



# UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

*La Universidad Católica de Loja*

## ÁREA TÉCNICA

TÍTULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

**Flotación del material de la Concesión MM, del condominio sur,  
Nambija.**

TRABAJO DE TITULACIÓN

**AUTORA:** León Balcázar, Bertha Sofía

**DIRECTOR:** Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio

LOJA – ECUADOR

2017



*Esta versión digital, ha sido acreditada bajo la licencia Creative Commons 4.0, CC BY-NY-SA: Reconocimiento-No comercial-Compartir igual; la cual permite copiar, distribuir y comunicar públicamente la obra, mientras se reconozca la autoría original, no se utilice con fines comerciales y se permiten obras derivadas, siempre que mantenga la misma licencia al ser divulgada. <http://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/deed.es>*

2017

## **APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN**

Magister.

Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez

### **DOCENTE DE TITULACIÓN**

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación: Flotación del material de la Concesión MM, del condominio sur, Nambija realizado por Bertha Sofía León Balcázar, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por lo se aprueba la presentación del mismo.

Loja, septiembre del 2017

f. \_\_\_\_\_

## DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Bertha Sofía León Balcázar declaro ser la autora del presente trabajo de titulación: Flotación del material de la Concesión MM, Del condominio sur, Nambija, de la Titulación de Ingeniero en Geología y Minas, siendo Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez director del presente trabajo; y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posible reclamos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de exclusiva responsabilidad.

Además certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de mi exclusiva responsabilidad. Adicionalmente declaro conocer y aceptar la disposición del Art. 88 del Estatuto Orgánico de la Universidad Técnica Particular de Loja que en su parte pertinente textualmente dice: “Forman parte del patrimonio de la Universidad la propiedad intelectual de investigaciones, trabajos científicos o técnicos y tesis de grado que se realicen a través, o con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la Universidad”

f. \_\_\_\_\_

Autora: León Balcázar Bertha Sofía

Cedula: 0705119568

## DEDICATORIA

Le dedico este trabajo a mi papá porque siempre me ha cuidado y aconsejado, a mi mamá quien me ha amado por sobre todos mis errores y me ha enseñado que todo es posible en la vida siempre que uno ponga empeño, gracias mami por ser una mujer luchadora y ser mi ejemplo.

A los amores de mi vida, mis hermanas, Diana y Lina por compartir tantos momentos increíbles y en quienes me he podido apoyar en los momentos difíciles.

A mis mejores amigas Karla, María Antonia, Arleth y Antonella gracias por todo su apoyo y cariño, ustedes son un pilar importante en mi vida.

A Carlos Fabricio, gracias amor mío por inspirarme, apoyarme y motivarme a ser mejor todos los días.

Y también le dedico este trabajo a mis compañeros y amigos Gabriela, Daniel, Enith, Gabriel, porque de todos he tomado un poquito en esta etapa de mi vida.

## **AGRADECIMIENTO**

Quiero expresar mi agradecimiento a la Universidad Técnica Particular de Loja por acogerme durante los años de estudio, a los docentes de la Titulación de Geología y Minas quienes con su conocimiento supieron guiarme en este trajinar estudiantil.

Al Ing. Víctor Sanmartín por asesorarme con sus conocimientos durante el proceso del presente trabajo de investigación hasta su culminación.

Expresar mi reconocimiento también al Ing. Juan Carlos Quintuña por la paciencia, el asesoramiento, el apoyo brindado en la realización de los ensayos de laboratorio del presente trabajo.

Finalmente agradezco a todos mis compañeros y amigos que de una u otra manera contribuyeron en la realización de esta investigación.

## INDICE DE CONTENIDOS

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN.....	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	iii
DEDICATORIA .....	iv
AGRADECIMIENTO .....	v
INDICE DE TABLAS .....	x
RESUMEN.....	1
ABSTRACT .....	2
ANTECEDENTES.....	3
JUSTIFICACIÓN.....	4
OBJETIVOS .....	5
CAPÍTULO I.....	6
CARACTERÍSTICAS FÍSICAS, GEOGRÁFICAS Y GEOLÓGICAS DEL DISTRITO MINERO NANBIJA “CONDominio SUR” .....	6
1.1. Ubicación Geográfica .....	7
1.2. Acceso.....	7
1.3. Relieve e Hidrología .....	8
1.4. Clima .....	8
1.5. Vegetación .....	10
1.6. Geología Regional.....	10
1.7. Geología Local .....	11
1.8. Mineralización de Nambija.....	11
CAPÍTULO II.....	13
MARCO TEÓRICO .....	13
2.1. Principios Físicos – Químicos de la Flotación .....	14
2.1.1. Definición.....	14
2.1.2. Mecanismo de Flotación.....	14
2.2. Factores que Intervienen en la Flotación .....	16
2.2.1. Pulpa .....	16
2.2.2. El Aire.....	16
2.2.3. La Agitación.....	17
2.2.4. Los Reactivos.....	17
2.3. Reactivos de Flotación .....	17
2.3.1. Colectores .....	18
2.3.2. Espumantes.....	19

2.3.3.	Modificadores .....	19
2.3.4.	Dosificación de Reactivos.....	20
2.4.	Variables en el proceso de flotación .....	20
2.4.1.	Tamaño de grano .....	20
2.4.2.	Densidad de pulpa.....	21
2.4.3.	Regulación de pH.....	21
CAPÍTULO III.....		22
METODOLOGÍA Y EQUIPOS.....		22
3.1.	Recopilación y Validación de Información Existente .....	23
3.2.	Muestreo .....	23
3.3.	Preparación de la Muestra.....	23
3.3.1.	Secado .....	24
3.3.2.	Trituración .....	24
3.3.3.	Homogenización.....	24
3.3.4.	Molienda.....	25
3.3.5.	Análisis Granulométrico.....	25
3.4.	Caracterización de la Muestra .....	26
3.4.1.	Contenido de Humedad.....	26
3.4.2.	Peso Específico.....	27
3.4.3.	Análisis Mineralógico .....	27
3.4.3.1.	<i>Lamina Delgada</i> .....	27
3.4.3.2.	<i>Difracción de rayos X</i> .....	28
3.4.4.	Análisis Químico por fluorescencia de rayos X .....	29
3.5.	Proceso de Flotación .....	29
3.5.1.	Variación del Tamaño de grano.....	30
3.5.2.	Variación del pH .....	30
3.5.3.	Variación del Colector.....	31
3.5.4.	Materiales y Equipos .....	31
3.5.5.	Procedimiento.....	32
3.5.6.	Análisis al Fuego .....	34
3.5.6.1.	<i>Fusión</i> .....	34
3.5.6.2.	<i>Copelación</i> .....	34
3.5.6.3.	<i>Digestión y Cuantificación de Oro</i> .....	35
3.5.6.4.	<i>Análisis en Absorción Atómica</i> .....	35

CAPÍTULO IV .....	37
ANÁLISIS Y RESULTADOS .....	37
4.1. Caracterización de la Muestra .....	38
4.1.1. Contenido de Humedad.....	38
4.1.2. Peso Específico.....	38
4.1.3. Composición química mediante fluorescencia de rayos X .....	38
4.1.4. Composición mineralógica.....	39
4.1.4.1. <i>Lámina delgada</i> .....	39
4.1.4.2. <i>Difracción de Rayos de X</i> .....	40
4.1.5. Tiempos de molienda .....	41
4.1.6. Análisis granulométrico.....	41
4.1.7. Ley de Cabeza .....	41
4.2. Proceso de Flotación .....	42
4.2.1. Fase 1 .....	42
Variación de tamaño de grano.....	42
4.2.2. Fase 2 .....	43
Variación de pH.....	43
4.2.3. Fase 3 .....	44
Variación de la Concentración de Colector .....	44
CONCLUSIONES .....	46
RECOMENDACIONES.....	47
BIBLIOGRAFIA.....	48
ANEXOS.....	50

## INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Mapa de ubicación de la zona de estudio, Condominio sur, Nambija.....	7
Figura 2. Acceso desde loja al distrito minero Nambija, Condominio sur.....	8
Figura 3. Relieve de la zona de estudio Nambija, Condominio sur.....	9
Figura 4. Roca tipo skarn.....	11
Figura 5. Mapa geológico Nambija, Condominio sur.....	12
Figura 6. Comportamiento de las partículas hidrofóbicas e hidrofílicas.....	14
Figura 7. Partes del sistema de flotación.....	15
Figura 8. Pulpa dentro de la celda de flotación.....	16
Figura 9. Aire de la celda de flotación.....	16
Figura 10. Celda de flotación denver.....	17
Figura 11. A) zona de estudio nambija; b) concesión mm.....	23
Figura 12. Proceso de preparación de muestra.....	23
Figura 13. Estufa reforzada.....	24
Figura 14. Equipo de trituración.....	24
Figura 15. A) Homogenización y b) Cuantificación del material muestreado.....	25
Figura 16. Molino de bolas batch.....	25
Figura 17. Análisis granulométrico en seco.....	26
Figura 18. Método del picnómetro.....	27
Figura 19. A) selección de roca, b) roca cortada, c) briqueta de roca, d) se lija la roca, e) se coloca resina a la roca, f) devastado de la roca, g) lamina delgada terminada.....	28
Figura 20. Pistola de fluorescencia de rayos x.....	29
Figura 21. Reactivos utilizados en la flotación.....	32
Figura 22. A) celda de flotación con muestra; b) medición de ph; c) adicción de cao; d) medición de la solución para el primer acondicionamiento; e) dosificación de reactivos para la primera flotación; f) se agrega los reactivos a la celda de flotación.....	33
Figura 23. A) material utilizado en la fusión; b) extracción de muestra.....	34
Figura 24. Ácido nítrico en diferentes concentraciones y agua regia.....	35
Figura 25. A) balón con agua regia antes de aforar a 25 ml; b) equipo de absorción atómica.....	36
Figura 26. Lamina delgada vista con luz polariza analizada; b) lamina vista a través de luz polarizada no analizada.....	39
Figura 27. Diagrama de difracción de rayos x.....	40
Figura 28. Curvas granulométricas a distintos tiempos de molienda.....	41
Figura 29. Rendimientos fase 1.....	43
Figura 30. Rendimiento fase 2.....	44
Figura 31. Rendimiento fase 3.....	45

## INDICE DE TABLAS

Tabla 1. Coordenadas De La Zona De Estudio.....	7
Tabla 2. Programación Fase 1 .....	30
Tabla 3. Programación Fase 2.....	30
Tabla 4. Programación Fase 3 (Colector 50 G/Ton).....	31
Tabla 5. Programación Fase 3 (Colector 75 G/Ton/).....	31
Tabla 6. Resultados Obtenidos Contenido De Humedad .....	38
Tabla 7. Valores Obtenidos Peso Especifico .....	38
Tabla 8. Resultados Conseguídos Por Florescencia De Rayos X .....	38
Tabla 9. Minerales En Porcentajes Observados En Lámina Delgada .....	39
Tabla 10. Resultados Cuantitativos De Difracción De Rayos X.....	40
Tabla 11. Resultados De Molienda .....	41
Tabla 12. Ley De Cabeza .....	42
Tabla 13. Balance Metalúrgico Obtenido Fase 1.....	42
Tabla 14. Balance Metalúrgico Obtenido Fase 2.....	43
Tabla 15. Balance Metalúrgico Obtenido Fase 3.....	44

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado Flotación del Material de la Concesión MM, del Condominio Sur, Nambija fue realizado en dos fases las mismas que sirvieron para determinar las condiciones óptimas para la recuperación del material flotado.

La primera parte consistió en la caracterización de la muestra y preparación para la posterior flotación. En la caracterización de muestra se pudo determinar que los minerales más predominantes son: calcita, epidota, clorita, albita, grosularia y en menores cantidades cuarzo. En la caracterización de la muestra se estableció los tiempos óptimos de molienda para los diferentes tamaños de grano.

En la segunda fase se realizó las flotaciones en donde se varió el tamaño de grano, el pH, la concentración de colector y se obtuvieron las condiciones óptimas para trabajar las cuales son malla 200 (74 $\mu$ m), pH de 10 y concentración de colector (404 - G) de 75 g/Ton, con estos tres factores juntos se obtuvo una recuperación del 90 %.

**Palabras Claves:** Flotación, molienda, pH, reactivos de flotación, balance Metalúrgico, rendimiento.

## ABSTRACT

The present work of the investigation called Flotation of the material of the MM compression of the South condominium, námbra was realized in the phases that the same ones were used to determine the optimal conditions for the recovery of the floated material.

The first part consisted in the characterization of the sample and preparation for the subsequent flotation. In the characterization of sample it is possible to determine that the most predominant minerals are: calcite, epitote, chlorite, albite, grosularia and in smaller amounts of quartz. In the characterization of the sample, the optimum grinding times were established for the different grain sizes.

In the second phase, the fleets where the grain size, the pH, the collector concentration and the optimum conditions to work were obtained were 200 (74 $\mu$ m), pH 10 and collector concentration (404 - G) of 75 g / Ton, with these three factors together a 90% recovery was obtained.

**Key Words:** Flotation, milling, pH, Flotation reagents, Metallurgical Balance, yield

## ANTECEDENTES

La explotación minera en el Ecuador no es una actividad nueva. Existen evidencias históricas precolombinas de esta actividad, así que es lógico hablar de una tradición nacional en este campo. Tras la llegada de los españoles a América la búsqueda de oro se intensifica. Conforme se inicia la vida republicana en Ecuador, cada mandatario ha establecido políticas para promover la minería, pero es a partir de la década de los ochenta que se toman medidas para contrarrestar los efectos colaterales que produce la minería artesanal.

La actividad minera del distrito minero de Nambija, tuvo mayor auge desde los años 80, siendo el primer productor de oro del Ecuador. En 1984 las minas en Nambija explotaban una cantidad importante de oro, en 1988 según estimaciones oficiales se alcanzó una producción de 4 toneladas, esta estimación correspondía a la parte declarada de la producción, no obstante esta cifra debió ser mayor ya que no se considera la parte comercializada irregularmente (Wills & Napier-Munn, 2006).

En 1985 el pueblo de Nambija llegó a tener 20 000 habitantes, durante la década de 1990 el yacimiento entró en declive, el precio del oro bajó, en 1994 se produjo un deslizamiento de tierra que mató a 200 personas, muchos túneles colapsaron, esto sumado a la falta de inversión y tecnología de explotación a profundidad además de precarias condiciones de trabajo originó una caída drástica de la producción de oro. (Ludeña , 2012)

El método que se usaba para recuperar oro es básicamente el mismo hasta la actualidad, consiste en moler el material de mina, clasificarlo para separar la fracción más pesada, esto paso por una canaleta para formar la amalgamación de mercurio – oro y por último se quema la amalgama para evaporar el mercurio y dejar el oro puro. La amalgamación recupera el oro libre de mayor tamaño no obstante, una fracción representativa del metal susceptible a recuperación se desecha en los relaves.

Recuperar oro por medio de la amalgamación es un método obsoleto, la recuperación muestra déficits y se traduce en pérdidas económicas es por esto que surge la necesidad de buscar un método eficiente que logre recuperar el metal desperdiciado (oro fino), este método puede ser la cianuración de relaves o flotación selectiva para poder obtener un mayor rendimiento.

## JUSTIFICACIÓN

El desarrollo de esta investigación busca optimizar el proceso de flotación para recuperar oro de una planta minera, pues el Ecuador consta de una cultura en este aspecto muy poco avanzada (Paladines & Soto , 2010) a diferencia de otros países donde buscan mejorar la producción de cualquier mineral que se esté explotando o se encuentran en estudios, para poder avanzar en cuanto a procesos y equipos, esto no solamente en gran minería, sino también en proyectos de pequeña, mediana minería y minería artesanal.

La necesidad de desarrollar una flotación de oro no es solamente obtener una optimización de producción sino también poder alcanzar operaciones que sean amigables con el ambiente y consecuentemente con la sociedad ecuatoriana (Rodríguez, García-Cortés, & Fernández, 2006)

La flotación es un método que consiste en, por medio de inyecciones de aire, separar partículas hidrofóbicas de las hidrofílicas (Guartan & Tamay, 2003), con ayuda de reactivos (colectores, espumantes y reguladores) y de condiciones artificiales del pH. En esta investigación se busca separar las partículas de oro del resto de partículas que se encuentran en el material a ser analizado. Esta flotación se produce en bancos de celdas agitadas, es aquí donde se inyecta el aire para crear una espuma que contiene las partículas hidrofóbicas (oro en este caso) las mismas que son desbordadas para su análisis (Morocho, 2009)

Otro punto muy importante de resaltar y comprender es el impacto que esta investigación pretende lo cual es aumentar la producción, optimizarla, reducir errores, disminuir impactos ambientales y aportar con información sobre uso de maquinaria relacionada con el proceso de flotación, todo esto encaminado a los objetivos del plan del buen vivir.

Por último aportar información a posteriores investigaciones y/o trabajos que se realicen en esta zona o en zonas en las que esta información pueda ser aplicada.

## **OBJETIVOS**

### **Objetivo General**

Flotación del mineral de mina de la concesión MM, del Condominio Sur, Nambija.

### **Objetivo Específicos**

- Caracterizar el Material de estudio
- Realizar una flotación a diferentes tamaños de grano.
- Realizar una flotación variando los valores de pH del medio.
- Flotar a diferentes concentraciones del colector para oro.
- Determinar las condiciones óptimas para realizar la flotación del material analizado.

