

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA QUÍMICA



**“OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE FLOTACIÓN PARA LA
RECUPERACIÓN DE UN PRECONCENTRADO DE ORO EN
MINERALES SULFURADOS DE LA MINERA
COLIBRÍ SAC. CARAVELÍ-AREQUIPA”**

TESIS

PRESENTADA POR:

JUAN CARLOS SUCA PARI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO QUÍMICO

PUNO – PERÚ

2017

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA QUIMICA

“Optimización del proceso de flotación para la recuperación de un preconcentrado de oro en minerales sulfurados de la Minera Colibrí SAC. Caravelí-Arequipa”

TESIS PRESENTADA POR:

Juan Carlos Suca Pari

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE: INGENIERO QUIMICO

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 27 DE ABRIL 2017

APROBADA POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:



PRESIDENTE	:	 <hr/> M.Sc. Salomón Trillo León
PRIMER MIEMBRO	:	 <hr/> M.Sc. Moisés Pérez Capa
SEGUNDO MIEMBRO	:	 <hr/> Dr. Teófilo Donaires Flores
DIRECTOR DE TESIS	:	 <hr/> Dr. Gregorio Palomino Cuela

Área: Procesos industriales

Tema: Obtención de productos industriales

Línea: Ingeniería de procesos

DEDICATORIA

*A Dios por darme vida, salud, sabiduría
e inmenso amor.*

*Con infinita gratitud a mi padre Emilio
Suca P. quien me orienta con sus sabios
consejos para seguir adelante en la vida
que son necesarios para llegar a la meta
anhelada.*

*A mi madre Hilda Pari S. por su inmenso
amor y apoyo incondicional en todo
momento de mi vida, como símbolo de
abnegación y gran motivación que
hicieron posible este gran éxito.*

*A mi hermana Yessy M. Suca P. quien es
más que una hermana una gran persona*

*A mi familia Suca y a mi familia Pari,
quienes en todo momento supieron
apoyar, motivar a seguir adelante y
hacer que día a día me supere.*

AGRADECIMIENTOS

A la primera casa de estudio superior “Universidad Nacional del Altiplano – Puno” en especial a la Facultad de Ingeniería Química, a todos sus docentes que a lo largo de mi formación Profesional han sabido llegar a transmitir las experiencias de sus conocimientos y plasmar hacia mí.

A los miembros del jurado Ing. M.Sc. Salomón Ttito León, Ing. M.Sc. Moisés Pérez Capa, Dr. Teófilo Donaires Flores, por sus recomendaciones en la realización de la tesis y por sus acertados comentarios; por sus sabias observaciones y correcciones, que hicieron al trabajo final y por el tiempo que dedicaron para revisarlo, aún a pesar de tantas actividades que los ocupan.

Al director de tesis Dr. Gregorio Palomino Cuela por su apoyo incondicional

CONTENIDO

RESUMEN -----	11
ABSTRACT-----	12
INTRODUCCIÓN -----	13
CAPITULO I-----	14
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA, ANTECEDENTES, JUSTIFICACIÓN Y OBJETIVOS -----	14
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA -----	14
1.2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA-----	15
1.3. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN-----	16
1.3.1. ANTECEDENTES NACIONALES	16
1.3.2. ANTECEDENTES INTERNACIONALES.....	18
1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN-----	20
1.4.1. JUSTIFICACIÓN TÉCNICA	20
1.4.2. JUSTIFICACIÓN ECONÓMICA.....	21
1.4.3. JUSTIFICACIÓN AMBIENTAL Y SOCIAL.....	22
1.5. OBJETIVOS -----	23
1.5.1. OBJETIVOS GENERALES	23
1.5.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS	23
CAPITULO II -----	24
MARCO TEÓRICO, CONCEPTUAL E HIPÓTESIS -----	24
2.1. MARCO TEÓRICO -----	24
2.1.1. MINERALOGIA DEL ORO.....	24
2.1.2. MÉTODOS DE CONCENTRACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS	25
2.1.2.1. Concentración gravimétrica.....	25
2.1.2.2. Amalgamación	26
2.1.2.3. Concentración por cloruración.....	26
2.1.2.4. Cianuración.....	28
2.1.2.5. Flotación de minerales por espumas.....	28
2.1.2.5.1. Minerales hidrofílicos.....	28
2.1.2.5.2. Minerales hidrofóbicos	29
2.1.2.5.3. Proceso de la flotación por espumas	29

2.1.2.6. Elementos de la flotación.....	29
2.1.2.6.1. Fase sólida	29
2.1.2.6.2. Fase líquida.....	29
2.1.2.6.3. Fase gaseosa	30
2.1.2.7. Termodinámica de interfases	30
2.1.2.7.1. Tensión superficial (γ).	31
2.1.2.7.2. Tensión superficial contacto entre las tres fases (S - L - G).....	32
2.1.2.8. Ángulo de contacto θ	33
2.1.2.9. Fenómenos de adsorción.....	34
2.1.2.9.1. Adsorción en la interfase gas – líquido	35
2.1.2.9.2. Adsorción en la interfase sólido –líquido	35
2.1.2.10. Flotación de sulfuros	36
2.1.2.10.1. Teorías de flotación	36
2.1.2.10.2. Teoría química de la oxidación superficial.....	36
2.1.2.10.3. Teoría de semiconductores	36
2.1.2.10.4. Teoría electroquímica	37
2.1.2.11. Cinética química de la flotación.....	38
2.1.2.11.1. Velocidad de flotación	38
2.1.2.11.2. °Modelo de 1 ^{er} orden García –Zúñiga	40
2.1.2.11.3. Modelo de klimpel (año- 1986)	40
2.1.2.12. Factores que influyen en la flotación de oro	41
2.1.2.13. Evaluación del proceso de flotación	42
2.1.2.14. Reactivos de flotación	43
2.1.2.15. Clasificación de los reactivos.....	44
2.1.2.15.1. Espumantes.	44
2.1.2.15.2. Colectores.	46
2.1.2.15.3. Modificadores	47
2.2. MARCO CONCEPTUAL	48
2.2.1. ASPECTOS GENERALES.....	48
2.2.2. OPERACIONES HIDROMETALÚRGICAS.....	49
2.2.3. DESCRIPCIÓN DE REACTIVOS.	50
2.3. HIPÓTESIS	51
2.3.1. HIPÓTESIS GENERAL	51
2.3.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICO.....	51
CAPITULO III	52
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	52
3.1. ÁMBITO DE ESTUDIO.....	52
3.2. UBICACIÓN Y ACCESO.....	52

3.3.	UBICACIÓN GEOGRÁFICA -----	52
3.4.	MATERIAL DE LABORATORIO EQUIPOS, Y REACTIVOS -----	52
3.5.	PROCEDIMIENTOS PARA LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN -----	55
3.5.1.1.	Muestreo en cancha	56
3.5.1.2.	Cuarteo de muestra para las pruebas de flotación.....	56
3.5.1.3.	Determinación de la gravedad específica del mineral	57
3.5.1.4.	Análisis granulométrico	58
3.5.1.5.	Carga de bolas y velocidad de operación del molino de laboratorio	60
3.5.1.6.	Molienda del mineral sulfurado.....	61
3.5.1.7.	Preparación y dosificación de reactivos para la flotación.....	62
3.5.1.8.	Pruebas de flotación.....	63
3.5.2.	EVALUACIÓN DE VARIABLES POR DISEÑO EXPERIMENTAL	66
3.5.3.	DISEÑO FACTORIAL 2 ^K	67
3.5.3.1.	Cálculo de efectos	67
CAPITULO IV -----		69
EXPOSICIÓN Y ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS -----		69
4.1.	GRAVEDAD ESPECÍFICA DEL MINERAL -----	69
4.1.1.	ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO	71
4.1.2.	Carga de bolas y velocidad de operación del molino de laboratorio.....	74
4.1.3.	Molienda del mineral sulfurado.....	75
4.1.4.	Preparación y dosificación de reactivos para la flotación	77
4.1.5.	Pruebas de flotación	79
4.1.	EVALUACIÓN DE VARIABLES POR DISEÑO EXPERIMENTAL -----	82
4.1.1.	DISEÑO FACTORIAL 2 ^K	84
4.1.1.1.	Cálculo de efectos	84
4.1.2.	ANÁLISIS DE VARIANZA DEL DISEÑO FACTORIAL.....	89
4.1.3.	RESULTADO DE PRUEBAS EXPERIMENTALES PARA DISEÑO FACTORIAL	93
CONCLUSIONES -----		105
RECOMENDACIONES -----		106
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS -----		107
ANEXOS -----		110

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Caracterización del mineral.	25
Tabla 2. Tamaño de partícula límite para distintos equipos gravimétricos.	26
Tabla 3. Distribución de la carga de bolas.....	61
Tabla 4. Peso Específico del mineral sulfurado.....	69
Tabla 5. Cuadro de la distribución granulométrica experimental.....	71
Tabla 6. Cálculos con la función de gates gaudin schuhmann.	72
Tabla 7. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda.....	75
Tabla 8. Tiempo de Molienda en función del % -200 malla	76
Tabla 9. Valores representativos para hallar constante cinética de flotación (k)	81
Tabla 10. Valores de las variables independientes experimentales.	82
Tabla 11. Operacionalización de variables.	83
Tabla 12. Variables en escala natural y codificada con réplicas centrales	84
Tabla 13. Matriz del diseño factorial y respuestas experimentales (codificada)	85
Tabla 14. Cálculo de los efectos	86
Tabla 15. Análisis de la Varianza para % Recuperación	89
Tabla 16. Coeficiente de regresión para % recuperación	90
Tabla 17. Efectos Estimados para % de recuperación	91
Tabla 18. Respuesta Optimizada	91
Tabla 19. Resultados de la estimación para % recuperación (modelo ajustado).....	92
Tabla 20. Resultados de la estimación para %recuperación (y)	93
Tabla 21. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 1	94
Tabla 22. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 2	95
Tabla 23. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 3	96
Tabla 24. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 4	97
Tabla 25. Condiciones operativas y balance metalúrgico de prueba 5	98
Tabla 26. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 6	99
Tabla 27. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 7	100
Tabla 28. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 8	101
Tabla 29. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 9	102
Tabla 30. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 10	103
Tabla 31. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 11	104
Tabla 32. Tabla de % de recuperación de la minera colibri sac.	114

ÍNDICE DE IMAGEN

Imagen 1. Determinación de la gravedad específica del mineral sulfurado	110
Imagen 2. Preparación de reactivos	110
Imagen 3. Laboratorio químico-metalurgico de la minera colibrí SAC.	111
Imagen 4. Proceso de Flotación del mineral sulfurado.....	111
Imagen 5. Retirando el concentrado de flotación en una bandeja	112
Imagen 6. Filtración del concentrado y relave.....	112
Imagen 7. Pre concentrado de oro (secado).....	112

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Recuperación en función al % sólidos	19
Figura 2. Fases del proceso de flotación por espumas.....	30
Figura 3. Tensión superficial de un líquido	32
Figura 4. Tensión superficial de una burbuja en un liquido	32
Figura 5. Representación de contacto entre las tres fases (s-l-g).....	33
Figura 6. Representación matemática de contactos entre las 3 fases.....	33
Figura 7. Contacto de afinidad nula.....	34
Figura 8. Contacto con máxima afinidad.....	34
Figura 9. Interfase gas - líquido	35
Figura 10. Interfase sólido - líquido.....	36
Figura 11. Ecuación de cinética de primer orden	39
Figura 12. Determinación de K según modelo de García – Zúñiga	40
Figura 13. Flujos de alimentación, concentrado y relave en un sistema de flotación	43
Figura 14. Flujos de alimentación de flotación de sulfuros	43
Figura 15. Adsorción de un colector en la superficie de un mineral.	46
Figura 16. Perfil granulométrico del mineral sulfurado	72
Figura 17. Distribución granulométrica de gates gaudin- schuhmann	74
Figura 18. Tiempo de molienda versus % pasante -200 mallas.....	77
Figura 19. Cinética de Flotación para el oro.....	82
Figura 20. Gráfico de Pareto estandarizado para la respuesta $r=y$	86
Figura 21. Efecto de los factores para la respuesta $r=y$	87
Figura 22. Efecto de la interacción para la respuesta $r=y$	88
Figura 23. Superficie de respuesta para la respuesta $r=y$	88
Figura 24. tabla de distribución t de student.....	113

RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado “optimización del proceso de flotación para la recuperación de un pre-concentrado de oro en minerales sulfurados de la minecolibrí sac. Tiene por finalidad optimizar la recuperación de un pre-concentrado de oro a partir de los minerales sulfurados en el proceso de flotación determinando los parámetros de porcentaje de sólidos, dosificación de reactivos y tiempo de flotación, se ha procedido a realizar un bloque de pruebas de acuerdo con un diseño experimental estadístico el diseño factorial 2^3 para 3 factores o variables a dos niveles, con 11 corridas, incluido 3 puntos centrales, para la realización de cada uno de los experimentos. Durante el presente estudio, se a trabajado con un mineral sulfurado que contiene pirita (FeS_2) calcopirita (FeCuS_2), blenda o esfalerita (ZnS), galena (PbS). Con una ley promedio de cabeza (oro) de 10g/TM. Para la etapa de molienda el mineral se ha molido a una granulometría de 65% -200 mallas esto con el propósito de alcanzar el mayor grado de liberación. Por lo que también se determinó que el tiempo óptimo de molienda para 65% -200 mallas es de 21,65 minutos.

Se logra optimizar el proceso de flotación con una recuperación de 76,96% a comparación con lo que se trabaja en planta con una recuperación de 70,08% , la prueba que ha dado los mejores resultados es la prueba N°6 con lo cual se logro obtener una ley de 58,45 g/TM de oro en el concentrado y 2,59 g/TM de oro en el relave; y una recuperación de 76,96% de oro, a su vez para obtener esta recuperacion el % solidos es de 35%, colector A-238 de 50g/TM, tiempo de flotacion 10 minutos, a través Del diseño experimental, aplicando el diseño factorial 2^3 ; Se ha determinado que las variables más importantes que inciden en el proceso son: % de sólidos y dosificación Del colector Aerofloat-238

Palabras claves: flotación, mineral sulfurado, oro, concentrado, optimización, colector.

ABSTRACT

The present research work called "optimization of the flotation process for the recovery of a gold pre-concentrate in sulphide minerals from the minecolibri sac. Its purpose is to optimize the recovery of a gold pre-concentrate from the sulphide minerals in the flotation process by determining the parameters of solids percentage, reagent dosage and flotation time, a test block of According to a statistical experimental design the factorial design 2³ for 3 factors or variables at two levels, with 11 runs, including 3 central points, for the accomplishment of each of the experiments. During the present study, it was worked with a sulphide mineral containing pyrite (FeS₂) chalcopyrite (FeCuS₂), blenda or sphalerite (ZnS), galena (PbS). With an average head (gold) law of 10g / TM. For the grinding stage the ore has been milled to a grain size of 65% -200 mesh, in order to reach the highest degree of release. So it was also determined that the optimum milling time for 65% -200 mesh is 21.65 minutes.

It is possible to optimize the flotation process with a recovery of 76.96% compared to what is worked in plant with a recovery of 70.08%, the test that has given the best results is the test N°6 which was achieved obtain a law of 58.45 g / MT gold in the concentrate and 2.59 g / MT gold in the tailings; and a recovery of 76.96% gold, in turn to obtain this recovery the solid% is 35%, A-238 collector 50g / TM, flotation time 10 minutes, through experimental design, applying the design factorial 2³; It has been determined that the most important variables that affect the process are: % of solids and dosage of the Aerofloat-238 manifold, being the equation of the adjusted model.

Keywords: flotation, sulphide, gold, concentrate, optimization, collector.

INTRODUCCIÓN

Los sulfuros son rocas inalteradas que contienen minerales de sulfuro y que son en cierta forma las rocas anfitrionas del oro, la plata, el cobre y el zinc, los minerales que precisamente se quieren extraer a través del proceso de flotación

El oro tiene diferentes formas de incidencia en minerales de sulfuro que van desde estar diseminados e integrados en minerales como plomo y cobre, óxidos metálicos especialmente como partículas diseminadas, y como oro en molienda libre o asociada con telururos. Donde el oro está íntimamente asociado con varios minerales de sulfuro especialmente sulfuro de hierro el cual incluye pirita, arsenopirita y pirrotita, la recuperación del oro por flotación depende de la recuperación de los minerales asociados. En este caso el oro sigue la recuperación de los minerales asociados de sulfuro (castro s., 1983)

cuando la ley es demasiada baja, como consecuencia del agotamiento de las reservas minerales en los yacimientos, los ingenieros de procesamiento de minerales se ven enfrentados con diversos tipos de problemas técnico – económicos; tales como incremento de impurezas en el proceso y disminución de leyes de sustancias valiosas, que demanda operaciones con mayor tonelaje para que el proceso sea rentable. Por consiguiente, la tendencia mundial en la industria de procesamiento de minerales, como en otras industrias, es optimizar todos los procesos involucrados. El sistema de flotación de minerales se compone básicamente del equipo, los reactivos químicos y operaciones. Por lo tanto, en cada una de ellas se debe llevar a cabo las optimizaciones empleando metodologías y técnicas apropiadas. La optimización de flotación consiste en cuantificar el rendimiento del proceso de flotación mediante el empleo de un modelo adecuado que relacione la recuperación y/o ley de la especie mineral valiosa con las variables controlables del proceso (ayala y pardo, 1995).

La finalidad de esta investigación es poder incrementar la recuperación que se tiene en planta ya que se tiene una cantidad considerable de oro en el relave, una ley de 4,7g/TM y en el concentrado una ley de 51,9g/TM de oro que representa el 70,08 % de recuperación

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA, ANTECEDENTES, JUSTIFICACIÓN Y OBJETIVOS

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

El concentrado polimetálico complejo que se obtiene (Au, Cu, Ag, Pb, Zn) en la empresa minera colibrí SAC. Cuya procedencia de tales menas es el lugar de Canta y está compuesto por una mezcla de minerales metalíferos con cantidades altas de pirita (FeS_2) calcopirita (FeCuS_2), blenda o esfalerita (ZnS), galena (PbS).

La obtención del pre-concentrado que se menciona se desarrolla mediante la dosificación de reactivos a fin de eliminar algunas impurezas como (Fe, As, etc) y de aumentar al máximo la cantidad de concentrados valiosos como el (Au, Cu, Ag, Pb, Zn)

Las dificultades del proceso de flotación se presentan principalmente en minerales polimetálicos complejos donde los sulfuros se presentan con diversas características.

Los problemas que se presentan para el tratamiento del concentrado polimetálico complejo en la empresa minera colibrí son:

- El bajo contenido de oro en concentrados, junto a los elementos metálicos tales como (Cu,Ag,Pb,Zn,) con una recuperación de 70% en el proceso de flotación que se logra en planta es por ello que se requiere encontrar los niveles óptimos de las variables a fin de maximizar la recuperación y de disminuir los costos del proceso con una adecuada dosificación de reactivos

La posible causa puede ser:

- Tipo de mineral polimetálico
- Recubrimiento de minerales sulfurosos
- Ineficiente dosificación de reactivos

- Tamaño de partícula
- Porcentaje de sólidos, pH y aireación

1.2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Es importante que la prueba de flotación experimental se deban realizar a cabo de una manera consistente y cuidadosa para obtener resultados reproducibles y precisos si se tiene un inadecuado tamaño de partícula en la molienda que se le da a un mineral conllevará a tener una liberación de mineral en -200 malla Tyler por debajo de lo establecido y consecuentemente un bajo porcentaje en el fino de concentración, si realizamos una mala utilización de reactivos, ya que demasiado reactivo puede provocar un rebose en la celda de flotación conllevando una pérdida de mineral concentrado

Este trabajo busca encontrar la máxima recuperación posible de un pre-concentrado de oro que va asociado junto a las de Cu, Ag, Pb, Zn, etc. de tal manera poder determinar los parámetros óptimos para las pruebas de flotación, como el tiempo óptimo de flotación, el efecto de cambio en el dosaje o tipo de reactivos, porcentaje de sólido de la partícula deseada (oro) y los demás parámetros para este proceso

El problema principal que se pretende resolver es de mejorar la recuperación de oro en un pre-concentrado de minerales en el proceso de flotación y optimizar el consumo de reactivos, Como también en realizar una buena estrategia en el planteamiento de pruebas experimentales que permita identificar las interacciones entre las variables.

Por lo que se plantea el problema con la interrogante siguiente:

¿Determinando los parámetros óptimos como porcentaje de sólidos, dosificación de reactivos y el tiempo de flotación permitirán optimizar la recuperación de un pre-concentrado de oro en el proceso de flotación?

Interrogantes específicos:

- **Determinando los parámetros adecuados en la dosificación y consumo de reactivos en el proceso de flotación se logrará recuperar la máxima cantidad de oro en el pre-concentrado**
- **Estableciendo el tiempo de flotación óptima se podrá optimizar la recuperación de un pre-concentrado de oro**

- **Determinando el porcentaje de sólido adecuado a utilizar para la etapa de flotación permitirá optimizar la recuperación de oro en un pre –concentrado**
- **Una vez determinado los rangos óptimos de las variables mas influyentes en el proceso de flotación , garantizará la máxima recuperación del oro**
- **Aplicando los rangos óptimos de las variables más significativas en el proceso, incrementará la recuperación de oro**

1.3. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. ANTECEDENTES NACIONALES

- **Linares, (2001).** Indica que el oro nativo que se encuentra como microvenillas en el cuarzo masivo en mayor cantidad y el que se está recuperando se encuentra en una mena gris formando halos alrededor de la microvenillas y también en la serpentina y diorita, Piritita aurífera.

La ley de oro del mineral que se envía a la planta de procesamiento es de 0,06 a 0,07 Oz Au/Tc

Procesamiento metalúrgico.

El mineral extraído de la mina es procesado en la **Planta Concentradora Sonora**, la cual tiene una capacidad de tratamiento de 10 000 TM/día.

En la molienda y remolienda el mineral se reduce a 90% -malla 200. El concentrado que se obtiene ensaya alrededor de 2 Oz Au/Tc y el relave ensaya de 0,025 a 0,035 Oz Au/Tc. Los reactivos empleados en la flotación son el amilxantato de potasio y el Aerofloat 350 como colectores de los sulfuros (pirita) y el Aerofloat 25 como colector del oro nativo. Como espumantes se utiliza el aceite de pino y el MIBC (espumante), Como depresor de lamas (talco) se emplea el Depramin C.

- **Linares, (2001).** A logrado la recuperación global del 95%(oro, plata y otros). El producto final que se obtiene es un cemento de oro que contiene oro y plata con una ley del 30% de oro ,50% de plata y 20% de otros elementos metalicos.
- La mineralización de estos **yacimientos de Parcoy** que presentan cericitación, composición .está principalmente formada por piritita obscura aurífera (charpas), electrum, cuarzo con oro nativo. Presenta poca arsenopiritita y galena, esfalerita, chalcopiritita y otros.

El oro nativo en estos minerales está como relleno de porosidades subhedrales y microfracturas. La ley del mineral probado-probable es mayor a 11g Au/TM.

Procesamiento metalúrgico.

Para recuperar el oro del mineral extraído de la mina, éste es sometido a las siguientes operaciones y procesos metalúrgicos en la Planta de Procesamiento:

- Chancado (2 chancadoras primarias de 800 mm x 500 mm y 10"x36", 1 chancadora Hidrocónica de 36")
- Molienda (2 molinos de bolas 8'x10' y 6'x8')
- Flotación (Celdas WEMCO de 300 pies³)
- Remolienda y cianuración (2 molinos de bolas 6'x6' y 5'x8')
- Precipitación del oro con polvo de zinc (merrill-Crowe).
- Fundición (ocasional)
- En la flotación se emplea los reactivos amilxantato (Z-6) como colector y el metilisobutilcarbinol (MIBC) como espumante.

➤ **Linares, (2001).** Indica que el concentrado que se obtiene tiene una ley de 300 g Au/TM con una recuperación del 87% y un ratio de concentración de 41,5.

El oro en el depósito de la **minaMishki** está en estado nativo en mayor cantidad y en pequeña cantidad, como electrum con contenidos de plata de 20 a 50 %.

