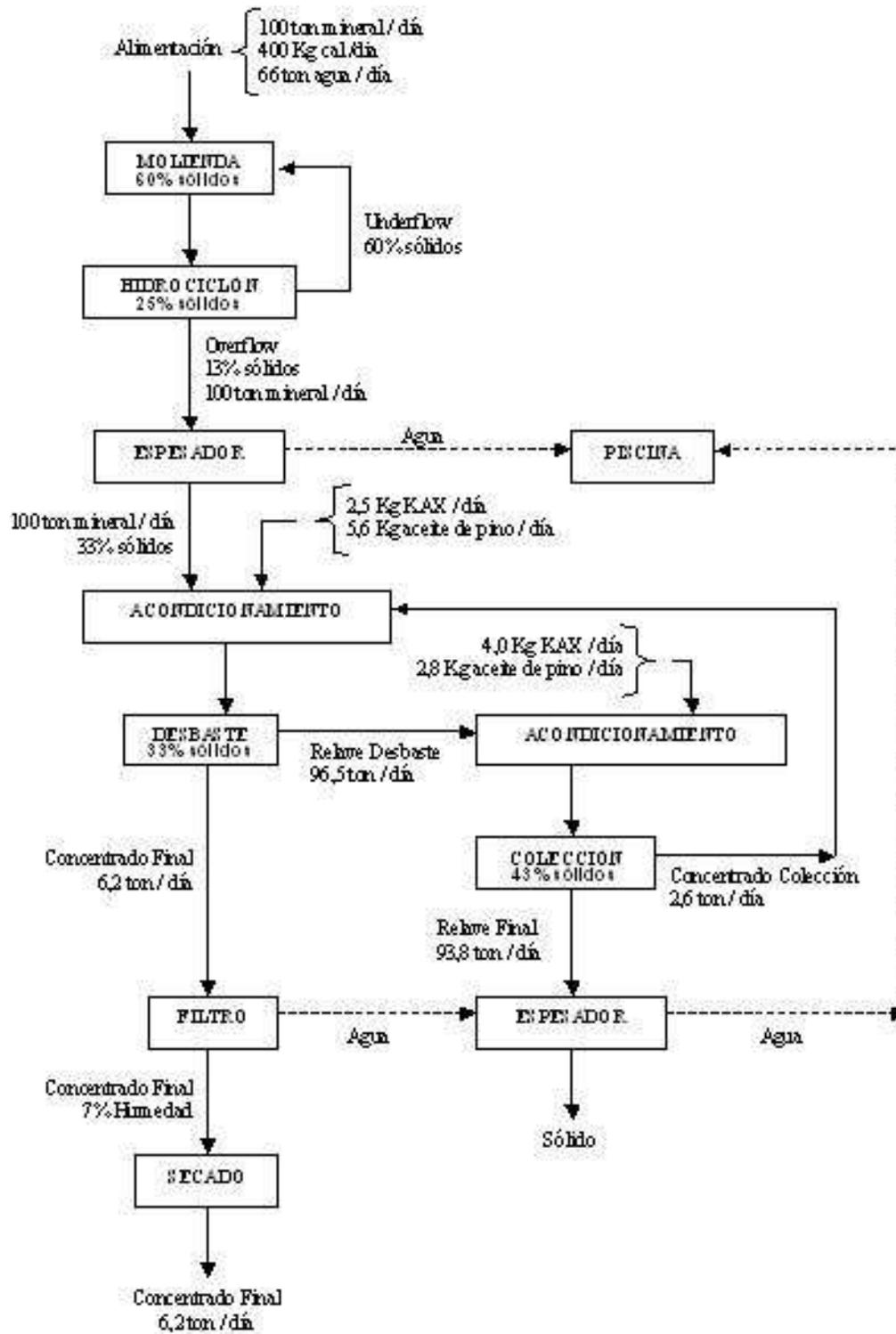


Figura 3.9: Diagrama de bloques del proceso de beneficio del mineral de Pachijal

3.6.1.7 Descripción de las operaciones

- Trituración primaria y secundaria

El mineral que llega a la planta inicia el proceso en una primera reducción de tamaño se alcanza en la chancadora de mandíbula (trituración primaria) y luego pasa a una segunda etapa de trituración para alcanzar los tamaños de partículas adecuados para trabajar en el molino. La trituración secundaria se realiza en una trituradora de cono, alcanzando la reducción necesaria previa al ingreso a la etapa de molienda.