## **CAPÍTULO I**

### **CARACTERÍSTICAS FÍSICAS, GEOGRÁFICAS Y GEOLÓGICAS DEL DISTRITO MINERO NAMBIJA “CONDominio SUR”**

## 1.1. Ubicación Geográfica

El distrito Minero Nambija se encuentra al Suroriente del Ecuador en la provincia de Zamora Chinchipe, cantón Zamora, parroquia San Carlos de las Minas, formando un cinturón mineralizado a lo largo de la Cordillera de Nanguipa.

La Concesión MM que es el lugar donde se realizó el muestreo, se encuentra ubicado en el Condominio Sur localizado en las siguientes coordenadas (Referenciadas en el Datum WGS 84, UTM, ZONA 17S):

Tabla 1. Coordenadas de la Zona de Estudio.

X	Y	ALTURA
745150	9546600	1750

Elaboración y Fuente: La autora

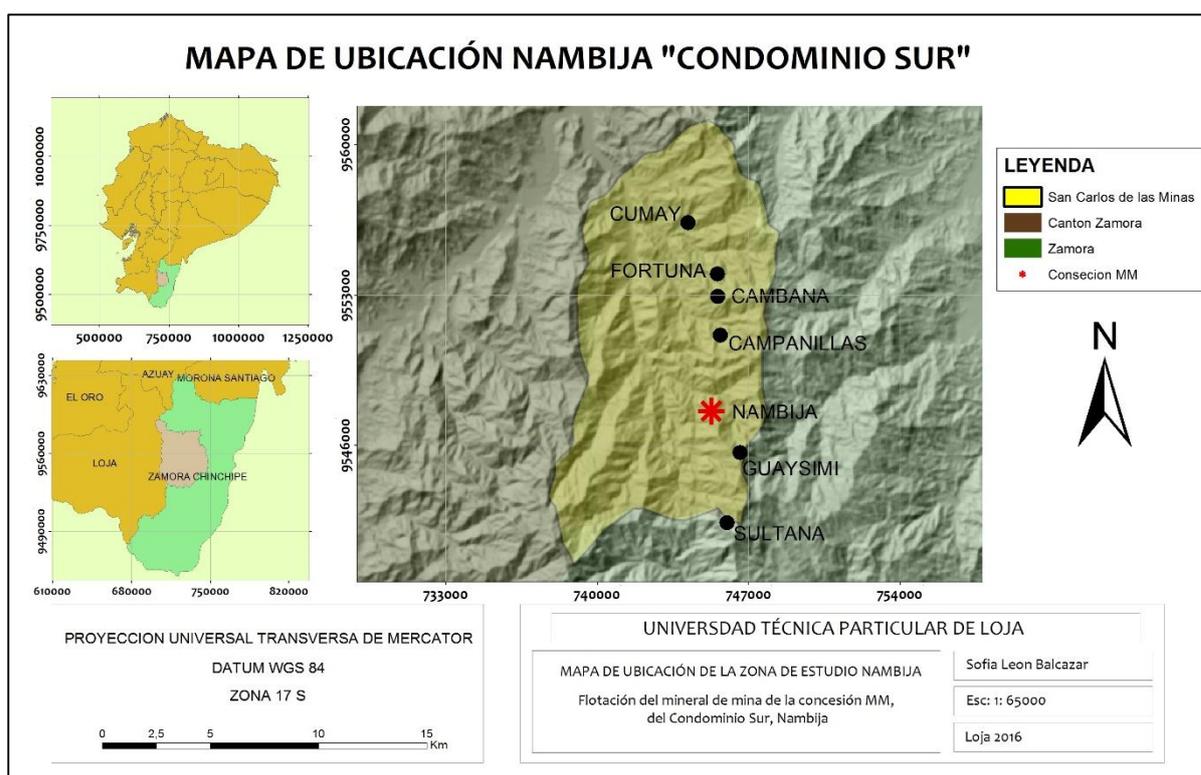


Figura 1. Mapa de Ubicación de la Zona de Estudio, Condominio Sur, Nambija.  
Elaboración y fuente: La autora

## 1.2. Acceso

El Acceso al barrio Nambija desde la ciudad de Loja se realiza por vía terrestre con un recorrido de aproximadamente de 100 Km, divididos en los siguientes tramos:

Loja – Zamora: 60 Km (1H30).

Zamora – Namires: 20 Km (25min).

Namires – Nambija: 20 Km (40min).

Dependiendo de las condiciones de la carretera y el clima, el viaje dura aproximadamente 2h30.

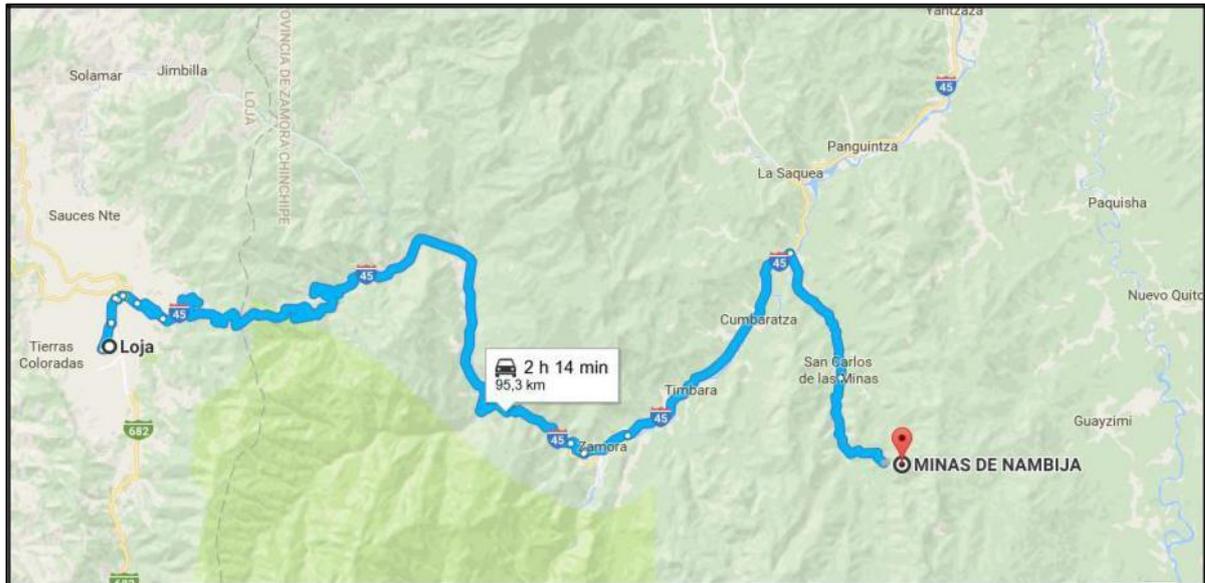


Figura 2. Acceso desde Loja al distrito Minero Nambija, Condominio Sur.  
Elaboración y fuente: La autora

### 1.3. Relieve e Hidrología

Geomorfológicamente la zona de estudio se encuentra emplazada en una zona montañosa con relieve irregular y fallada entre pendientes abruptas con cicatrices dejadas por los deslizamientos del terreno, debido a las fallas se forma cascadas y valles profundos en “V”. La altimetría regional varía entre los 1.400 y 2.400 msnm (Fig. 3).

El sistema de drenaje de la región está conformado por los tributarios de la Quebrada del Fierro que nace de las minas de Nambija y la Quebrada del Hierro que aparece con la Quebrada Sultana. Las aguas de estas quebradas desembocan continuamente en los ríos Nambija, Zamora, Santiago, Marañon y Amazonas y finalmente en el Océano Atlántico (ACDI, 1987).

### 1.4. Clima

En la parte central de la provincia de Zamora comprende un área de 167.047 Ha, está formando por los cantones El Pangui, Yantzaza, Zamora y Nangaritzza, predomina un clima húmedo Subtropical se encuentra desde los 300 m hasta aproximadamente los 1900 msnm, con una temperatura media anual entre 18 y 22° C.

Recibe precipitaciones promedio anuales entre 1500 y 2000 mm. En la parte suroriental del país no existe estación seca. Como consecuencia del régimen de lluvias, el número de días fisiológicamente secos, apenas llega a 22 (Gobierno Provincial de Zamora Chinchipe, s.f.).

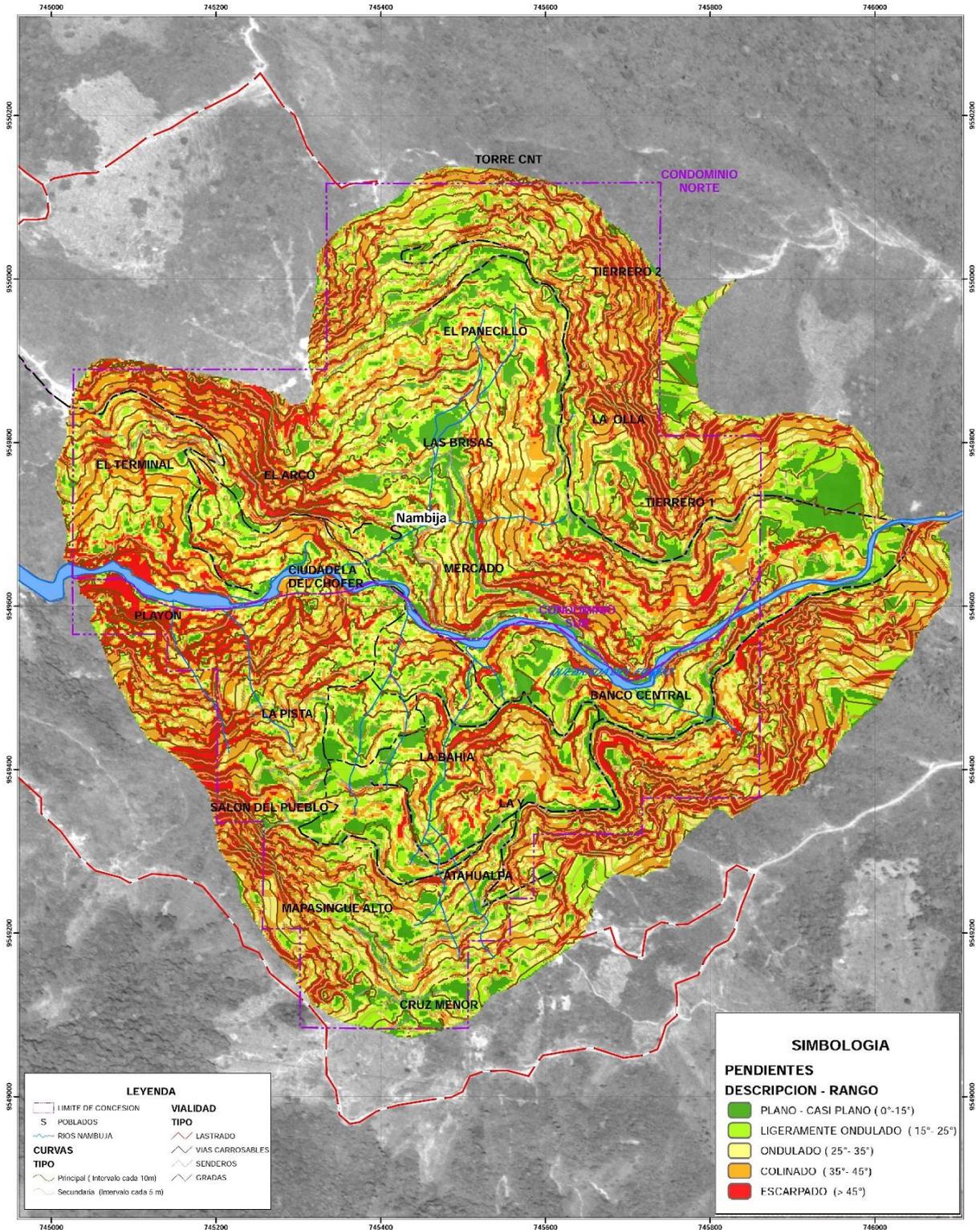


Figura 3. Relieve de la zona de estudio Nambija, Condominio Sur  
Elaboración y fuente: Equipo Consultor Charling - INIGEMM, (2011)

## **1.5. Vegetación**

El área de estudio comprende dos hábitats: Bosque de neblina Montano, el cual se distribuye entre los 1800 a 2800 m.s.n.m. el cual se caracteriza por presencia de árboles cargados de abundante musgo y una gran diversidad de orquídeas, bromelias y otras epifitas; y Matorral húmedo Montano Bajo, entre los 1250 a 1800 m.s.n.m. la vegetación es demasiado densa, con árboles que alcanzan una altura de 8m y densamente poblados de epifitas y hepáticas. (Guevara, Moscoso, Paredes, & Meza, 2015).

## **1.6. Geología Regional**

El Distrito Minero de Nambija involucra el complejo batolítico de Zamora de edad Jurásica y una faja de rumbo N-S de rocas volcánico-sedimentarias y volcánicas, parcialmente skarnificadas, asignadas a la Unidad Piuntza datada con fósiles de edad (Litherland, Aspen, & Jemielita, 1994). La secuencia estratificada constituye un heterogéneo techo colgante preservado como una faja en la parte alta de la cordillera de Nanguipa. Rocas volcánicas y subvolcánicas porfídicas de edad Cretácica se reportan adicionalmente en la zona (PRODEMINECA, 2000)

La secuencia volcanoclástica Triásica está constituido principalmente por tobas, tufitas y lutitas finamente estratificadas, de composición intermedia a ácida y tamaño de grano variable, una extensa variedad de brechas líticas, lavas basálticas hasta andesíticas, y subordinados niveles de rocas calcáreas. Estas rocas se encuentran variablemente skarnificadas, pero en general afectadas por diferentes tipos de alteración hidrotermal.

Algunas secuencias de lutitas negras que ocurren en el distrito, han sido asignadas a la Unidad Isimanchi del Paleozóico (Litherland, Aspen, & Jemielita, 1994) pero más probablemente representan las facies sedimentarias de la Formación Santiago del Liásico (Tschopp, 1953), extensamente expuestas hacia el Norte en la cuenca del río Santiago.

El Jurásico Medio a Tardío está representado por el complejo batolítico calcoalcalino que incluye varios pulsos magmáticos de una historia geológica compleja, con numerosas dataciones jurásicas. El cuerpo batolítico principal consiste de una extensa granodiorita hornbléndica y varios stocks menores de monzonita, sienita porfírica y varios cuellos o domos de riolita/dacita, localmente afectados por diques de composición intermedia hasta ácida. Regionalmente, se tiene una relación magmatismo-volcanismo de arco continental jurásico, con las rocas volcánicas y volcanosedimentarias andesíticas de la Formación Misahuallí, sin embargo estas rocas Jurásicas están mal discriminadas del volcanismo Triásico. La presencia

de un complejo volcánico en los niveles estratigráficos superiores de Nambija, relacionado con intrusiones menores como las de Cumay y Tumi, presupone la ocurrencia de un evento magmático – volcánico datado del Cretácico.

En este sentido el potencial en mineral del suroriente ecuatoriano tiene un amplio espectro que abarca los tipos pórfidos de Cu-Au, epitermal aurífero huésped en skarn e hidrotermales vetiformes. Existe controversia sobre la naturaleza de la mineralización aurífera en el Distrito de Nambija, ya que unos investigadores indican una mineralización relacionada con skarn oxidado (Fontboté, Vallance, & Markowski, 2004) o que se trata de una mineralización tardía epitermal huésped en skarn (PRODEMINCA, 2000); (Eguez, 2006)

### 1.7. Geología Local

En la concesión MM el skarn presenta una textura granular con colores verdes claros. Mineralógicamente se compone de epidota, piroxeno, granate, clorita. La roca está muy diaclasada las aberturas se encuentran rellenas de material tipo limonítico. Existen predominios localizados de epidota cerca al contacto con las andesitas mientras que en las aproximaciones del contacto con las tobas andesíticas mineralizadas, se observan skarn de granate y skarn de calcita. El oro se introdujo en las unidades estratificadas a lo largo de las fallas extensionales muy inclinadas a verticales, este suceso se presentó bajo condiciones epitermales, acompañado de una propilización del skarn. (Figura 4)



Figura 4. Roca tipo skarn  
Elaboración y fuente: La autora

### 1.8. Mineralización de Nambija.

El Oro de Nambija y los yacimientos próximos aparece dentro de vetas de cuarzo localmente acompañado por carbonato, feldespato, clorita y epidota. También pueden aparecer cantidades secundarias de pirita, cantidades menores de calcopirita y trazas de pirrotina, magnetita, esfalerita, galena y telurios de Bi dentro del cuarzo y/o en la zona proximal de alteración, pero no existe una fuerte asociación entre los sulfuros y el contenido de oro. El Oro ocurre en forma de pequeñas masas, láminas o disseminaciones finas dentro de, o

asociado a, las vetas en las litologías skarnificadas. El oro, además de estar alojado en el cuarzo, también aparece dentro del carbonato, clorita, clinopiroxeno alterado, granate y pirita y fracturas dentro de estos minerales (PRODEMINCA, 2000). En el área del yacimiento la geología está representada por una secuencia de rocas del Jurásico inferior, constituido de argilitas, areniscas y arcillolitas con intercalaciones de mantos potentes de rocas andesíticas (PRODEMINCA, 2000).