La pirita que generalmente está micro facturada, es el hospedante fundamental de la mineralización aurífera, en la que el oro se encuentra como inclusiones anhedrales y globulares en tamaño de partícula de 0,5 a 120 μm . El oro también se encuentra como inclusiones anhédricas y globulares en la chalcopirita que está relleno microfisuras de la pirita, estas inclusiones miden de 1 a 120 μm de longitud por 5 a 25 μm de ancho. Del mismo modo, el oro también está relleno microfisuras de la pirita, formando microvenillas que miden de 30 a 360 micrones de longitud por 3 a 70 micrones de ancho. Está también como inclusiones anhedrales en el cuarzo con un tamaño de 1 a 190 μm , aunque también se presenta como inclusiones en bismutinita, galena, esfalerita, etc. Los cuales están próximos a la pirita.

La ley de oro en el mineral probable es de 8 a 10 g Au/TM y de 9 a 22 g Ag/TM como ley de plata.

Procesamiento metalúrgico.

El método empleado para la extracción del oro es la flotación por espumas. La Empresa Mishki S.A. tiene instalada una planta concentradora por flotación de 100 TM/día de capacidad, la planta está ubicada a una altura de 815 m.s.n.m, al mismo nivel de la galería por la que sale la producción de mina mediante carros mineros, a poca distancia de la bocamina.

1.3.2. ANTECEDENTES INTERNACIONALES

➤ **Ojeda M. y reyes J. (2006)**, Indica que los resultados metalúrgicos realizados para la recuperación de metales preciosos, tales como el oro y la plata de minerales provenientes de presa de jales, muestran que es posible obtener leyes promedio de oro entre 37 y 83,5 g/TM y 2476 y 2548 g/TM de plata con recuperaciones promedio de 50,0% por el proceso de flotación. El tamaño de partícula juega un papel importante en los parámetros de la cinética de flotación, para lo cual se requiere al menos tener un 70% a

-200 mallas para favorecer la conversión de mineral no flotable a flotable. Por otro lado, baja recuperación de plata se debe principalmente a la presencia de sulfonales que no responden fácilmente al proceso de flotación provocando una menor constante cinética de flotación.

Desarrollo experimental

Las pruebas metalúrgicas fueron diseñadas para el desarrollo de un esquema químico para el tratamiento de los minerales de Au y Ag provenientes de presa de jales. Los estudios metalúrgicos se realizaron en las siguientes etapas:

1. Análisis de caracterización mineralógica
2. Pruebas de molienda
3. Pruebas de flotación

Las pruebas de molienda se efectuaron en un molino de barras tomando como base 1Kg de mineral. En cada prueba se separó el mineral grueso del fino tomando como malla de referencia la malla 200. Así, el mineral grueso se envía a molienda y el producto obtenido se junta con el fino a la flotación, para las pruebas de flotación se utilizó una celda de laboratorio marca denver para pruebas de 1Kg se realizaron cuatro series de pruebas de flotación variando el tamaño de partícula:

- 2 con un tiempo de molienda de 5 minutos
- 1 con un tiempo de molienda de 8 minutos
- 1 con un tiempo de molienda de 15 minutos, los reactivos utilizados fueron:
- Promotor 404 (Cytec) y Promotor 5100 (Cytec)
- Sulfato de cobre
- Xantato isopropílico de sodio, XIS, (Alkemin);
- Espumante A70 (Cytec),

➤ **Tobón, C. (2013).** Indica mediante la flotación espumante directa en celda Denver con los reactivos ditiofosfinato (DTPN), ditiofosfatodibutílico secundario de sodio (DTPD) y ditiofosfatodiisoamílico de sodio (DTPI), variando la concentración de reactivo (130 y 145 g/TM), el pH de la solución (7 y 9) y la concentración de sólidos en la pulpa (25 y 30%), para las partículas que se encuentran en el rango de tamaño más grande, mayor que 300 micrones, figura 1. Se observa gran diferencia en la recuperación utilizando DTPI, con respecto a los otros colectores, para los valores de pH 7 y 9 los porcentajes de recuperación de oro son de 85 y 95, respectivamente. Con el DTPD se obtuvieron recuperaciones de 70 y 65 con pH de 7 y 9 respectivamente

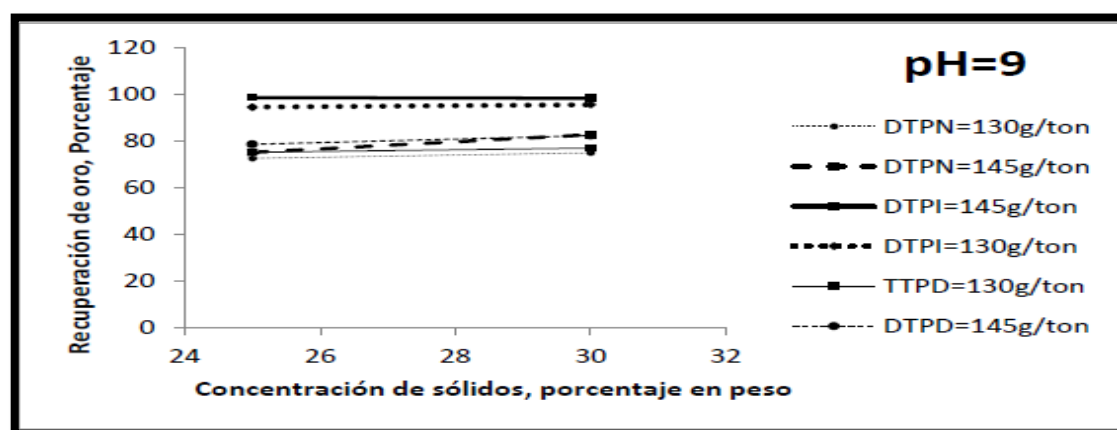


Figura 1. Recuperación en función al % sólidos

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. JUSTIFICACIÓN TÉCNICA

El trabajo se justifica frente a la importancia de alcanzar la máxima recuperación de los metales valiosos en el concentrado el Au en tal caso por el proceso de flotación directa para un tipo de mena polimetálico complejo (sulfurados). Haciendo que el mineral valioso se quede como float (flotado) y la ganga (espumas) de arsénico, antimonio, pirita, etc. por lo que determinaremos los parámetros adecuados en el tratamiento del concentrado polimetálico complejo, los métodos y técnicas aplicadas en la etapa de muestreo, cuarteo homogenizado nos ayudan a obtener una muestra representativa en la distribución de tamaño mediante tamices aplicados en esta investigación nos demuestra los pesos acumulados en cada uno de estos (Tobón, 2013)

El mecanismo de acción de los reactivos (colector - espumante), se basa en adsorción de todos los sulfuros y mantenerlos estables en la superficie en forma de espuma a un pH estable, la residencia de la partícula mineralizada flotable en la pulpa es la parte más significativa ya que nos da a conocer la mayor concentración por flotación directa de minerales sulfurosos en un tiempo determinado (Linares, 2001)

Antes del beneficio de un lote de mineral es preciso realizar algunas pruebas a nivel laboratorio que darán a conocer la docilidad del material en cuanto al consumo de reactivos, tiempo de proceso entre otras variables, que darán una orientación verídica según los resultados de los ensayos químicos y metalúrgicos. (Tobón, 2013)

1.4.2. JUSTIFICACIÓN ECONÓMICA

El Perú tiene una gran reserva probada de mineral polimetálico (Au, Ag, Cu, Zn, Pb, etc) que se encuentran asociados a minerales sulfurados en cerca de 300 millas a lo largo de la cordillera central, la determinación precisa de la composición química del mineral polimetálico en un sulfuro, es fundamental para la evaluación económica y viabilidad de un proyecto minero por ejemplo conocer la presencia de elementos minoritarios potencialmente recuperables que le otorguen valor añadido al producto: Au (oro) en arsenopirita (FeAs) S o la existencia de elementos nocivos que puedan penalizar la mena en el proceso de beneficio o que generen problemas medioambientales. (Ballester, 2000)

En relación a los minerales de Au, Cu, Ag en los últimos años se han estudiado sus características generales (propiedades físicas y químicas formación y usos). Si bien tiene poco valor económico se encuentra asociado frecuentemente a minerales valiosos tales como calcopirita, esfalerita y galena por lo que en un tratamiento por flotación, un exceso de mineral sulfuroso se ve perjudicial para su tratamiento adecuado. (Ballester, 2000)

La rentabilidad de los procesos y operaciones se basan en los aspectos económicos por lo que se justifica una previa concentración de los minerales a fin de que los procesos posteriores sean rentables. Es así como la planta concentradora resulta ser el nexo entre la mina y la fundición o refinería y su presencia posibilitará tratar menor cantidad de mineral y con mayor ley, a pesar de las operaciones que involucre (Tobón, 2013)

La técnica de separación por flotación empleada en este trabajo de investigación para un concentrado polimetálico complejo de Au, Ag, Cu, Zn, Pb, etc. se ve viable ya que esto implica menor costo y fácil manipuleo para el operador en un proceso. Esto conduce a tener mayor cuidado en la operación, seguridad y disposición en un área de trabajo adecuado, donde pueda haber menor contaminación en el producto deseado (Tobón, 2013)

1.4.3. JUSTIFICACIÓN AMBIENTAL Y SOCIAL

El auge de los metales, en diferentes periodos, movilizó a trabajadores de distintas zonas del país hacia áreas ricas en mineral, buscando mejores oportunidades de vida. Sin embargo, estos desplazamientos no siempre han estado acompañados de procesos estructurales de planificación minera, de asentamientos humanos y protección ambiental. Por el contrario, han comprometido la salud del propio trabajador, de su familia y de distintas comunidades, como resultado de la explotación minera con métodos rudimentarios alejados de la normativa ambiental, minera y sanitaria. (Bueno, 2003)

Los minerales polimetálicos complejos, se encuentran pocas veces de forma natural en el ambiente, pero las mayores concentraciones que son encontradas en el ambiente son el resultado de las actividades humanas. Si bien es cierto que los minerales sulfurosos producen gran cantidad de dióxido de azufre en un tratamiento, la razón de vital importancia es ocuparse de la salud y bienestar de los trabajadores que están expuestos a trabajar en esta área, tener previo conocimiento de utilizar los implementos de seguridad de acuerdo a la normativa de cuidado personal para mayores inconvenientes en el trabajo. El tratamiento para un concentrado polimetálico complejo Au, Ag, Cu, Zn, Pb, etc para un circuito de flotación se encuentra en rangos permisibles acorde a las normas de contaminación ambiental, ya que las dosificaciones de reactivos obtenidos en laboratorio metalúrgico va de un rango de 0,05Kg/TM a 0,153 Kg/TM. El agua que ingresaría al circuito sería recirculada para no afectar a la salud humana y medio ambiente lo cual se controla en mediante recipientes de gran volumen. El almacenamiento del producto valioso obtenido en la flotación directa (concentrado Au, Ag, Cu, Zn, Pb); se almacenarán en ambientes cómodos bajo una sombra a temperatura ambiente para minimizar riesgos ambientales que pueda ocasionar. (Bueno, 2003)

El marco de las leyes y reglamentos ambientales en nuestro país, nos proporciona orientación para el desempeño ambiental y social. Algunas de las leyes son estrictas en el cuidado del suelo, aire y agua, por lo que se desempeña según los requisitos para el cuidado de nuestro medio ambiente. Por esta razón nuestro propósito es cuidar nuestro ecosistema realizando cuidadosamente el tratamiento a un concentrado polimetálico sulfuroso y complejo (Tobón, 2013).

1.5. OBJETIVOS

Dentro de los objetivos trazados para desarrollar el presente trabajo de investigación tenemos:

1.5.1. OBJETIVOS GENERALES

Optimizar la recuperación de un pre-concentrado de oro a partir de los minerales sulfurados en el proceso de flotación determinando los parámetros de % de sólidos, dosificación de reactivos y tiempo de flotación

1.5.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Determinar y analizar los parámetros adecuados en la dosificación y consumo de reactivos, en los minerales sulfurados para la obtención de un pre-concentrado de oro
- Determinar el tiempo de flotación y graficar las curvas de la cinética de flotación para un concentrado polimetálico complejo, para la obtención de un pre-concentrado de oro
- determinar el porcentaje de sólido adecuado a utilizar para la etapa de flotación
- Determinar los rangos óptimos de las variables más influyentes en el proceso de flotación de oro
- Obtener una mejor recuperación en función a los rangos óptimos obtenidos en la etapa de optimización

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO, CONCEPTUAL E HIPÓTESIS

2.1. MARCO TEÓRICO

2.1.1. MINERALOGIA DEL ORO

Existe en la naturaleza en estado libre o en yacimientos geológicos muy variados, (rocas sedimentarias, filones plutónicos), pero su poca reactividad química hace que se presente bajo formas mineralógicas poco numerosas. El oro nativo de zonas de oxidación y de los placeres frecuentemente contiene plata en pequeñas proporciones así como otros metales, el oro nativo se presenta generalmente aleado con plata como la principal impureza y en aleaciones con cobre y hierro, además con telurios, platino entre otros. También puede encontrarse oro nativo asociado a sulfuros, (como pirita, mispiquel, pirrotita, etc.) bajo formas submicroscópicas no visibles por los instrumentos clásicos de mineralogía, (microscopio óptico), y en otros compuestos y minerales raros a base de antimonio o bismuto

En oro diseminado, el oro se encuentra libre, fino y esparcido en grandes extensiones de terreno formando bolsones, el cuerpo del mineral está cubierto por una capa de poco espesor de material no mineralizado.

En oro encapsulado, el oro se encuentra alojado al interior de otro mineral de tamaño bastante mayor, un tratamiento hidrometalúrgico tendrá más posibilidades de éxito cuando se trate el oro libre que oro encapsulado. El oro se encuentra en estado nativo comúnmente y se puede representar en vetas y filones de cuarzo, algunos de ellos se muestran en la tabla 1. Podemos apreciar un mineral polimetálico de sulfuros metálicos, en esta muestra no se han observado minerales auríferos, la pirita, calcopirita, galena y esfalerita son portadoras de este valor metálico (Vargas, 1995).

Tabla 1. Caracterización del mineral.

minerales	formula	metal
calcopirita	CuFeS_2	Cu
esfalerita	ZnS	Zn
Galena	PbS	Pb
pirita	FeS_2	Fe
calcosita	Cu_2S	Cu
tetraedrita	$(\text{Cu,Fe})_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$	Cu
magnetita	Fe_3O_4	Fe
bornita	Cu_5FeS_4	Cu
covelita	CuS	Cu
argentita	Ag_2S	Ag

Fuente: henley ,1975

2.1.2. MÉTODOS DE CONCENTRACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS

2.1.2.1. Concentración gravimétrica

Debido a la alta densidad del oro $19,42 \text{ g/cm}^3$ la gravimetría es un método que se utiliza desde épocas muy antiguas se utiliza generalmente para recuperar el oro aluvial y oro nativo de filones. Ha sido a menudo una operación artesanal, existe gran número de maquinarias y equipos de concentración gravimétrica como jigs, cribas, espirales, mesas vibratorias, dragas, concentradores centrífugos etc.

También se usa a veces como complemento de la cianuración o flotación, para evitar las pérdidas de las partículas de oro de mayor tamaño. Los concentrados de oro recuperados por gravimetría se tratan generalmente por amalgamación y/o cianuración, en soluciones muy concentradas de cianuro (CN^- (2%)) o se llevan directamente a fundición (Mc Donald, 1983).

El uso de diversos reactores y equipos depende mucho del tamaño de partícula del oro, algunos de ellos se ilustran en la tabla 2

Tabla 2. Tamaño de partícula límite para distintos equipos gravimétricos.

Equipo	Tamaño de partícula (μm)
Jigs.	75 – 25000
Concentradores de espiral.	75 – 3000
Strakes y rifles	70 – 25000
Conos Reichert.	45 – 20000
Hidrociclones.	40 – 3000
Canaletas, sluices y conos.	30 – 3000
Mesas vibratorias.	15 – 3000

Fuente: e. h. Mc Donald, 1983.

2.1.2.2. Amalgamación

Es un proceso de concentración en la cual los metales nativos son separados de los minerales no metálicos que forman la ganga, en razón de su mojabilidad selectiva de la superficie del metal por mercurio en medio acuoso, mientras que el agua moja selectivamente a los minerales no metálicos. La tensión superficial en la interfase Au–Hg, es muy inferior a la del agua con el oro, permite un contacto preferencial entre los primeros y favorece su combinación formando un conjunto de compuestos, (desde AuHg_2 a Au_8Hg), denominados amalgama

Las técnicas de la amalgamación se encuentran bien descritas en la literatura, aunque en países avanzados hoy en día han caído prácticamente en desuso, debido a la baja recuperación que se consigue, a los peligros que presenta la manipulación del mercurio y a la importante mano de obra que precisan. Sin embargo en países como el nuestro debido a las altas leyes de cabeza y a la mano de obra barata se sigue usando, especialmente por la minería aurífera artesanal (Misari, 1993).

2.1.2.3. Concentración por cloruración

Es un proceso que ya ha caído en desuso, desplazado totalmente por los procesos de cianuración y flotación. Se basa en el hecho, de que el cloro se combina fácilmente con éste metal para dar un cloruro soluble. En el proceso el cloro se genera a partir de hipoclorito cálcico, y el oro se puede precipitar de la solución con diferentes agentes, (sulfuro de hidrógeno, sulfato ferroso, bisulfito sódico). El sulfuro de oro, filtrado se

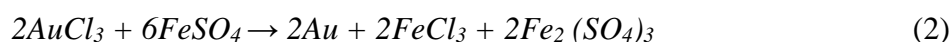
somete finalmente a un proceso de fusión, alcanzando así una buena recuperación. En este proceso se consideran las siguientes etapas:

- Calcinación de la mena.
- Cloruración del oro y lixiviación del cloruro áurico formado con agua.
- Extracción del oro de la solución de su cloruro.

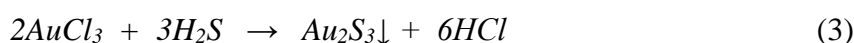
El objeto de la calcinación es la liberación del oro y la conversión de todos los metales presentes, excepto el oro y la plata en óxidos, los cuales son pocos atacados por el cloro. El arsénico, el antimonio y el azufre deben ser eliminados completamente en la calcinación; las sales solubles, tales como el sulfato ferroso o el cloruro, no deberían dejarse en la mena calcinada, porque precipitarían el oro de la solución de su cloruro. La mena calcina se clorura para obtener el cloruro áurico ($AuCl_3$) soluble en agua.



El oro se precipita generalmente con sulfato ferroso, con carbón vegetal o con ácido sulfhídrico (H_2S). El sulfato ferroso es uno de los más antiguos precipitantes del oro se prepara disolviendo hierro en ácido sulfúrico, el cual reacciona con el cloruro de oro de acuerdo a la siguiente ecuación.



La precipitación del oro contenido en la solución rica con ácido sulfhídrico se efectúa de acuerdo a la siguiente reacción:



La precipitación es rápida y el precipitado (Au_2S_3) se separa de la solución por medio de filtros prensa y finalmente se somete a fusión. La evaporación por este método es del 95%.

El proceso de cloruración que está basado sobre la solubilidad del oro en agua de cloro, ofrece un medio disponible para la extracción del oro de algunas clases de menas auríferas que no son aptas para la amalgamación o tratamiento económico por cianuración (Vargas, 1995).

2.1.2.4. Cianuración

La cianuración es un proceso hidrometalúrgico basado en la utilización de soluciones de cianuros alcalinos como medio químico para lixiviar el oro y la plata contenidos en menas auríferas/argentíferas, cuya historia se relata a continuación.

Para que esta lixiviación se produzca, la solución lixiviante debe contener tres componentes químicos esenciales. Estos son:

El ión cianuro (CN^-). • El oxígeno disuelto en la solución (O_2). • El ión hidroxilo (OH^-).

Los dos primeros son los reactantes químicos que disuelven a los metales preciosos en la forma de complejos y el último es un componente esencial que le da el carácter alcalino a la solución, permitiendo el accionar químico del ión cianuro en forma más eficiente, menos riesgosa y una operación económica debido a los siguientes aspectos positivos:

La lixiviación en ambiente alcalino es más selectiva respecto a la ganga. • Las soluciones alcalinas corroen menos a los materiales de los equipos utilizados (acero, madera, hormigón, etc.).(Vargas, 1995)

2.1.2.5. Flotación de minerales por espumas

La flotación por espumas es un proceso físico - químico de la concentración de minerales finamente molidos. El proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral a fin de crear condiciones favorables para la adhesión de ciertas partículas de minerales a las burbujas de aire. Tiene por objeto la separación de especies minerales, divididos a partir de una pulpa acuosa, aprovechando sus propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico) por el agua. Las especies valiosas o útiles constituyen una fracción menor del mineral, mientras que las especies no valiosas o estériles constituyen la mayor parte, el carácter hidrofílico o de afinidad hace que estas partículas se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa, para finalmente hundirse. El carácter hidrofóbico o de repulsión evita el mojado de las partículas minerales que pueden adherirse a las burbujas y ascender. Estas propiedades de algunos minerales tienen en forma natural, pero pueden darse o asentarse mediante los reactivos de flotación (Quiroz, 1998)

2.1.2.5.1. Minerales hidrofílicos

Son mojables por el agua, constituidos por: óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros, que generalmente representan la mayoría de los minerales estériles o ganga. Haciendo

que se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa para finalmente hundirse (Quiroz, 1998)

2.1.2.5.2. Minerales hidrofóbicos

Son aquellos minerales que no son mojables o son poco mojables por el agua, dentro de ellos tenemos: Los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como: grafito, carbón bituminoso, talco y otros, haciendo de que evite el mojado de las partículas minerales, que pueden adherirse a las burbujas de aire y ascender Además se puede observar, que los minerales hidrofóbicos son aerofílicos (Quiroz, 1998)

2.1.2.5.3. Proceso de la flotación por espumas

Los minerales hidrofílicos e hidrofóbicos de una pulpa acuosa se pueden separar entre sí, después de ser finamente molidos y acondicionado con los reactivos químicos que hacen más pronunciadas las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas, haciendo pasar burbujas de aire a través de la pulpa. Las partículas hidrofílicas se van a mojar y caer al fondo de la celda de flotación. (Quiroz, 1998)

2.1.2.6. Elementos de la flotación

2.1.2.6.1. Fase sólida

Esta representada por los sólidos a separar (minerales) que tienen generalmente una estructura cristalina. Esta estructura es una consecuencia de la comparación química de las moléculas, iones y átomos componentes que son cada uno, un cuerpo completo. Los factores de importancia son los siguientes:

- a. Carácter de la superficie aireada en la ruptura del sólido (Tipo de superficie, fuerzas residuales de enlaces)
- b. Imperfecciones en la red cristalina
- c. Contaminantes provenientes de los sólidos, líquidos y gases. (Astucuri, 1999)

2.1.2.6.2. Fase líquida

El agua es el elemento en el cual se efectúa la flotación, por su abundancia y por su bajo precio.

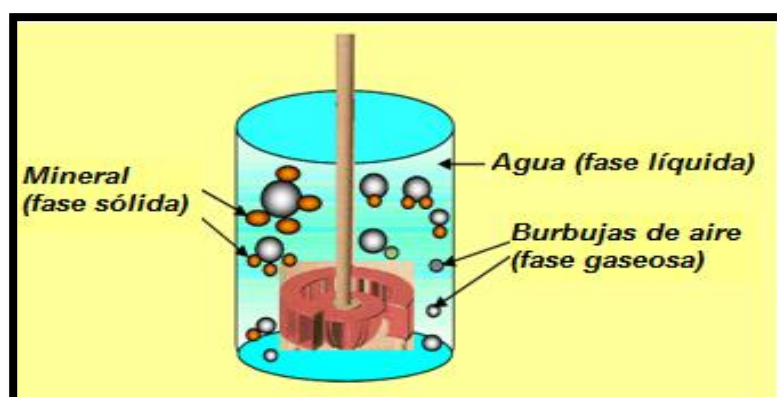
Hay que subrayar la importancia que tienen la impureza y contaminación de las aguas naturales e industriales. La dureza del agua por ejemplo causada por sales de calcio, magnesio y sodio. Estas sales pueden cambiar la naturaleza de la flotabilidad y son casi siempre causa de consumo considerable de reactivos, formando sales insolubles.