- Molienda – clasificación

La molienda se realiza en molino de bolas o barras. El mineral molido se clasifica en un hidrociclón instalado a continuación del molino; la corriente underflow se debe recircular al molino porque no alcanza la reducción requerida, mientras la corriente overflow se dirige a la etapa de ajuste del porcentaje de sólidos.

- Acondicionamiento – flotación

A la pulpa dirigida desde el hidrociclonado, se le añaden los reactivos de flotación como son los colectores, espumantes y reguladores de pH y se los mantiene en agitación. La pulpa acondicionada se pasa a una primera etapa de desbaste: el concentrado de desbaste se dirige a la afino y el relave hacia la etapa de colección. El acondicionamiento previo a la colección consiste en la adición de grandes cantidades de colector y un ajuste de sólidos similar a la etapa de desbaste; en el acondicionamiento de afino, simplemente se añade agua recirculada hasta alcanzar un 5% de sólidos.

El concentrado final y el relave final, se dirigen a los procesos de secado en filtro prensa y desecho respectivamente.

3.6.2. ANÁLISIS ECONÓMICO DEL PROCESO

- *Costo de los equipos proyectados**

Tabla 3.22: Costo de los equipos proyectados

Equipo	No.	Capacidad	Costo, US\$
Apron feeder	1	13 ton / día	25.000
Jaw crusher 15"X36"	1	13 ton / día	40.000
Cone crusher 2'	1	13 ton / día	60.000
Ore ben (silo)	1	1.000 ton	20.000
Belt feeder 24"X12"	1	5 ton / hora	10.000
5'X8' Ball mill	1	15 ton / hora	150.000
6'X6' Conditioner tank	2	5 ton / hora	30.000
Flotation cell No. 18	6	18 ft ³	60.000
4'X1' Disc filter	1	0,5 ton / hora	30.000
Wet reagent feeder	3	----	15.000
2" Vertical sand pump	2	----	25.000
2" Diaphragm pump	2	----	20.000
Espesador 14'X8'	1	----	10.000
Subtotal equipos proyectados			495.000

- *Costos obras civiles**

Tabla 3.24: Costos de obras civiles

	Costo, US\$
Cerramiento y puertas de acceso a la planta	30.000
Bases de concreto para las máquinas	3.000
Galpón para la planta	20.000
Galpones para la administración	30.000
Subtotal obras civiles	83.000

* Información proporcionada por Ing. Marcelo Lozada – Docente DEMEX EPN

- *Costos de equipo complementario**

Tabla 3.25: Costos de equipos complementario

Equipo	No.	Costo, US\$
Camioneta 4x4	1	30.000
Volqueta 10 m ³	1	50.000
Pala mecánica BOBCAT	1	30.000
Compresor de aire	1	20.000
Aprovisionamiento de agua	--	30.000
Equipo para enfermería	--	10.000
Equipo cocina-comedor	--	20.000
Equipos de oficina	--	10.000
Equipo para pesar mineral	--	20.000
Equipo para bodega	--	10.000
Generador 350 KW	1	150.000
Subtotal equipo complementario		380.000

- *Inversión fija*

La inversión fija del proyecto es de US\$ 958.000

- *Costos de Operación – Servicios**

Tabla 3.26: Costos de servicios

	Costo, US\$ / mes	Costo, US\$ / año
Agua (400m ³ /día)	300	3.600
Energía eléctrica	1.050	12.600
Agua potable	180	2.160
Diesel (100 gal/día)	3.900	46.800
Gasolina (40 gal/día)	1.200	14.400
Subtotal Servicios		79.560