El distrito minero de Nambija “Condominio Sur” comprende rocas volcánicas andesíticas y rocas sedimentarias de la Unidad Piuntza, inferior, media y superior la cual está instruida por un número de intrusiones alteradas de pórfidos de composición andesítico-diorítica a riodacítica (PRODEMINCA, 2000)

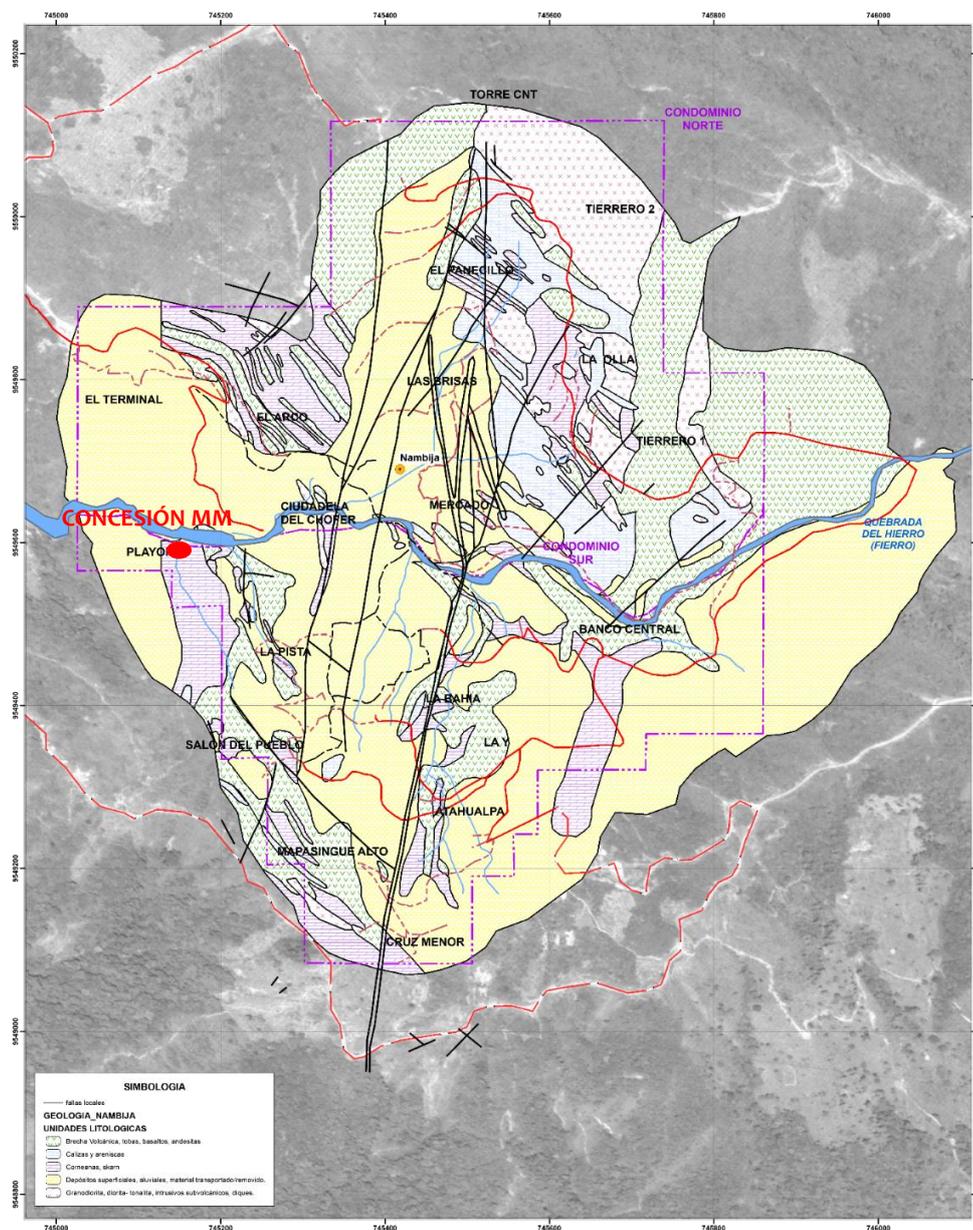


Figura 5. Mapa geológico Nambija, Condominio Sur. Elaboración y fuente: Equipo Consultor Charling - INIGEMM, (2011)

**CAPÍTULO II**  
**MARCO TEÓRICO**

## 2.1. Principios Físicos – Químicos de la Flotación

### 2.1.1. Definición

Flores (2013), publica que la flotación es un proceso de separación de materias primas de distinto origen que se efectúa desde sus pulpas acuosas por medio de burbujas de gas y sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas; este proceso se basa en la capacidad que tiene las burbujas de aire cuando se añade diferentes reactivos (colectores, espumantes o modificadores de medio) a adherirse selectivamente a superficies minerales específicos, las partículas con las burbujas de aire fijadas se llevan entonces a la superficie (concentrado), mientras que las partículas que permanecen completamente humedecidas permanecen en la fase líquida en el fondo de la celda (relave).

#### 2.1.1.1. *Minerales Hidrofílicos o Apolares*

“Estos minerales no reaccionan con los dipolos del agua, su estructura es simétrica, no intercambian electrones dentro de sus moléculas, no se disocian en iones, son en general químicamente inactivos y con enlaces covalentes” (Moller, 2011) (Figura 6)

#### 2.1.1.2. *Minerales Hidrofóbicos*

“Estos minerales tienen la capacidad de hidratarse, en estos minerales su estructura es asimétrica, intercambian electrones en la formación de enlaces (enlace iónico) y tienen extraordinaria actividad química en general” (Moller, 2011) (Figura 6)

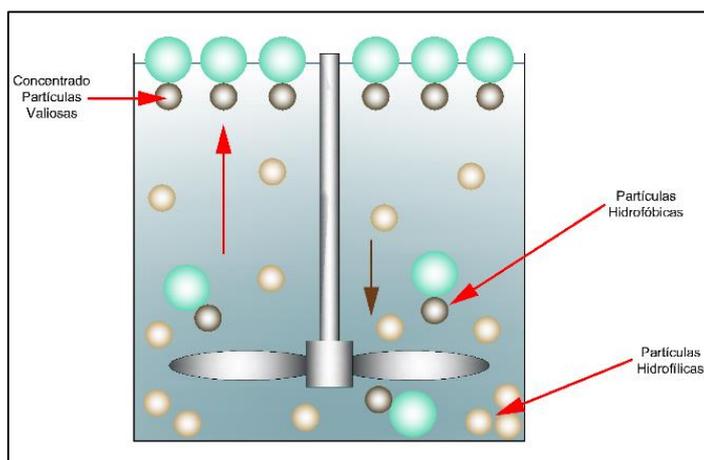


Figura 6. Comportamiento de las partículas hidrofóbicas e hidrofílicas.  
Elaboración y fuente: La autora

### 2.1.2. Mecanismo de Flotación

El proceso de flotación consta de una cadena de eventos, involucran a las partículas (tanto del mineral de mena, como de ganga), reactivos, medio acuoso y equipo en el que se realiza

el ensayo, si las condiciones se disponen como ideales se obtendrá una flotación eficiente.

Dentro de la celda de agitación las partículas del material sólido chocan contra las burbujas formadas gracias a un reactivo denominado espumante, las partículas llegan a la parte superior de la burbuja y se deslizan alrededor de ella, pero solamente las hidrofóbicas se quedarán ligadas a la burbuja, mientras que las partículas hidrofílicas caen al fondo del recipiente. En la figura 7 se pueden distinguir dos zonas en el sistema de flotación, la zona de material o pulpa, que es donde las partículas hidrofóbicas chocan y son capturadas por las burbujas y la zona de espuma o concentrado, que es donde las burbujas con las partículas adheridas pueden ser retiradas cuando el aire es inyectado a la celda de flotación.

El tratamiento químico de las partículas es muy importante a la hora de la flotación, se debe tomar en cuenta la polaridad o no polaridad de las partículas superficiales que chocan contra las burbujas, la flotabilidad de un material es medida por su no mojabilidad. El mencionado tratamiento de las partículas y del medio en el que se realiza la flotación se realiza mediante la adición de diversos reactivos químicos como colectores, modificadores de pH y agentes reguladores (Cuenca, 2016).

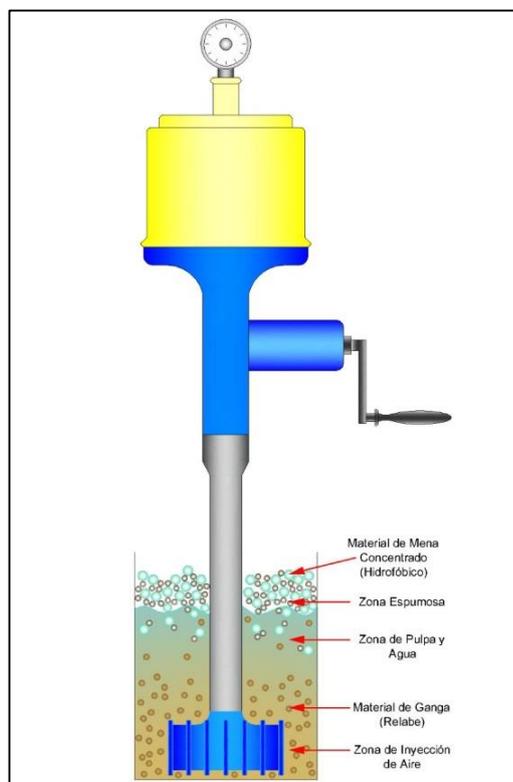


Figura 7. Partes del Sistema de Flotación  
Elaborado y fuente: La autora

## 2.2. Factores que Intervienen en la Flotación

Bravo (2004), explica que en toda operación de flotación intervienen cuatro factores principales, que son:

### 2.2.1. Pulpa

Es una mezcla de la muestra con el agua, contiene todos los elementos que forman el mineral, la pulpa debe cumplir con ciertas condiciones como densidad y pH correcto, si la molienda es muy gruesa no habrá la completa liberación de sulfuros, los reactivos y el agua no podrán levantar los minerales al momento de la flotación, por otro lado, si es muy fina habrá exceso de lamas lo cual dificulta la flotación (Figura 8).



Figura 8. Pulpa en celda de flotación.  
Elaboración y fuente: La autora

### 2.2.2. El Aire

Es un factor importante que sirve para la formación de las burbujas (el conjunto de burbujas acompañadas de partículas de sulfuros forman las espumas) que se necesita en la celda. Por tanto, el aire ayuda a agitar la pulpa como se puede ver en la Fig. 9. Las espumas se encargan de hacer subir o flotar los minerales valiosos hacia la superficie de la pulpa, en cada celda o circuito (Figura 9).



Figura 9. Aireación en celda de Flotación.  
Elaboración y fuente: La Autora

### 2.2.3. La Agitación

La agitación de la pulpa permite la formación de las espumas de aire para la flotación, y además sirve para conseguir la mezcla uniforme de los reactivos con los elementos que constituyen el mineral de la pulpa, dentro de la celda. Además, la agitación, evita el asentamiento de los sólidos contenidos en la pulpa. La agitación permite que las partículas no se asienten, manteniéndose suspendidos y permite una mayor mezcla de los reactivos con la pulpa (Figura 10).

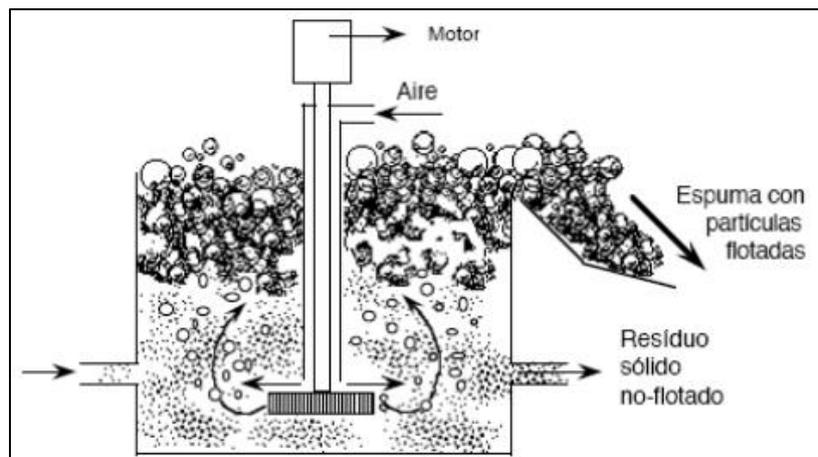


Figura 10. Celda de flotación Denver  
Elaboración y fuente: Castro y García, 2013

### 2.2.4. Los Reactivos

Son sustancias orgánicas que promueven, intensifican y modifican las condiciones óptimas del mecanismo físico-químico del proceso de flotación, se impregnan selectivamente sobre la superficie de las partículas, haciendo que estas se vuelvan hidrófilas o hidrofóbicas.

## 2.3. Reactivos de Flotación

Sirven para la recuperación de los sulfuros valiosos, despreciando o deprimiendo la ganga y minerales insolubles. Mediante el uso de reactivos se seleccionan los elementos de valor en sus respectivos concentrados. Los reactivos de flotación juegan un papel importante en este proceso. Estos al ser añadidos al sistema cumplen determinadas funciones que hacen posible la separación de los minerales valiosos de la ganga. Sin embargo la aplicación adecuada de estos reactivos no siempre resulta una tarea fácil debido a una serie de dificultades técnicas que se presentan durante el proceso (Bravo, 2004).

En flotación el rendimiento de los reactivos, sean colectores o espumantes, depende de la composición y constitución mineralógica de la mena. Los reactivos utilizados para el acondicionamiento favorable del proceso, constituyen los llamados agentes de flotación, la

selección y combinación apropiada de los mismos para cada tipo de mineral en particular, constituye precisamente el principal problema del metalurgista a cargo de la operación (Bravo, 2004).

Se clasifican en tres grupos principales:

- **Colectores:** cuya función principal es proporcionar propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales. Hay una gran variedad de colectores a emplearse y se determina el más conveniente de acuerdo a los minerales a flotar (Flores, 2005).
- **Modificadores:** sirven para el control y la modificación del comportamiento normal de los minerales en la flotación se clasifican en tres tipos: activadores, depresores, regulares del medio y dispersantes. (Flores, 2005).
- **Espumantes:** sirven para la formación de una espuma estable, de tamaño de burbujas apropiado para llevar los minerales al concentrado (Flores, 2005).

### **2.3.1. Colectores**

Son compuestos orgánicos de carácter heteropolar. Su grupo polar es la parte activa que los une a la superficie de un mineral en base a un mecanismo de adsorción (química o física). La interpretación de este fenómeno contempla la eliminación de una parte de la capa hidratada con formación de un contacto trifásico entre el aire, agua y mineral: las interfases sólido-líquido y líquido-gas son de gran importancia en la formación de un contacto estable, y es precisamente la función de un colector el influirlas en la dirección deseada (Flores, 2005).

#### *Función del Colector*

Los colectores se asocian con los sulfuros y el aire, actúan primero sobre los sulfuros cubriéndolos con una capa delgada y luego se adhieren a una burbuja de aire que pasa cerca y va con ella hasta la superficie llevando consigo su carga de sulfuros (Bravo, 2004)

Los Colectores a usar son:

- a) *Collector Flominec 404-P Oil:* usado para minerales de oro y minerales PGM (platinum group minerals) sulfurados, es un colector secundario de avance (Flominec, 2007).
- b) *Xantato isopropilico de sodio:* este producto se obtiene por la reacción del alcohol isobutilico, con el bisulfuro de carbono e hidróxido de sodio. Este xantato ha llegado a ser el más ampliamente usado de todos los xantatos debido a su bajo costo y elevado poder colector (ARMAR, 2016).

### 2.3.2. Espumantes.

Tiene como propósito la creación de una espuma capaz de mantener las burbujas cargadas de mineral hasta su extracción de las celdas de flotación.

Son sustancias tensoactivas heteropolares que pueden adsorberse en la superficie de separación agua-aire. A los espumantes corresponde la creación de una espuma y que por este hecho, permite la separación de las partículas hidrófobas e hidrófilas. (Bravo, 2004)

#### *Función del Espumante*

Este reactivo se adhiere a las burbujas de aire y las rodea cubriendo las completamente con una capa muy delgada, protegiendo unas de otras y cuando llegan a la superficie, dicha capa de espuma impide que revienten pronto (Bravo, 2004).

El espumante usado en este proyecto es:

- c) *Flominec GP 012 Oil.*- Usado para minerales de oro en cuarzo puesto que es un excelente promotor de oro libre y mejora el grado de concentración final (Flominec, 2007)

### 2.3.3. 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, 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. 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 (Bravo, 2004).

#### *d) 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) (Bravo, 2004).

El depresor utilizado en esta investigación fue:

- *Silicato de Sodio ( $Na_2SiO_3$ ).*- Se usa para dispersar lamas silicosas y de óxido de hierro, y a su vez actúa como un depresor de ganga silicosa en la flotación de sulfuros y de no metálicos (Perry, 2001).

e) *Activadores o Reactivadores*: estos aumentan la flotabilidad de ciertos minerales, mejorando o ayudando a la adsorción de un colector. Los reactivos reactivadores, restablecen 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 (Bravo, 2004).

f) *Reguladores de pH*: son reactivos que controlan la acidez o alcalinidad de la pulpa. Es un reactivo que cambia la concentración del ion hidrógeno de la pulpa, lo cual tiene como propósito incrementar o disminuir la adsorción del colector, la efectividad de los agentes de flotación, depende de la concentración de hidrógeno o ion hidroxilo en la pulpa (Bravo, 2004).

- *Oxido de Calcio*: En la práctica se emplea cal CaO o cal hidratada Ca (OH)<sub>2</sub>.

g) *Floculantes*: reactivos que promueven la formación de coágulos en la pulpa.

h) *Reactivos dispersantes*: son reactivos de variada estructura química que reducen las fuerzas que unen las partículas minerales o incrementan las fuerzas que las repelen (Bravo, 2004).

#### **2.3.4. Dosificación de Reactivos**

La cantidad de reactivo requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos.