Aparece que aproximadamente el 46% de los enlaces es covalente y 54% es iónico. Finalmente hay que subrayar la importancia de las impurezas y contaminaciones que tiene toda agua natural o industrial. (Astucuri, 1999)

2.1.2.6.3. Fase gaseosa

Es el aire que se inyecta en la pulpa neumática o mecánicamente para poder formar las burbujas que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas, la función del aire en la flotación tiene distintos aspectos de los cuales los principales son:

- El aire influye químicamente en el proceso de flotación
- Es el medio de transporte de las partículas de mineral hasta la superficie de la pulpa
- El aire es una mezcla de nitrógeno (78,10%) y oxígeno (20,96%) con pequeñas cantidades de dióxido de carbono (0,04%) y gases inertes como argón y otros (Astucuri, 1999)



Fuente: karina Arbujo-Xstrata Ccopper (2007).

Figura 2. Fases del proceso de flotación por espumas

2.1.2.7. Termodinámica de interfases

La importancia de la termodinámica de la interfase es que dilucida los mecanismos mediante los cuales se producen fenómenos tales como la adsorción e indica los orígenes de fuerzas tales como la tensión superficial.

Hay dos aspectos importantes a destacar:

- La termodinámica de adsorción en la superficie del mineral y en la interfase gas – líquido.

- La termodinámica que controla la unión de las partículas de mineral a las burbujas de aire.

En cualquier interfase se genera una fuerza de tensión en el plano de la interfase que es característica de esa interfase. Esta fuerza de tensión se denomina “Tensión Interfasial” o “Tensión Superficial” y puede ser considerada igual a la energía libre de superficie. (.Louis, 2007)

2.1.2.7.1. Tensión superficial (γ).

La tensión superficial es definida termodinámicamente como el trabajo reversible (W) que debe realizarse en orden a incrementar el área de la interfase en 1 cm^2 . La tensión superficial entonces es numéricamente igual a la energía libre de Gibbs por unidad de área y se puede expresar como sigue:

$$\gamma = G^S = \left(\frac{\partial G}{\partial A} \right)_{T,P,n} \quad (4)$$

Donde:

γ = Tensión superficial (dinas/cm).

G^S = Energía libre superficial (ergs/cm²).

A = Área interfacial (cm²).

n = Número de moles necesarios en el sistema. (mol)

P = Presión absoluta. (Pa)

T = Temperatura absoluta. (°K)

Para aumentar el área de la película de líquido en dA , debe realizarse una cantidad proporcional de trabajo. La energía de Gibbs de la película aumenta en γdA . El aumento en la energía de Gibbs implica que al movimiento del alambre móvil se opone una fuerza F . Si el alambre se mueve una distancia dx , el trabajo realizado es $F dx$. Estos dos aumentos de energía son iguales, por lo que:

$$F dx = \gamma dA \quad (5)$$

Si “ L ” es la longitud de la parte móvil, el aumento en área, como la película tiene dos lados, es $2 (L dx)$. Por lo tanto la tensión superficial del líquido puede expresarse como:

$$\gamma = \frac{F}{2L} \tag{6}$$

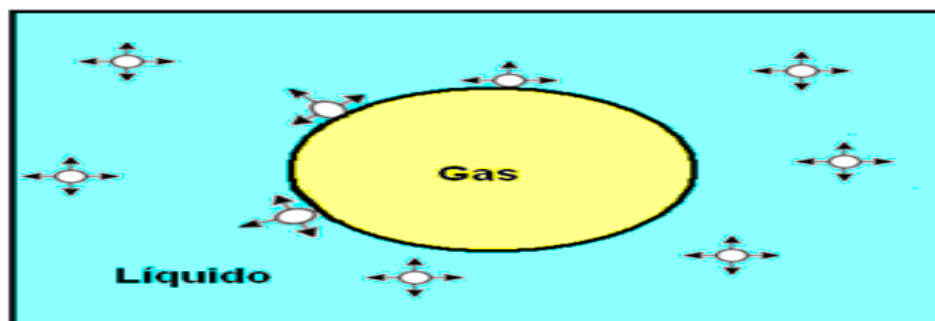
La tensión superficial actúa como una fuerza que se opone al aumento en área del líquido. Las unidades son: N/m, dinas/cm, Joules/m². En la figura 3 se muestra la ilustración del concepto de tensión superficial de un líquido.



Fuente: karina Arburo-XstrataCopper.

Figura 3. Tensión superficial de un líquido

En una burbuja inmersa en un líquido, cada átomo o molécula en el interior de una fase tiene uniones semejantes con sus vecinos. En la interfase faltan aproximadamente la mitad de las uniones, lo que genera una fuerza resultante dirigida hacia el interior del gas y una cantidad de energía libre cuya magnitud se mide por la tensión superficial. (.Louis, 2007)

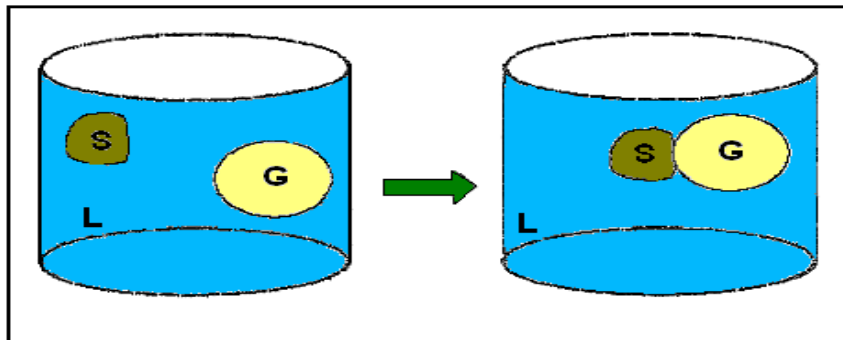


Fuente: karinaArburo-Xstrata Copper (2007).

Figura 4. Tensión superficial de una burbuja en un líquido

2.1.2.7.2. Tensión superficial contacto entre las tres fases (S - L - G)

En la flotación de una partícula sólida utilizando una burbuja de aire como medio de transporte, la unión entre estos dos elementos se efectúa a través del contacto trifásico (sólido – líquido - gas). Como se muestra en la figura (.Louis, 2007)



Fuente: Karina Arburo-Xstrata Ccopper (2007).

Figura 5. Representación de contacto entre las tres fases (s-l-g)

Las energías interfasiales “ γ ” de las tres fases en equilibrio se pueden relacionar por la ecuación de Young, con el ángulo de contacto “ θ ”:

$$\gamma_{SG} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG} \cos \theta \tag{7}$$

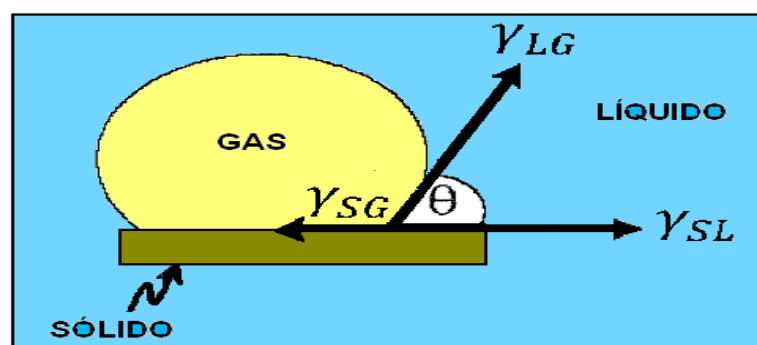
El cambio de energía libre por unidad de área correspondiente al proceso de unión (desplazamiento del agua por la burbuja de aire) se expresa por la ecuación de Dupre:

$$\Delta G = G_f - G_i = \gamma_{SG} - (\gamma_{SL} + \gamma_{LG}) \tag{8}$$

Al sustituir la ecuación de Young en esta ecuación, es posible expresar la energía libre en términos del ángulo de contacto θ :

$$\Delta G = \gamma_{LG}(\cos \theta - 1) \tag{9}$$

A continuación se muestra la figura la representación matemática de contactos entre las 3 fases. (.Louis, 2007)



Fuente: Karina Arburo-Xstrata Ccopper (2007).

Figura 6. Representación matemática de contactos entre las 3 fases

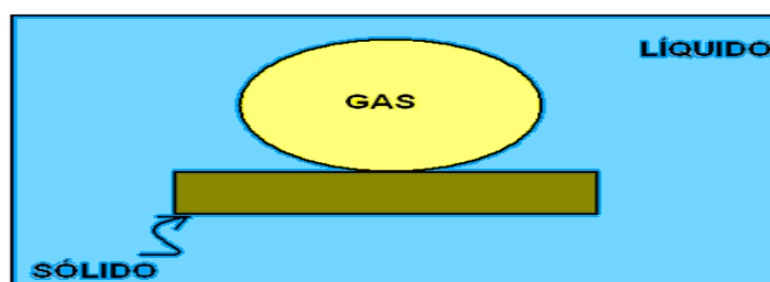
2.1.2.8. Ángulo de contacto θ

Es de suma importancia porque relaciona en forma cuantitativa las propiedades hidrofóbicas de un mineral con su flotabilidad. Si el sólido es hidrofóbico, ya sea en forma

natural o por la adsorción de un colector en su superficie, la película de líquido retrocede hasta una posición en la que las tres tensiones superficiales se encuentren en equilibrio. El ángulo que se genera entre las tensiones interfasiales γ_{LG} y γ_{SL} , se llama ángulo de contacto.

A mayor ángulo de contacto, mayor es la variación de la energía libre y, por lo tanto, el proceso de adhesión partícula – burbuja es más espontáneo.

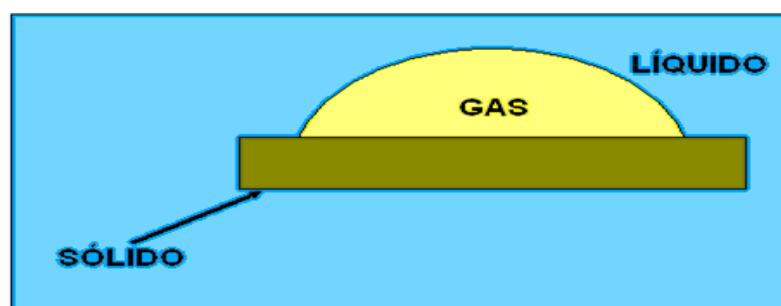
Cuando no hay contacto entre las tres fases, θ es cero y, por el contrario, cuando es máxima la afinidad, θ es 180° . A continuación se tiene la representación del ángulo de contacto de afinidad nula y máxima afinidad, ver figuras 7 y 8 (.Louis, 2007),



Fuente: Karina Arburo-Xstrata Ccopper (2007).

Figura 7. Contacto de afinidad nula

a) $\theta = 0^\circ \implies$ afinidad nula



Fuente: Karina Arburo-Xstrata Ccopper (2007).

Figura 8. Contacto con máxima afinidad

b) $\theta = 180^\circ \implies$ máxima afinidad

2.1.2.9. Fenómenos de adsorción

Se denomina adsorción al fenómeno de acumulación de materia en una interfase, en modo tal que su concentración sea mayor o menor que aquellas de las fases que forman la interfase. Cuando la concentración es mayor en la interfase se dice que la adsorción es positiva y es negativa en el caso contrario.

La adsorción en una interfase es descrita por la ecuación de adsorción de Gibbs como:

$$r_i = -\frac{1}{RT} \left(\frac{dy}{d \ln C_i} \right)$$

(10)

Donde:

r_i = Adsorción relativa del componente i (densidad de adsorción).

C_i = Concentración del componente i .

T = Temperatura absoluta.

R = Constante de los gases.

y = fuerza de tensión superficial

“Si disminuye la tensión superficial la adsorción aumenta” (adsorción positiva). Los dos casos de adsorción de mayor interés en flotación son aquellos en la interfase gas – líquido (aire – agua) y en la interfase sólido – líquido (mineral – agua). También ocurren en la fase gas – sólido (oxidación superficial de minerales). (.Louis, 2007),

2.1.2.9.1. Adsorción en la interfase gas – líquido

Los compuestos que se adsorben selectivamente en la interfase **G-L** se llaman **Tensoactivos** y hacen reducir la tensión superficial. Los reactivos llamados **espumantes**, generalmente alcoholes, cumplen con este rol (.Louis, 2007).

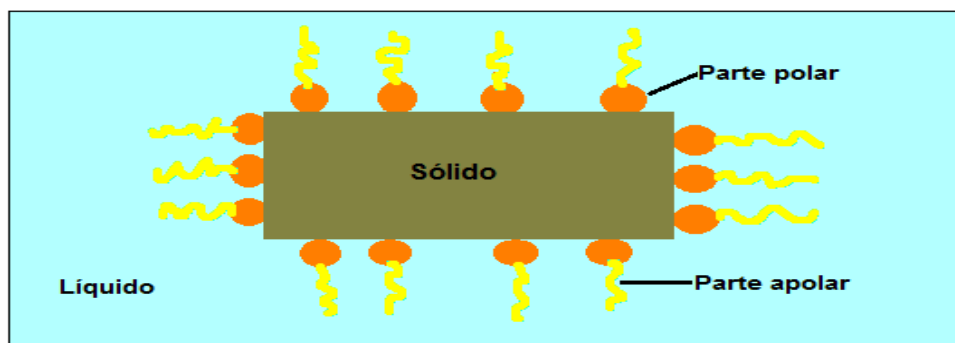


Fuente: karinaArburo-XstrataCopper (2007).

Figura 9. Interfase gas - líquido

2.1.2.9.2. Adsorción en la interfase sólido – líquido

Los compuestos que se adsorben en la superficie de los minerales se llaman colectores. Estos producen el fenómeno de hidrofobización artificial de los minerales y en general, el cambio de sus propiedades de mojabilidad. (.Louis, 2007),



Fuente: Pavez O. Concentración de minerales I, (2006)

Figura 10. Interfase sólido - líquido

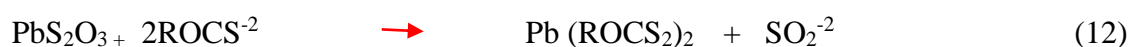
2.1.2.10. Flotación de sulfuros

2.1.2.10.1. Teorías de flotación

Varias hipótesis fueron presentadas en el pasado tratando de explicar el mecanismo de acción de los xantatos en la colección de sulfuros y Tres mecanismos han sido aceptados para la explicación de la interacción mineral sulfurado/xantato y son:

2.1.2.10.2. Teoría química de la oxidación superficial

En medio acuoso alcalino, la mayoría de los minerales sulfurados sufren oxidación superficial. Para el caso particular de la galena, existen numerosos estudios que demuestran que la superficie estaría recubierta por especies oxidadas, especialmente tiosulfato básico de plomo. La reacción con un xantato ocurriría por mediación de esta capa oxidada, operando un mecanismo de intercambio iónico. El mecanismo propuesto puede resumirse en las siguientes reacciones: (Villachica, 1985)



2.1.2.10.3. Teoría de semiconductores

Esta teoría presenta una diferencia fundamental con la anterior, puesto que, la hidrofobización se atribuye a la formación de una especie oxidada del colector, un disulfuro orgánico conocido como dixantógeno, el que se formaría directamente sobre la superficie mineral.

El rol del oxígeno, que es un fuerte aceptor de electrones, se interpreta en el sentido que su adsorción tomaría los electrones libres de las capas superficiales del retículo cristalino del sulfuro semiconductor, de tal forma quede semiconductor tipo-n pasaría a

semiconductor tipo -p. Cuando las bandas de conducción de un sulfuro semiconductor son electrones en exceso, se habla de semiconductores tipo -n (negativos), mientras que, cuando las bandas están representadas por huecos, se tienen semiconductores tipo -p (positivos). Así, la adsorción de especies aniónicas, como xantato, estaría favorecida sobre una especie semiconductor tipo- p.

La oxidación de xantato a dixantógeno se produciría por el paso de un electrón a la red cristalina, debido a la presencia de huecos (ausencia de electrones libres). El dixantógeno, por ser una molécula neutra, permanecería co-adsorbido físicamente en la película de colector, confiriéndole a la superficie una fuerte hidrofobización. (Villachica, 1985)

2.1.2.10.4. Teoría electroquímica

Según la literatura, el mecanismo más común de interacción entre xantato y sulfuros es de naturaleza electroquímica. Iones xantatos son oxidados a dixantógeno o xantato del metal, de acuerdo con una de las siguientes reacciones:



Independientemente de la trayectoria de oxidación del xantato, este proceso anódico precisa ser balanceado por una reacción catódica. Uno de los papeles importantes del oxígeno en sistemas xantato/mineral sulfurado es entregar la reacción catódica. El producto real de la Reducción de oxígeno en ambiente acuoso puede ser las reacciones de:



La primera de estas reacciones es más apropiada para describir el proceso en medio ácido (bajo acción catalítica de la superficie mineral). La segunda reacción es más realista en medio alcalino.

El mecanismo electroquímico es coherente con varias evidencias experimentales, tales como, la presencia de xantato de metal o dixantógeno, la adsorción no uniforme del

colector en la superficie (debido a la diferencia de potencial entre varios puntos) y la necesidad de oxígeno para la flotación de sulfuros (Villachica, 1985)

2.1.2.11. Cinética química de la flotación

Se refiere a la velocidad de interacción entre partículas y burbujas lo que se induce en términos macroscópicos, en la velocidad en que flotan las partículas que llegan al concentrado, el tiempo de flotación es una variable fundamental de diseño y corresponde al tiempo máximo que hay que darle a las partículas más lentas, para que puedan ser extraídos de la pulpa.

El tiempo de residencia(r), está vinculado al flujo de aire, de modo tal que si este último fuese pequeño, (t) debería de ser alta para colectar todas las partículas, hay una relación directa entre t , y la probabilidad de flotación, por lo que si esta es alta y si el flujo de aire es adecuado, la recuperación sería estable. (Azañero, 1999)

2.1.2.11.1. Velocidad de flotación

En general la velocidad de flotación puede modelarse a través de una reacción de primer orden

$$\frac{dc}{dt} = Kc^n \quad (18)$$

Donde:

$$c = c_0 e^{-kt} \quad (19)$$

$$\ln = \frac{c_0}{c} = Kt \quad (20)$$

$\frac{dc}{dt}$ = variación de la concentración con respecto al tiempo donde:

C = Es la concentración de material flotable. Al tiempo “ t ”

n = Es el orden de la reacción.

K = Es la constante de velocidad de la ecuación.

C_0 = concentración de material flotable

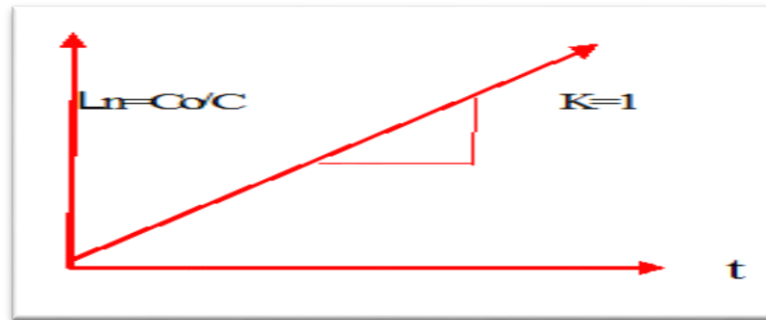


Figura 11. Ecuación de cinética de primer orden

Las concentraciones no son usuales en flotación, más bien se usan recuperaciones. En la práctica, no es posible llegar a una recuperación de 100%, por lo que se introduce el concepto de recuperación máxima, R_{maxima} , ya que no todo el material es flotable, por lo que la ecuación es mas precisa expresada como.

$$R_{\infty} = \frac{C_0 - C_{\infty}}{C_0} \tag{21}$$

Luego la ecuación queda:

$$\frac{dc}{dt} = K(C - C_{\infty})^n \tag{22}$$

Para “n”=1

$$R_t - R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \tag{23}$$

Donde:

R_t = Recuperación acumulativa en tiempo “t”.

R_{∞} = Recuperación maxima posible que es asintótica (línea recta que se acerca indefinidamente a una curva), cuando “t” tiende al infinito.

K = Constante de velocidad, que depende de los reactivos y de otras variables.

t = Tiempo acumulativo de flotación (minutos).(Azañero, 1999)

2.1.2.11.2. °Modelo de 1^{er} orden García –Zúñiga

Es uno de los primeros trabajos sobre cinética de flotación- semibach el cual permite ajustar la gran mayoría de los resultados experimentales y calcular la constante de velocidad de flotación.

$$\ln \frac{C_0 - C_\infty}{C - C_\infty} = Kt \quad ; \quad R_t = R_\infty(1 - e^{-kt}) \tag{24}$$

$$\frac{R_t}{R_\infty} = 1 - e^{-kt} \tag{25}$$

$$\frac{R_\infty - R_t}{R_\infty} = e^{-kt} \tag{26}$$

$$\ln \left(\frac{R_\infty - R_t}{R_\infty} \right) = -kt \tag{27}$$

$$\ln \left(\frac{R_\infty - R_t}{R_\infty} \right)$$



Figura 12. Determinación de K según modelo de García – Zúñiga

R_∞ y k se obtiene del ajuste de parámetros del modelo $(k)=t^{-1}$ (Azañero, 1999)

2.1.2.11.3. Modelo de klimpel (año- 1986)

Cabe destacar el modelo propuesto por klimpel, especialmente por el énfasis que pone este autor en la utilidad del cálculo de K para la evaluación y selección de reactivos de flotación, el modelo propuesto es el siguiente.

$$R_t = R_\infty \left[1 - \frac{1}{Kt} (1 - e^{-kt}) \right] \tag{28}$$

$$R_t = R_\infty^2 \frac{Kt}{1 + R_\infty Kt} \tag{29}$$

R_t = Recuperación acumulativa en tiempo “t”.

R_∞ = Recuperación máxima posible que es asintótica

K = Constante de velocidad, que depende de los reactivos y de otras variables.

t = Tiempo acumulativo de flotación (minutos). (Azañero, 1999)

Este es el modelo de **2^{do} orden**.

Generalmente basta usar los modelos cinéticos de 1^{er} orden, donde se considera que todas las partículas tienen la misma probabilidad de flotar. Así se considera que hay distribución rectangular de velocidades, aparece el modelo de Klimpel, donde se obtiene mayor precisión.

El objetivo de una evaluación cinética es determinar el tiempo óptimo de flotación y de los parámetros del modelo, ver que recuperación se puede obtener en un determinado tiempo de flotación (Azañero, 1999)

2.1.2.12. Factores que influyen en la flotación de oro

Los factores que influyen y determinan la flotación del oro son los siguientes:

- **Tamaño de las partículas de oro**, las cuales solo son separables por flotación las menores a 0,2 mm o malla 65-Tyler. Cuando hay partículas mayores a este tamaño, éstas no flotan debido a su peso, siendo en tal caso conveniente recuperar este oro grueso mediante concentración gravimétrica en el circuito de molienda-clasificación.
- **Forma de las partículas de oro**, debido a que la rugosidad o porosidad que se produce durante la molienda, aumenta la contaminación superficial con ganga o impurezas que inhiben la flotación o causan mayor consumo de reactivos de flotación.
- **Estado superficial de las partículas de oro**, puesto que la limpieza de la superficie permite una mejor adsorción de los colectores sobre ellas. Una partícula de oro sucia o cubierta con óxidos de hierro hidratado baja substancialmente su flotabilidad.

- **La presencia de oro libre** hace dificultoso el retiro como concentrado, debido a la falta de sólido en la capa de espuma superficial.
- **El pH de flotación**, el cual debe ser neutro o ligeramente alcalino (7 a 9), pero en la mayoría de los casos depende del tipo de mena que se tiene. Este pH se logra con la adición de cal (Quiroz, 1998)

2.1.2.13. Evaluación del proceso de flotación

Los índices de evaluación del proceso de flotación son los siguientes:

- **Recuperación metalúrgica:** es la razón entre la masa del material útil obtenido multiplicado por su ley en el concentrado y la masa del material útil multiplicado por su ley en la alimentación.
- **Recuperación en peso:** es la razón entre la masa del concentrado y la masa de la alimentación.
- **Razón de concentración:** es la razón entre la masa de alimentación y la masa de concentrado. En términos prácticos, se refiere a las toneladas de mineral necesarias para obtener una tonelada de concentrado.
- **Razón de enriquecimiento:** es la razón entre la ley del componente deseado en el concentrado y la ley del mismo componente en la alimentación.