* Información proporcionada por Ing. Marcelo Lozada – Docente DEMEX EPN

- *Costos de operación – Materia prima y reactivos**

Tabla 3.27: Costos de materia prima y reactivos

	Costo, US\$ / mes	Costo, US\$ / año
Productos químicos	10.000	120.000
Materia prima	210.000	2.520.00
Subtotal materia prima y reactivos		2.640.000

- *Costo de Operación – Personal**

Tabla 3.29: Costos de personal

	No.	Costo, US\$ / mes	Costo, US\$ / año
Director técnico	1	2.000	24.000
Jefe de planta	1	1.500	18.000
Asistente	1	800	9.600
Ingeniero de planta	2	1.200	14.400
Administrador	1	800	9.600
Contador	1	500	6.000
Guardia de seguridad	3	1.200	14.400
Analista	1	600	7.200
Enfermera	1	600	7.200
Cocinera	1	900	10.800
Bodeguero	1	600	7.200
Logística	1	400	4.800
Operarios (bachilleres)	20	6.000	7.200
Chóferes	2	800	9.600
Imprevistos (1%)	----	----	2.100
Subtotal personal			152.100

* Información proporcionada por Ing. Marcelo Lozada – Docente DEMEX EPN

- *Costos de operación – Materiales adicionales**

Tabla 3.28: Costos de materiales adicionales

	Costo, US\$ / mes	Costo, US\$ / año
Víveres	8.000	96.000
Materiales para la bodega	5.000	60.000
Medicinas	1.000	12.000
Implementos de aseo	1.000	12.000
Subtotal materiales adicionales		180.000

- *Costos de operación – Depreciación*

Tabla 3.30: Costos de depreciación

	Costos, US\$	Factor depreciación	Depreciación, US\$ / año
Obra civil	83.000	0.10	8.300
Equipos	495.000	0.10	49.500
Equipos complementarios	380.000	0.10	38.000
Subtotal depreciación			95.800

- *Costos de operación - Reparación y mantenimiento*

Tabla 3.31: Costos de reparación y mantenimiento

	Costos, US\$	Factor reparación	Depreciación, US\$ / año
Equipos	495.000	0.10	49.500
Equipos complementarios	380.000	0.10	38.000
Subtotal reparación y mantenimiento			87.500

- *Costo total de operación*

El costo total de operación anual es de US\$ 4.192.900.

* Información proporcionada por Ing. Marcelo Lozada – Docente DEMEX EPN

- *Ingreso por ventas*¹⁸

Los ingresos de la mina provienen exclusivamente de la comercialización del concentrado de cobre (calcopirita), obtenido al final de todo el procesamiento en planta.

Tabla 3.32: Cotización de cobre, oro y plata (promedio anual)¹³

	Cotización
Cobre	5.000 US\$ / tonelada
Oro	28 US\$ / gramo
Plata	0,42 US\$ / gramo

La recuperación en peso del concentrado es 8,1%; si se procesan 100 ton / día se tienen 8,1 ton / día de concentrado. La Tabla 3.33 muestra la producción diaria de cobre, oro y plata.

Tabla 3.33: Producción anual de concentrado

	Producción: 8,1 ton / día	
	Concentración	Producto diario
Cobre	28,0 %	2,3 ton / día
Oro	10,7 g / ton	86,7 gramos / día
Plata	247,8 g / ton	2.007 gramos / día

La Tabla 3.34 muestra los ingresos diarios y anuales por concepto de venta del concentrado.