La fórmula para dosificar los reactivos es la siguiente:

$$\text{Reactivos} = \frac{(X)(W)(F)}{P}$$

X= Concentración de Reactivo

W=Peso de la Muestra

F= Factor de disolución

P= Pureza del reactivo

### **2.4. Variables en el proceso de flotación**

#### **2.4.1. Tamaño de grano**

La flotación tiene éxito solamente para un tamaño limitado de granos, debido a que el oro más grueso, por su masa, no flota tan fácilmente, también es difícil hacer flotar las partículas ultrafinas. Todo mineral para ser flotado, tiene que ser fragmentado hasta un tamaño de grano

similar, es decir, hasta que se alcance su liberación. Además ese tamaño tiene que ser apropiado para que las burbujas los puedan transportar hasta la parte superior de las celdas de flotación. Existe un tamaño máximo de los granos que se pueden flotar. Este tamaño depende de la naturaleza del mineral mismo y de su peso específico (Flores, 2013).

#### **2.4.2. Densidad de pulpa**

La relación entre sólido/líquido es de 1/2, es decir, una parte de sólido y dos de líquido para que la mezcla junto a los reactivos sea eficiente, si es mayor el porcentaje de sólidos o de líquidos no habrá la consistencia deseada para la reacción de los distintos compuestos químicos introducidos (Cuenca, 2016).

#### **2.4.3. Regulación de pH**

La flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Cada fórmula de reactivos tiene un pH óptimo en el cual se obtendría el mejor resultado operacional. El pH además presenta influencia sobre las propiedades superficiales del mineral y en las interacciones entre las partículas del mineral y las burbujas de aire. Se debe variar el pH para establecer si la recuperación es mayor en un medio ácido, básico o neutro, con el fin de medir el comportamiento del mineral en los diferentes medios. Se utiliza cal como modificador de pH y ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) (Naranjo, 2012).

**CAPÍTULO III**  
**METODOLOGÍA Y EQUIPOS**

### 3.1. Recopilación y Validación de Información Existente

Esta primera parte del proyecto de tesis consistió en buscar información preliminar como libros, mapas, artículos científicos y tesis existentes referentes al tema y la zona de estudio con la finalidad de escoger la información más relevante y útil sobre la zona de estudio.

### 3.2. Muestreo

El muestreo se realizó en la Concesión MM, la misma que se encuentra ubicada en el Condominio Sur, Nambija, localizada en las siguientes coordenadas: X 745150, Y 9546600 (Referenciadas en el Datum WGS 84, UTM, Zona17 S).

Se tomó muestras representativas de diferentes puntos al azar del depósito común del material de mina, con un peso de aproximadamente 30 Kg (Figura 11).



Figura 11. a) Zona de estudio Nambija; b) Concesión MM.  
Elaboración y fuente: La Autora

### 3.3. Preparación de la Muestra

El proceso de preparación de la muestra, caracterización del material y el proceso de Flotación, se realizó en los diferentes *laboratorios del Departamento de Geología y Minas de la Universidad Técnica Particular de Loja*.

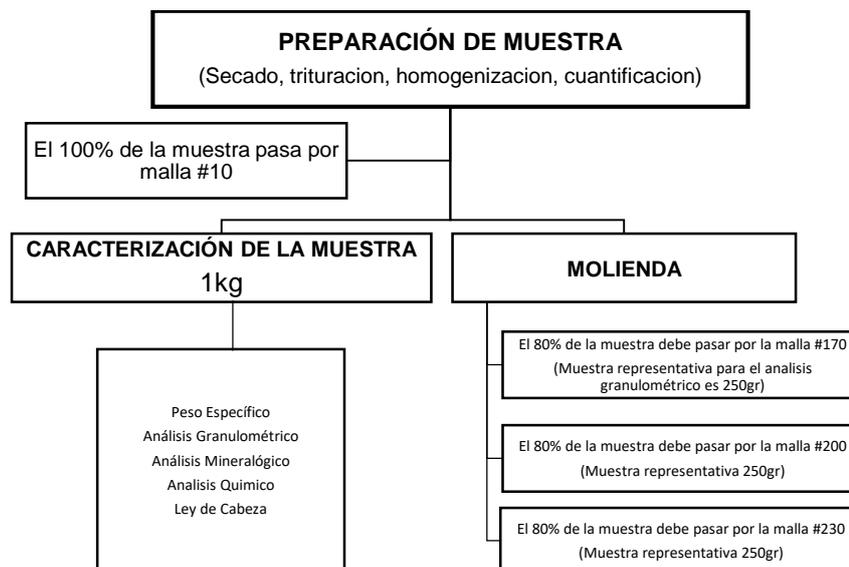


Figura 12. Proceso de Preparación de Muestra  
Elaboración y fuente: La Autora

### 3.3.1. Secado

El secado de la muestra se realizó en el laboratorio de *Fusión y Copelación* en la *Estufa marca POL-EKO-APARATURA*. Se separan la muestra en recipientes de vidrio para que se seque una temperatura de 105°C, durante 24 horas.



Figura 13. Estufa Reforzada  
Elaboración y fuente: La Autora

### 3.3.2. Trituración

La trituración de la muestra se efectuó en el *laboratorio de Procesamiento de Minerales*. Para ello se utilizó la trituradora marca *RETSCH modelo BB 200 WC*. Para triturar el material se regula el diámetro de la máquina, el cual debe pasar el 100% de la muestra por la malla #10 para posteriormente tomar el tiempo de molienda.

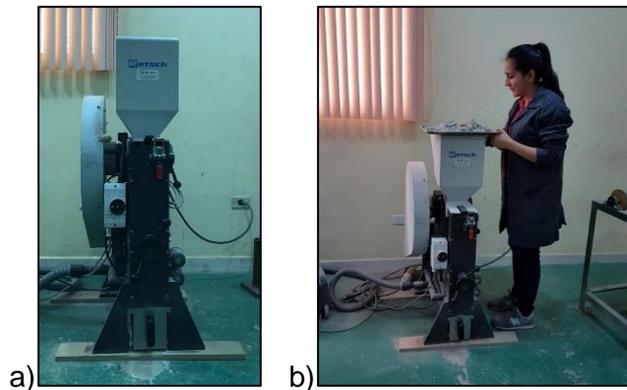


Figura 14. Equipo de Trituración.  
Elaboración y fuente: La Autora

### 3.3.3. Homogenización

Este procedimiento se efectúa con el fin de obtener muestras representativas de todo el material a flotar, se utiliza el método de releo el cual consiste en extender con una espátula toda la muestra (hasta que alcance 4 cm de espesor) sobre un plástico de polietileno y mover cada esquina al centro del plástico, el número de veces que se realiza este procedimiento es de unas 20 veces aproximadamente para obtener la muestra totalmente homogenizada.

Posterior a esto se forma un mallado del cual se toma una porción representativa de cada cuadrícula, finalmente se cuantifica la muestra con 1 Kg aproximadamente por funda para posteriores análisis.

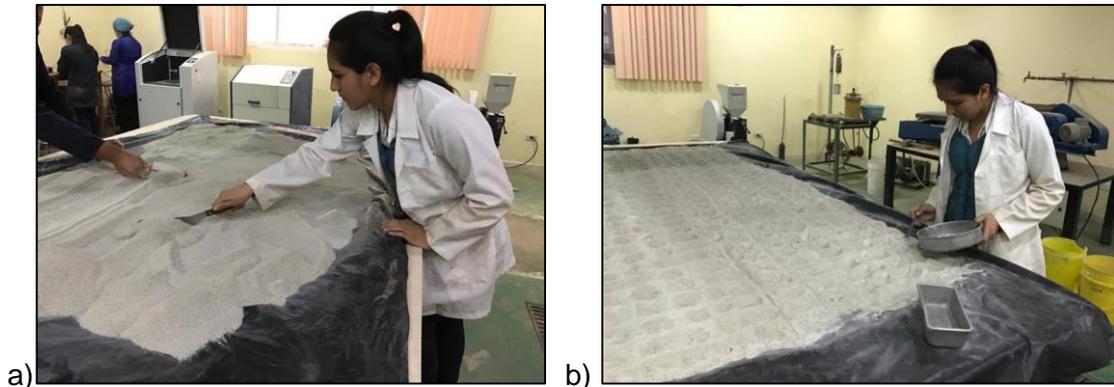


Figura 15. a) Homogenización y b) Cuantificación del material muestreado.  
Elaboración y fuente: La Autora

### 3.3.4. Molienda

Esto se realizó en el *laboratorio de Procesamiento de Minerales*, se utilizó el molino de *bolas Batch modelo MIM*, esto se realiza con el fin de obtener el tamaño de grano deseado para el proceso de flotación, la muestra tiene que pasar por los malla #170, #200 y #230. En cada ensayo de molienda la relación de sólido – líquido debe ser 1/1, el peso de la muestra a utilizar es de 1000 gr, el volumen de agua es 1000 ml, a una velocidad de 68 rpm.



Figura 16. Molino de Bolas Batch.  
Elaboración y fuente: La Autora

El procedimiento inicia cuando se colocan: 1 kg de mineral, 1 l de agua y la carga molturante (bolas de acero), se tapa y se da un tiempo predeterminado de molienda. Concluido el tiempo se realiza la descarga en un balde, en este se separa el cuerpo molturante de la pulpa, culminado esto se seca la pulpa y se cuantifica la misma.

### 3.3.5. Análisis Granulométrico

Para el ensayo se utiliza una serie de tamices estandarizados *RESTCH*, un vibrotamiz de

marca *RESTCH AS 200*, una balanza electrónica y un desobturador de ultra sonido.

Posterior a la molienda se realiza el ensayo de granulometría con el fin de obtener el D80 y D50 del material, de esta forma se determina la distribución del tamaño de las partículas del mineral. Los parámetros utilizados en este ensayo fueron: duración igual a 10 minutos, una amplitud de 1.6 e intervalos de 10 segundos.

El procedimiento para realizar el ensayo granulométrico es el siguiente:

- Pesar una muestra representativa (250 g) del material molido.
- Deslamar la muestra en húmedo utilizando los tamices N° 18, 35, 60, 400 y el fondo.
- Secar el material retenido en los diferentes tamices en la estufa a 105° por un día.
- Pesar los tamices a utilizar 10#, 18#, 35#, 60#, 120#, 200#, 230#, 325#, 400# y – 400#.
- Realizar una granulometría por vía seca con los tamices ya pesados.
- Finalmente pesamos el material retenido en cada tamiz y las lamas para poder realizar la curva granulométrica. Con el software MOLYCOP TOOLS 3.0 se gráfica y determina el D80 y D50.



Figura 17. Análisis granulométrico en seco.

Elaboración y fuente: La Autora

### 3.4. Caracterización de la Muestra

#### 3.4.1. Contenido de Humedad

El método tradicional de determinación de la humedad de la roca en laboratorio, es por medio del secado a horno, donde la humedad de un suelo es la relación expresada en porcentaje entre el peso del agua existente en una determinada masa de suelo y el peso de las partículas sólidas, o sea:

$$H \% = \frac{W_h - W_s}{W_s - W_{rec}} \times 100$$

1.  $W_h$  = peso recipiente más la muestra de suelo húmedo (g).
2.  $W_s$  = peso recipiente más la muestra de suelo seca (g).
3.  $W_{rec}$  = peso recipiente (g).

### 3.4.2. Peso Específico

Los materiales y equipos utilizados son: muestra, agua destilada, picnómetro (5ml de capacidad), balanza electrónica marca *Mettler Toledo modelo ME3002TE*.

El procedimiento a utilizar es el siguiente:

1. Pesarse el picnómetro vacío (P1).
2. Pesarse el picnómetro + la muestra (P2).
3. Se afora el picnómetro (+ muestra) con agua y se lo pesa (P4).
4. Se pesa el picnómetro completamente lleno de agua (P3).

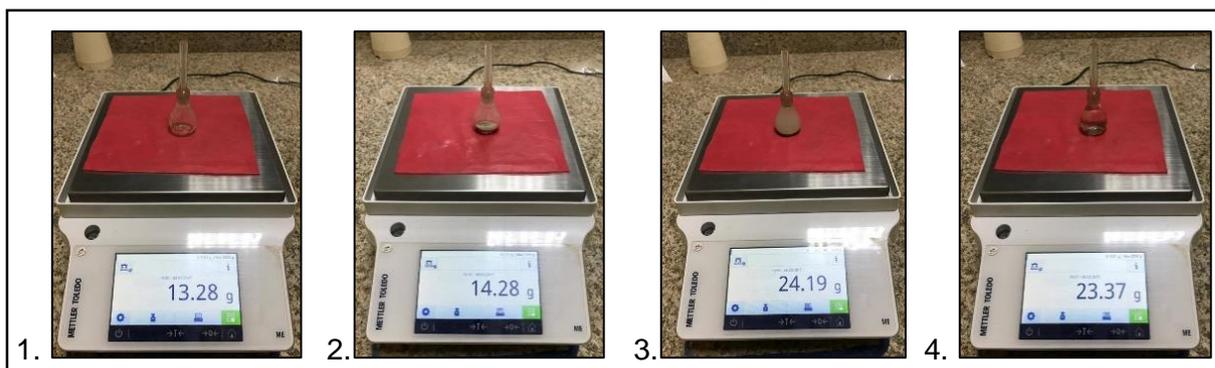


Figura 18. Método del Picnómetro.  
Elaboración y fuente: La Autora

Obtenidos todos los datos se procede a calcular el peso específico con la siguiente formula:

$$\gamma = \frac{P2 - P1}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$

### 3.4.3. Análisis Mineralógico

El Análisis Mineralógico, se desarrolló por análisis de lámina delgada y por difracción de rayos X.

#### 3.4.3.1. Lamina Delgada

La lamina delgada, se realizó en el laboratorio de *Procesamiento de Minerales* y Mineralogía. Para la elaboración de la lámina delgada se empleó la máquina de corte de rocas de disco adiamantado de marca *ISOMET LAPRO 18*. Para el pegado y secado se empleó resina preparada para en la superficie de la muestra a analizar y la bomba de vacío respectivamente, para el lijado se empleó la máquina de lijado de marca *METASRV*, para el

pulido de las muestras una pulidora *PETROPOL BUEHLER*. Finalmente para el análisis mineralógico se usó un microscopio *OLYMPUS BH\_2*.

Procedimiento:

1. Seleccionar la roca que presente mayor mineralización (Figura 19. a).
2. Cortar la roca en una forma rectangular de dimensiones de 4 x 3 x 1cm, (placa de porta objetos).
3. Secar la muestra en la estufa a una temperatura promedio de 60 °C (Figura 19. c).
4. Desbastar la muestra por una de las caras de mayor interés mineralógico, utilizando las siguientes lijas abrasivas # 120, #240, #400, #600 y #800 (Figura 19. d).
5. Se coloca resina sobre la superficie de la muestra a analizar para rellenar los poros de la muestra (resina y endurecedor 5:1) (Figura 19. e).
6. Se seca la muestra en la bomba de vacío durante 7 días.
7. Se calienta la muestra en una plancha caliente y se coloca pega sintética, que permite pegar la muestra en el portaobjetos, haciendo presión por toda la superficie a pegar.
8. Al final se reduce la muestra hasta que alcance 300  $\mu\text{m}$  en el cortador – rectificador.
9. Se analiza el resultado en el microscopio (Figura 19. g).

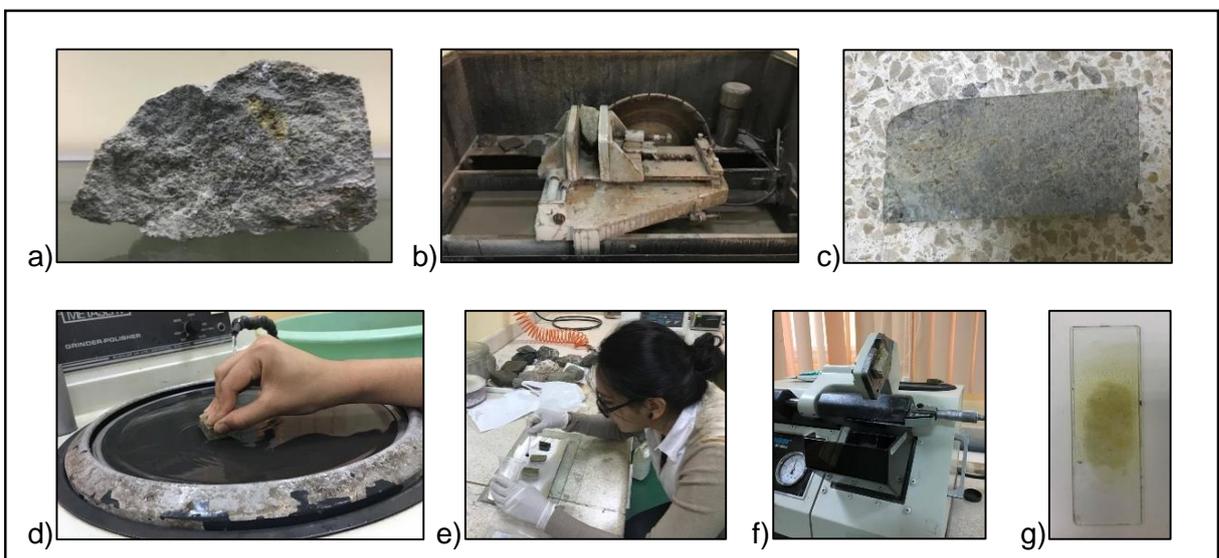


Figura 19. a) Selección de Roca, b) Roca cortada, c) Briqueta de roca, d) Se lija la roca, e) Se coloca resina a la roca, f) Devastado de la roca, g) Lamina delgada terminada.  
Elaboración y fuente: La Autora

### 3.4.3.2. Difracción de rayos X

El fundamento de las técnicas de difracción se basa en la interacción de la estructura

cristalina de un sólido con una fuente de rayos X, esta estructura cristalina está presente en muchos sólidos tanto naturales como artificiales y consiste en la repetición periódica de los átomos o moléculas que forman este sólido en las tres direcciones del espacio. (Pérez , 2011). Producto de este fenómeno de difracción se logra obtener una resolución de estructuras de productos naturales, la identificación cualitativa y cuantitativa de los compuestos presentes en una muestra sólida.