Considerando la figura 14. Donde se muestran los flujos de alimentación, concentrados y relave de un sistema de flotación, se tendrá: (Quiroz, 1998)

Razon de concentración

$$Rc = \frac{F}{C} \quad (30)$$

Recuperacion metalúrgica

$$Rm = \frac{Cc}{Ff} * 100 \quad (31)$$

Haciendo un balance másico se obtiene lo siguiente:

$$F = C + T \quad (\text{balance de flujos másicos}) \quad (32)$$

$$Ff = Cc + Tt \quad (\text{balance de finos}) \quad T = F - C \quad (33)$$

$$Ff = Cc + (F - C) t \quad (34)$$

$$F(f - t) = C(c - t) \quad (35)$$

$$Rc = \frac{(c*t)}{(f - t)} \quad (36)$$

Donde:

R_c = Razon de concentración

R_m = Recuperación metalúrgica

F, C y T son los pesos de alimentación, concentrado y relave, respectivamente, mientras que:

f, c y t son las leyes del componente útil en la alimentación, concentrado y relave (Azañero,1999)

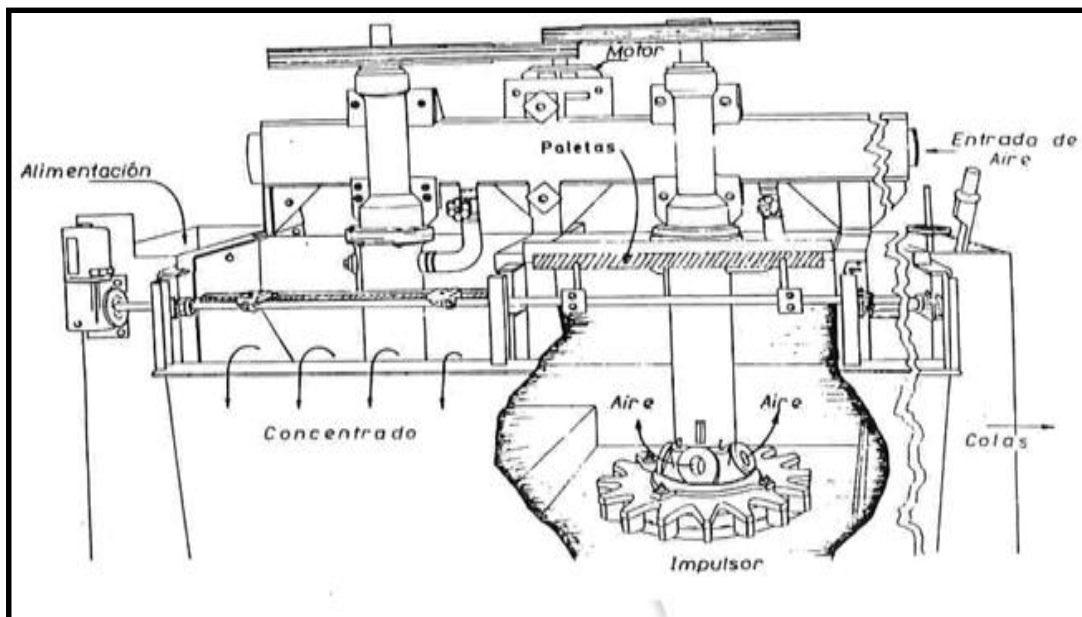


Figura 13. Flujos de alimentación, concentrado y relave en un sistema de flotación



Figura 14. Flujos de alimentación de flotación de sulfuros

2.1.2.14. Reactivos de flotación

En un sistema de flotación los reactivos se dividen de acuerdo a la función específica que desempeñan en: colectores, espumantes y modificadores.

Los colectores y espumantes son sustancias orgánicas empleadas generalmente en dosificaciones comprendidas entre 1 a 1000 g/ton de alimentación. Químicamente, son clasificados como surfactantes (“surfactant”), es decir, molécula de carácter doble, que consiste de un grupo polar y un grupo no-polar. El grupo polar posee un momento de dipolo permanente y representa la parte hidrofílica de la molécula. El grupo no-polar no posee un dipolo permanente y representa la parte hidrofóbica de la molécula.

Los surfactantes cumplen dos papeles fundamentales en la flotación. Primero, se adsorben en la interface sólido/líquido y actúan como colectores tornando hidrofóbica la superficie de ciertos minerales. Segundo, influyen en la cinética de la adhesión burbuja/mineral, actuando como espumantes. De esta forma el espumante actúa principalmente en la interface líquido/aire, promoviendo la formación de la espuma a través de la disminución de la tensión superficial.

Los modificadores son sustancias inorgánicas u orgánicas empleadas en cantidades que generalmente varían entre 20 a 1000 g/ton. (Astucuri, 1999)

2.1.2.15. Clasificación de los reactivos

Los reactivos o agentes de flotación se clasifican en:

- **Espumante.** Tienen como propósito la creación de una espuma capaz de mantener las burbujas cargadas de mineral hasta su extracción de la máquina de flotación (celdas)
- **Colector.** Es el reactivo fundamental del proceso de flotación puesto que produce la película hidrofóbica sobre la partícula del mineral
- **Modificadores.** Actúan como depresores, activadores, reguladores de pH, dispersores, etc. Facilitando la acción del colector para flotar el mineral de valor, evitando su acción a todos los otros minerales como es la ganga (Astucuri, 1999)

2.1.2.15.1. Espumantes.

- **Clasificación de los espumantes**

En dependencia de la eficacia de acción de los espumantes con diversos valores del pH de la pulpa, éstos se dividen en:

a. básicos: Los que poseen una propiedad espumígena máxima en pulpas alcalinas. A los que espumantes principales pertenecen las bases de piridina pesadas, que poseen una elevada propiedad espumígena en medios muy alcalinos

b. ácidos: Los que disminuyen sus propiedades espumígenas a medida de que se incrementa la alcalinidad de la pulpa. A los espumantes ácidos pertenecen los reactivos fenólicos (cresol, xilenol, aceites de madera que contienen fenol y otros) los alquilarilsulfonatos (detergentes y azolatos) Puesto que la flotación de los minerales se efectúa generalmente en pulpa alcalina, en la práctica de enriquecimiento los agentes espumantes ácidos se conocen como débiles, pero en su mayoría son reactivos bastante selectivos(Astucuri,1999)

En la actualidad todos los espumantes fenólicos (cresoles, xilenoles y otros) están excluidos de la práctica de flotación de las menas de los metales no ferrosos, debido a su alta toxicidad

c. neutro. Cuyo empleo en la flotación no depende prácticamente del pH de la pulpa. Es el grupo más considerable de agentes espumantes por su cantidad e importancia Es racional subdividirlos en tres grupos:

c.1 Los reactivos que constituyen alcoholes aromáticos y alicíclicos: corresponden las sustancias que contienen terpineol, las que se hallan en diversos aceites de madera (Aceite de pino) y algunos espumantes sintéticos del tipo ciclohexanol, dimetilfenilcarbinol, terpineolsintetico (aceite de terpinoleno) y otros

c.2. Reactivos que contienen alcoholes alifáticos: que son sustancias individuales o mezclas de alcoholes, que se obtiene como productos secundarios durante el procesamiento de diversos compuestos químicos o de una producción especial

c.3. Reactivos que contienen sustancias con enlaces éteres: le corresponden los monoéteres de polipropilenglicoles, polialcoxialcanes y dialquifitalatos, la combinación de los reactivos da unos excelentes resultados, sobre todo cuando uno de los reactivos aumenta la solubilidad del otro, la función más importante del espumante es de mantener una espuma estable que permite remover el concentrado de las celdas de flotación; también tienen valiosos efectos en los circuitos de flotación tales como:

La formación de burbujas finas que mejora la dispersión de las burbujas de aire en la celda de flotación, previene la coalescencia; fusión o unión de las burbujas de aire separadas, disminuye la velocidad de la burbuja hacia la superficie de la pulpa (Astucuri, 1999)

2.1.2.15.2. Colectores.

Son compuestos químicos orgánicos, cuyas moléculas contienen un grupo polar y uno no- polar. El anión o catión del grupo polar permiten al ión del colector quedar adsorbido a la superficie también polar, del mineral. Por el contrario, el grupo no-polar o hidrocarburo queda orientado hacia la fase acuosa hidrofugando el mineral, ya que tal orientación resulta en la formación de una película de hidrocarburo hidrofóbico en la superficie del mineral. Por consiguiente, las partículas de mineral hidrofobadas por una película de colector se adhieren a las burbujas de aire que van subiendo, arrastrando consigo el mineral a la superficie de la pulpa. Estos reactivos se asocian más a los sulfuros y al aire, pero muy poco a la ganga. (Astucuri, 1999)

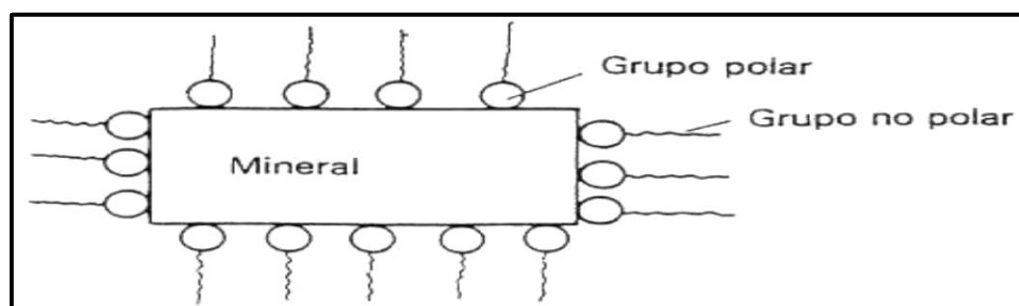


Figura 15. Adsorción de un colector en la superficie de un mineral.

a. poder colector y selectividad. El poder colector de cualquier agente de flotación es medido por la dosis y lo compleja que resulta la flotación del mineral, por una unidad de colector empleado. Con los xantatos, esta propiedad ha sido considerada, desde hace mucho tiempo, como una función del número de átomos de carbono, mayor será el poder colector. Sin embargo, esta regla sufre algunas limitaciones. Por ejemplo, puesto que diferentes minerales sulfurados responden en forma distinta a la adsorción de colectores, los poderes colectores relativos de los diferentes tipos de xantatos deben variar de un mineral a otro. (Astucuri, 1999)

b. xantatos. Los xantatos o xantogenatos son sales de ácido xantogénico, y se encuentran entre los primeros colectores orgánicos solubles en agua y de aquí que su adopción fuera inmediata y amplia, los xantatos pueden oxidarse, convirtiéndose en este caso en

dialquilxantogeno. Las soluciones acuosas de los xantatos se hidrolizan formando los ácidos xantogénicos. La hidrólisis de los xantatos aumenta con la reducción del pH del medio; mientras que las soluciones acuosas de xantatos en medios alcalinos son bastante estables y además los xantatos son tóxicos. (Astucuri, 1999)

b.1 xantato amílico de potasio (z - 6). Este xantato es muy fuerte por lo que se emplea generalmente en aquellas operaciones de flotación que requieren el mas alto grado de poder colector Es un colector muy apropiado para flotación de sulfuros manchados u oxidados de cobre, minerales de plomo (con Na_2S). Asimismo, se le emplea en el tratamiento de la arsenopirita, pirrotita, sulfuros de cobalto, níquel y sulfuros de hierro conteniendo oro. También se usa como promotor secundario en la flotación agotativa que sigue a una flotación “bulk”, donde se utiliza un promotor más selectivo Cuando se emplea en las dosis adecuadas, el Z-6 puede ser más selectivo para ciertas separaciones. (Astucuri, 1999)

b.2 xantato isopropílico de sodio (z - 11). Este xantato ha llegado a ser el más ampliamente usado de todos los xantatos debido a su bajo costo y elevado poder colector. Generalmente es un poco más lento que los xantatos de etílico y a menudo puede sustituirlos con una definida reducción en la cantidad y costo de colector requerido. Se han obtenido aplicaciones muy exitosas en la flotación de prácticamente todos los minerales sulfurados Se emplea en gran escala en la flotación de cobre, plomo y zinc; minerales complejos de plomo-zinc y cobre-hierro (Astucuri, 1999)

2.1.2.15.3. Modificadores

La función específica de los reactivos modificadores es precisamente preparar las superficies de los minerales para la adsorción o desorción de un cierto reactivo sobre ellas y crear en general en la pulpa condiciones propicias para que se pueda efectuar una flotación satisfactoria. Ósea cambia o modifica la superficie de los sulfuros o de la ganga, para favorecer o impedir que los reactivos colectores actúen sobre ellos, evitando de esta manera que floten, ya hemos visto dos clases de reactivos: La lista de modificadores o agentes reguladores usados en flotación es variada; y en general, el término regulador, es aplicado a todos aquellos reactivos, los cuales no tienen tareas específicas de colección o espumación. Estos se clasifican por su función como sigue:

Depresores (NaCN , ZnSO_4 , NaHSO_3)

Reactivadores o activadores (CuSO_4)

Reguladores de pH (CaO) - Dispersantes - Floculantes - Sulfidizantes. (Astucuri, 1999)

A. depresores. La función específica de los depresores es disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de colectores que pueden hidrofobizarla (inhibe de colección), Impiden la flotación de algunos sulfuros, mientras se hacen flotar otros

B. activadores o reactivadores. Estos aumentan la flotabilidad de ciertos minerales, mejorando o ayudando a la adsorción de un colector. Los reactivos reactivadores, restablece la flotabilidad de un mineral oxidado o que ha sido deprimido. La función activante es contraria a la función depresora y los reactivos de este tipo sirven para aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales o para fortalecer el enlace entre la superficie y el colector (Astucuri, 1999)

2.2. MARCO CONCEPTUAL

2.2.1. ASPECTOS GENERALES

Ensayo: Análisis químico de un mineral, concentrado o metal para determinar la cantidad de especies valiosas. Normalmente las leyes de metales preciosos se dan en onzas por tonelada corta o gramos por tonelada métrica, mientras que las leyes de metales no preciosos se expresan en porcentaje (Louis, 2007)

Ganga: Roca u otro material sin valor dentro del cual se encuentran incluidos los minerales valiosos. Es el conjunto de minerales que, en un yacimiento, se encuentra en la roca explotada junto a la mena. La ganga hace que la ley del metal disminuya, por lo que es necesario separarla de la mena, como primera etapa en la concentración (Vargas, 1995)

Ley: Cantidad de metal valioso en cada tonelada de mineral. Se expresa en onzas troyano por tonelada para los metales preciosos y como porcentaje para otros metales o no metales (Linares, 2001)

Mena: Una mena es un mineral del que se puede extraer un elemento, un metal generalmente, por contenerlo en cantidad suficiente para ser aprovechado. Así, se dice que un mineral es mena de un metal cuando mediante minería es posible extraer ese

mineral de un yacimiento y luego mediante metalurgia obtener el metal de ese mineral, las menas suelen ser óxidos, sulfuros o silicatos (Linares, 2001)

Muestra: Es una pequeña porción de materia que representa a una cantidad mayor o todo y que permita la determinación de la calidad de cada uno de los componentes (Linares, 2001)

Oro: Es un metal de transición blando, brillante, amarillo, pesado, maleable y dúctil. El oro no reacciona con la mayoría de los productos químicos, pero es sensible al cloro y al agua regia, este metal se encuentra normalmente en estado puro, en forma de pepitas y depósitos aluviales. El oro es uno de los metales tradicionalmente empleados para acuñar monedas; se utiliza en la joyería, la industria y la electrónica por su resistencia a la corrosión. Se ha empleado como símbolo de pureza, valor, realeza, etc (Linares, 2001)

PH: Es el número que exactamente describe el grado de basicidad o de acidez de una solución. La acidez o alcalinidad relativa de una solución se puede expresar en términos de pH en una escala de 1 a 14, donde el pH se refiere a la concentración de iones hidrogeno (H^+). El agua destilada pura tiene un valor de pH de 7 y se considera como neutro (entre ácido y alcalino). Los valores de pH disminuyen de 7 a 0 indicando acidez, y los valores de pH se incrementan de 7 a 14 indicando alcalinidad (Vargas, 1995)

Granulometría: tamaño de partícula que presenta la mena a procesar, es la variable sobre la cual debe ponerse más énfasis en su control, debido a su efecto en la recuperación metalúrgica y en la selectividad del concentrado final (Vargas, 1995)

2.2.2. OPERACIONES HIDROMETALÚRGICAS

Celdas de flotación: Equipo en donde se efectúa el proceso de flotación de minerales y que consta de un tanque y un agitador especial. El agitador está montado en un eje hueco para permitir el ingreso del aire (Linares, 2001)

Concentración: Proceso mediante el cual las especies mineralógicas con valor económico que se encuentran contenidas en un mineral, son separadas del material no valioso o de desecho, utilizando para tal efecto operaciones unitarias tales como chancado, molienda, flotación, etc (Linares, 2001)

Concentración gravimétrica: Proceso que permite separar partículas de diferentes tamaños, formas y pesos específicos, mediante el uso de la fuerza de gravedad o fuerzas

centrífugas. Por ejemplo, un grano de oro se hunde en agua mucho más rápido que un grano de sílice del mismo tamaño debido a que el primero tiene un mayor peso específico (Linares, 2001)

Concentrado: Producto rico en metales obtenido mediante la aplicación de procesos de separación y concentración tales como la flotación. Los metales son "concentrados" a partir del mineral que los contiene y el resto es desechado como relave neutralizado. Posteriormente estos metales son extraídos de los concentrados mediante procesos pirometalúrgicos e hidrometalúrgicos en las fundiciones y refinерías (Linares, 2001)

Flotación: Proceso metalúrgico que permite la separación de las especies valiosas contenidas en un mineral, del material estéril. Para lograr una buena separación, es necesaria que estas especies valiosas sean liberadas del material estéril. Esto se logra moliendo el mineral en circuitos de molienda. La separación se realiza en agua formándose una pulpa y en donde las partículas sólidas se mantienen en suspensión por medio de unos agitadores especialmente diseñados para este caso (Linares, 2001)

Relave: Material de desecho de una planta concentradora después de que los metales valiosos han sido recuperados. Los relaves contienen altas concentraciones de químicos y elementos que alteran el medio ambiente, por lo que deben ser transportados y almacenados en "tanques o pozas de relaves" donde lentamente los contaminantes se van decantando en el fondo y el agua es recuperada o evaporada. El manejo de relaves es una operación clave en la recuperación de agua y evitar filtraciones hacia el suelo y napas subterráneas, ya que su almacenamiento es la única opción (Linares, 2001)

2.2.3. DESCRIPCIÓN DE REACTIVOS.

Espumante, MIBC: Este es el espumante ideal para este tipo de flotación diferencial ya que tiene propiedades de selectividad esto nos permite tener concentrados de alta ley con escaso contenido de pirita e insolubles. (Azañero, 1999)

Colector, Z-6 (xantato amilico de potasio): Es un reactivo sólido fácilmente soluble en agua tiene un color amarillento y su presentación es en pellets (Azañero, 1999)

Promotor A-208: Este reactivo es un excelente colector de oro y plata. Su acción es rápida así que no necesita mucho tiempo de acondicionamiento. Se usa debido a su selectividad contra la pirita y otros sulfuros (Azañero, 1999)

2.3. HIPÓTESIS

2.3.1. HIPÓTESIS GENERAL

Es posible alcanzar la máxima recuperación de un pre-concentrado de oro a partir de los minerales sulfurados en el proceso de flotación

2.3.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICO

- La dosificación de reactivos determina directamente en la máxima recuperación en un mineral sulfurado por el proceso de flotación para la obtención de un pre-concentrado de oro
- El tiempo de flotación y la grafica de las curvas de la cinética de flotación determina la eficiencia de recuperación en flotación de minerales sulfurados para la obtención de un pre - concentrado de oro
- Se podrá establecer el porcentaje de sólido adecuado a utilizar para la etapa de flotación
- Sera posible determinar las rangos óptimos de las variables más influyentes en el proceso de flotación de oro
- Obteniendo los rangos óptimos de las variables mas significativas en el proceso, incrementara la recuperación de oro

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. ÁMBITO DE ESTUDIO

El estudio se realizó en:

- Lugar : Laboratorios Químico y Metalúrgico (Minera Colibrí S.A.C.)
- Distrito : Chaparra
- Provincia : Caravelí
- Departamento : Arequipa

3.2. UBICACIÓN Y ACCESO

La Empresa Minera Colibrí S.A.C., se encuentra ubicado en el departamento de Arequipa, provincia de Caravelí, distrito de Chaparra en la quebrada Paraje el Convento. Su acceso de Arequipa a Chala es por la carretera panamericana sur (402 Km) en un tiempo aproximado de 7 horas, de Chala al noreste a Chaparra por carretera afirmada (46 Km) en un tiempo aproximado de 2,5 horas, de Chaparra a la Planta de Beneficio de la Compañía Minera Colibrí S.A.C., por una carretera afirmada (4 Km) en un tiempo de 10 minutos.

3.3. UBICACIÓN GEOGRÁFICA

Geográficamente dicha zona está limitada por los paralelos 15°46' y 16°46' de latitud sur y los meridianos 73°30' y 74°30' de longitud oeste, la altitud sur a 1600 m.s.n.m. y la altitud norte 1779 m.s.n.m., perteneciente a la zona 18 del hemisferio sur

3.4. MATERIAL DE LABORATORIO EQUIPOS, Y REACTIVOS

Muestreo en cancha

- Balanza en Kg.
- Mineral sulfurado

- Sacos de polietileno grandes
- Baldes plásticos de 20 L
- Máscara de silicona c/ filtros contra polvos.

Cuarteo del mineral

- Regla de cuarteo
- Manta de cuarteo
- Mineral sulfurado
- Cuchara para cuarteo
- Bolsas de plástico
- Balanza de precisión
- Chancadora de quijada 21/4x31/2
- Malla 10

Determinación de la gravedad específica del mineral

- Muestra de mineral 100% -10 malla (100g)
- Agua destilada
- Fiola (100 cm³)
- Piceta
- Espátula
- Balanza de precisión

Análisis granulométrico

- Mineral sulfurado 100% -10 malla (500 g)
- Serie de tamices ASTM (mallas 35,48,65,100,150,200,270)
- Equipo de RO-TAP
- Balanza de precisión
- Luna reloj (vidrio)
- Plato pequeño de plástico
- Bolsa plástica pequeña
- Plumon tinta indeleble, cinta adhesive

Molienda del mineral, carga de bolas y velocidad de operación del molino de laboratorio

- 5 kg de mineral 100% -10 malla
- Molienda de bolas de 9,8” x 7,8” (motor monofásico de 1750 RPM 60 Hz, 220 v, 15,8 A)
- Malla 200 Serie ASTM
- Balanza electrónica sartorius (precisión de $\pm 0,1$ g máximo = 4100 g)
- crónometro
- Bolsas pequeñas
- Plumón y cinta adhesiva
- Tamaño de bolas de diferentes diámetros (3: 3,45: 4 cm)
- Balanza de precisión

Proceso de flotación

Equipos e Instrumentos.

- Balanza analítica Sartorius con precisión de $\pm 0,0001$ g.
- (3) Probetas de plástico de 10 mL
- jeringas de 1 mL, 3 mL, 5 mL, 10 mL
- fiola 100 mL
- pomos de plástico
- Balanza de 250 g
- (1) Máquina de flotación tipo denver laboratorio.
- (1) Celda de flotación de 2L
- (1) Pizeta, luna reloj, paleta de plástico o metal para sacar concentrado.
- (6) Bandejas metálicas y medidor de pH

Insumos y reactivos.