Tabla 3.34: Ingresos anuales por venta

	Producto diario	Ingreso diario	Ingreso anual
Cobre	2,3 ton / día	11.340 US\$	4.139.100 US\$
Oro	86,7 gramos / día	2.430 US\$	885.767 US\$
Plata	2.007 gramos / día	843 US\$	307.700 US\$
Total ingreso por ventas			5.332.567 US\$

- *Utilidad bruta*

Ingresos por ventas – Costos totales = 1.139.667 US\$ / año

- *Impuesto a la Renta*

0,25 x Utilidad bruta = 284.916 US\$ / año

- *Ingreso Neto*

Utilidad bruta – Impuesto a la renta = 854.751 US\$ / año

- *Tiempo de recuperación de la inversión*

Inversión Total + Costos Totales x T = Ventas x T

T = 0,84 años

- *Tasa Interna de Retorno (TIR) y Valor Actual Neto (VAN)*

Año	Flujo de Caja, US\$
0	-958.000
1	854.751
2	854.751
3	854.751
4	854.751
5	854.751
6	854.751
7	854.751
8	854.751
9	854.751
10	854.751

Para un tiempo de vida del proyecto de 10 años y asumiendo una tasa de interés promedio de 10%, se tienen los siguientes valores:

TIR = 89%

VAN = 7.290 US\$

Si la tasa de interés es de 10% se tiene una VAN positiva. Por otra parte, la TIR es mayor que la tasa de interés por lo tanto el inversionista obtendría un mayor rendimiento si invierte en este proyecto.

De acuerdo a estos dos criterios financieros es conveniente realizar la inversión en el proyecto. Además, hay que mencionar que el tiempo de retorno de la inversión es menor a un año lo que se suma a los dos criterios anteriores como favorables para la inversión en este proyecto.

4. Conclusiones y recomendaciones

- El análisis químico y mineralógico del mineral determinó la presencia de cobre, oro y plata como metales de valor; de estos tres metales presentes el cobre es el que aporta el mayor valor comercial al mineral por su abundancia (2,2 %). Los metales nobles presentan ambas bajas leyes en la muestra analizada.

Elemento	Concentración
Cu	2,2 %
Fe	8,0 %
Au	1 g / ton
Ag	23 g / ton

- Se realizaron una serie de pruebas de flotación, para definir las condiciones que permitan obtener un concentrado con alta recuperación y alta ley de cobre. De cada prueba realizada se obtuvieron concentrados de diferente recuperación y concentración de cobre. La recuperación mas alta obtenida fue de 90,3 % y con una ley de 28,0 % de cobre; las condiciones en la etapa de desbaste que permitieron la obtención de este concentrado fueron:

MOLIENDA	
Equipo	Celda Denver D-12, 5 litros
Carga del mineral	2 Kg
Carga de bolas	12 Kg
Porcentaje de sólidos	60 %
Revoluciones	1700 rpm
Tiempo de molienda	20 minutos
ACONDICIONAMIENTO	
Colector	45 g KAX / t mineral
Espumante	56 g aceite de pino / t mineral
Cal	4 kg cal /t mineral
pH	11,1
Tiempo	5 minutos

FLOTACIÓN	
Porcentaje de sólidos	33 %
Tiempo	3 minutos

El concentrado de desbaste presentó las siguientes características:

	Recuperación			
	Peso, %	Cu, %	Au, g / ton	Ag, g / ton
Concentrado	8,1	28,0	6,4	154,1

- Las pruebas de simulación se realizaron con el fin de escoger el circuito industrial que permita la obtención de un concentrado con recuperación y ley de cobre altas. Se simularon dos circuitos con ayuda del software SPLITSIM. El circuito desbaste – colección presentó una recuperación de cobre igual a 83,9% y ley de 29,9 %, mientras en que el circuito desbaste – colección – afino la recuperación fue de 66% y ley de 30,9 %; por lo tanto se escogió el primer circuito mencionado (por tener mayor recuperación) para el diseño del procesamiento del mineral.
- Se realizó un análisis económico preliminar del proceso. Se calcularon el TIR, VAN y el tiempo de retorno de la inversión con el fin de tener una aproximación sobre la conveniencia económica de la operación de una planta de beneficio del mineral de Pachijal, se tuvieron los siguientes resultados:

TIR = 89%

VAN = 7.290 US\$

El retorno del capital invertido se da en un tiempo menor a un año.