Para este ensayo se pulverizo la roca para poder liberar la mayor cantidad de minerales y el análisis sea completo, una vez terminado con el proceso de difracción se procede analizar los difractogramas a través del software EVA DifraPlus para la identificación de los minerales presentes en las muestras el software topas para la cuantificación de los mismos.

#### **3.4.4. Análisis Químico por fluorescencia de rayos X**

Para ello se emplea el equipo portátil de *Fluorescencia de Rayos X* marca Bruker, este ensayo se realiza en el *Laboratorio de Metalurgia Extractiva*. Para esto se homogeniza la muestra con el objetivo de tener una muestra representativa, la cual se deposita en un recipiente de plástico en el equipo de fluorescencia, por medio del método mining lighth elements.



Figura 20. Equipo portátil de Fluorescencia de Rayos X  
Elaboración y Fuente: La Autora

#### **3.5. Proceso de Flotación**

La metodología a emplear se basa en tres fases, de las cuales se utilizan los valores más altos de cada una de estas para volver a ser empleados en la siguiente fase de estudio. Los

ensayos se realizan por duplicado para mayor confiabilidad en cada uno de los datos recogidos.

### 3.5.1. Variación del Tamaño de grano

Se varía el tamaño de grano para observar la cantidad de oro que se puede recuperar manteniendo fijos los valores de pH (10-10,5) y los valores de la concentración del colector de oro (100 g/Ton), el tamaño de grano variará en: material de malla #170, #200 y #230 ASTM en respectivos ensayos.

Tabla 2. Programación Fase 1

OPERACIÓN	Tiempo	pH	COLECTORES				ESPUMANTE		DEPRESOR	
			404 - P		Z - 11		G- 012		Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>	
			Dosificación de Reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de Reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de Reactivo	Volumen de aforo
Acondicionamiento	11	8,5	-	-	-	-	-	-	-	-
Acondicionamiento	4	10	50 g/Ton	50 ml	50 g/Ton	66,6 ml	50 g/Ton	66,6 ml	250 g/Ton	100 ml
Flotación A	3	10								
Acondicionamiento	3	10	25 g/Ton	25 ml	15 g/Ton	20 ml	15 g/Ton	20 ml		
Flotación B	3	10								
Acondicionamiento	2	10	25 g/Ton	25 ml	10 g/Ton	13,4 ml	10 g/Ton	13,4ml		
Flotación C	3	10								
			100 g/Ton	100 ml	75 g/Ton	100 ml	75 g/Ton	100 ml	250 g/Ton	100 ml

Elaboración y fuente: La autora

### 3.5.2. Variación del pH

Habiendo obtenido los valores de la primera etapa se toma el más alto y se mantiene ese tamaño de grano (valor con mejor recuperación), así mismo la concentración del colector de oro (100g/Ton). La variable en esta fase es el pH del medio líquido, el mismo que varía en: 9-9,5; 10-10,5 y 11-11,5.

Tabla 3. Programación Fase 2

OPERACIÓN	Tiempo	pH	COLECTORES				ESPUMANTE		DEPRESOR	
			404 - P		Z - 11		G- 012		Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>	
			Dosificación de Reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de Reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de Reactivo	Volumen de aforo
Acondicionamiento	11	8,5	-	-	-	-	-	-	-	-
Acondicionamiento	4	9, 10, 11	50 g/Ton	50 ml	50 g/Ton	66,6 ml	50 g/Ton	66,6 ml	250 g/Ton	100 ml
Flotación A	3	9, 10, 11								
Acondicionamiento	3	9, 10, 11	25 g/Ton	25 ml	15 g/Ton	20 ml	15 g/Ton	20 ml		
Flotación B	3	9, 10, 11								
Acondicionamiento	2	9, 10, 11	25 g/Ton	25 ml	10 g/Ton	13,4 ml	10 g/Ton	13,4ml		
Flotación C	3	9, 10, 11								
			100 g/Ton	100 ml	75 g/Ton	100 ml	75 g/Ton	100 ml	250 g/Ton	100 ml

Elaboración y fuente: La autora

### 3.5.3. Variación del Colector

Los valores obtenidos en la fase anterior son analizados y así mismo se toma el más alto para mantener las condiciones de pH (valor con mejor recuperación) y de tamaño de grano para solamente variar la concentración del colector, el mismo que varía en cada ensayo en: 50 g/Ton; 75 g/Ton y 100 g/Ton.

Tabla 4. Programación Fase 3 (Colector 50 g/Ton)

OPERACIÓN	Tiempo	pH	COLECTORES				ESPUMANTE		DEPRESOR	
			404 - P		Z - 11		G- 012		Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>	
			Dosificación de Reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de Reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de Reactivo	Volumen de aforo
Acondicionamiento	11	8,5	-	-	-	-	-	-	-	-
Acondicionamiento	4	10	25 g/Ton	66,6 ml	50 g/Ton	66,6 ml	50 g/Ton	66,6 ml	250 g/Ton	100 ml
Flotación A	3	10								
Acondicionamiento	3	10	15 g/Ton	20 ml	15 g/Ton	20 ml	15 g/Ton	20 ml		
Flotación B	3	10								
Acondicionamiento	2	10	10 g/Ton	13,4 ml	10 g/Ton	13,4 ml	10 g/Ton	13,4ml		
Flotación C	3	10								
			<b>50 g/Ton</b>	<b>100 ml</b>	<b>75 g/Ton</b>	<b>100 ml</b>	<b>75 g/Ton</b>	<b>100 ml</b>	<b>250 g/Ton</b>	<b>100 ml</b>

Elaboración y fuente: La autora

Tabla 5. Programación Fase 3 (Colector 75 g/Ton/)

OPERACIÓN	Tiempo	pH	COLECTORES				ESPUMANTE		DEPRESOR	
			404 - P		Z - 11		G- 012		Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>	
			Dosificación de Reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de Reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de reactivo	Volumen de aforo	Dosificación de Reactivo	Volumen de aforo
Acondicionamiento	11	8,5	-	-	-	-	-	-	-	-
Acondicionamiento	4	10	50 g/Ton	50 ml	50 g/Ton	66,6 ml	50 g/Ton	66,6 ml	250 g/Ton	100 ml
Flotación A	3	10								
Acondicionamiento	3	10	15 g/Ton	30 ml	15 g/Ton	20 ml	15 g/Ton	20 ml		
Flotación B	3	10								
Acondicionamiento	2	10	10 g/Ton	20 ml	10 g/Ton	13,4 ml	10 g/Ton	13,4ml		
Flotación C	3	10								
			<b>75 g/Ton</b>	<b>100 ml</b>	<b>75 g/Ton</b>	<b>100 ml</b>	<b>75 g/Ton</b>	<b>100 ml</b>	<b>250g/Ton</b>	<b>100 ml</b>

Elaboración y fuente: La Autora

### 3.5.4. Materiales y Equipos

- Celda de Flotación marca Denver para recoger material concentrado.
- Pirex, para cada concentrado y relave.
- Reactivos:
  - o Colector Flominec 404-P Oil.

- Espumante Flominec GP 012 Oil.
  - Xantato isopropilico de sodio (Z-11).
  - Depresor (Silicato de Sodio).
  - Cal (CaO).
- 750 gramos de muestra por ensayo.
  - 1500 ml de agua.
  - Piseta con agua destilada.
  - 4 balones de aforo de 100 ml.
  - 3 probetas de 100 ml.
  - Balanza digital.
  - pHmetro.



Figura 21. Reactivos utilizados en la Flotación.  
Elaboración y fuente: La Autora

### 3.5.5. Procedimiento

- a) Pesar 750 gramos de muestra ya molidos de acuerdo al tamaño de grano asignado.
- b) Preparar los reactivos de acuerdo a la dosificación programada en g/Ton, llevar a disolución en un balón de aforo con 100 ml de agua destilada.
- c) La dosificación de reactivos se realiza según los cálculos del anexo 8.
- d) Una vez pesados y aforados los reactivos se procede a realizar el ensayo de flotación.
- e) En la celda de flotación se agrega 750 gr de mineral y 1500 ml de agua, se mide el pH inicial y se regula hasta tener un pH requerido (9-9,5; 10-10,5 y 11- 11,5) mediante la adición de cal (ver figuras 22.a, 22.b, 22.c).
- f) Once minutos después se realiza el primer acondicionamiento, en el cual de acuerdo a la dosificación de los reactivos se agregan los colectores (404-P, Z-11), el espumante (G-012), el depresor ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ), se mide el pH (ver figura 22.d, 22.e, 22.f).
- g) Cuatro minutos después del primer acondicionamiento se abre el paso de aire durante 3 minutos, tiempo en el cual se realiza la primera flotación, recogiendo el mineral concentrado, se mide el pH (ver figura 22.g).

- h) Luego de la primera flotación se realiza un segundo acondicionamiento con los mismos reactivos del acondicionamiento anterior (ver figura 22.h, 22.i).
- i) Se acondicionan los reactivos por 3 minutos y se abre el paso de aire por el mismo tiempo, se lleva a cabo la flotación recogiendo el mineral concentrado, se mide el pH (ver figura 22.j).
- j) Acabada la segunda flotación se realiza un último acondicionamiento el cual dura 2 minutos, se mide el pH.
- k) Luego del último acondicionamiento se abre el paso de aire, realizando así una última flotación durante 3 minutos, se mide el pH.
- l) Al final del ensayo se recoge el mineral que queda en la celda (relave) y este al igual que los concentrados son secados en una estufa. Una vez secos se los pesa, homogeniza y se toma la cantidad adecuada para el posterior análisis al fuego, (ver figura 22.k)



Figura 22. a) Celda de flotación con muestra; b) Medición de pH; c) Adición de CaO; d) Medición de la solución para el primer acondicionamiento; e) Dosificación de reactivos para la primera flotación; f) Se agrega los reactivos a la celda de flotación. Elaboración y fuente: La Autora

### 3.5.6. Análisis al Fuego

El Análisis al Fuego es una técnica analítica, empleada para determinar las cantidades de metales preciosos como: oro y plata por medio de la intervención de altas temperaturas y reactivos fundentes.

#### 3.5.6.1. Fusión

Consiste en la separación de los metales preciosos de los otros componentes de la mena, con la ayuda de un metal colector (plomo), sometidos a 1000°C de temperaturas.

El proceso a seguir es el siguiente:

- Pesar 90 gr. de Flux básico
- Pesar 30 gr de muestra previamente homogenizada y pulverizada.
- Agregar 2,5 gramos de harina (agente reductor).
- Mezclar en un crisol y colocar una capa bórax al final
- Fundir a 1000°C por un periodo de una hora.
- Terminada la fundición se retiran los crisoles y su contenido se lo coloca en las lingoteras.
- Luego se procede a separar el régulo de plomo de la escoria.
- Finalmente se golpea el régulo hasta obtener una forma cúbica.

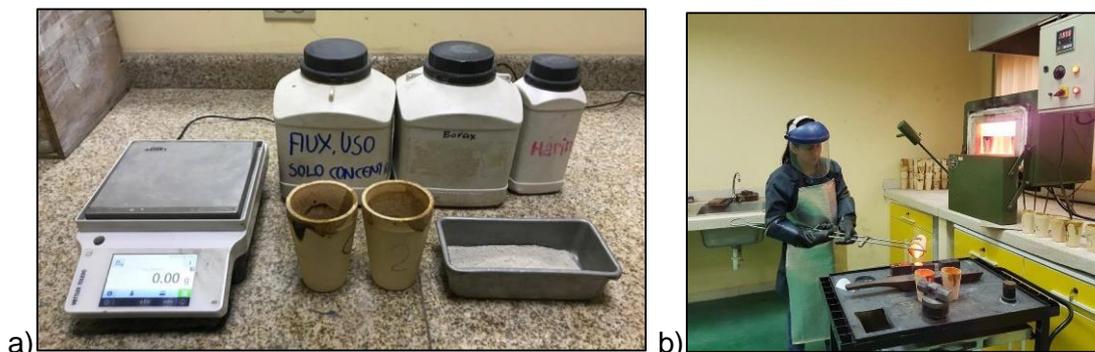


Figura 23. a) Material utilizado en la fusión; b) Extracción de muestra  
Elaboración y fuente: La Autora

#### 3.5.6.2. Copelación

La copelación separa el colector (plomo) de los metales preciosos en la mufla a una temperatura de 900°C:

- Colocar el régulo de plomo en una copela.
- Introducir la copela en una mufla por un periodo de 2 a 3 horas a una temperatura de 900°C.
- El resultado final es el dore que está compuesto de oro y plata.

- Finalmente se procede a laminar el dore con el objetivo de aumentar su superficie, para facilitar su digestión y pesado.

### 3.5.6.3. *Digestión y Cuantificación de Oro*

La digestión química se realiza con el propósito de separar la plata del oro, durante el ensayo utilizan: una *plancha térmica marca IKAMAG-RET-GS*, crisoles de porcelana y una campana de extracción.

#### Procedimiento

- Pesarse el doré en una micro balanza.
- Realizar un ataque químico con ácido nítrico ( $\text{HNO}_3$ ), en crisoles de porcelana, sobre una plancha térmica a aproximadamente  $100^\circ\text{C}$ .
- El ataque se realiza con 3 concentraciones de ácido nítrico diferentes (1:7, 1:3 y 1:1), que contienen una parte de ácido por siete, tres y una de agua destilada respectivamente. Cada dore permanece por un periodo de 10 a 15 minutos con cada una de las concentraciones.
- Luego se lava con agua destilada con mucho cuidado para no perder el oro y se seca a temperatura de  $100^\circ\text{C}$  para luego proceder a pesar.



Figura 24. Ácido nítrico en diferentes concentraciones y Agua Regia  
Elaboración y fuente: La Autora

### 3.5.6.4. *Análisis en Absorción Atómica.*

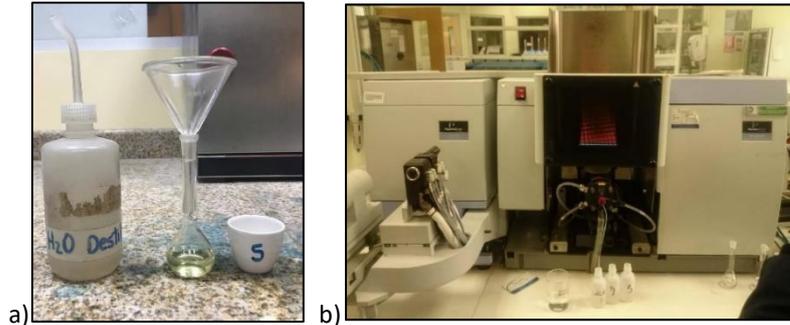
Las muestras previamente digeridas, se proceden analizar con la ayuda del equipo *Aanalyst 400 modelo PerkinElmer con el programa WinLab 32 AA Flame*

#### Procedimiento:

- Para realizar la digestión de la muestra, se coloca agua regia en un crisol de

porcelana por un periodo de 20 a 30 minutos hasta que la muestra se disuelva por completo.

- Se afora cada muestra en un balón de 25 ml con agua destilada.
- Se coloca en recipientes plásticos de 30 ml con sus respectivos códigos.
- Antes de realizar el análisis se procede a calibrar el equipo.
- En caso de que la muestra sobrepase los rangos de calibración, se diluye la muestra.



a) Balón con agua regia antes de aforar a 25 ml;  
b) Equipo de absorción atómica.  
Elaboración y fuente: La Autora

**CAPÍTULO IV**  
**ANÁLISIS Y RESULTADOS**

#### 4.1. Caracterización de la Muestra

##### 4.1.1. Contenido de Humedad

Se realizó tres ensayos de contenido de humedad para obtener un valor promedio, los valores calculados se muestran en la tabla 6.

Tabla 6. Resultados obtenidos Contenido de Humedad

Nº DE ENSAYO	HUMEDAD (%)
1	2,69
2	2,97
3	2,32
PROMEDIO	<b>2,66</b>

Elaboración y fuente: La Autora

\*El procedimiento realizado se detalla en el anexo 1

##### 4.1.2. Peso Específico

Se llevaron a cabo dos ensayos para determinar el peso específico, a través del método del picnómetro, así mismo se ha obtenido un promedio de los valores.

Tabla 7. Valores obtenidos Peso Especifico

Nº de Ensayo	PESO ESPECIFICO (gr/cm <sup>3</sup> )
1	2,97
2	2,94
PROMEDIO	<b>2,95</b>

Elaboración y fuente: La Autora

\*El procedimiento realizado se detalla en el anexo 2

##### 4.1.3. Composición química mediante fluorescencia de rayos X

En la tabla 8 se observan la composición química de la muestra por medio del método Mining Lights Elements

Tabla 8. Resultados de Florescencia de Rayos X

MINING LIGHTS ELEMENTS (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	S	K <sub>2</sub> O	MnO	TiO <sub>2</sub>	SnO <sub>2</sub>	CuO	ZnO
51,20	16,8	12,80	7,32	6,10	4,50	0,46	0,33	0,34	0,09	0,01	0,01

Elaboración y fuente: La Autora

#### 4.1.4. Composición mineralógica

##### 4.1.4.1. Lámina delgada

El análisis mineralógico en lámina delgada, permitió determinar la composición mineralógica del material de mina analizada (Tabla 9). Los porcentajes de los minerales tienen un valor aproximado y están valorados por estimación visual.