- cal
- Xantatoamílico de potasio (Z-6)
- Metil isobutyl carbinol (MIBC)
- Aerofloat (A-238)

Secado del mineral

- Cocina eléctrica

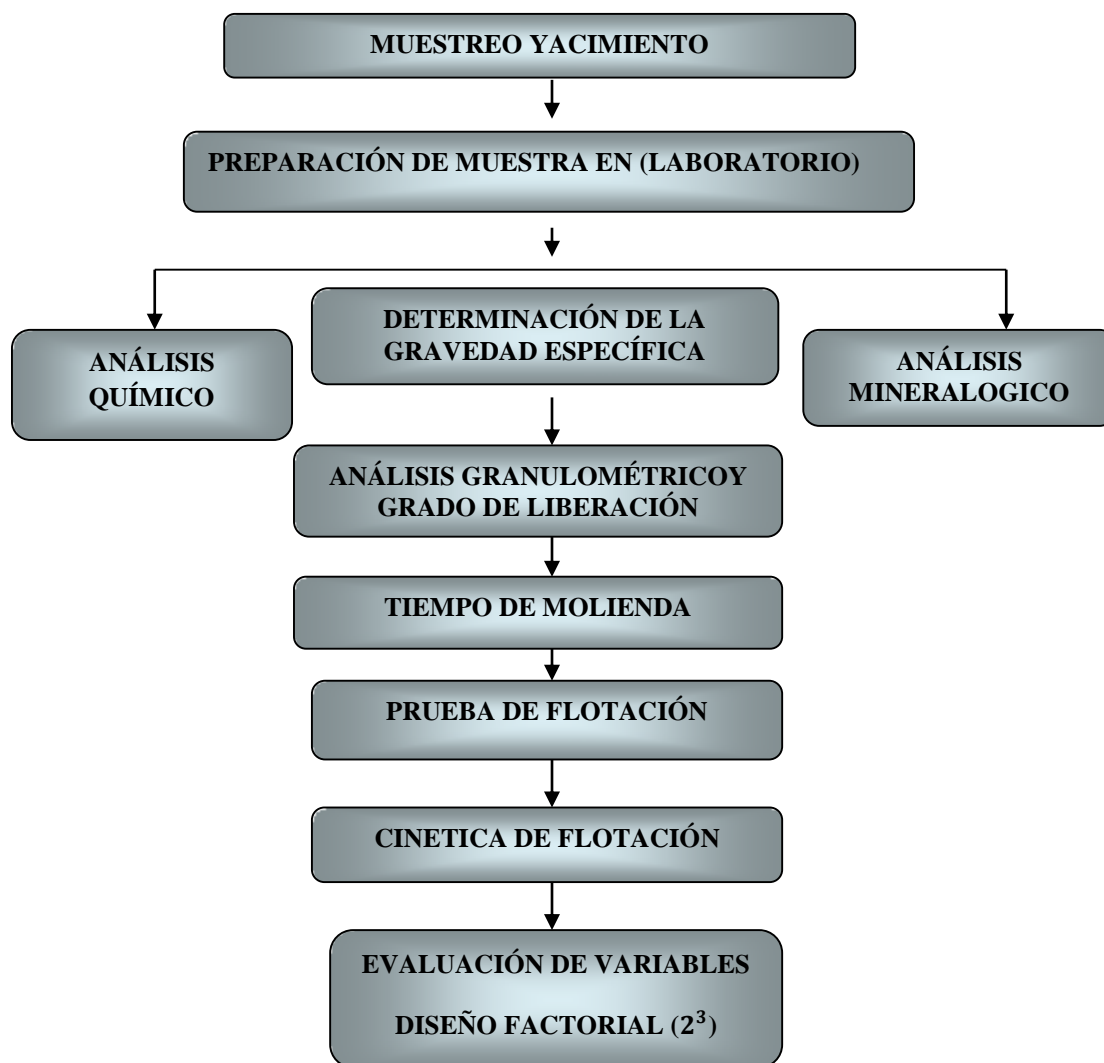
- Rodillo de amasar.
- Floculante
- Bolsas de 500 g

3.5. PROCEDIMIENTOS PARA LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Las pruebas experimentales se realizaron en las instalaciones de la empresa minera colibrí sac. En el laboratorio químico-metalúrgico, se realizaron los análisis físico-químicos y pruebas metalúrgicas del mineral sulfurado con el fin de establecer el comportamiento del mineral por el proceso de la flotación por espumas. En el diagrama de flujo 1.se muestra el procedimiento general a seguir para realizar las pruebas experimentales del proceso de flotación

DIAGRAMA DE FLUJO 1

Etapas del procedimiento experimental del proceso de flotación



Fuente: elaboración propia

3.5.1.1. Muestreo en cancha

El objetivo es obtener una muestra representativa de la mena mediante el muestreo en diferentes puntos para tener una muestra representativa suficiente para realizar las pruebas de flotación del oro y se procede de la siguiente manera:

- Extender toda la mena en el piso
- Trazar en forma cuadrada sobre la superficie de la mena
- Realizar la extracción de pequeñas muestras representativas intercaladamente sobre los trazos
- Una vez reducido a la cantidad de muestra deseada Etiquetar y embolsar las muestras extraídas en las bolsas de polipropileno. o en baldes

3.5.1.2. Cuarteo de muestra para las pruebas de flotación

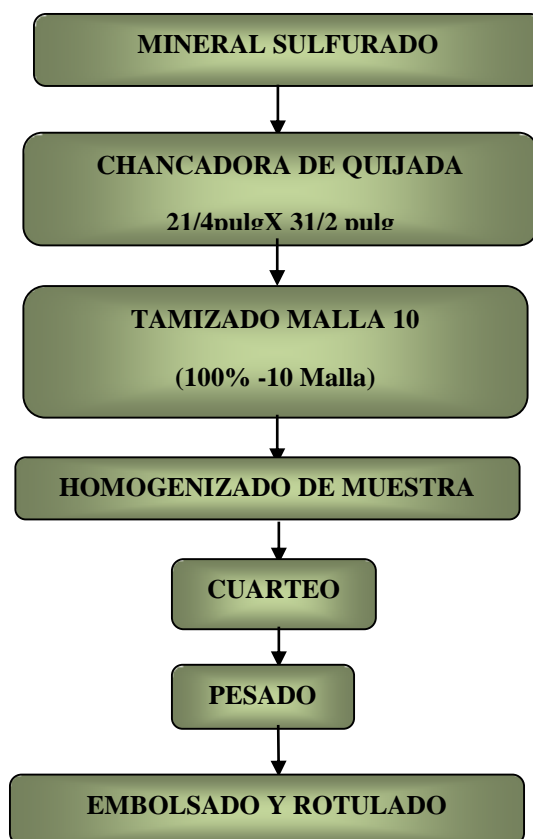
- Se hace el pesaje respectivo de cada muestra de mineral recepcionado y se apunta los pesos en la cartilla pesos en este caso se trabajo con una cantidad de 95 kg
- Se traslada el mineral a los sacos de polietileno y se los rotula.
- Se procede a hacer el chancado, se debe tener cuidado que la chancadora este limpia ya que podría contaminar a la muestra, se usa la brocha para limpiar todos los finos de mineral que se haya tratado anteriormente.
- La chancadora de quijadas de 21/4 pulg x31/2 pulg acepta minerales de 3 pulg a 2 pulg y da un producto de aproximadamente 1/8 pulg(3,175mm) este tamaño de malla no es el adecuado se tiene que llegar a malla 10 (1,65mm), aproximadamente a 1/16 pulg,
- para esto se tiene que pasar por malla 10 y separar las partículas que pasan las malla 10, el resto se vuelve a pasar por la chancadora y así sucesivamente hasta llegar a 100% malla 10 haciendo el tamizado cada vez que se obtenga un nuevo producto de la chancadora,
- Para la recepción del mineral de la chancadora se usarán los baldes de 20L de plástico ya que son los más adecuados para evitar cualquier tipo de contaminación del mineral. En esta etapa es muy importante usar la máscara de silicona y los tapones de oído ya que los finos de plomo son muy dañinos.
- Para hacer el tamizado previo a cada etapa de chancado se debe poner la malla #10 en la boca del balde y hacer pasar el mineral. El producto de cada etapa de

chancado se junta y pasa a la zona de cuarteo, para este caso se obtuvo una muestra de 45 kg aproximadamente

- Finalmente pesar y embolsar las muestras debidamente etiquetadas y rotuladas.

DIAGRAMA DE FLUJO 2

Pasos para la preparación de muestras del mineral sulfurado



Fuente: elaboración propia

3.5.1.3. Determinación de la gravedad específica del mineral

- Pesar 5 g de mineral para cada prueba
- Pesar la fiola vacía y seca
- Pesar fiola mas muestra de mineral
- Pesar fiola mas agua
- Pesar fiola mas agua mas mineral

Se procede a calcular la gravedad específica mediante la siguiente expresión matemática:

$$G.E = \frac{M-P}{[W+(M-P)-S]} \quad (37)$$

G.E: gravedad específica

P: Peso de la fiola en gramos

M: Peso de fiola más mineral en gramos

W: Peso de fiola más agua en gramos

S: Peso de fiola más mineral más agua en gramos

Cálculo de la media aritmética:

Se utiliza la siguiente expresión matemática:

$$\bar{X} = \frac{\sum X}{n} \quad (38)$$

\bar{X} = Promedio gravedad específico

$\sum X$ = Sumatoria de gravedades específicos

n = Numero de pruebas

Hallando la desviación estándar “ δ ”:

$$\delta^2 = \frac{\sum x^2 - \frac{(\sum x)^2}{n}}{n-1} \quad (39)$$

Limite de confianza

$$\text{Limite de confianza} = \pm L = \frac{t\delta}{\sqrt{n}} \quad (40)$$

t = t de student para 95% de confianza (tabla 37)

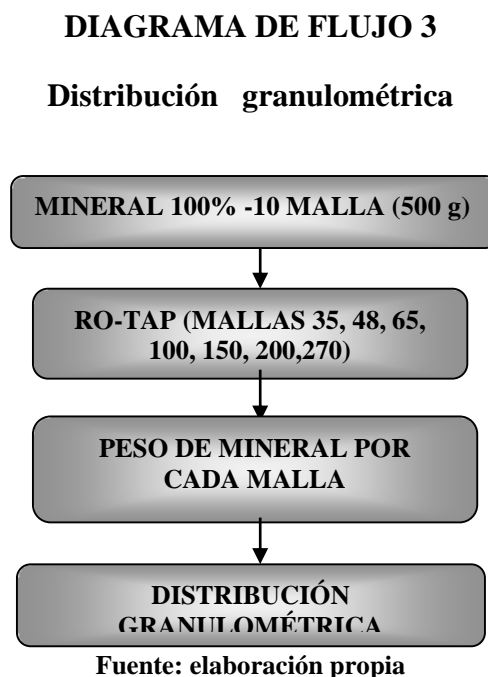
$$G.E = \bar{X} \pm L \quad (41)$$

3.5.1.4. Análisis granulométrico

- Pesar 500 g. de mineral en balanza de precisión
- Tamizar en el RO-TAP durante 10 minutos utilizando las mallas 35,48,65,100,150,200,270
- Pesar el mineral retenido en cada malla y tomar dato

- Determinar cualitativamente a que malla se produce la mejor liberación
- Realizar la distribución granulométrica en peso.

A continuación se muestra el procedimiento a seguir mediante el diagrama de flujo 3.



Función matemática de Gates-Gaudin schuhmann

$$F(X_i) = 100 \times \left[\frac{x}{x_0} \right]^m \tag{42}$$

Donde:

X_0 = Es el tamaño máximo de la distribución

$F(x_i)$ = representa un porcentaje acumulado pasante (corregido)

X = Abertura en micrones = tamaño de partícula

Linealizando la ecuacion (42) tenemos:

$$\log F(X_i) = m \log X + \log \frac{100}{x_0^m} \tag{43}$$

$$a = \log \frac{100}{x_0^m} \tag{44}$$

$$m = b \tag{45}$$

Evalúación mediante el método de los mínimos cuadrados:

$$b = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2} \quad (46)$$

$$a = \frac{\sum Y - b \sum X}{N} \quad (47)$$

$$r = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{\sqrt{[N \sum X^2 - (\sum X)^2][N \sum Y^2 - (\sum Y)^2]}} \quad (48)$$

3.5.1.5. Carga de bolas y velocidad de operación del molino de laboratorio

- Se toma las medidas del molino de bolas (largo, diametro).
- Calcular la carga de bolas mediante la siguiente expresión matemática

$$w = 80 \times D^2 \times L \quad (49)$$

Donde:

Volumen del molino

$$V = \pi \left(\frac{d}{2}\right)^2 L \quad (50)$$

Velocidad crítica Del molino

$$V_c = \frac{76,8}{\sqrt{D}} \quad (51)$$

Velocidad de operación

$$V_0 = 0,8 * V_c \quad (52)$$

W = Carga de bolas del molino (lb)

D = Diámetro del molino (pies) ; d = Diámetro del molino (cm)

L = longitud del molino (pies)

Tabla 3. Distribución de la carga de bolas

DIÁMETRO DE BOLAS (cm)	Nº DE BOLAS	PESO DE BOLAS kg	PESO POR BOLA kg	DISTRIBUCIÓN EN %
4,00	24	6,40	0,2645	50
3,45	21	3,84	0,1778	30
3,00	24	2,56	0,1053	20
TOTAL	69	12,8		100

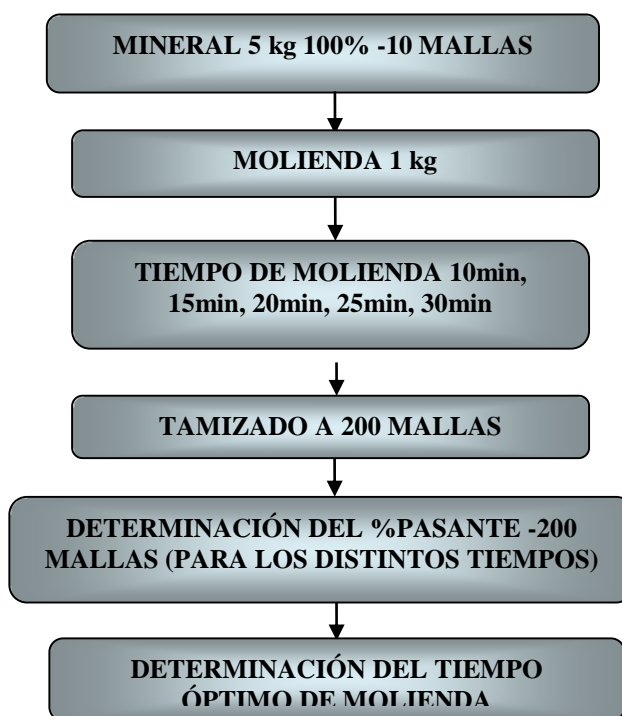
Fuente: castro S., 1983.

En la tabla 3 se da a conocer la distribución de las cargas de bolas para cada diámetro de bola que debe de ingresar al molino con el objetivo de tener una adecuada molienda para el proceso de flotación

3.5.1.6. Molienda del mineral sulfurado

- Pesar 1 kg de mineral para cada prueba de un total de 5 pruebas.
- Realizar la molienda a diferentes tiempos: 10 minutos, 15 minutos, 20 minutos, 25 minutos y 30 minutos.
- Pesar 100 g de mineral molido y tamizar en la malla 200 para cada tiempo de molienda.
- Graficar %pasante a -200 mallas versus tiempo de molienda para las cinco pruebas.
- Determinar el tiempo de molienda para 65% pasante, dato que se trabaja en planta minera colibrí sac a -200 mallas

En el diagrama de flujo N° 4. se muestra el procedimiento en detalle de la prueba de molienda.

DIAGRAMA DE FLUJO 4**Prueba de molienda**

Fuente: elaboración propia

3.5.1.7. Preparación y dosificación de reactivos para la flotación**Procedimiento:**

Lo primero que se debe hacer es rotular las jeringas, esto para evitar que por error se mezclen los reactivos y se malogre la prueba. Estos se rotulan para que no haya confusión a la hora de la preparación.

Para la preparación de estos reactivos debemos usar los pomos de plásticos, para mezclar echamos los reactivos en un pomo diferente cada uno excepto el complejo. En el caso de los reactivos líquidos lo primero que se debe hacer es hallar el peso de una gota de c/u de ellos calibrándolo con la jeringa a usar. Para los aerofloats se debe usar las jeringas de 1 ml ya que estas son las que nos dan gotas más pequeñas, para el MIBC se usara la jeringa de 5ml (Luque, 2004)

A continuación se procede a detallar la preparación de cada uno de los reactivos:

a) espumante MIBC (Metil isobutil carbinol)

Preparación: Se debe hacer bien el cálculo de las gotas que se deben de añadir ya que si agregamos demasiado espumante la prueba saldrá mal ya que las espumas arrastrarían tanto ganga como material valioso. Este reactivo líquido se agrega puro es por eso que para echar a la celda de flotación lo usaremos en gotas, luego de hacer los cálculos respectivos de la cantidad requerida. Usando la jeringa de 5ml

b) colector z-6 (xantato amílico de potasio)**Preparación:**

Luego de pesar según el cálculo lo depositaremos en un pomo de plástico, le agregaremos 100mL de agua y agitaremos hasta que se disuelva bien, una vez que este bien disuelto y homogenizado echamos a la probeta de plástico de 10 mL según sea la cantidad requerida para la flotación. Este colector lo usaremos tanto para la flotación del concentrado oro y plata

c) Colector.A-238 (aerofloat-238)**Preparación:**

Lo podemos usar tanto en su forma pura como en solución al 10%. Usaremos la jeringa de 1ml para agregar a la celda flotación.

Se sabe por el rotulado del envase que la densidad es $1,1g / mL$

Se procede a determinar en laboratorio cuantas gotas de A-238 ocupaba 1 mL

d) modificador de pH (cal)**Preparación:**

Para esta etapa de flotación se utiliza la cantidad necesaria de cal en (g) hasta llegar a un pH aproximado de 9, ya que a este pH se considera que serán flotadas la mayoría de las partículas deseadas

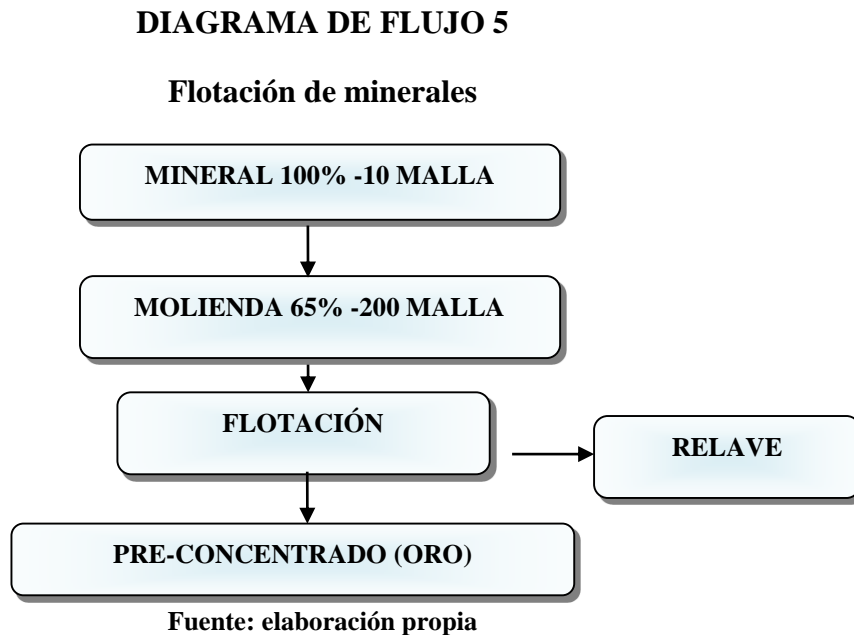
3.5.1.8. Pruebas de flotación

Para realizar las pruebas de flotación se siguen lo siguientes pasos:

- Llenar la cantidad de agua necesaria según el cálculo utilizando una probeta de 1000 cm^3 y verter a la celda de flotación.

- Pesar el mineral de acuerdo al cálculo realizado e introducir en la celda de flotación.
- Adicionar los reactivos para la dosificación en la celda de flotación.
- Se realiza un tiempo de acondicionamiento de 5 minutos para el colector y 4 minutos para el espumante, sumando un total de 9 minutos de acondicionamiento
- Se inyecta aire a la celda de flotación parcialmente para oxigenar la pulpa y luego por completo hasta que se forma las burbujas y se procede la flotación del mineral por un tiempo establecido de 7 min, 8.5 min y 10 minutos
- Las burbujas forman espumas mineralizadas que empiezan a flotar con el mineral valioso y se procede a separar usando una paleta y disponerlo en bandejas para luego secar el concentrado y relave obtenido, por ultimo pesar y mandar a análisis químico.
- Recoger en bandejas el concentrado, secar y pesar al igual que el relave producido para su respectivo análisis químico y balance metalúrgico.

Se representa el siguiente diagrama de flujo N°5. Para la flotación de minerales.



Los resultados de la flotación preliminar, se evalúan mediante las siguientes expresiones matemáticas.

Para obtener la densidad de pulpa se usa la siguiente relación matemática:

$$\% S = \frac{W-1000}{WK} * 100 \quad (53)$$

$$K = \frac{G.E-1}{G.E} \quad (54)$$

Donde:

W = densidad de pulpa.

%S = Porcentaje de sólidos.

K = constante de sólidos.

Para calcular la constante cinética “K” utilizamos la fórmula propuesta por Humberto García Zúñiga:

$$R_t = R_\infty(1 - e^{-Kt}) \quad (55)$$

Donde:

R_t = Recuperación acumulativa en tiempo “t”.

R_∞ = Recuperación que es asintótica (línea recta que se acerca indefinidamente a una curva), cuando “t” tiende al infinito.

K = Constante de velocidad, que depende de los reactivos y de otras variables.

t = Tiempo acumulativo de flotación (minutos).

Linealizando la ecuación anterior se obtiene la siguiente expresión la cual es utilizada para los cálculos correspondientes:

$$\ln\left(\frac{R_\infty - R_t}{R_\infty}\right) = -Kt \quad (56)$$

El balance metalúrgico de la cinética de la flotación se representa en la tabla 9

Secado del mineral

Procedimiento:

- Una vez que terminemos nuestra prueba de flotación y tengamos las bandejas rotuladas según a la etapa que corresponda procedemos a eliminar el agua que se puede vaciar fácilmente,
- recordemos que para evitar que las lamas o los finos se nos vayan debemos poner detergente en la parte de la bandeja de donde estemos vaciando.

- Una vez que hemos eliminado el agua superficial procedemos a echar el floculante esto para que nos ayude en la sedimentación.
- Luego se pone en la cocina eléctrica por más o menos 30 minutos. Una vez que este seco nuestro concentrado lo vaciamos al periódico y le pasamos rodillo hasta que las partículas se suelten
- luego se cuartea y se separa 20 g. los cuales pasaremos al laboratorio para su respectivo análisis. (Jimenez,2001)

3.5.2. EVALUACIÓN DE VARIABLES POR DISEÑO EXPERIMENTAL

Con la finalidad de evaluar la influencia de las variables de estudio como la (granulometría, dosificación de reactivos y el tiempo de flotación), se ha procedido a realizar un bloque de pruebas de acuerdo con un diseño experimental estadístico el diseño factorial 2^3 para 3 factores o variables a dos niveles, con 11 corridas, incluido 3 puntos centrales, para la realización de cada uno de los experimentos.

Este diseño fue seleccionado y estructurado aleatoriamente mediante la utilización del Software estadístico STATGRAPHICS; para el set de datos del diseño factorial 2^3 a fin de desarrollar el presente trabajo de investigación se han estudiado las siguientes variables:

a) Variables independientes (X_i)

X_1 : Porcentaje de solidos (%)

X_2 : Aerofloat -238 (g/TM mineral)

X_3 : Tiempo de flotación (minutos)

b) Variables dependientes o de respuesta (Y_i)

Y_1 : Porcentaje de recuperación de oro, % Rec. Au.

c) Variables intervinientes controladas.

- Velocidad de agitación.
- Densidad de pulpa
- Dilución
- Velocidad de agitación, pH
- xantato Z-6

- espumante(MIBC)

d) Constantes experimentales.