Todos estos indicadores muestran que la inversión en una planta de beneficio sería conveniente desde el punto de vista económico.

- Se puede considerar la factibilidad de flotar este mineral por las siguientes razones:

Por el alto contenido de cobre que es superior al 2 %.

Bajo consumo de reactivos de flotación por ser un mineral no complejo: solo está constituido por calcopirita y no presenta ningún otro tipo de sulfuros, como pirita, que eventualmente demandarían el uso adicional de reactivos como depresores o activadores.

A molienda moderada se consigue un buen porcentaje de liberación: en 20 minutos de molienda se alcanzó un $d_{80} = 174 \mu\text{m}$ en el que se considera que las especies minerales ya están liberadas.

Se obtiene una razón de concentración alta: la recuperación y ley de cobre de 90,3 % y 28,0% respectivamente son altas para un concentrado mineral de este tipo.

- Se recomienda obtener información mas detallada acerca de la concentración promedio de oro, plata y cobre de todo el yacimiento. Para asegurar el rendimiento del proyecto se debe estar seguro que la concentración de cobre se mantenga alta y eventualmente esperar que el contenido de oro y plata sea mayor en otros puntos del yacimiento.

BIBLIOGRAFÍA

1. Kelly, E. G. y Spottiswood, D. J., 1990, "Introducción al Procesamiento de Minerales", 1ra. Edición, Editorial Limusa, México D. F., pp. 331 – 334.
2. King, R., 1982, "Principles of Flotation", South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, p. 60.
3. Salager , Jean-Louis y Forgiarini de Guedez, Ana, 2007, "Fundamentos de Flotación", <http://www.firp.ula.ve/archivos/cuadernos/S311A.pdf>, (Diciembre, 2008).
4. Salager, Jean-Louis, 1998, "Doble Capa Eléctrica Interfacial", <http://www.firp.ula.ve/archivos/cuadernos/S610A.pdf>, (Diciembre, 2008).
5. Salager, Jean-Louis, 1998, "Adsorción - Mojabilidad", <http://www.firp.ula.ve/archivos/cuadernos/S160A.pdf>, (Diciembre, 2008).
6. Wills, B., 1994, "Tratamiento de Menas y Recuperación de Minerales", Editorial Limusa, México, pp. 386 – 396.
7. American Cyanamid Company, 1986, "Mining Chemical Handbook", USA, p.62.
8. Salama, A., 1988, "Separation Characteristics Estimation Using Feed and Products Mass Distributions", Energy, Mines and Resources.
9. Weiss, N., 1985, "SME Mineral Processing Handbook", SME, New York, pp. 22 – 27.
10. Londoño, Silvia y Gelves, Carlos, 2002, "Metodología para el Procesamiento del Mineral de la Zona Aurífera de Ginebra", Ingeominas, Cali, pp. 19 – 26.

11. Morral, F., Jimeno, E. y Molera, P., 1982, "Metalurgia General", Primera Edición, Reverté, Barcelona, pp. 10 – 25.
12. Vilbrandt, F y Dryden, Ch., 1959, "Chemical Engineering Plant Design", 4ta. Edición, McGraw-Hill, Tokyo, pp. 11 – 17.
13. Perry, R., 2000, "Manual del Ingeniero Químico", Sexta Edición, McGraw-Hill, México, Cap. 25.
14. Biswas, A. y Davenport, W., 1993, "El Cobre: Metalurgia Extractiva", Primera Edición, Editorial Limusa, México, pp. 417 – 435.
15. Benítez, Pablo, 1998, "Estudio del Proceso de Flotación de Menas Auríferas", Tesis previa a la obtención del título de Ingeniero Químico, EPN, Quito, Ecuador, pp. 43 – 44.
16. Arias, Alonso, 2000, "Concentración por Flotación de las Arenas de la Mina de San Gerardo", Tesis previa a la obtención del título de Ingeniero Químico, EPN, Quito, Ecuador, pp. 17 – 39.
17. Infomine Inc, 2009, "Copper Mining", <http://www.infomine.com/commodities/copper.asp>, (Abril, 2009).
18. Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, Marzo 2009, "85 Informe Quincenal de la SNMPE", http://www.snmpe.org.pe/pdfs/Informe_Quincenal/EEES-IQ-85-2009-JL.pdf, (Abril 2009).
19. Environmental Protection Agency, 2002, "Manual de Costos de Control de Contaminación del Aire", <http://www.epa.gov/ttn/catc/cica/cicaspa.html>, (Octubre, 2008).