Tabla 9. Minerales en porcentajes observados en lámina delgada

MINERAL	PORCENTAJE (%)
Granates	70 - 75
Calcita	15 - 20
Minerales Opacos	5 - 10
Vesuvianita	5 - 10

Elaboración y fuente: La Autora

Fotografías de minerales tomadas con el microscopio polarizador Olympus BH-2 con luz transmitida:

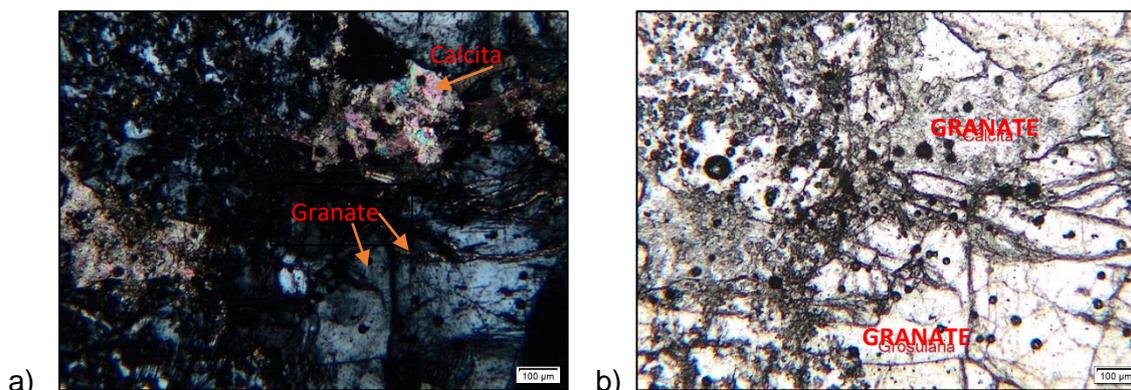


Figura 26. Lámina delgada vista con luz polarizada analizada; b) Luz polarizada no analizada. Fuente: La Autora

En la figura 26 a, se pueden observar los minerales con luz polarizada analizada (LPA), los granates presentan relieves altos, con tonos gris a negros producto de una birrefringencia anómala, los granates se encuentran asociados a minerales como grosularia y andradita que son propios de metamorfismo de contacto y skarn esto se puede corroborar con la difracción de rayos X, la calcita aparece como cristales xenomorfos, con una birrefringencia blanca grisáceo con irisaciones de ordenes más altos.

En la figura 26 b los granates en la luz polarizada no analizada son incoloros, su característica mas importante es su relieve alto, en la descripción macroscópica de la roca se notó muchas alteraciones que vistas en el microscopio correspondían a clorita y epidota

y que también se pudo confirmar con la difracción de rayos X.

#### 4.1.4.2. Difracción de Rayos de X

Este ensayo permite identificar de manera cualitativa los minerales y también permite evaluar la cantidad de estos compuestos que se haya presente en la roca

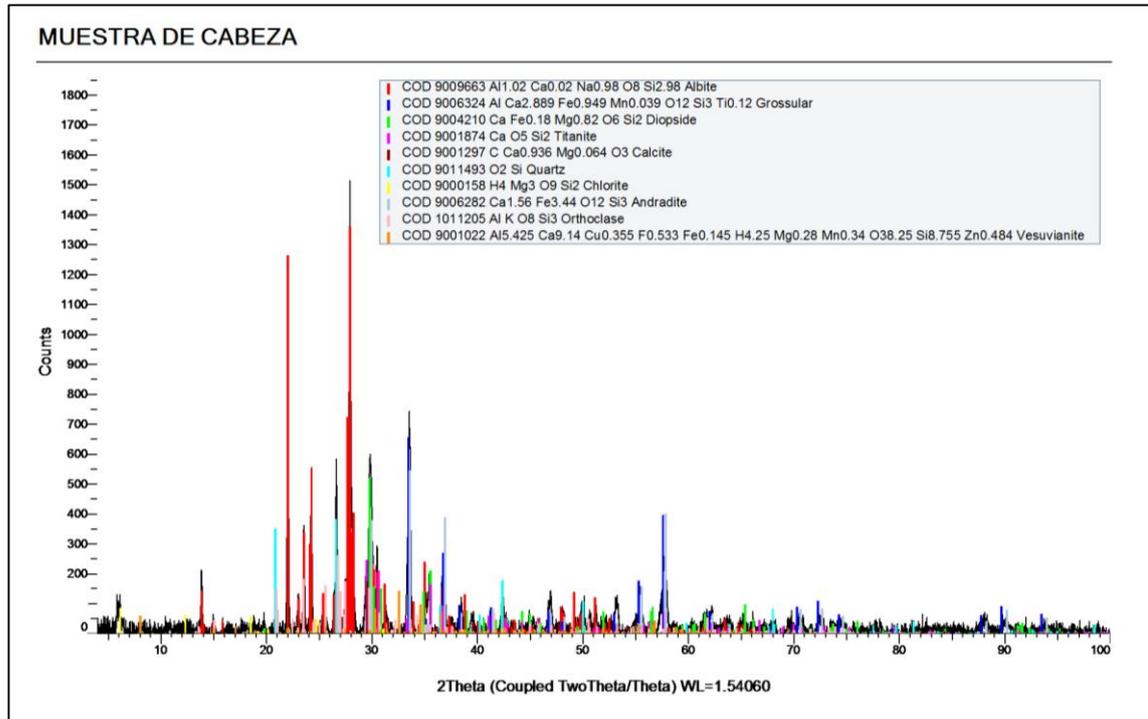


Figura 27. Diagrama de Difracción de Rayos X  
Elaboración y fuente: La Autora

Tabla 10. Resultados Cuantitativos de Difracción de Rayos X

MINERALES	PORCENTAJE (%)
Albita	52,08
Grosularia	14,24
Andradita	11,61
Diópsido	9,39
Vesuvianita	4,82
Cuarzo	4,77
Calcita	3,0
Ortoclasa	0,08
Titanita	0,01

Elaboración y fuente: La Autora

#### 4.1.5. Tiempos de molienda

Para hallar los diferentes tamaños de grano con los que se van a realizar las flotaciones se realizaron diferentes moliendas hasta encontrar los tiempos óptimos.

Tabla 11. Resultados de Molienda

CURVA	TIEMPO (MIN)	D80 ( $\mu\text{m}$ )	Nº MALLA
	30	88	170
	38	74	200
	45	63	230

Elaboración y fuente: La Autora

\*El procedimiento realizado se detalla en el anexo 4

#### 4.1.6. Análisis granulométrico

La realización del análisis granulométrico, permite conocer la distribución de tamaño de grano luego del proceso de molienda, en la figura 28 se observan las curvas granulométricas de los tiempos óptimos.

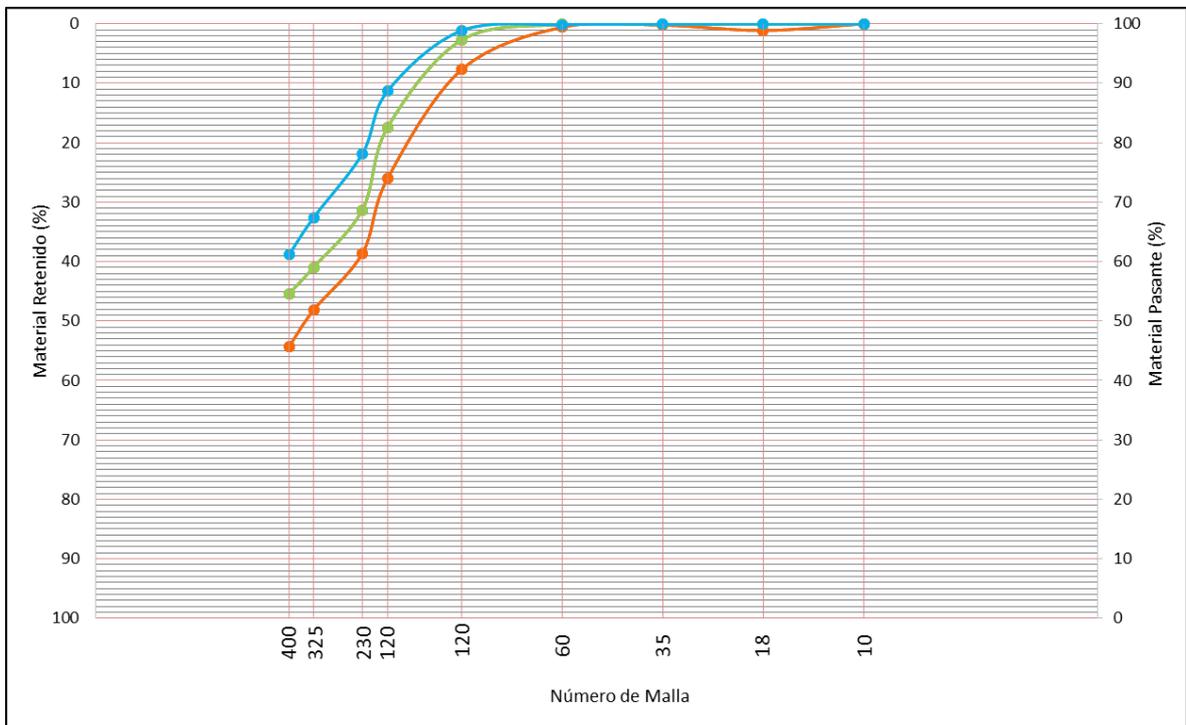


Figura 28. Curvas granulométricas a distintos tiempos de molienda.

Elaboración y fuente: La Autora

#### 4.1.7. Ley de Cabeza

La ley de cabeza es la concentración de metal valioso de mena en una muestra (Skarn de

Nambija), usualmente se expresa en (g/Ton). En esta investigación la ley de cabeza se determinó para el Oro.

Tabla 12. Ley de Cabeza

<b>LEY DE CABEZA (Au)</b>	
<b>ENSAYO</b>	<b>LEY g/TON</b>
1	1,50
2	1,42
3	1,46
<b>PROMEDIO</b>	<b>1,46</b>

Elaboración y fuente: La Autora

## 4.2. Proceso de Flotación

### 4.2.1. Fase 1

#### Variación de tamaño de grano

Las flotaciones se realizaron de manera duplicada para que el valor sea confiable, la muestra empleada fue 750 gr y 1000 ml de agua, con la dosificación de reactivos ya asignada (ver anexo 8) 404-P (100g/Ton); Z-11 (75 gr/Ton), G-012 (75gr/Ton), Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> (250 gr/Ton), el pH de las muestras utilizadas estaba entre 8,20 hasta 8,75 y el pH a alcanzar es 10 a 10,5.

Para esta primera parte las flotaciones se las dividió en tres fracciones para una mayor recuperación de mineral. Los datos de pesos, leyes, balances metalúrgicos y rendimientos se explican en el anexo 10.

Tabla 13. Balance Metalúrgico obtenido Fase 1

<b>Nº ENSAYO</b>	<b>Nº MALLA</b>	<b>pH</b>	<b>CONCENTRACIÓN DE COLECTOR</b>	<b>BALANCE METALÚRGICO</b>	<b>RENDIMIENTO</b>	
1	170	10 – 10,5	100 g/Ton	<b>1,096 ≈ 0,972</b>	56,87%	<b>57,07%</b>
2				<b>1,096 ≈ 1,065</b>	57,27%	
3	200	10 – 10,5	100 g/Ton	<b>1,096 ≈ 1,041</b>	85,19%	<b>84,13%</b>
4				<b>1,096 ≈ 0,988</b>	83,06%	
5	230	10 – 10,5	100 g/Ton	<b>1,096 ≈ 0,995</b>	64,50%	<b>65,49%</b>
6				<b>1,096 ≈ 1,037</b>	66,48%	

Elaboración y fuente: La Autora

A continuación se muestra un cuadro donde se comparan los rendimientos obtenidos de las flotaciones a diferente tamaño de grano.

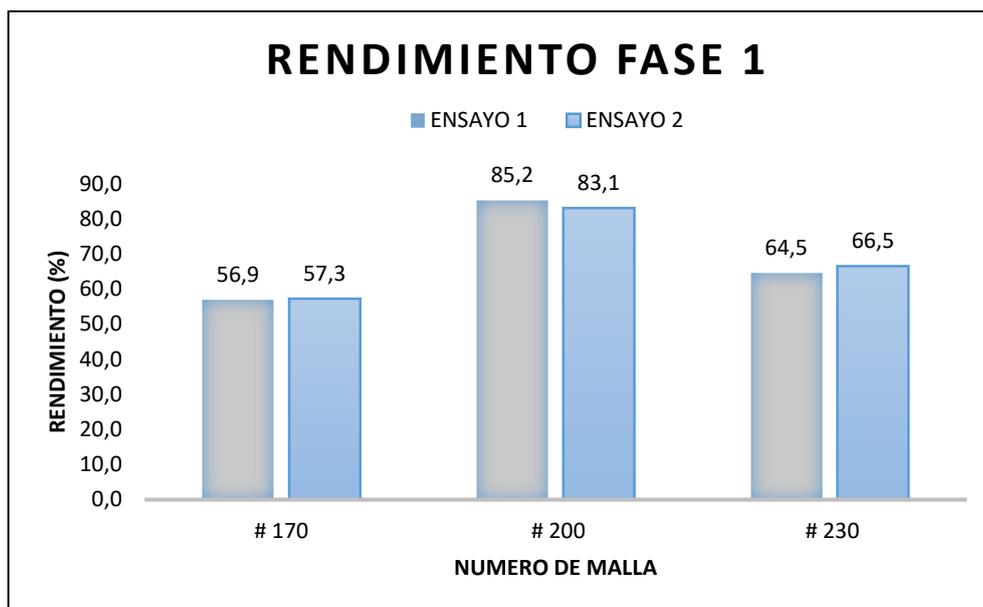


Figura 29. Rendimientos Fase 1.  
Elaboración y fuente: La Autora

En esta primera fase en las flotaciones con diferente tamaño de grano, el mejor rendimiento se obtuvo con la malla # 200 (73µm) con un rendimiento del 85,14% a diferencia de la malla # 170 (90µm) y malla #230 (65µm) que se obtuvieron rendimientos de 56,3% y 65,5% respectivamente, lo cual concuerda con los datos de (Valdivieso, 2013) la mejor recuperación se obtiene con la malla #200, que es la malla en donde se obtiene una mayor liberación del mineral a flotar.

#### 4.2.2. Fase 2

##### Variación de pH

Para esta fase las flotaciones se realizaron con un tamaño de grano de 73 um (Malla # 200), se mantuvo constante la concentración de colector pero en esta fase se varia el pH a 9 – 9,5 y 11 – 11,5.

Tabla 14. Balance Metalúrgico obtenido Fase 2

Nº ENSAYO	Nº MALLA	pH	CONCENTRACIÓN DE COLECTOR	BALANCE METALÚRGICO	RENDIMIENTO	
7	200	9 – 9,5	100 g/Ton	<b>1,096 ≈ 1,002</b>	82,5%	<b>81,83%</b>
8				<b>1,096 ≈ 0,980</b>	81,21%	
5	200	10 – 10,5	100 g/Ton	<b>1,096 ≈ 1,041</b>	85,19%	<b>85,13%</b>
6				<b>1,096 ≈ 0,988</b>	84,06%	
9	200	11 – 11,5	100 g/Ton	<b>1,096 ≈ 0,940</b>	67,69%	<b>64,90%</b>
10				<b>1,096 ≈ 0,9185</b>	62,10%	

Elaboración y fuente: La Autora

Se muestra un cuadro comparativo de los rendimientos obtenidos en la fase 2

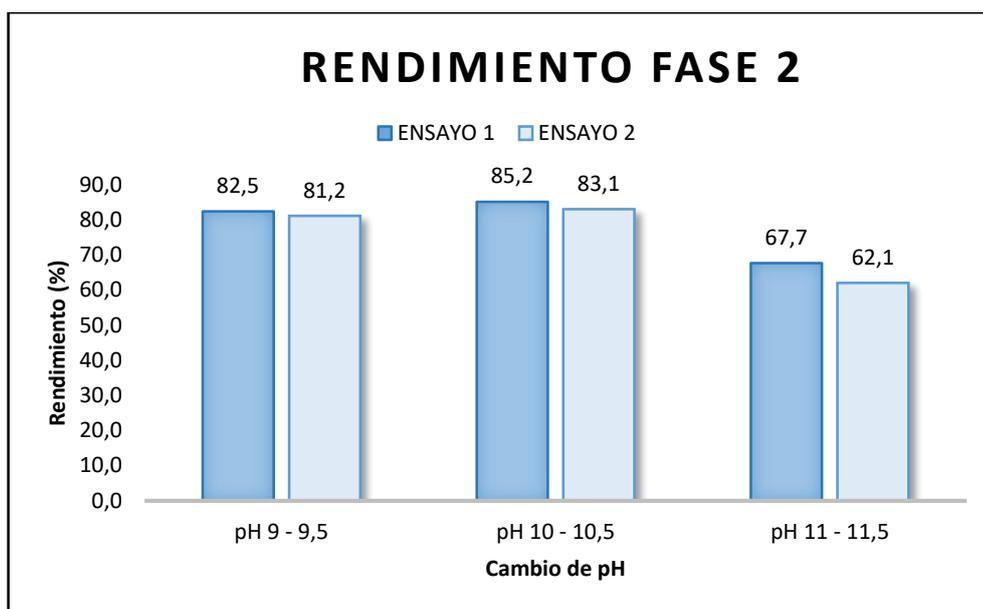


Figura 30. Rendimiento Fase 2  
Elaboración y fuente: La Autora

De acuerdo con la figura 30 el mejor rendimiento se obtuvo para el pH 10 – 10,5 con un rendimiento de 85,1%. Para el pH de 9 – 9,5 se obtuvo un rendimiento de 81,8% y para el pH de 64,9%. El regulador de pH en esta investigación fue CaO, el cual también actúa como depresor de oro, en las flotaciones con pH 11 existe una menor recuperación de oro debido al incremento en el uso CaO.