- Peso de la muestra = (g)
- Volumen de operación = (ml)
- Granulometría = (%)
- Densidad de Pulpa = (g/L)
- Gravedad específica = (g/ml)
- Dilución

3.5.3. DISEÑO FACTORIAL 2^K

Con el diseño factorial, 2^K , se estudia el efecto de tres factores en dos niveles cada uno, con respecto a las respuestas; es decir, se busca estudiar la relación entre los factores y las respuestas. Este estudio consta de 2^3 tratamientos; es decir, $2*2*2 = 8$, tratamientos diferentes o punto de diseño $2^k = N$, donde:

2 = niveles de pruebas.

K = factores o número de variables (3 variables)

N = número de experimentos. (8 pruebas)

3.5.3.1. Cálculo de efectos

Con este diseño se pueden estudiar tres efectos principales X_1 , X_2 , X_3 ; tres interacciones dobles $X_1 X_2$, $X_1 X_3$, $X_2 X_3$ y una interacción triple $X_1 X_2 X_3$. Para saber cuantitativamente cuánto afectan las variables sobre la respuesta o criterio de optimización del proceso, se determina el cálculo de los efectos, definido como la diferencia entre los valores de las respuestas, cuando en los tratamientos respectivos, las variables se encuentran en su nivel inferior y superior; por la expresión:

$$Ex = \frac{(\sum Y +) - (\sum Y -)}{\left(\frac{N}{2}\right) * r} \quad (57)$$

(Gutiérrez, 2004)

Donde:

$\sum Y^+$ = Sumatoria de las respuestas de las variables del nivel superior en cuestión.

$\sum Y^-$ = Sumatoria de las respuestas de las variables del nivel inferior en cuestión.

N = Número de pruebas experimentales.

r = Número de réplicas en el diseño. En este caso se considera 1 por las tres réplicas en el punto central.

El cálculo de los efectos se realiza matricialmente. Se puede trabajar en computadora mediante una hoja de cálculo, o si se prefiere, se puede utilizar cualquier lenguaje de programación. La ecuación, para el cálculo de los efectos, está dado por:

$$Ex = \frac{\sum_{i=j}^N X_{ij} Y_j}{\left(\frac{N}{2}\right) * r} = \frac{[X^T] * [Y]}{\left(\frac{N}{2}\right) * r} \quad (58)$$

(Gutiérrez, 2004)

Donde:

$[X^T]$ = matriz transpuesta.

$[X]$ = matriz de efectos.

$[Y]$ = matriz de la variable respuesta.

CAPITULO IV

EXPOSICIÓN Y ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

4.1. GRAVEDAD ESPECÍFICA DEL MINERAL

Tabla 4. Peso Específico del mineral sulfurado

n° de pruebas	peso de mineral	m (peso de fiola + mineral)	p (peso de fiola)	w (peso de fiola + agua)	s (peso de fiola + agua + mineral)	x	x ²
						g.e (g/cm ³)	-----
1	5 g	64,3	59,2	159,5	162,7	2,68	7,20
2	5 g	64,1	59,2	158,6	161,6	2,58	6,65
3	5 g	64,2	59,1	159,2	162,4	2,68	7,20
4	5 g	64,4	59,3	159,4	162,6	2,68	7,20
5	5 g	64,2	59,0	159,7	162,9	2,60	6,76
Σ	total	=				13.23	35.02

Fuente: elaboración propia

De acuerdo a la tabla 4. se hizo 5 pruebas experimentales para determinar la gravedad específica y el promedio de todos ellos es de 2,65

El valor de $\sum X^2$ sirve para determinar la desviación estándar y el intervalo de confianza

Cálculo de la media aritmética:

Se utiliza la ecuación (38)

Hallando el promedio de la gravedad específica:

$$\bar{X} = \frac{2,68 + 2,58 + 2,68 + 2,68 + 2,60}{5} = 2.65$$

$$\bar{X} = 2,65$$

Hallando la desviación estándar “ δ ” ecuación (39):

$$\delta^2 = \frac{\sum x^2 - \frac{(\sum x)^2}{n}}{n-1}$$

$$\delta^2 = \frac{35,026 - \frac{175,075}{5}}{4}$$

$$\delta = 0,0524$$

- Intervalo de confianza, ecuación (40):

“t” student (t para 95 % de confianza es 2,57)

$$\text{Limite} = \pm L = \frac{t\delta}{\sqrt{n}}$$

$$\pm L = \frac{2,57 \times 0,0524}{\sqrt{5}}$$

$$\pm L = 0,0602$$

$$G.E = 2,65 \pm 0,0602$$

∴ La gravedad específica varía entre los intervalos de: 2,59 – 2,71

$$G.E = [2,59 - 2,71]$$

Se realizó cinco pruebas de gravedad específica obteniendo como gravedad específica promedio: G.E = 2.65 g/cm³

4.1.1. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Tabla 5. Cuadro de la distribución granulométrica experimental

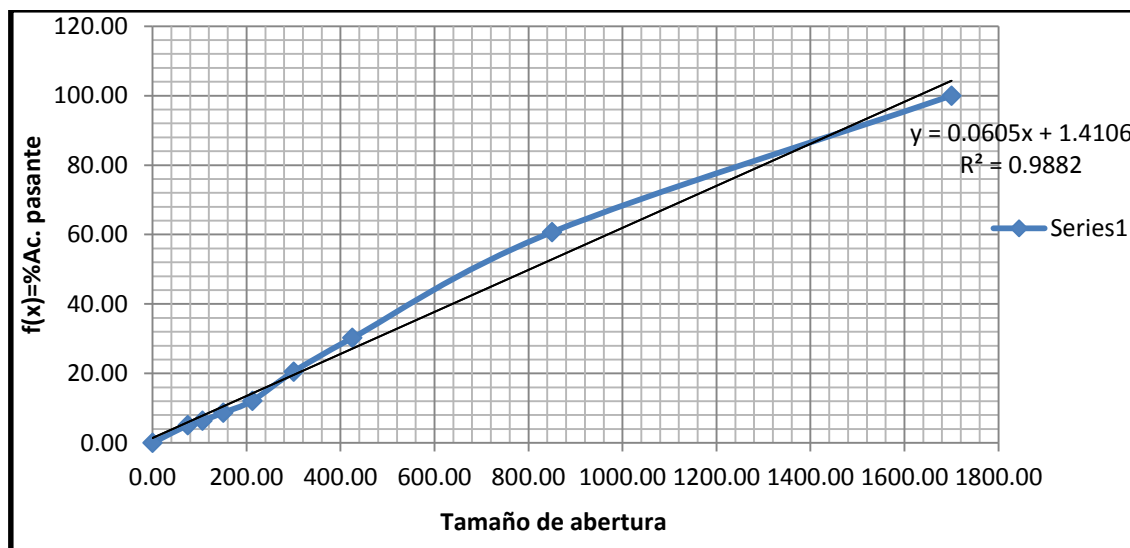
Nº DE MALLA	SISTEMA DE TAMICES ASTM (micrones)	PESO (g.)	% EN PESO	% Ac. RETENIDO G(x)	% Ac PASANTE F(x)
10	1700	0,00	0,00	0,00	100,00
20	850	196,50	39,30	39,30	60,70
35	425	152,40	30,48	69,78	30,22
48	300	48,50	9,70	79,48	20,52
65	212	41,90	8,38	87,86	12,14
100	150	17,20	3,44	91,30	8,70
150	106	11,50	2,30	93,60	6,40
200	75	6,40	1,28	94,88	5,12
-200		25,60	5,12	100,00	0,00
Total =		500,00	100,00		

Fuente: elaboración propia

En la tabla 5 se da a conocer la abertura de cada malla en micrones, el % en peso que se retiene en cada malla y el porcentaje acumulado pasante, estos datos son importantes para el cálculo de la tabla 6

Por ejemplo:

Para la malla Nº 48 se tiene un peso de 48,50 g que representa el 9,7% del total de muestra que es 500 g y el % acumulado se obtiene restando $100\% - 79,48\% = 20,52\%$



Fuente: elaboración propia

Figura 16. Perfil granulométrico del mineral sulfurado

De acuerdo a los resultados obtenidos podemos indicar que: el 90% de la liberación se produce en la malla 200

Tabla 6. Cálculos con la función de gates gaudin schuhmann.

	Abertura en micrones	% Ac. Pasan te						%Ac. pasante corregido
Nº de ma llas	X	F(x)	X= log X	Y= log F(X)	X ²	XY	Y ²	F(X _i)
10	1700	100,0	3,23	2,00	10,436	6,461	4,000	110,60
20	850	60,70	2,93	1,78	8,581	5,224	3,180	55,455
35	425	30,22	2,63	1,48	6,908	3,891	2,191	27,803
48	300	20,52	2,48	1,31	6,136	3,250	1,722	19,653
65	212	12,14	2,33	1,08	5,412	2,522	1,176	13,907
100	150	8,70	2,18	0,94	4,735	2,044	0,883	9,853
150	106	6,40	2,03	0,81	4,102	1,633	0,650	6,973
200	75	5,12	1,88	0,71	3,516	1,330	0,503	4,940
Σ	total	=	19,67	10,11	49,827	26,35	14,30	

Fuente: elaboración propia

En la tabla 6 se da a conocer el % acumulado pasante corregido de la tabla 5 mediante la función matemática de Gates-Gaudin schuhmann, tomando como datos para graficar las aberturas de cada malla en micrones y el % acumulado pasante corregido

Los valores de las variables de la distribución se evalúan mediante el método de los mínimos cuadrados, cuya relación matemática es la siguiente:

Reemplazando en las ecuaciones (46, 47 y 48) con datos de la tabla 6 obtenemos lo siguiente:

$$b = \frac{8(26,355) - 19,67(10,11)}{8(49,827) - (19,67)^2}$$

$$b = 1,010534$$

$$a = \frac{10,11 - 1,010534(19,67)}{8}$$

$$a = -1,22006$$

$$r = \frac{8(26,355) - 19,67(10,11)}{\sqrt{[8(49,827) - (19,67)^2][8(14,304) - (10,11)^2]}}$$

$$r = 0,996048$$

De la ecuación (44) hallamos X_0 :

$$a = \log \frac{100}{X_0^m}$$

$$a = \log 100 - m \log X_0 \quad ; m=b$$

$$-1,22006 = 2 - 1,010534 \log X_0$$

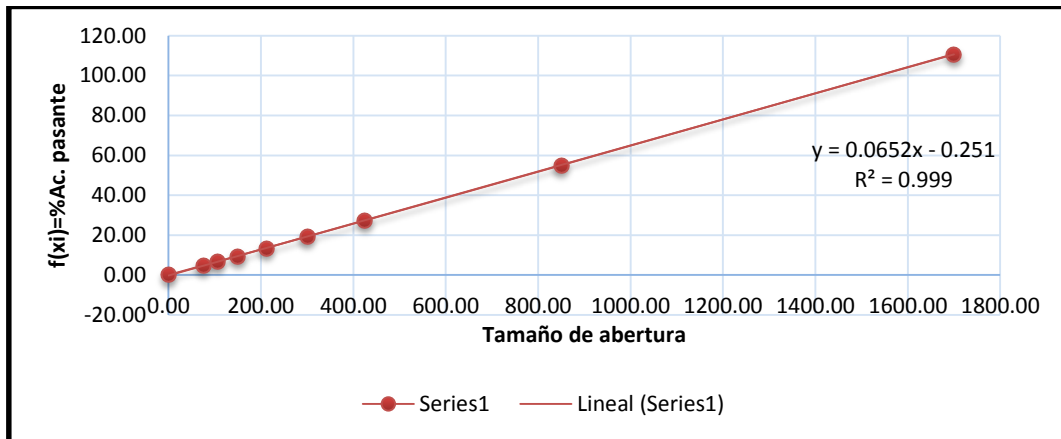
$$\log X_0 = 3,1865$$

$$X_0 = 1536,375$$

La ecuación de distribución del mineral sulfurado se ajusta al siguiente modelo matemático:

$$F(X_i) = 100 \left(\frac{X}{1536,375} \right)^{1,010534}$$

Mas adelante en la figura 17. Se muestra el análisis granulométrico corregido de acuerdo al modelo matemático gates gaudin – schuhmann.



Fuente: elaboración propia

Figura 17. Distribución granulométrica de gates gaudin- schuhmann

El análisis granulométrico sirve para hallar los porcentajes que pasarán o serán retenidos por aberturas o mallas diferentes aquellas usada en el tamizado, es decir el tamaño de malla o abertura que se requiere para pasar o retener un determinado porcentaje, el tamaño promedio de partícula representado por la malla que deja pasar el 80% del peso total de la muestra es 1230,84 μ

De los resultados obtenidos se observa que el valor positivo de $r=0,996$ que indica que hay una correlación positiva entre las variables; y siendo la ecuación de regresión representativa.

4.1.2. Carga de bolas y velocidad de operación del molino de laboratorio

Características del molino de bolas

- Dimensiones : 9,8 pulg x 7,8 pulg ó 0,8 pies x 0,6 pies

Largo = 25 cm = 0, 82021 pies

Diámetro = 20 cm = 0, 6562 pies

- Carga de bolas: Reemplazando los datos de las dimensiones del molino (largo,dímetro) en la ecuación 33 se obtiene el siguiente resultado:

$$W = 80 \times [0,6562]^2 \times 0,82021$$

$$W = 28,25 \text{ libras} \quad ; \quad W = 12,81 \text{ kg}$$

- **Volumen del Molino**, ecuación(50):

$$V = \pi(10)^2 \times 25 \quad ; \quad V = 7853,98 \text{ cm}^3.$$

- **Velocidad crítica del molino**, ecuación(51):

$$V_c = \frac{76,8}{\sqrt{0,6562}} \quad ; \quad V_c = 94,81 \text{ RPM}$$

- **Velocidad de operación**, ecuación(52):

$$V_0 = 0,80 \times 94,81 \quad ; \quad V_0 = 75,84 \text{ RPM}$$

4.1.3. Molienda del mineral sulfurado

Tabla 7. Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda

Nº de pruebas	Tiempo de molienda (min)	% pasante -200 mallas			
N	X	Y	X ²	XY	Y ²
1	10	46,39	100	463,9	2152,0321
2	15	51,67	225	775,05	2669,7889
3	20	64,66	400	1293,2	4180,9156
4	25	73,24	625	1831	5364,0976
5	30	75,79	900	2273,7	5744,1241
	Σx=100	Σy=311,75	Σx²=2250	Σxy=6636,85	Σy²=20110,958

Fuente: elaboración propia

En la tabla 7 se hicieron 5 pruebas experimentales para la molienda con tiempos de 10, 15, 20, 25,30 min con diferentes % pasantes en la malla -200

Con los datos de la tabla 8 se procede a evaluar por mínimos cuadrados utilizando las ecuaciones (46), (47) y (48):

$$b = \frac{5(6636,85) - 90(311,75)}{5(2250) - (100)^2}$$

$$b = 1,6074$$

$$a = \frac{311,75 - 1,6074(100)}{5}$$

$$a = 30,202$$

$$r = \frac{5(6636,85) - 100(311,75)}{\sqrt{[5(2250) - (100)^2][5(20110,958) - (311,75)^2]}}$$

$$r = 0,9794$$

Con los valores obtenidos por mínimos cuadrados se obtiene la ecuación cínética para el tiempo de molienda:

$$Y=1,6074X+30,202 \qquad \text{Ecuación de la recta} \qquad (59)$$

$$r = 0,9794$$

De la ecuación (59), hallamos tiempo de molienda para 65% -200 mallas

$$65=1,6074X+30,202$$

$$X = 21,6486 = 21,65 \text{ minutos}$$

Tiempo de molienda optimo para 65% -200 mallas es 21,65 minutos.

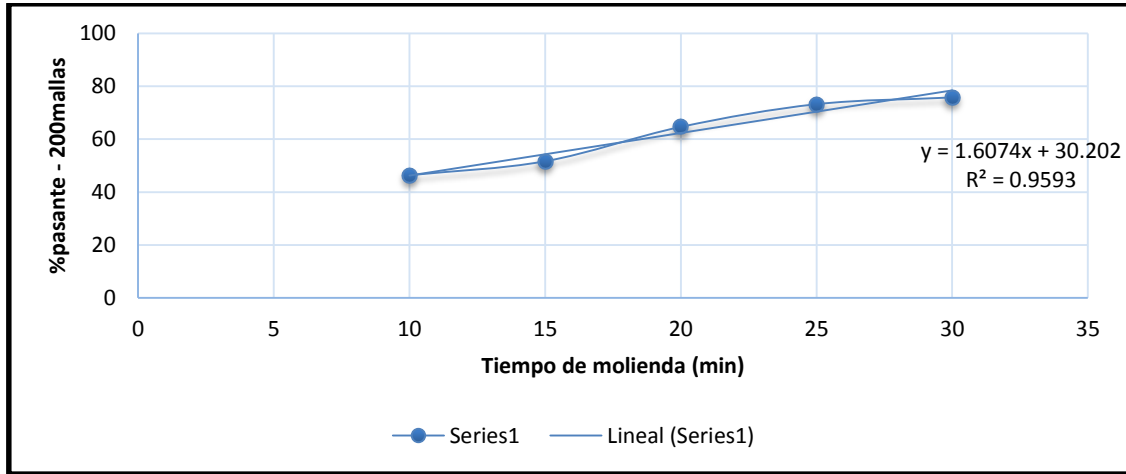
Tabla 8. Tiempo de Molienda en función del % -200 malla

TIEMPO DE MOLIENDA EN MINUTOS	PESO DE MUESTRA EN kg	MALLA +200	% PASANTE - 200 MALLA
10	1	53,61	46,39
15	1	48,33	51,67
20	1	35,34	64,66
25	1	26,76	73,24
30	1	24,21	75,79

Fuente: elaboración propia

Con los datos de la tabla 8. Se obtiene la figura 18. Tiempo de molienda versus %pasante -200 mallas

Figura 18. Tiempo de molienda versus % pasante -200 mallas



Fuente: elaboración propia

4.1.4. Preparación y dosificación de reactivos para la flotación

a) espumante MIBC (Metil isobutil carbinol)

Cálculos para un peso de 0,592 kg de mineral:

$$\begin{array}{lcl}
 50 \text{ g (MIBC)} & \longrightarrow & 1000 \text{ kg (mineral) } \dots \text{ dato del rotulado} \\
 a & \longrightarrow & 0,592 \text{ kg (mineral)}
 \end{array}$$

$$a = 0,0296 \text{ g. de (MIBC)}$$

Se sabe por el rotulado del envase que la densidad es 1,21g /ml

$$\begin{array}{lcl}
 1,21 \text{ g (MIBC)} & \longrightarrow & 1 \text{ mL de (MIBC)} \\
 0,0296 \text{ g (MIBC)} & \longrightarrow & r
 \end{array}$$

$$r = 0,0244 \text{ mL de (MIBC)}$$

$$\begin{array}{lcl}
 48 \text{ gotas (MIBC)} & \longrightarrow & 1 \text{ mL de (MIBC)} \\
 i & \longrightarrow & 0,0244 \text{ mL de (MIBC)}
 \end{array}$$

$$i = 1,1712 \text{ gotas de (MIBC)}$$

Vamos a proceder a usar **2 gotas** de (MIBC) por lo complicado que es medir los decimales

Cálculos para un peso de 0,7374 kg de mineral:

$$i = 1,4626 \text{ gotas de MIBC llegaremos a utilizar } 2 \text{ gotas}$$

Cálculos para un peso de 0,8946 kg de mineral:

$$i = 1,7744 \text{ gotas de MIBC llegaremos a utilizar } 2 \text{ gotas}$$

b) colector z-6 (xantato amílico de potasio)

Cálculos para un peso de 0,592 kg de mineral:

$$\begin{array}{l} 80g (z - 6) \longrightarrow 1000 \text{ kg}(\text{mineral}) \\ x \longrightarrow 0,592 \text{ kg}(\text{mineral}) \end{array}$$

$$x = 0,0473 \text{ g de } (z - 6)$$

Para su preparación xantato (z-6) al 1%

$$\begin{array}{l} 1 \text{ g } (z - 6) \longrightarrow 100 \text{ mL} \\ 0,0473 \text{ g} \longrightarrow y \end{array}$$

$y = 4,73 \text{ mL de } (z - 6)$ Es lo que se debe de agregar a la celda de flotación

Cálculos para un peso de 0,7374 kg de mineral:

$$y = 5,8992 \text{ mL de xantato } z - 6$$

Cálculos para un peso de 0,8946 kg de mineral:

$$y = 7,1568 \text{ mL de xantato } z - 6$$

c) Colector.A-238 (aerofloat-238)

Preparación:

Cálculos para un peso de 0,592 kg de mineral:

Lo podemos usar tanto en su forma pura como en solución al 10%. Usaremos la jeringa de 1ml para agregar a la celda flotación.

$$\begin{array}{l} 50 \text{ g } (A - 238) \longrightarrow 1000 \text{ kg}(\text{mineral}) \\ Z \longrightarrow 0,592 \text{ kg}(\text{mineral}) \end{array}$$

$$Z = 0,0296 \text{ g de } (A - 238)$$

Se sabe por el rotulado del envase que la densidad es $1,1 \text{ g} / \text{mL}$

$$\begin{array}{ccc} 1,1 \text{ g } (A - 238) & \longrightarrow & 1 \text{ mL de } (A - 238) \\ 0,0296 \text{ g de } (A - 238) & \longrightarrow & w \end{array}$$

$$w = 0,0269 \text{ mL de } (A - 238)$$

Calculo en gotas:

Se procedió a determinar en laboratorio cuantas gotas de A-238 ocupaba 1 mL

$$\begin{array}{ccc} 43 \text{ gotas } (A - 238) & \longrightarrow & 1 \text{ mL de } (A - 238) \\ n & \longrightarrow & 0,0269 \text{ mL de } (A - 238) \end{array}$$

$$n = 1,1567 \text{ gotas de } (A - 238)$$

Vamos a proceder a usar 2 gotas de $(A - 238)$ por lo complicado q es medir los decimales

Cálculos para un peso de 0,7374 kg de mineral:

$$n = 1,4412 \text{ gotas de } A - 238 \text{ llegaremos a utilizar } 2 \text{ gotas}$$

Cálculos para un peso de 0,8946 kg de mineral:

$$n = 1,7485 \text{ gotas de } A - 238 \text{ llegaremos a utilizar } 2 \text{ gotas}$$

d) modificador de pH (cal)

Preparación:

Para esta etapa de flotación se utiliza la cantidad necesaria de cal en (g) hasta llegar a un pH aproximado de 9 - 9,5, ya que a este pH se considera que serán flotadas la mayoría de las partículas deseadas

4.1.5. Pruebas de flotación

Los resultados de la flotación, se evalúan mediante las siguientes expresiones matemáticas.

Densidad de pulpa se usa ecuación (53) y (54):

Para 25% de sólidos, G.E = 2, 65 g/cm³,

$$\% 25 = \frac{W-1000}{W0,623} * 100$$

$$K = \frac{2,65-1}{2,65} = 0,623$$

$$W = 1184\text{g/L}$$

Peso de mineral:

$$1184 * 0,25 = 296 \text{ g}$$

Para 2 litros -----> $296 \times 2 = 592 \text{ g}$

Cantidad de agua:

$$1184 * 0,75 = 888 \text{ cm}^3$$

Para 2 litros -----> $888 \times 2 = 1776 \text{ cm}^3$

Para 30% de sólidos, G.E = 2, 65 g/cm³, W=1229g/L

Peso de mineral:

$$1229 * 0,30 = 368,7\text{g}$$

Para 2 litros -----> $368,7 \times 2 = 737,4 \text{ cm}^3$

Cantidad de agua:

$$1229 * 0,70 = 860,3 \text{ cm}^3$$

Para 2 litros -----> $860,3 \times 2 = 1720,6 \text{ cm}^3$.