ANEXOS
FICHAS TÉCNICAS DE LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

FICHA TÉCNICA No. 1**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 148 μ m**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	40	63		4000			
Acondicionamiento A	5	33				23	56
Flotación A	3	33	10,9				
Acondicionamiento B	5	≈ 30			100		28
Flotación B	5	≈ 30					

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA1	114,4	5,7	6,59	64,6	158,08	66,4	29,5	73,0
CB1	51,8	2,6	4,13	18,4	99,20	18,9	13,7	15,4
CC1	31,2	1,6	4,62	12,4	110,97	12,7	2,2	1,5
R1	1802,6	90,1	0,03	4,6	0,30	2,0	0,3	10,1
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,6		13,61		2,3	

FICHA TÉCNICA No. 2**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 148 μ m**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	40	63					
Acondicionamiento A	5	33				23	56
Flotación A	3	33	6,1				
Acondicionamiento B	5	≈ 30		4000	100		28
Flotación B	5	≈ 30	11,7				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA3	32,1	1,6	7,1	23,4	169,9	24,6	25,7	19,8
CB3	122,7	6,1	4,5	56,5	107,5	59,6	22,9	67,1
CC3	43,1	2,2	2,9	12,7	68,8	13,4	7,3	7,5
R3	1802,1	90,1	0,04	7,4	0,29	2,4	0,1	5,6
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,5		11,1		2,1	

FICHA TÉCNICA No. 3**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 μ m**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento	5+5+5	33			0+100+50	23+0+0	56+28+28
Flotación	3+5+5	33	10,7				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA3	42,4	2,1	6,4	25,9	152,6	26,3	22,7	21,9
CB3	122,8	6,1	5,1	60,3	122,6	61,1	24,5	68,4
CC3	40,6	2,0	2,6	10,3	63,0	10,4	5,4	5,0
R3	1794,2	89,7	0,02	3,5	0,31	2,3	0,1	4,7
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,5		12,3		2,2	

FICHA TÉCNICA No. 4**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 152 µm**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	30	63		4000			
Acondicionamiento	5+5+5	33			0+100+50	23+0+0	56+28+28
Flotación	3+5+5	33	10,7				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA4	32,1	1,6	7,1	23,4	169,9	24,6	25,7	19,8
CB4	122,7	6,1	4,5	56,5	107,5	59,6	22,9	67,1
CC4	43,1	2,2	2,9	12,7	68,8	13,4	7,3	7,5
R4	1802,1	90,1	0,04	7,4	0,29	2,4	0,1	5,6
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,5		11,1		2,1	

FICHA TÉCNICA No. 5**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 µm**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		0			
Acondicionamiento	5+5+5	33			0+100+50	23+0+0	56+28+28
Flotación	3+5+5	33	6,1				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA5	32,9	1,6	5,7	21,0	135,7	21,8	26,3	19,2
CB5	127,3	6,4	4,2	60,4	100,8	62,6	24,9	70,3
CC5	42,9	2,1	2,6	12,5	61,8	12,9	6,1	5,8
R5	1796,9	89,8	0,03	6,1	0,30	2,6	0,1	4,7
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,4		10,2		2,3	