### 4.2.3. Fase 3

#### Variación de la Concentración de Colector

Para esta fase las flotaciones se realizaron con un tamaño de grano de 73 um (Malla # 200), pH de 10 a 10,5 y la concentración de colector vario a 50 g/Ton, 75g/Ton y 100g/Ton.

Tabla 15. Balance Metalúrgico obtenido Fase 3

Nº ENSAYO	Nº MALLA	pH	CONCENTRACIÓN DE COLECTOR	BALANCE METALÚRGICO	RENDIMIENTO
11	200	10 – 10,5	50 g/Ton	1,095 ≈ 0,988	77,84%
12				1,096 ≈ 0,822	73,39%
13	200	10 – 10,5	75 g/Ton	1,096 ≈ 1,028	89,08%
14				1,096 ≈ 1,072	91,19%
5	200	10 – 10,5	100 g/Ton	1,096 ≈ 1,041	85,19%
6				1,096 ≈ 0,988	83,06%

Elaboración y fuente: La Autora

Se muestra un cuadro comparativo de los rendimientos obtenidos en la fase 3

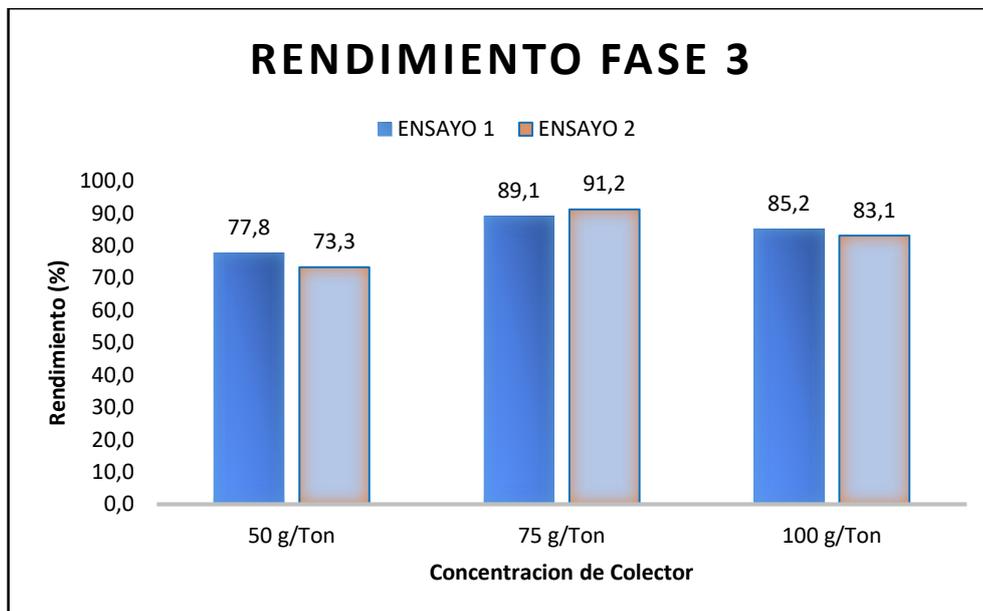


Figura 31. Rendimiento Fase 3.  
Elaboración y fuente: La Autora

En la tercera fase, la recuperación más eficiente fue con la concentración de colector de 75 g/Ton aquí se obtuvo una recuperación de 90,14%, aunque con las concentraciones de 50 g/Ton y 100g/Ton también se obtuvieron buenas recuperaciones 76,20% y 85,14% respectivamente, la mejor fue de 75 g/Ton en donde causo que las partículas de oro realizaran un correcto intercambio iónico para convertirse en el material hidrofobico y por tanto exista un mayor rendimiento.

## CONCLUSIONES

- Una vez realizada la caracterización de la muestra perteneciente a la concesión MM, Condominio sur, Nambija, los resultados obtenidos fueron los siguientes: el porcentaje de humedad de la muestra estudiada fue 2,66 %, el peso específico de 2,95 g/cm<sup>3</sup>, se obtuvo una ley del oro del material de cabeza de 1,46 g/Ton.
- Una vez realizado el análisis granulométrico, se determinó que el tiempo óptimo de molienda para obtener la mayor recuperación de oro fue 38 min, con un tamaño de grano de 74µm (malla 200).
- Mediante difracción de rayos x, se determinó cualitativamente y cuantitativamente los minerales de la muestra, los cuales fueron los siguientes: albita (52,1%), grosularia (14,2%), andradita (11,6%), diópsido (9,4%), vesuvianita (4,8%), cuarzo (4,7%), ortoclasa (0,08%) y clorita (0,01%).
- El tamaño de grano más eficiente en el proceso de flotación fue 74 µm (malla #200) con un rendimiento del 84%
- El pH adecuado para la recuperación de oro en el proceso fue de 10,5 con un rendimiento del 85%.
- La mejor flotación se dio con un tamaño 74um, pH de 10,5 y la concentración de colector de 75 g/Ton en donde se recupera 90,2% de Oro.
- Las condiciones óptimas para la recuperación de oro mediante el proceso de flotación del mineral fueron las siguientes: Tamaño de grano de 74 µm, pH 10 – 10,5, concentración de colector 404 de 75 g/ton, porcentaje de solidos de 33%, velocidad de agitación de 750 RPM.

## RECOMENDACIONES

- Se debe hacer una correcta homogenización y cuarteo haciéndolo cuidadosamente para que las muestras sean lo más semejantes una con otras y para que en los posteriores ensayos no existan errores.
- Al inicio de cada molienda la carga molturante y la muestra deben tener el mismo peso en todos los ensayos puesto que si hay variaciones de peso habrá resultados erróneos en las moliendas posteriores.
- Pesarse los tamices en cada granulometría, el peso de los tamices cambia debido a la humedad o a la incorrecta limpieza de los mismos y habrá alteraciones en las curvas granulométricas.
- Antes de empezar cada flotación calibrar el pHmetro para una correcta lectura de pH en cada flotación.
- Antes de cada flotación revisar la dosificación y el peso de los reactivos para que no haya errores en las flotaciones.

## BIBLIOGRAFIA

- Agencia Canadiense de Desarrollo Internacional Canadá. (ACDI). (1987). *Informe de Prefactibilidad Geologico Metalogenico dela zona Sur del Yacimiento Aurifero de Nambija*. Quito: Instituto Ecuatoriano de Minería.
- Bravo, A. C. (2004). *MANUAL DE FLOTACION DE MINERALES*. CASAPALCA: Los Quenuales S.A.
- Cuenca, D. I. (2016). *Flotación del mineral del sector La Panguí, en el distrito minero Chinapinza*. Loja: UTPL.
- Díaz, M., Baby, P., Rivadeneira, M., & Christophoul, F. (2004). *El Pre-Aptense en la Cuenca Oriente Ecuatoriana*.
- Eguez, A. (2006). *Facies laterales y skarnificación de infiltración relacionadas con la mineralización aurífera en el Distrito minero de Nambija*. Quito, Ecuador.: VI Jornadas en Ciencias de la Tierra .
- Flores, J. (2013). *Flotacion de Minerales*. Potosi: Universidad Autónoma "Tomas Frías".
- Fontboté, L., Vallance, J., & Markowski, A. (2004). *Oxidized Gold Skarns in the Nambija Dostrict*. Ecuador.
- Gobierno Provincial de Zamora Chinchipe. (s.f.). *Gobierno Provincial de Zamora Chinchipe*. Obtenido de [http://www.zamora-chinchipe.gob.ec/index.php?option=com\\_content&task=view&id=62](http://www.zamora-chinchipe.gob.ec/index.php?option=com_content&task=view&id=62)
- Guartan, J. A., & Tamay, J. (2003). *Optimización del proceso de recuperación de oro contenido en los relaves de molienda de la planta "Vivanco" por el método de flotación-cianuración*. Loja: UTPL.
- Guevara, N., Moscoso, J. C., Paredes, P., & Meza, A. (2015). *Programa de Reparacion Ambiental y Social*. Quito: Ministerio del Ambiente.
- Litherland, M., Aspen, J., & Jemielita, R. (1994). *The metamorphic belts of Ecuador*. U.K: British Geological Survey.
- Ludeña, R. (2012). *ESTUDIO Hidrometalurgico por Cianuro de los concentrados de Flotacion de los relaves provinientes de la mineria artesanal del yacimiento*. Loja, Ecuador: UTPL.
- Moller, V. (6 de Diciembre de 2011). *U-Cursos.Cl*. Obtenido de Fundamentos de la flotacion de Minerales: [www.u-cursos.cl/diplomados/2011/0/DGMMC-4/2/material\\_docente/bajar?id\\_material=397832](http://www.u-cursos.cl/diplomados/2011/0/DGMMC-4/2/material_docente/bajar?id_material=397832)
- Morocho, J. (2009). *Rendimiento de la flotación para concentrar sulfuros minerales de los relaves en los distritos mineros de Portovelo - Zaruma, Bella Rica y San Gerardo*. Loja: UTPL.
- Naranjo, D. M. (2012). *Flotación Directa De Oro Nativo Grueso, Como Substituto De La Amalgamación*. Medellin: Universidad Nacional de Colombia.
- Paladines, A., & Rosero, G. (1996). *Zonificación Mineralógica del Ecuador*. Quito: Laser.

Paladines, A., & Soto, J. (2010). *Geología y Yacimientos Minerales del Ecuador*. Loja: UTPL.

Pérez, J. (2011). *Difracción de rayos X, Método de polvos*. Colombia: Universidad Politécnica de Cartagena.

Piedra, L. (2014). *Caracterización geológica y mineralógica de la zona minera La Panguí, área minera de Chinapintza, provincia de Zamora Chinchipe, Ecuador*. Loja: UTPL.

PRODEMINCA. (2000). *Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador I, Potencial Minero Metálico y Guías de Exploración*. Quito.

Valdivieso, D. R. (2013). *Efecto del tamaño de grano, pH y tipo de colectores en la flotabilidad del mineral de Skarn Aurífero de los Condominios Norte y Sur, del yacimiento minero Nambija*. Loja: UTPL.

Wills, B., & Napier-Munn, T. (2006). *Mineral Processing Technology: An introduction of ore treatment and mineral recovery, 7th Edition*. USA: Elsevier Science and Technology Books.

Yautibug Guagcha, G. W. (2009). *GEología y Metalogenia del Área Minera Sultana, Provincia de Zamora Chinchipe, Ecuador*. Quito: Escuela Politécnica Nacional.

## **ANEXOS**

### ANEXO 1. Cálculo de Contenido de Humedad

$$H \% = \frac{Wh - Ws}{Ws - Wrec} \times 100$$

	W Recipiente (g)	W Muestra Húmeda + W Recipiente (g)	W Muestra seca + W Recipiente (g)	Humedad (%)
<b>a</b>	271,99	1288,93	1262,22	2,69
<b>b</b>	70,42	230,03	225,42	2,97
<b>c</b>	71,24	267,39	26,94	2,32
<b>PROMEDIO</b>				<b>2,66</b>

$$a) H \% = \frac{1288,93 - 1262,22}{1262,22 - 271,99} \times 100 = 2,69\%$$

$$b) H \% = \frac{230,03 - 225,42}{225,42 - 70,42} \times 100 = 2,97\%$$

$$c) H \% = \frac{267,03 - 262,94}{262,94 - 71,24} \times 100 = 2,32\%$$

### ANEXO 2. Cálculo de Peso Específico

$$Pe = \frac{P2 - P1}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$

	Picnómetro Vacío (P1)	P1 + W Muestra (P2)	P1 + Agua (P3)	P2 + Agua + Muestra (P4)	Peso Específico (g/cm <sup>3</sup> )
<b>a</b>	13,28	14,29	23,52	24,19	2,97
<b>b</b>	13,28	14,28	23,52	24,18	2,94
<b>PROMEDIO</b>					<b>2,95</b>

$$a) Pe = \frac{14,29 - 13,28}{(23,52 - 13,28) - (24,19 - 14,29)} = 2,97 \text{ g/cm}^3$$

$$b) Pe = \frac{14,28 - 13,28}{(23,52 - 13,28) - (24,19 - 14,29)} = 2,94 \text{ g/cm}^3$$

### ANEXO 3. Cálculo de Parámetros para el uso del Molino Chileno

#### Valores conocidos del Molino

DIÁMETRO INTERNO (D <sub>i</sub> )	RADIO (R)	DIÁMETRO EXTERNO (D <sub>EXT</sub> )	ALTURA (H)
0.18 m	0.09 m	0.238 m	0.25 m

#### a. Cálculo de volumen del Molino

$$V = \pi * r^2 * h$$

$$V = \pi * (0.09^2) * 0.25$$

$$V = 0.00636 \text{ m}^3$$

#### b. Cálculo de carga de molienda

$$\delta = \frac{m}{v}$$

$$m = \delta * v$$

$$m = 4500 \text{ Kg/m}^3 * 0,00636\text{m}^3$$

$$m = 28,62 \text{ Kg}$$

$$28,62 \text{ Kg} \text{ ----- } 100\%$$

$$X \text{ ----- } 40\%$$

$$X = 11,62 \text{ Kg}$$

#### c. Velocidad Crítica

$$T_c = 42,3 / \sqrt{D_{ext}}$$

$$T_c = 42,3 / \sqrt{0,238}$$

$$T_{c \text{ } 100\%} = 86,70 \text{ rpm}$$

$$T_{c \text{ } 80\%} = 68 \text{ rpm}$$

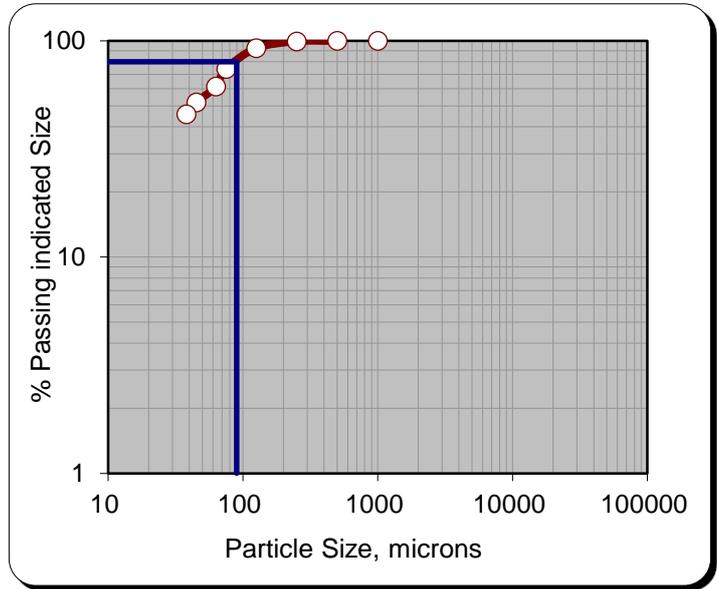
La velocidad utilizada en este ensayo es de 68 rpm

**ANEXO 4.**

**a. Molienda a 30 Minutos**

Nº malla	Abertura de malla (µm)	Material pasante (%)
10	2000	100
18	1000	99,88
35	500	99,77
60	250	99,43
120	125	92,31
200	75	74,02
230	63	61,39
325	45	51,85
400	38	45,72
-400	0	

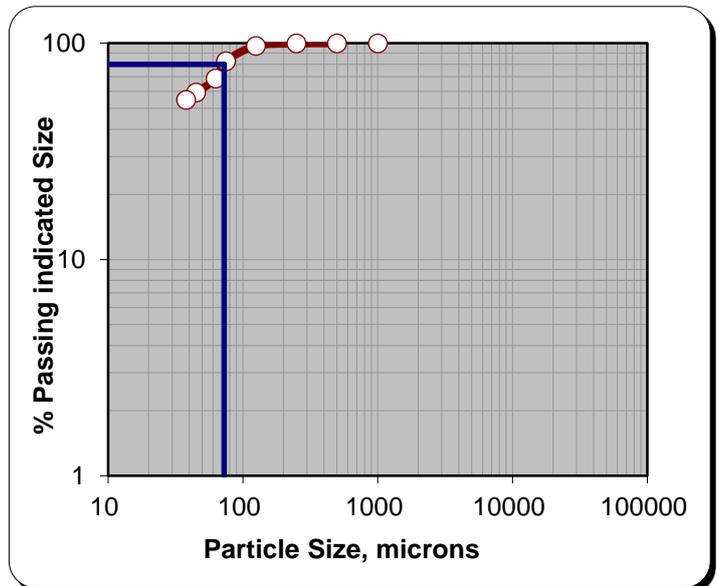
<b>Total</b>	<b>248,64 gr</b>
<b>D80 = 90 µm</b>	<b>D50 = 43 µm</b>



**b. Molienda a 38 Minutos**

Nº malla	Abertura de malla (µm)	Material pasante (%)
10	2000	100
18	1000	99,98
35	500	99,94
60	250	99,88
120	125	97,29
200	75	82,62
230	63	68,70
325	45	59,05
400	38	54,60
-400	0	