Para 35% de sólidos, G.E = 2, 65 g/cm³, W=1278g/L

Peso de mineral:

$$1278 * 0,35 = 447,3 \text{ g}$$

Para 2 litros -----> $447,3 \times 2 = 894,6 \text{ g}$

Cantidad de agua:

$$1278 * 0,65 = 830,7 \text{ cm}^3$$

Para 2 litros -----> $830,7 \times 2 = 1161,4 \text{ cm}^3$

Tabla 9. Valores representativos para hallar constante cinética de flotación (k)

Nº	TIEMPO (min) X	RECUPE RACIÓN ACUMULATIVA EN %	$\ln \left[\frac{R_{\infty} - R_t}{R_{\infty}} \right]$ Y	XY	X ²
1	7	57,356	-0,852	-5,964	49
2	8,5	73,511	-1,328	-11,288	72,25
3	10	76,706	-1,457	-14,570	100
N= 3	$\Sigma x=25,5$		$\Sigma y = -3,637$	$\Sigma xy = -31,822$	$\Sigma x^2=221,25$

Fuente: elaboración propia

De acuerdo a la ecuación de garcia zuñiga se logró construir En la tabla 9 los tiempos distintos en la etapa de flotación y sus respectivos recuperaciones en cada tiempo, “Y” se obtiene con la ecuacion (56), teniendo el valor -k

De la tabla 9 se obtiene el valor de la constante cinética de la flotación K para el oro utilizando el método de los minimos cuadrados se tiene:

K para el oro ecuación (46)

$$-k = b = \frac{(3)(-31,822) - (25,5)(-3,637)}{(3)(221,5) - (25,5)^2}$$

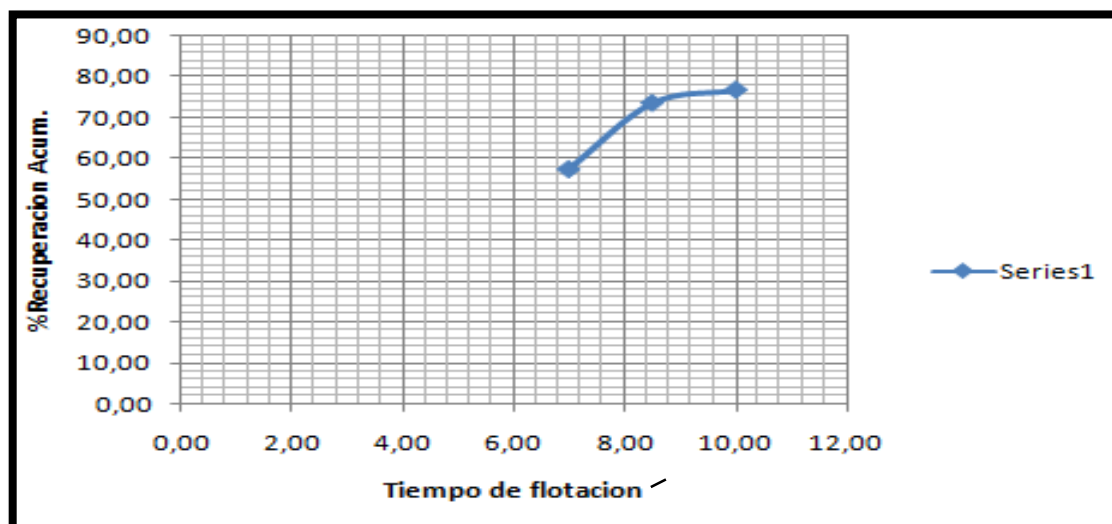
$$-k_{Au} = -0,191$$

Los valores de R_{∞} se obtienen del gráfico de la cinética de la flotación de oro, construido mediante la tabla 9 (el tiempo de flotación versus % de recuperación acumulativa en la figura 19) cuyos resultados son los siguientes:

$$R_{\infty Au} = 76,715$$

Finalmente se reemplaza los valores obtenidos de K y R_{∞} en la ecuación de la cinética de flotación:

$$R_{tAu} = 76,715(1 - e^{-0,191t})$$



Fuente: elaboración propia

Figura 19. Cinética de Flotación para el oro

Con los datos obtenidos de la tabla 9 se gráfica el tiempo de flotación versus % de recuperación acumulativa

4.1. EVALUACIÓN DE VARIABLES POR DISEÑO EXPERIMENTAL

Tabla 10. Valores de las variables independientes experimentales.

FACTORES	Nivel Inferior	Nivel Central	Nivel Superior
A: Porcentaje de solido (%)	25	30	35
B: Aerofloat-238 (g/TMmineral)	50	60	70
C: Tiempo de flotación (minutos)	7	8,5	10

Fuente: elaboración Propia.

El número total de experimentos realizados fueron $2^3=8$ más los 3 puntos centrales para estimar el efecto de la curvatura y el error experimental.

La plantilla del diseño se muestra en la Tabla 13. Los coeficientes + y - que son los generadores en escala codificada de los efectos principales X_1, X_2, X_3 para el factorial 2^3

son planteados en el orden estándar; los coeficientes para la interacción X₁,X₂,X₃, que se obtiene mediante el producto de los coeficientes de los otros 3 coeficientes, son los generadores en escala codificada del cuarto efecto principal X₆, que se combinará con los otros 5 factores para obtener la variable respuesta (recuperación de oro) que se encuentra en la columna de la derecha representado por la letra Y.

Tabla 11. Operacionalización de variables.

VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	VALORACIÓN
VARIABLE DEPENDIENTE			
1. Porcentaje de recuperación de oro.	1.1. Ley de oro en la muestra original.	1.1.1. Ley de oro en la muestra.	g/TM.
	1.2. Ley de oro en la muestra tratada.	1.2.1. Ley de oro en el concentrado.	g/TM.
		1.2.2. Ley de oro en la relave.	g/TM.
VARIABLES INDEPENDIENTES			
1. % de sólidos	1.1. Grado de molienda	25 - 35	%
2. Aerofloat-238	2.1. Acción activador	50 - 70	g/TM.
3. Tiempo de flotación	3.1. Control de Tiempo.	7 – 10	minutos
VARIABLES INTERVINIENTES CONTROLADAS			
1. Velocidad de agitación.	1.1. Nivel burbujas de aire.	1350	rpm
2. pH de la pulpa	2.1. Potencial H ⁺	9-9,5	pH
3. Xantato Z-6	3.1. Acción colectora	80	g/TM.
4. MIBC	4.1. Acción selectiva	50	g/TM.

Fuente: elaboración Propia.

4.1.1. DISEÑO FACTORIAL 2^K

A continuación se procede a construir la planificación del diseño experimental (con pruebas con los valores extremos y tres réplicas en el punto central), que nos indican los valores de las variables en escala natural (**Z_j**), y en escala codificada (**X_j**), representando la variable dependiente (**Y**) la extracción del oro. Ver tabla 12

Tabla 12. Variables en escala natural y codificada con réplicas centrales

PRUEBA (N)	ESCALA NATURAL			ESCALA CODIFICADA			Respuesta Y
	Z ₁	Z ₂	Z ₃	X ₁	X ₂	X ₃	
1	25	50	7	-1	-1	-1	67,57
2	35	50	7	+1	-1	-1	70,27
3	25	70	7	-1	+1	-1	66,24
4	35	70	7	+1	+1	-1	73,21
5	25	50	10	-1	-1	+1	69,93
6	35	50	10	+1	-1	+1	76,96
7	25	70	10	-1	+1	+1	70,07
8	35	70	10	+1	+1	+1	75,22
9	30	60	8.5	0	0	0	71,60
10	30	60	8.5	0	0	0	70,37
11	30	60	8.5	0	0	0	69,99

Fuente: elaboración Propia.

4.1.1.1. Cálculo de efectos

Utilizando la ecuación (57) se calcula los niveles máximos y mínimos

$$EE_{X_1} = \frac{(569,47 - 0)}{(8/2 \times 1)} = 142,367$$

$$EE_{X_2} = \frac{(281,66 - 287,81)}{(8/2 \times 1)} = 1,5375$$

La matriz de diseño factorial, con una sola prueba en cada punto extremo de diseño, se observa en la siguiente tabla 13

Tabla 13. Matriz del diseño factorial y respuestas experimentales (codificada)

		EFECTOS PRINCIPALES				EFECTO DE LAS INTERACCIÓNES DOBLES		EFECTO DE LAS INTERACCIÓNES TRIPLES		VECTOR RESPUESTA
PRUEBAS	S	X ₀	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ X ₂	X ₁ X ₃	X ₂ X ₃	X ₁ X ₂ X ₃	(Y)
1	1	1	-1	-1	-1	1	1	1	-1	67,57
2	A	1	1	-1	-1	-1	-1	1	1	70,27
3	B	1	-1	1	-1	-1	1	-1	1	66,24
4	Ab	1	1	1	-1	1	-1	-1	-1	73,21
5	C	1	-1	-1	1	1	-1	-1	1	69,93
6	Ac	1	1	-1	1	-1	1	-1	-1	76,96
7	Bc	1	-1	1	1	-1	-1	1	-1	70,07
8	Abc	1	1	1	1	1	1	1	1	75,22

Fuente: elaboración propia

Promedio general (exceptúa puntos en el centro) ; $\bar{Y} = 71,184$

Operando por la matriz transpuesta, se obtiene el efecto (ver tabla 14)

$$[X] = \begin{pmatrix} 1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 & 1 & -1 \\ 1 & 1 & -1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 \\ 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & 1 & -1 & 1 \\ 1 & 1 & 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & -1 \\ 1 & -1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 \\ 1 & 1 & -1 & 1 & -1 & 1 & -1 & -1 \\ 1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 & -1 \\ 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 \end{pmatrix}$$

$$\begin{array}{c}
 [(X)^T] \\
 \left| \begin{array}{cccccccc}
 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 \\
 -1 & 1 & -1 & 1 & -1 & 1 & -1 & 1 \\
 -1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 & 1 \\
 -1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 & 1 & 1 \\
 1 & -1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 \\
 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & 1 & -1 & 1 \\
 1 & 1 & -1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 \\
 -1 & 1 & 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & 1
 \end{array} \right|
 \end{array}
 \times
 \begin{array}{c}
 \text{Resp. Y} \\
 \left| \begin{array}{c}
 67,57 \\
 70,27 \\
 66,24 \\
 73,21 \\
 69,93 \\
 76,96 \\
 70,07 \\
 75,22
 \end{array} \right|
 \end{array}
 =
 \begin{array}{c}
 (X)^T \times Y \\
 \left| \begin{array}{c}
 569,47 \\
 21,85 \\
 0,01 \\
 14,89 \\
 2,39 \\
 2,51 \\
 -3,21 \\
 -6,15
 \end{array} \right|
 \end{array}$$

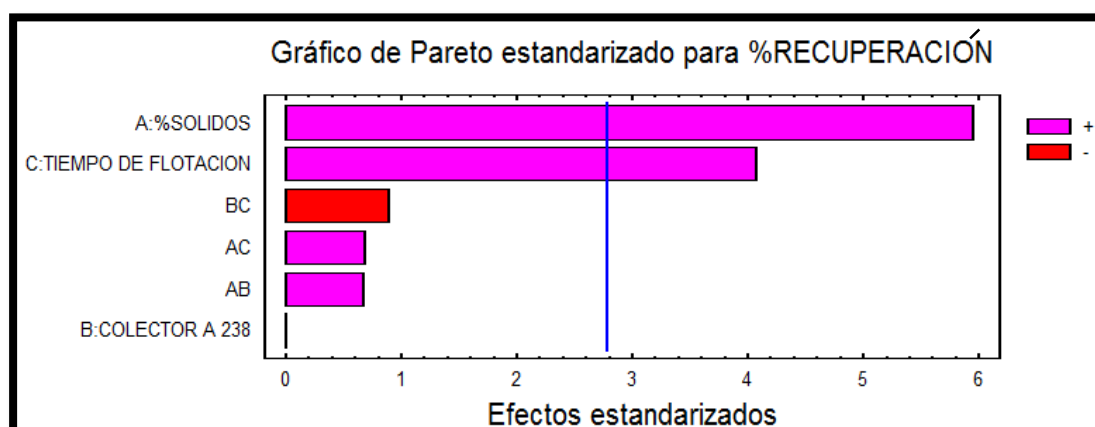
Tabla 14. Cálculo de los efectos

	Xo	X1	X2	X3	X1X2	X1X3	X2X3	X1X2X3
$(X)^T * Y$	569,47	21,85	0,01	14,89	2,39	2,51	-3,21	-6,15
Efectos	142,367	1,5375	0,0007036	1,0476	0,1681	0,1765	0,2257	-0,4324

Fuente: elaboración propia

Segun la tabla 14 se da a conocer los $((X)^T \times Y)$ calculados para cada uno y los efectos que corresponden segun la ecuación (60)

Con los datos de la tabla 14 se gráfica los efectos,



Fuente: elaboración propia (programa STATGRAPHICS Plus)

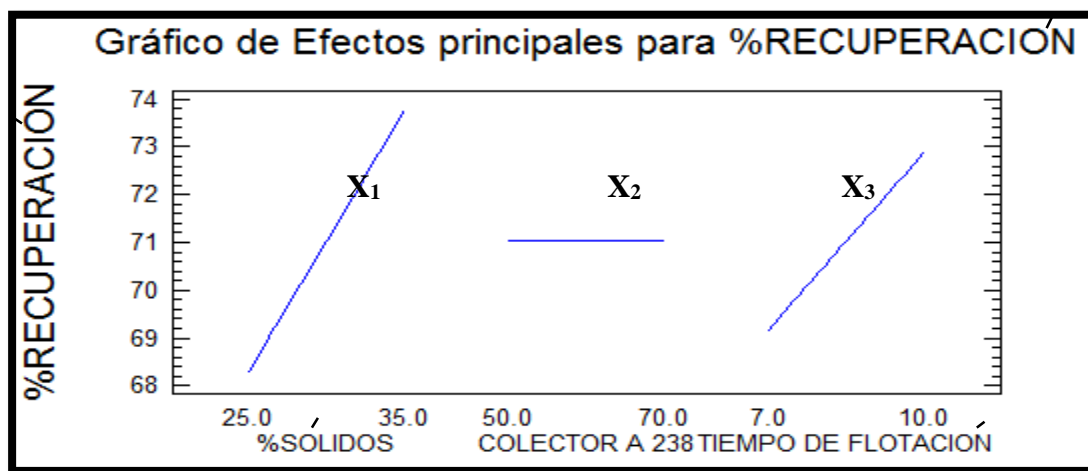
Figura 20. Gráfico de Pareto estandarizado para la respuesta $r = y$

Esta figura ha sido elaborada en base a los datos del cuadro anterior, la cual muestra cada uno de los efectos estimados e interacciones, entre las variables, %sólidos, tiempo de flotación y colector A -238, la mas significativa para la variables respuesta es el % sólidos, cualquier cambio en ésta afecta a la variable respuesta $Y = \%$ recuperación en mayor grado.

La línea azul indica el margen sobre el que varia el sistema

Los colores indican cuan representativos son las variables y sus combinaciones.

No hay indicios de correlación de serie en los residuos.

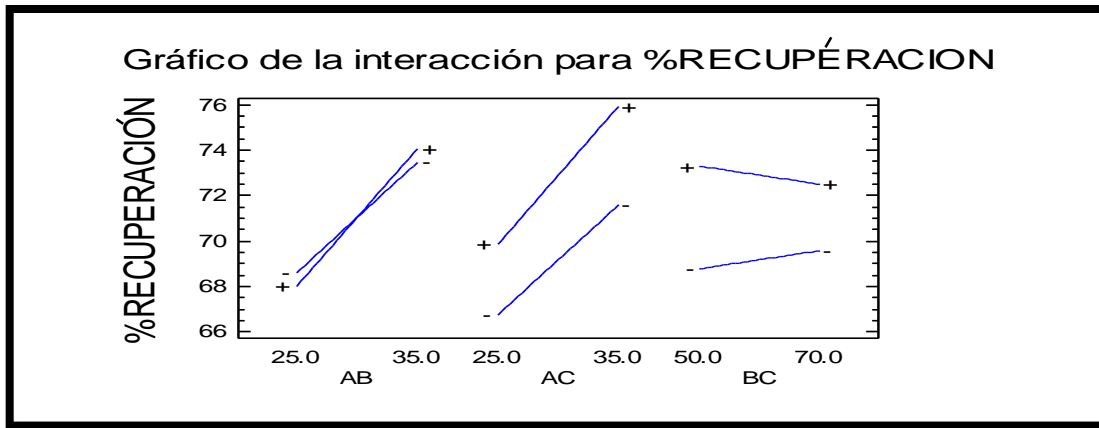


Fuente: elaboración propia (programa STATGRAPHICS Plus)

Figura 21. Efecto de los factores para la respuesta $r=y$

Si se visualiza los signos de los efectos X_1 y X_3 , notamos que ambos son positivos, X_1 tiene un valor mas alto que el X_3 ; es decir que ambos factores son variables, y deben ser optimizados y establecidos sus rangos de trabajo óptimo. El factor X_2 tiene signo negativo y nos indica que está en su valor máximo, es decir es una constante en el proceso.

En el presente caso, solamente estamos evaluando y no optimizando el proceso; para desarrollar la optimización deberá seguirse otro camino.

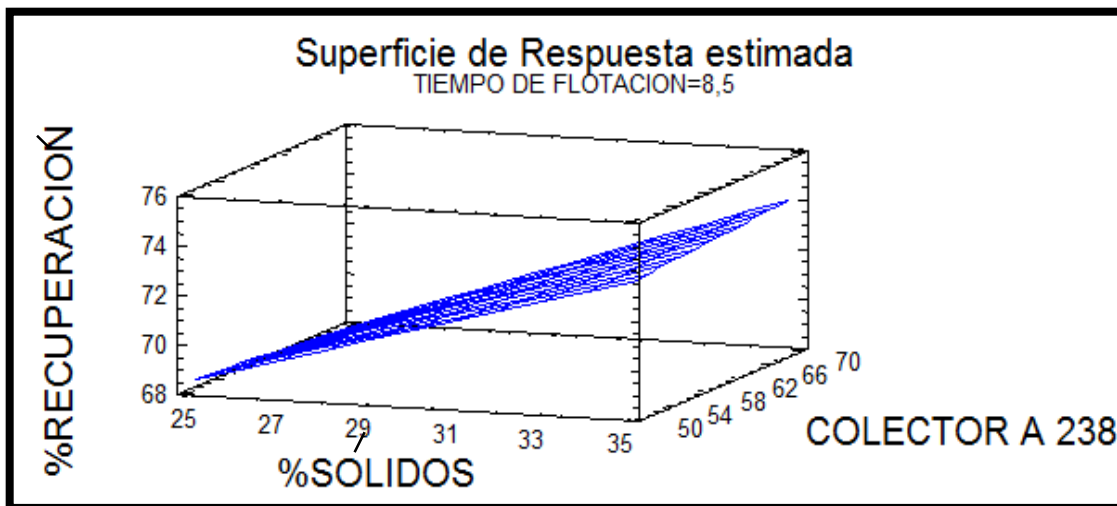


Fuente: elaboración propia (programa STATGRAPHICS Plus)

Figura 22. Efecto de la interacción para la respuesta r=y

Del gráfico se puede visualizar que solo existe interacción entre los factores A=%SOLIDO y B=COLECTOR A-238, mientras que en los demás factores no hay interacción por lo que estas variables son independientes

Además se observa como varia el rendimiento de recuperación de oro con los diferentes factores en sus valores mínimos y máximos



Fuente: elaboración propia (programa STATGRAPHICS Plus)

Figura 23. Superficie de respuesta para la respuesta r=y

Valor óptimo = 76, 0466

4.1.2. ANÁLISIS DE VARIANZA DEL DISEÑO FACTORIAL

Tabla 15. Análisis de la Varianza para % Recuperación

Fuente	Suma de Cuadrados	GL	Cuadrado medio	F-Ratio	P-Valor
A:%SÓLIDOS	59,6778	1	59,6778	35,32	0,0040
B:COLECTOR A 238	0,0000125	1	0,0000125	0,00	0,9980
C:TIEMPO DE FLOTACIÓN	27,714	1	27,714	16,40	0,0155
AB	0,714013	1	0,714013	0,42	0,5511
AC	0,787512	1	0,787512	0,47	0,5323
BC	1,28801	1	1,28801	0,76	0,4319
Error Total	6,75812	4	1,68953		
Total (corr.)	96,9395	10			

Fuente: elaboración propia (programa STATGRAPHICS Plus)

R-cuadrado = 93, 0285 por ciento

R-cuadrado (ajustado para g.l.) = 82, 5713 por ciento

Error estándar de est. = 1, 29982

Error absoluto de la media = 0,766281

Estadístico Durbin-Watson = 2, 20195 (P=0, 4277)

Autocorrelación residual Lag 1 = -0, 244131

La tabla de ANOVA divide la variabilidad en % de recuperación en distintos segmentos separados para cada uno de los efectos. Después pruebe la significación estadística de cada efecto comparando la media al cuadrado contra una estimación del error experimental. En este caso, 2 de los efectos tienen los p-valores inferiores a 0, 05 indicando que son significativamente diferentes de cero al 95,0% de nivel de confianza.

El estadístico R-cuadrado indica que el modelo así ajustado explica el 93, 0285% de la variabilidad en % recuperación.

El estadístico R-cuadrado ajustado, el cual es más adecuado para la comparación de números diferentes de variables independientes, es 82,5713%. El error estándar de la

estimación muestra la desviación normal de los residuos para ser 1,29982. El error absoluto de la media (MAE) de 0,766281 es el promedio del valor de los residuos.

El estadístico Durbin-Watson

(DW) examina los residuos para determinar si hay cualquier correlación significativa basada en el orden en el que se suceden en el fichero de datos. Puesto que el p-valor es superior a 0,05, no hay indicios de correlación de serie en los residuos.

Tabla 16. Coeficiente de regresión para % recuperación

CONSTANTE	51,877
A: %SÓLIDOS	-0,167833
B: COLECTOR	0,04825
C: TIEMPO DE FLOTACIÓN	1,59083
AB	0,005975
AC	0,0418333
BC	-0,02675

Fuente: elaboración propia (programa STATGRAPHICS Plus)

La ecuación de regresión ajustada a los datos es la siguiente:

$$\begin{aligned} \% \text{Recuperación} = & 51,877 - 0,167833 * \% \text{sólidos} + 0,04825 * \text{colector a 238} \\ & + 1,59083 * \text{tiempo de flotación} + 0,005975 * \% \text{sólidos} * \text{colector a 238} + \\ & 0,0418333 * \% \text{sólidos} * \text{tiempo de flotación} - 0,02675 * \text{colector a 238} * \text{tiempo De} \\ & \text{flotación} \end{aligned}$$

Tabla 17. Efectos Estimados para % de recuperación

PROMEDIO	= 71,0391 +/- 0,39191
A: %SÓLIDOS	= 5,4625 +/- 0,919111
B: COLECTOR	= 0,0025 +/- 0,919111
C: TIEMPO DE FLOTACIÓN	= 3,7225 +/- 0,919111
AB	= 0,5975 +/- 0,919111
AC	= 0,6275 +/- 0,919111
BC	= -0,8025 +/- 0,919111

Fuente: elaboración propia (STATGRAPHICS plus 5.1)

Los errores estándar están basados en un error total con 4 g.l.

Esta tabla muestra cada uno de los efectos estimados e interacciones. También se muestra el error normal de cada uno de los efectos, el cual mide su error de muestreo.

g.l. = grados de libertad

Tabla 18. Respuesta Optimizada

FACTOR	INFERIOR	MAYOR	OPTIMO
%SÓLIDOS	25,0	35,0	35,0
COLECTOR A 238	50,0	70,0	50,0
TIEMPO DE FLOTACIÓN	7,0	10,0	10,0

Fuente: elaboración propia (STATGRAPHICS plus 5.1)

Esta tabla muestra la combinación de niveles de factores que maximiza **Y** por encima de la región indicada, además indica la región en la que se realizara la optimización.