FICHA TÉCNICA No. 6**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 μ m**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		2000			
Acondicionamiento	5+5+5	33			0+100+50	23+0+0	56+28+28
Flotación	3+5+5	33	8,62				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA6	89,3	4,5	7,7	61,2	185,0	63,0	27,5	54,8
CB6	71,9	3,6	3,7	23,8	89,3	24,5	19,7	31,6
CC6	33,8	1,7	3,4	10,2	81,6	10,5	8,3	6,2
R6	1805,0	90,3	0,03	4,8	0,30	2,1	0,2	7,4
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,6		13,1		2,2	

FICHA TÉCNICA No. 7**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 μ m**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento	5+5+5	33			0+100+50	23+0+0	56+28+28
Flotación	3+5+5	33	10,7				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA7	114,9	5,7	6,6	74,4	158,4	76,7	28,0	76,9
CB7	49,6	2,5	2,8	13,7	67,8	14,2	13,2	15,7
CC7	26,7	1,3	2,5	6,6	60,3	6,8	3,4	2,1
R7	1808,8	90,4	0,03	5,3	0,30	2,3	0,1	5,3
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,5		11,9		2,1	

FICHA TÉCNICA No. 8**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 μ m**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento	5+5	33			0+100	46+0	56+28
Flotación	3+5	33	11,0				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA8	129,8	6,5	5,2	76,6	124,3	79,5	27,9	83,1
CB8	47,1	2,4	3,2	17,2	76,8	17,8	10,2	11,0
R8	1823,1	91,2	0,03	6,2	0,30	2,7	0,1	5,9
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,4		10,2		2,2	

FICHA TÉCNICA No. 9**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 μ m**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento	5+5	33			0+100	12+0	56+28
Flotación	3+5	33	11,0				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA9	98,3	4,9	5,7	66,3	136,6	68,9	31,7	66,2
CB9	79,2	4,0	2,9	27,2	69,6	28,3	16,4	27,7
R9	1822,5	91,1	0,03	6,5	0,30	2,8	0,2	6,1
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,4		9,8		2,3	

FICHA TÉCNICA No. 10**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 μ m**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento	5+5	33			25+100		56+28
Flotación	3+5	33	11,0				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA10	118,8	5,9	6,4	81,2	153,0	80,7	29,6	80,4
CB10	56,1	2,8	2,8	16,8	67,2	16,7	10,6	13,6
R10	1825,1	91,3	0,01	2,0	0,32	2,6	0,1	6,0
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,5		11,3		2,2	

FICHA TÉCNICA No. 11

Mineral: Pachijal

Equipo de flotación: Celda Denver D-12

Volumen de celda: 5 litros

Velocidad de agitación: 1700 rpm

Carga del material: 2 Kg

Grado de molienda: d80 = 174 µm

DATOS

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento	5+5	33			15+100		56+28
Flotación	3+5	33	11,3				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA11	93,5	4,7	6,9	68,6	166,1	71,0	30,0	64,3
CB11	91,5	4,6	2,6	25,6	63,4	26,5	14,4	30,1
R11	1815,0	90,8	0,03	5,8	0,30	2,5	0,1	5,6
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,5		11,0		2,2	

FICHA TÉCNICA No. 12**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 μ m**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento	5+5	33			5+100		56+28
Flotación	3+5	33	11,1				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA12	86,9	4,3	6,9	56,7	165,6	56,4	28,5	52,2
CB12	121,5	6,1	3,6	41,6	86,9	41,4	16,7	42,6
R12	1791,6	89,6	0,01	1,7	0,32	2,2	0,1	5,2
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,5		12,8		2,4	

FICHA TÉCNICA No. 13**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 μ m**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento	5+5	33			35+100		56+28
Flotación	3+5	33	11,0				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA13	151,0	7,6	5,5	79,4	132,5	81,8	25,3	86,3
CB13	55,7	2,8	2,9	15,5	70,1	16,0	5,7	7,2
R13	1793,3	89,7	0,03	5,1	0,30	2,2	0,2	6,5
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,5		12,2		2,1	