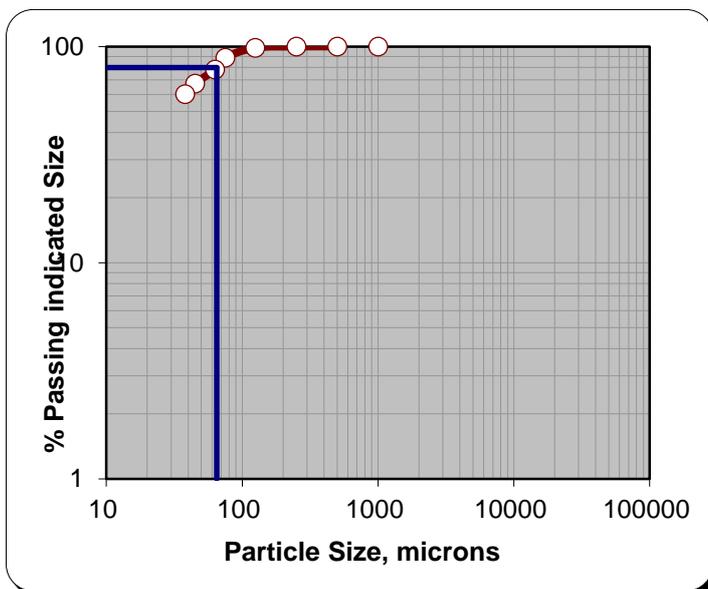
<b>Total</b>	<b>248, 17 gr</b>
<b>D80 = 73 µm</b>	



**c. Molienda a 45 Minutos**

Nº malla	Abertura de malla (µm)	Material pasante (%)
10	2000	100
18	1000	99,99
35	500	99,92
60	250	99,87
120	125	98,87
200	75	88,71
230	63	78,15
325	45	67,41
400	38	61,19
-400	0	

<b>Total</b>	<b>244,83 gr</b>
<b>D80 = 65 µm</b>	



## ANEXO 5. Serie de Tamices

	U.S. BUREAU OF STANDARDS A.S.T.M. E 11- 87		INTERNATIONAL ISO 565	
	ABERTURA		ABERTURA	
Nº	Pulgadas	Milímetros	Milímetros	Milímetros
<b>2 1/2</b>	0.3150	8.0000	8.00	2.070
<b>3</b>	0.2648	6.7272	6.73	1.870
<b>3 1/2</b>	0.2227	5.6569	5.66	1.680
<b>4</b>	0.1873	4.7568	4.76	1.540
<b>5</b>	0.1575	4.0000	4.00	1.370
<b>6</b>	0.1324	3.3636	3.36	1.230
<b>7</b>	0.1114	2.8284	2.83	1.100
<b>8</b>	0.0936	2.3784	2.38	1.000
<b>10</b>	0.0787	2.0000	2.00	0.900
<b>12</b>	0.0662	1.6818	1.68	0.810
<b>14</b>	0.0557	1.4142	1.41	0.725
<b>16</b>	0.0468	1.1892	1.19	0.650
<b>18</b>	0.0394	1000	1000	0.580
<b>20</b>	0.0331	841	841	0.510
<b>25</b>	0.0278	707	707	0.450
<b>30</b>	0.0234	595	595	0.390
<b>35</b>	0.0197	500	500	0.340
<b>40</b>	0.0166	420	420	0.290
<b>45</b>	0.0139	354	354	0.247
<b>50</b>	0.0117	297	297	0.215
<b>60</b>	0.0098	250	250	0.180
<b>70</b>	0.0083	210	210	0.152
<b>80</b>	0.0070	177	177	0.131
<b>100</b>	0.0059	149	149	0.110
<b>120</b>	0.0049	125	125	0.091
<b>140</b>	0.0041	105	105	0.076
<b>170</b>	0.0035	88	88	0.064
<b>200</b>	0.0029	74	74	0.053
<b>230</b>	0.0025	63	63	0.044
<b>270</b>	0.0021	53	53	0.037
<b>325</b>	0.0017	44	44	0.030
<b>400</b>	0.0015	37	37	0.025
<b>450</b>	0.0013	32	31	0.028
<b>500</b>	0.0010	25	26	0.025
<b>635</b>	0.0008	20	22	0.020

## ANEXO 6. Composición de Flux básico

FLUX BASICO	
COMPONENTES	PORCENTAJE
PbO (Litargirio)	61,30%
CO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub> (Carbonato de Sodio)	24,90%
Na <sub>2</sub> B <sub>4</sub> O <sub>7</sub> (Borato de Sodio)	9,95%
SiO <sub>2</sub> Sílice	3,85%

## ANEXO 7. Cálculo de Ley de Cabeza

$$Ley Au = \frac{Peso Au \times 1000000}{Peso Muestra}$$

$$Ley Au = \frac{Lectura de Absorción Atómica \times Alicuota}{Peso Muestra} * 1000$$

Nº	PESO MUESTRA (g)	PESO DORE (g)	LECTURA DE ABSORCIÓN ATÓMICA (mg/L)	LEY AU (g/Ton)
a	30,05	0,00020	1,808	1,50
b	30,09	0,00028	1,721	1,42
C	31,00	0,00040	1,821	1,46
PROMEDIO				1,46

## Ley de Oro

$$Ley Au = \frac{(1,808 \text{ mg/L}) (0,025L)}{30,05g} * 1000 = 1, 68 \text{ g/Ton}$$

$$Ley Au = \frac{(1,721 \text{ mg/L}) (0,025L)}{30,09g} * 1000 = 1, 42 \text{ g/Ton}$$

$$Ley Au = \frac{(1,821 \text{ mg/L}) (0,025L)}{31,00g} * 1000 = 1, 46 \text{ g/Ton}$$

## ANEXO 8. Dosificación de Reactivos de Flotación

$$\text{Reactivos} = \frac{(X)(W)(F)}{P}$$

X= Concentración de Reactivo

W=Peso de la Muestra

F= Factor de disolución

P= Pureza del reactivo

### a) Colectores

Concentración de 100g/Ton

$$404 - P = \frac{(100 \text{ g})(750 \text{ g})(10^{-6})}{1} = 0,075 \text{ g}$$

Concentración de 75 g/Ton

$$404 - P = \frac{(75 \text{ g})(750 \text{ g})(10^{-6})}{1} = 0,056 \text{ g}$$

Concentración de 50g/Ton

$$404 - P = \frac{(50 \text{ g})(750 \text{ g})(10^{-6})}{1} = 0,037 \text{ g}$$

$$Z - 11 = \frac{(75 \text{ g})(750 \text{ g})(10^{-6})}{1} = 0,056 \text{ g}$$

### b) Espumante

$$G - 012 = \frac{(75 \text{ g})(750 \text{ g})(10^{-6})}{1} = 0,056 \text{ g}$$

### c) Depresor

$$\text{Na}_2\text{SiO}_3 = \frac{(250 \text{ g})(750 \text{ g})(10^{-6})}{1} = 0,187 \text{ g}$$

\*Cada reactivo pesado es aforado a 100 ml con agua destilada



## ANEXO 10. Balances Metalúrgicos

### a) FASE 1

FASE 1											
Malla #170, 90 µm				pH 10,5				Colector 100g/Ton			
Nº	ENTRADA (g)	CONCENTRADO						RELAVE		BALANCE METALURGICO	RENDIMIENTO (%)
		PESO (g)			LEY (mg/Kg)			PESO (g)	LEY (mg/Kg)		
		A	B	C	A	B	C				
1	751,00	15,71	12,40	9,96	24,41	16,13	4,02	710,65	0,49	1,096 ≈ 0,972	56,87
2	751,00	17,39	11,71	10,79	25,30	7,69	7,41	711,03	0,64	1,096 ≈ 1,065	57,27

#### Alimentación = Concentrado A + Concentrado B + Concentrado C + Relave

$$(0,751 \text{ Kg})(1,46 \text{ mg/Kg}) = (0,0151 \text{ Kg})(22,43 \text{ mg/Kg}) + (0,0124 \text{ Kg})(7,26 \text{ Kg}) + (0,0119 \text{ Kg})(4,17 \text{ mg/Kg}) + (0,7106 \text{ Kg})(0,49 \text{ mg/Ton})$$

$$1,096 = 0,383 + 0,200 + 0,040 + 0,349$$

$$1,096 = 0,972$$

$$\text{Rendimiento} = \frac{0,623}{1,096} \times 100 = 56,84 \%$$

FASE 1											
Malla #200, 73 µm				pH 10,5				Colector 100g/Ton			
Nº	ENTRADA (g)	CONCENTRADO						RELAVE		BALANCE METALURGICO	RENDIMIENTO (%)
		PESO (g)			LEY (mg/Kg)			PESO (g)	LEY (mg/Kg)		
		A	B	C	A	B	C				
3	751,00	51,14	31,46	20,19	12,52	8,11	1,91	646,28	0,17	1,096 ≈ 1,041	85,19
4	751,00	45,71	27,41	20,95	14,00	1,94	1,94	651,80	0,12	1,096 ≈ 0,991	83,06

FASE 1											
Malla #230, 65 µm				pH 10,5				Colector 100g/Ton			
Nº	ENTRADA (g)	CONCENTRADO						RELAVE		BALANCE METALURGICO	RENDIMIENTO (%)
		PESO (g)			LEY (mg/Kg)			PESO (g)	LEY (mg/Kg)		
		A	B	C	A	B	C				
5	751,00	52,17	22,89	16,11	9,07	6,67	5,04	658,61	0,43	1,096 ≈ 0,954	64,50
6	751,00	54,58	28,17	19,97	8,64	5,41	5,24	647,01	0,47	1,096 ≈ 0,901	66,48

**b) FASE 2**

FASE 2							
Malla #200, 73 µm			pH 9,5			Colector 100g/Ton	
Nº	ENTRADA (g)	CONCENTRADO		RELAVE		BALANCE METALURGICO	RENDIMIENTO (%)
		PESO (g)	LEY (mg/Kg)	PESO (g)	LEY (mg/Kg)		
7	751,00	150,28	6,015	600,08	0,144	1,096 ≈ 0,980	82,44
8	751,00	140,31	6,346	605,96	0,132	1,096 ≈ 0,960	81,20

FASE 2							
Malla #200, 73 µm			pH 11,5			Colector 100g/Ton	
Nº	ENTRADA (g)	CONCENTRADO		RELAVE		BALANCE METALURGICO	RENDIMIENTO (%)
		PESO (g)	LEY (mg/Kg)	PESO (g)	LEY (mg/Kg)		
9	751,00	173,91	4,268	575,94	0,317	1,096 ≈ 0,940	67,69
10	751,00	167,58	4,063	583,47	0,398	1,096 ≈ 0,918	62,10

**c) FASE 3**

FASE 3							
Malla #200, 73 µm			pH 10,5			Colector 50g/Ton	
Nº	ENTRADA (g)	CONCENTRADO		RELAVE		BALANCE METALURGICO	RENDIMIENTO (%)
		PESO (g)	LEY (mg/Kg)	PESO (g)	LEY (mg/Kg)		
11	751,00	150,28	6,015	600,08	0,144	1,096 ≈ 0,980	82,44
12	751,00	140,31	6,346	605,96	0,132	1,096 ≈ 0,960	81,20

FASE 3							
Malla #200, 73 µm			pH 10,5			Colector 75g/Ton	
Nº	ENTRADA (g)	CONCENTRADO		RELAVE		BALANCE METALURGICO	RENDIMIENTO (%)
		PESO (g)	LEY (mg/Kg)	PESO (g)	LEY (mg/Kg)		
13	751,00	173,91	4,268	575,94	0,317	1,096 ≈ 0,940	67,69
14	751,00	167,58	4,063	583,47	0,398	1,096 ≈ 0,918	62,10

### Anexo 11. Fluorescencia de Rayos X de los concentrados obtenidos en las flotaciones

FASE 1											
Malla #170, 90 µm			pH 10,5					Colector 100 g/Ton			
FLOTACION 1 CONCENTRADO A (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
43,90	17,10	13,10	11,60	1,97	2,28	1,43	5,18	0,63	0,62	0,12	0,11
FLOTACION 1 CONCENTRADO B (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
52,0	16	12,10	9,89	1,57	1,17	1,25	-	0,65	0,62	0,12	0,10
FLOTACION 1 CONCENTRADO C (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
52,30	15,60	13,30	9,43	1,72	0,59	1,28	-	0,67	0,63	0,12	0,09

FASE 1											
Malla #170, 90 µm			pH 10,5					Colector 100 g/Ton			
FLOTACION 2 CONCENTRADO A (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
50	17,30	12,60	11,30	1,85	2,12	1,50	0,93	0,65	0,60	0,12	0,13
FLOTACION 2 CONCENTRADO B (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
51,20	16,30	13,60	11,10	-	1,44	1,36	0,94	0,69	0,66	0,13	0,12
FLOTACION 2 CONCENTRADO C (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
52,10	16,40	16,80	9,81	1,85	0,72	1,36	0,93	0,68	0,65	0,13	0,11

FASE 1											
Malla #200, 73 µm			pH 10,5					Colector 100 g/Ton			
FLOTACION 3 CONCENTRADO A (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
51,30	15,90	13,70	9,27	0,54	3,93	1,30	4,46	0,81	0,68	0,12	0,06
FLOTACION 3 CONCENTRADO B (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
53,00	14,20	12,40	8,10	0,66	2,89	1,12	-	0,72	0,61	0,12	0,04
FLOTACION 3 CONCENTRADO C (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
54,60	13,10	12,60	7,56	0,38	1,06	1,00	1,56	0,71	0,59	0,11	0,03

FASE 1											
Malla #200, 73 µm			pH 10,5					Colector 100 g/Ton			
FLOTACION 4 CONCENTRADO A (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
50	16,50	13,40	8,31	1,51	3,89	1,20	4,60	0,72	0,65	0,12	0,05
FLOTACION 4 CONCENTRADO B (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
51	17,00	12,30	7,74	1,68	2,50	1,21	4,97	0,70	0,63	0,12	0,04
FLOTACION 4 CONCENTRADO C (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
52,50	15,70	11,80	7,00	1,44	1,50	1,08	5,22	0,69	0,61	0,11	0,04

FASE 1											
Malla #230, 65 µm			pH 10,5					Colector 100 g/Ton			
FLOTACION 5 CONCENTRADO A (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
44,50	17,40	13,50	8,32	0,25	2,65	1,26	1,40	0,70	0,59	0,11	0,05
FLOTACION 5 CONCENTRADO B (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
45,20	16,40	14,40	8,33	0,23	1,35	1,18	4,70	0,76	0,63	0,12	0,08
FLOTACION 5 CONCENTRADO C (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
47,70	16,70	15,50	7,92	0,25	0,99	1,14	-	0,69	0,57	0,11	-

FASE 1											
Malla #230, 65 µm			pH 10,5					Colector 100 g/Ton			
FLOTACION 6 CONCENTRADO A (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CuO
44,00	14,60	13,10	8,21	0,25	2,55	1,31	-	0,76	0,61	0,12	0,01
FLOTACION 6 CONCENTRADO B (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CuO
44,20	11,90	12,30	7,50	0,25	1,33	1,00	3,74	0,71	0,60	0,10	0,0028
FLOTACION 6 CONCENTRADO C (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CuO
45,60	9,85	11,80	6,99	0,25	0,29	0,89	-	0,69	0,59	0,09	-

FASE 2											
Malla #200, 73 µm				pH 9,5				Colector 100 g/Ton			
FLOTACION 7 CONCENTRADO (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
51,9	19	12,4	9,95	4,08	3,31	1,54	1,89	0,65	0,57	0,12	0,08

FASE 2											
Malla #200, 73 µm				pH 9,5				Colector 100 g/Ton			
FLOTACION 8 CONCENTRADO (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>
52,5	18,50	12,50	9,80	4,20	3,25	1,40	1,49	0,52	0,48	0,10	0,01

FASE 2											
Malla #200, 73 µm				pH 11,5				Colector 100 g/Ton			
FLOTACION 9 CONCENTRADO (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CuO
50,20	18,70	12,80	10,20	4,12	2,84	1,58	1,03	0,69	0,61	0,13	0,03

FASE 2											
Malla #200, 73 µm				pH 11,5				Colector 100 g/Ton			
FLOTACION 10 CONCENTRADO (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CuO
50,40	18,20	13,90	9,46	4,16	2,57	1,53	1,04	0,71	0,63	0,12	0,02

FASE 3											
Malla #200, 73 µm				pH 10,5				Colector 50 g/Ton			
FLOTACION 11 CONCENTRADO (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CuO
49,10	16,80	13,20	8,85	3,70	3,02	1,31	2,00	0,77	0,65	0,12	0,02

FASE 3											
Malla #200, 73 µm				pH 10,5				Colector 50 g/Ton			
FLOTACION 12 CONCENTRADO (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CuO
50,70	15,50	11,20	9,13	3,30	2,97	1,22	0,89	0,75	0,04	0,12	0,02

FASE 3											
Malla #200, 73 µm				pH 10,5				Colector 75 g/Ton			
FLOTACION 13 CONCENTRADO (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CuO
52,20	17,80	11,10	15,30	4,02	3,98	1,07	7,19	1,74	0,42	0,06	0,14

FASE 2											
Malla #200, 73 µm				pH 10,5				Colector 75 g/Ton			
FLOTACION 14 CONCENTRADO (%)											
SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SbO <sub>3</sub>	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CuO
53,30	16,20	13,00	8,99	3,37	4,01	1,30	6,55	0,71	0,61	0,12	0,02