Puede también determinar el valor de uno o más factores para una constante fijando los límites inferior y superior en ese valor

Tabla 19. Resultados de la estimación para % recuperación (modelo ajustado)

Fila	Valor Observado	Valor Ajustado	Inf. 95 % para La Media	CL Sup 95% CL para la media
1	67,57	66,6566	63,3472	69,966
2	70,27	70,8941	67,5847	74,2035
3	66,24	66,8641	63,5547	70,1735
4	73,21	72,2966	68,9872	75,606
5	69,93	70,5541	67,2447	73,8635
6	76,96	76,0466	72,7372	79,356
7	70,07	69,1566	65,8472	72,466
8	75,22	75,8441	72,5347	79,1535
9	71,6	71,0391	69,951	72,1272
10	70,37	71,0391	69,951	72,1272
11	69,99	71,0391	69,951	72,1272

Fuente: elaboración propia (STATGRAPHICS plus 5.1)

Esta tabla contiene información sobre los valores de % recuperación que se han generado usando el modelo ajustado. Donde se tiene:

- (1) el valor observado de % recuperación para un intervalo de confianza de 95% y el mejor resultado es el experimento 6
- (2) el valor pronosticado de % recuperación utilizando el modelo ajustado
- (3) 95.0% limites de confianza para la respuesta media

Tabla 20. Resultados de la estimación para %recuperación (y)

%SÓLIDOS (%)	COLECTOR A-238 (G/TM)	TIEMPO DE FLOT. (Minutos)	%RECUPERACIÓN (%)
30,0	60,0	8,5	71,0391
31,0	60,0026	8,70616	71,8498
32,0	60,008	8,91582	72,6824
33,0	60,0157	9,12881	73,537
34,0	60,0249	9,34496	74,414
35,0	60,035	9,56411	75,3134

Fuente: elaboración propia (programa STATGRAPHICS Plus)

De acuerdo a la tabla 20 se tiene la estimación para el % de recuperación que comprenden desde 30 % hasta 35% de sólidos de las cuales se tiene una buena recuperación en 35% sólidos

4.1.3. RESULTADO DE PRUEBAS EXPERIMENTALES PARA DISEÑO FACTORIAL

El % de recuperación se calcula con la ecuación (31)

$$Rm = \frac{C_c}{F_f} * 100$$

Donde:

F y C son los pesos de alimentación y concentrado respectivamente
f y c son las leyes del componente útil en la alimentación y concentrado

Tabla 21. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 1

CONDICIONES OPERATIVAS FACTORIAL				
densidad de pulpa	1184 g/l			
granulometria	65% -200 Malla			
peso mineral	592 g			
peso agua	1776g			
tiempo de flotación	7 Min.			
dosificacion Z-6	80g/TM			
dosificación a-238	50 g/TM			
dosificacion MIBC	50 g/TM			
% de sólidos	25,00 %			
ph	9,5			
r.p.m (acondicionamiento)	1500			
r.p.m (flotación)	1350			
tiempo de acondicionamiento	9min			
volumen util de celda	2000 cm ³			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
producto	peso (g)	Ley (g/tm) Au	contenido metálico (g) Au	Recuperación (%) Au
Cabeza (F)	592	10	0,0059	
Concentrado (C)	64	62,5	0,0040	67,57
Relave (T)	528	3,64	0,0019	32,43

Fuente: elaboración propia

Tabla 22. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 2

CONDICIONES OPERATIVAS FACTORIAL				
densidad de pulpa	1161,4 g/l			
granulometria	65% -200 Malla			
peso mineral	894,6 g			
peso agua	1161,4			
tiempo de flotación	7 Min.			
dosificacion z-6	80g/TM			
dosificación a-238	50 g/TM			
dosificacion MIBC	50 g/TM			
% de sólidos	35,00 %			
ph	9,5			
r.p.m (acondicionamiento)	1500			
r.p.m (flotación)	1350			
tiempo de acondicionamiento	9min			
volumen util de celda	2000 cm ³			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
producto	peso (g)	ley(g/tm)	contenido metálico (g)	Recuperación (%)
		Au	Au	Au
cabeza	894,6	10,5	0,0094	
concentrado	101,1	65,31	0,0066	70,27
relave	793,5	3,52	0,0028	29,73

Fuente: elaboración propia

Tabla 23. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 3

CONDICIONES OPERATIVAS FACTORIAL				
densidad de pulpa	1184 g/l			
granulometria	65% -200 Malla			
peso mineral	592 g			
peso agua	1776			
tiempo de flotación	7 Min.			
dosificacion Z-6	80g/TM			
dosificación a-238	70 g/TM			
dosificacion MIBC	50 g/TM			
% de sólidos	25,00 %			
ph	9,5			
r.p.m (acondicionamiento)	1500			
r.p.m (flotación)	1350			
tiempo de acondicionamiento	9min			
volumen util de celda	2000 cm ³			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
producto	peso (g)	ley(g/tm) Au	contenido metálico (g) Au	Recuperación (%) Au
cabeza	592	9,45	0,0056	
concentrado	73	50,76	0,0037	66,24
relave	519	3.64	0,0019	33,76

Fuente: elaboración propia

Tabla 24. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 4

CONDICIONES OPERATIVAS FACTORIAL				
densidad de pulpa	1278 g/l			
granulometria	65% -200 Malla			
peso mineral	894,6g			
peso agua	1161,4			
tiempo de flotación	7 Min.			
dosificacion z-6	80g/TM			
dosificación a-238	70 g/TM			
dosificacion MIBC	50 g/TM			
% de sólidos	35,00 %			
ph	9,5			
r.p.m (acondicionamiento)	1500			
r.p.m (flotación)	1350			
tiempo de acondicionamiento	9min			
volumen util de celda	2000 cm ³			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
producto	peso (g)	ley(g/tm)	contenido metálico (g)	Recuperación (%)
		Au	Au	Au
cabeza	894,6	10,25	0,0092	
concentrado	123,2	54,54	0,0067	73,21
relave	771,4	3,19	0,0025	26,79

Fuente: elaboración propia

Tabla 25. Condiciones operativas y balance metalúrgico de prueba 5

CONDICIONES OPERATIVAS FACTORIAL				
densidad de pulpa	1184 g/l			
granulometria	65% -200 Malla			
peso mineral	592g			
peso agua	1776			
tiempo de flotación	10 Min.			
dosificacion z-6	80g/TM			
dosificación a-238	50 g/TM			
dosificacion MIBC	50 g/TM			
% de sólidos	25,00 %			
ph	9,5			
r.p.m (acondicionamiento)	1500			
r.p.m (flotación)	1350			
tiempo de acondicionamiento	9min			
volumen util de celda	2000 cm ³			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
producto	peso (g)	ley(g/tm)	contenido metálico (g)	Recuperación (%)
		Au	Au	Au
cabeza	592	10,37	0,0061	
concentrado	55	78,05	0,0043	69,91
relave	537	3,44	0,0018	30,09

Fuente: elaboración propia

Tabla 26. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 6

CONDICIONES OPERATIVAS FACTORIAL				
densidad de pulpa	1278 g/l			
granulometria	65% -200 Malla			
peso mineral	894,6g			
peso agua	1161,4			
Tiempo de flotación	10 Min.			
dosificacion z-6	80g/TM			
Dosificación A-238	50 g/TM			
dosificacion MIBC	50 g/TM			
% de sólidos	35,00 %			
ph	9,5			
r.p.m (acondicionamiento)	1500			
r.p.m (flotación)	1350			
tiempo de acondicionamiento	9min			
volumen util de celda	2000 cm ³			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
producto	peso (g)	Ley(g/tm)	contenido metálico (g)	Recuperación (%)
		Au	Au	Au
cabeza	894,6	9,77	0,0087	
concentrado	115,1	58,45	0,0067	76,96
relave	779,5	2,59	0,0020	23,04

Fuente: elaboración propia

Tabla 27. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 7

CONDICIONES OPERATIVAS FACTORIAL				
densidad de pulpa	1184 g/l			
granulometria	65% -200 Malla			
peso mineral	592g			
peso agua	1776			
tiempo de flotación	10 Min.			
dosificacion Z-6	80g/TM			
dosificación a-238	70 g/TM			
dosificacion MIBC	50 g/TM			
% de sólidos	25,00 %			
ph	9,5			
r.p.m (acondicionamiento)	1500			
r.p.m (flotación)	1350			
tiempo de acondicionamiento	9min			
volumen util de celda	2000 cm ³			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
producto	peso (g)	ley(g/tm) Au	contenido metálico (g) Au	Recuperación (%) Au
cabeza	592	10,15	0,0060	
concentrado	66	63,79	0,0042	70,07
relave	526	3,42	0,0018	29,93

Fuente: elaboración propia

Tabla 28. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 8

CONDICIONES OPERATIVAS FACTORIAL				
densidad de pulpa	1278 g/l			
granulometria	65% -200 Malla			
peso mineral	894,6g			
peso agua	1161,4			
tiempo de flotación	10 Min.			
dosificacion Z-6	80g/TM			
dosificación a-238	70 g/TM			
dosificacion MIBC	50 g/TM			
% de sólidos	35,00 %			
ph	9,5			
r.p.m (acondicionamiento)	1500			
r.p.m (flotación)	1350			
tiempo de acondicionamiento	9min			
volumen util de celda	2000 cm ³			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
producto	peso (g)	ley(g/tm) Au	contenido metálico (g) Au	Recuperación (%) Au
cabeza	894	10,08	0,0090	
concentrado	99	68,47	0,0068	75,22
relave	795	2,81	0,0022	24,78

Fuente: elaboración propia

Tabla 29. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 9

CONDICIONES OPERATIVAS FACTORIAL				
densidad de pulpa	1229 g/l			
granulometria	65% -200 Malla			
peso mineral	737,4g			
peso agua	1720,6			
tiempo de flotación	8,5 Min.			
dosificacion Z-6	80g/TM			
dosificación a-238	60 g/TM			
dosificacion MIBC	50 g/TM			
% de sólidos	30,00 %			
ph	9,5			
r.p.m (acondicionamiento)	1500			
r.p.m (flotación)	1350			
tiempo de acondicionamiento	9min			
volumen util de celda	2000 cm ³			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
producto	peso (g)	ley(g/tm) Au	contenido metálico (g) Au	Recuperación (%) Au
cabeza	737,4	10,31	0,0076	
concentrado	77,2	70,66	0,0054	71,60
relave	660,2	3,27	0,0022	28,40

Fuente: elaboración propia

Tabla 30. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 10

CONDICIONES OPERATIVAS FACTORIAL				
densidad de pulpa	1229 g/l			
granulometria	65% -200 Malla			
peso mineral	737,4g			
peso agua	1720,6			
tiempo de flotación	8,5 Min.			
dosificacion Z-6	80g/TM			
dosificación a-238	60 g/TM			
dosificacion MIBC	50 g/TM			
% de sólidos	30,00 %			
ph	9,5			
r.p.m (acondicionamiento)	1500			
r.p.m (flotación)	1350			
tiempo de acondicionamiento	9min			
volumen util de celda	2000 cm ³			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
producto	peso (g)	ley(g/tm) Au	contenido metálico (g) Au	Recuperación (%) Au
cabeza	737,4	10,28	0,0076	
concentrado	67,1	79,58	0,0053	70,37
relave	670,3	3,35	0,0022	29,63

Fuente: elaboración propia

Tabla 31. Condiciones operativas y balance Metalúrgico de prueba 11

CONDICIONES OPERATIVAS FACTORIAL				
densidad de pulpa	1229 g/l			
granulometria	65% -200 Malla			
peso mineral	737,4g			
peso agua	1720,6			
tiempo de flotación	8,5 Min.			
dosificacion Z-6	80g/TM			
dosificación a-238	60 g/TM			
dosificacion MIBC	50 g/TM			
% de sólidos	30,00 %			
ph	9,5			
r.p.m (acondicionamiento)	1500			
r.p.m (flotación)	1350			
tiempo de acondicionamiento	9min			
volumen util de celda	2000 cm ³			
RESULTADOS METALÚRGICOS				
producto	peso (g)	ley(g/tm) Au	contenido metálico (g) Au	Recuperación (%) Au
cabeza	737	9,93	0,0073	100
concentrado	91	56,29	0,0051	69,99
relave	646	3,40	0,0022	30,01

Fuente: elaboración propia

CONCLUSIONES

- De la tabla 4 se concluye que la mayor liberación de partícula se da en la malla 200 con un 90% de liberación
- De acuerdo a los datos experimentales y los datos que arroja el estadístico se concluye que con un % de sólidos de 35%, xantato 50g/tm, 10 minutos de flotación se optimizó el proceso de flotación de oro con un Valor Óptimo = 76,0466
- El efecto de la variable % de sólidos al aumentar de 25 a 35 %, (X_1), es importante por el incremento de la recuperación del oro en 1,5375 de efecto.
- El efecto de la variable X_2 , que corresponde a la dosificación del colector A - 238, es casi constante, y también el efecto de las interacciones X_1X_2 , X_1X_3 , son realmente mínimos y X_2X_3 , $X_1X_2X_3$, son negativos y también mínimos por tal razón no son consideradas relevantes en el proceso.
- Otro efecto importante es el tiempo de flotación del mineral, al incrementar de 7 a 10 minutos (X_3), también se considera importante en el incremento en la recuperación del oro en 1,0476
- Mediante la evaluación de los resultados por el diseño experimental se determinó que las variables que tienen mayor incidencia en el proceso de flotación de este mineral son: % de sólidos, tiempo de flotación

RECOMENDACIONES

- Se recomienda realizar pruebas preliminares antes de entrar a una etapa industrial para tener en cuenta el comportamiento del mineral durante todo el proceso de flotación con el objetivo de llegar buenos a resultados.
- Se recomienda tener un amplio conocimiento en el uso y manejo de los reactivos para mitigar el impacto ambiental y proteger el medio ambiente a través de un adecuado control durante toda la etapa del proceso.
- Se recomienda utilizar también otros tipos de reactivos para flotar minerales sulfurados de diferentes composiciones mineralógicas y así poder contribuir en el desarrollo de la minería
- Se recomienda también correr pruebas metalúrgicas con tiempos mayores a 10 minutos ya que para cada tipo de mineral los tiempos de flotación son diferentes

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ASTUCURI T. VENANCIO 1999 "introduccion a la flotacion de minerales" - lima-peru. revista del instituto de investigaciones - fgmmcg – unmsm volumen 2 n° 3, pag. 69 – 83 julio - 1999
- AZAÑERO ORTIZ ANGEL 1999 “Evaluación de reactivos de flotación”Revista del Instituto de Investigación de la F.G.M.M.C.G.–U.N.M.S.M. Vol II N° 4, pág 77-93.Diciembre . Lima Perú
- BALLESTER, ANTONIO. 2000 “Metalurgia Extractiva”Editorial Síntesis, S.A. Madrid-España.
- BUENO BULLÓN HÉCTOR. 2003 “Procesamiento de Minerales” Impreso en Jauja–Perú.
- CASTRO S., 1983 Curso Panamericano de Metalurgia Extractiva, Programa Regional de la OEA, Departamento de Ingeniera Metalúrgica Universidad de Concepción, Fundamentos Físico Químicos de la Flotación – 1983.
- DOUGLAS C. MONTGOMERY 1992 “Diseño y Análisis de Experimentos, Editorial Iberoamérica, Capítulos 9, 10, 11. Páginas 270, 319 y 335.
- GUTIÉRREZ PULIDO, HUMBERTO 2004 ”Análisis y Diseño de Experimentos” Editorial Caz prensa Digital, S.A.México.
- HENLEY K.J. 1975 gold ore mineralogy and its relation ti metallurgical treatment minerals sc. Enc volumen 4 usa

- JIMÉNEZ RONDAN BR. JUAN J. 2001 “Tratamiento de minerales sulfurados de Cobre aurífero del yacimiento Patacancha Por flotación, Cusco
- LINARES GUTIERREZ NATANIEL 2001 “procesamiento de minerales ” Tacna peru
- LOUIS SALAGER, JEAN 2007 “Fundamentos De La Flotación” Universidad de los andes- Venezuela
- LOZA HOLGADO BR. MARCO TULLIO 2009 “Concentración por el método de flotación por espumas del mineral sulfurado de Cobre- Molibdeno del proyecto las Bambas” Cusco
- LUQUE SAAVEDRA BR. BRUNO 2004 “Tratamiento metalúrgico por flotación de minerales sulfurados ,Del yacimiento Aurora” Cusco
- MC DONALD E.H. 1983 alluvial mining. editorial chapman & hall, London
- OJEDA ESCAMILLA MA. DEL CARMEN Y REYES BAHENA JUAN LUIS 2006 “recuperación de metales preciosos provenientes de presa de jales” Instituto de Metalurgia, Universidad Autónoma de San Luis Potosí San Luis Potosí, S.L.P., México.
- QUIROZ, IVAN, 1998 "flotaciones diferenciales de sulfuros" uni
- RIVERA ZEBALLOS JUAN H. 2003 “Compendio de Conminución” Editorial UNMSM, Lima – Perú.
- TOBÓN SUÁREZ CLAUDIA MERCEDES 2013 “Estudio de la Hidrofobicidad de Oro Nativo y su Efecto en la Flotación Espumante Directa” Universidad Nacional de Colombia, Facultad de Minas, Departamento de Materiales Medellín, Colombia

- VARGAS G. JUAN 1995 "metalurgia del oro y la plata" segunda edición editorial san marcos lima-peru.
- VILLACHICA LEON, CARLOS 1985 "flotacion de menas polimetálicas" curso de flotacion - uni
- XSTRATA COPPER 2007 "Flotación De Minerales – Manual De Procedimientos" División Xstrata – Tegnology.

ANEXOS



Imagen 1. Determinación de la gravedad específica del mineral sulfurado



Imagen 2. Preparación de reactivos



Imagen 3. Laboratorio químico-metalurgico de la minera colibrí SAC.



Imagen 4. Proceso de Flotación del mineral sulfurado



Imagen 5. Retirando el concentrado de flotación en una bandeja

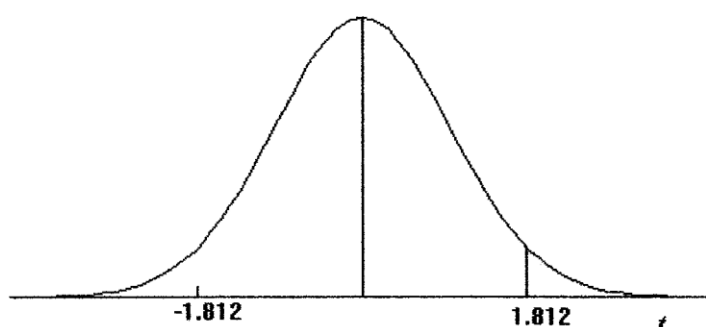


Imagen 6. Filtración del concentrado y relave



Imagen 7. Pre concentrado de oro (secado)

Puntos de porcentaje de la distribución t



Ejemplo

Para $\phi = 10$ grados de libertad:

$$P\{t > 1.812\} = 0.05$$

$$P\{t < -1.812\} = 0.05$$

α r	0,25	0,2	0,15	0,1	0,05	0,025	0,01	0,005	0,0005
1	1,000	1,376	1,963	3,078	6,314	12,706	31,821	63,656	636,578
2	0,816	1,061	1,386	1,886	2,920	4,303	6,965	9,925	31,600
3	0,765	0,978	1,250	1,638	2,353	3,182	4,541	5,841	12,924
4	0,741	0,941	1,190	1,533	2,132	2,776	3,747	4,604	8,610
5	0,727	0,920	1,156	1,476	2,015	2,571	3,365	4,032	6,869
6	0,718	0,906	1,134	1,440	1,943	2,447	3,143	3,707	5,959
7	0,711	0,896	1,119	1,415	1,895	2,365	2,998	3,499	5,408
8	0,706	0,889	1,108	1,397	1,860	2,306	2,896	3,355	5,041
9	0,703	0,883	1,100	1,383	1,833	2,262	2,821	3,250	4,781
10	0,700	0,879	1,093	1,372	1,812	2,228	2,764	3,169	4,587
11	0,697	0,876	1,088	1,363	1,796	2,201	2,718	3,106	4,437
12	0,695	0,873	1,083	1,356	1,782	2,179	2,681	3,055	4,318
13	0,694	0,870	1,079	1,350	1,771	2,160	2,650	3,012	4,221
14	0,692	0,868	1,076	1,345	1,761	2,145	2,624	2,977	4,140
15	0,691	0,866	1,074	1,341	1,753	2,131	2,602	2,947	4,073
16	0,690	0,865	1,071	1,337	1,746	2,120	2,583	2,921	4,015
17	0,689	0,863	1,069	1,333	1,740	2,110	2,567	2,898	3,965
18	0,688	0,862	1,067	1,330	1,734	2,101	2,552	2,878	3,922
19	0,688	0,861	1,066	1,328	1,729	2,093	2,539	2,861	3,883
20	0,687	0,860	1,064	1,325	1,725	2,086	2,528	2,845	3,850
21	0,686	0,859	1,063	1,323	1,721	2,080	2,518	2,831	3,819
22	0,686	0,858	1,061	1,321	1,717	2,074	2,508	2,819	3,792
23	0,685	0,858	1,060	1,319	1,714	2,069	2,500	2,807	3,768
24	0,685	0,857	1,059	1,318	1,711	2,064	2,492	2,797	3,745
25	0,684	0,856	1,058	1,316	1,708	2,060	2,485	2,787	3,725
26	0,684	0,856	1,058	1,315	1,706	2,056	2,479	2,779	3,707
27	0,684	0,855	1,057	1,314	1,703	2,052	2,473	2,771	3,689
28	0,683	0,855	1,056	1,313	1,701	2,048	2,467	2,763	3,674
29	0,683	0,854	1,055	1,311	1,699	2,045	2,462	2,756	3,660
30	0,683	0,854	1,055	1,310	1,697	2,042	2,457	2,750	3,646
40	0,681	0,851	1,050	1,303	1,684	2,021	2,423	2,704	3,551
60	0,679	0,848	1,045	1,296	1,671	2,000	2,390	2,660	3,460
120	0,677	0,845	1,041	1,289	1,658	1,980	2,358	2,617	3,373
∞	0,674	0,842	1,036	1,282	1,645	1,960	2,326	2,576	3,290

Figura 24.tabla de distribución t de student

Tabla 32. Tabla de % de recuperación de la minera colibrí sac.

PRODUCTO	PESO TM	LEY g/TM	CONTENIDO METÁLICO (g)	RECUPERACIÓN (%)
CABEZA	30	12,96	3,888	100
CONCENTRADO	5,25	51,9	2,725	70,08
RELAVE	24,75	4,7	1,163	29,92

Fuente: minera colibrí sac.



MINERA COLIBRÍ S.A.C.
LABORATORIO QUÍMICO

Av. José Gálvez Barrenechea N° 511 San Isidro – Lima / Telf.: 717-4343

RUC: N° 20501620107

INFORME DE ENSAYO

DATOS DEL

CLIENTE

A SOLICITUD DE : Juan Carlos Suca Pari
 ASUNTO : Análisis Gravimétrico
 PRODUCTO DESCRITO COMO : Mineral Sulfurado
 CANTIDAD DE MUESTRA : 11
 SOLICITUD DE ENSAYO : Análisis se oro -20g duplicado
 LUGAR Y FECHA DE RECEPCION : 16 noviembre del 2016

DETALLE DEL INFORME

DESCRIPCIÓN	Cabeza (g/TM)	Concentrado (g/TM)	Relave (g/TM)
Muestra 1	10.00	62.50	3.64
Muestra 2	10.50	65.31	3.52
Muestra 3	9.45	50.76	3.64
Muestra 4	10.25	54.54	3.19
Muestra 5	10.37	78.05	3.44
Muestra 6	9.77	58.45	2.59
Muestra 7	10.15	63.79	3.42
Muestra 8	10.80	68.47	2.81
Muestra 9	10.31	70.66	3.27
Muestra 10	10.28	79.58	3.35
Muestra 11	9.93	56.29	3.40

Ing. Vasquez Rojas Basiles Juan
 DNI 31305373
 JEFE DE LABORATORIO QUIMICO
 MINERA COLIBRÍ S.A.C.

Este documento ha sido emitido en base a los resultados de análisis y pruebas efectuados en nuestro laboratorio con la mayor habilidad, conocimientos y buena fe.
 Ensayos Realizados en: Laboratorio Químico – Planta de Beneficio Minera Colibrí S.A.C. Paraje el Convento Chaparra-Caraveti-Arequipa.
 Correo Electrónico: labquimico.planta@mineracolibrí.com