FICHA TÉCNICA No. 14**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 μ m**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento	5+5	33			45+100		56+28
Flotación	3+5	33	11,1				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA14	162,0	8,1	6,4	86,6	154,1	86,2	28,0	90,3
CB14	51,2	2,6	2,8	11,9	67,2	11,9	5,0	5,1
R14	1786,8	89,3	0,01	1,5	0,32	2,0	0,1	4,7
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,6		14,5		2,5	

FICHA TÉCNICA No. 15**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 μm **DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento	5+5	33			50+100		56+28
Flotación	3+5	33	10,9				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA15	175,5	8,8	5,7	86,7	136,8	89,1	25,2	90,0
CB15	53,9	2,7	1,9	8,7	44,6	8,9	4,7	5,2
R15	1770,6	88,5	0,03	4,6	0,30	2,0	0,1	4,8
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,6		13,5		2,5	

FICHA TÉCNICA No. 16**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 µm**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento	5+5	40			35+100		56+28
Flotación	3+5	40	11,1				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA16	121,8	6,1	7,4	75,6	176,6	77,7	26,1	74,1
CB16	78,9	3,9	3,0	19,8	71,5	20,4	11,4	20,9
R16	1799,3	90,0	0,03	4,6	0,30	1,9	0,1	5,0
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,6		13,9		2,1	

FICHA TÉCNICA No. 17**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 μ m**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento	5+5	40			35+100		84+28
Flotación	3+5	40	10,6				

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
CA17	142,6	7,1	28,1	86,6	675,3	87,2	25,7	82,3
CB17	53,3	2,7	10,6	12,2	254,4	12,3	8,8	10,6
R17	1804,1	90,2	0,03	1,2	0,30	0,5	0,2	7,1
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			2,3		55,2		2,2	

FICHA TÉCNICA No. 18**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 μm **DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento Desbaste	5				25		56
Acondicionamiento Colección	5				40		28
Flotación Desbaste	3	33	10,8				
Flotación Colección	5	43					

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
Concentrado Final	119,6	6,0	12,0	71,5	320,0	82,2	27,3	78,3
Concentrado Colección	51,3	2,6	10,1	25,8	150,9	16,6	5,5	6,7
Relave Final	1829,1	91,5	0,03	2,7	0,30	1,2	0,3	14,9
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			1,01		23,28		2,09	

FICHA TÉCNICA No. 19**Mineral:** Pachijal**Equipo de flotación:** Celda Denver D-12**Volumen de celda:** 5 litros**Velocidad de agitación:** 1700 rpm**Carga del material:** 2 Kg**Grado de molienda:** d80 = 174 µm**DATOS**

Operación	Tiempo, min	Sólidos, %	pH	Reactivos Utilizados, g/t			
				Cal	KAX	AERO 208	Aceite de pino
Molienda	20	63		4000			
Acondicionamiento Desbaste	5				25		56
Acondicionamiento Colección	5				40		28
Acondicionamiento Afino	5				----		----
Flotación Desbaste	3	33	10,6				
Flotación Colección	5	43					
Flotación Afino	5	5					

RESULTADOS

Fracción	Peso, g	Peso, %	Au, g/ton	R-Au, %	Ag, g/ton	R-Ag, %	Cu, %	R-Cu, %
Concentrado Final	93,0	4,7	4,9	28,7	282,1	56,4	32,5	66,0
Relave Afino	27,7	1,4	18,8	32,9	309,3	18,4	11,9	7,2
Concentrado Colección	80,7	4,0	6,8	35,0	138,2	24,0	10,8	19,1
Relave Final	1798,6	89,9	0,03	3,4	0,30	1,2	0,20	7,7
	2000,0	100,0						
ALIMENTACIÓN			0,76		22,98		2,29	

