



**UNIVERSIDAD TECNICA PARTICULAR DE LOJA**  
*La Universidad Católica de Loja*

**ÁREA TÉCNICA**

TITULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

**Flotación del mineral del sector La Pangui, en el distrito minero  
Chinapintza**

TRABAJO DE TITULACIÓN

**AUTOR:** Cuenca Gualan, David Isaac

**DIRECTOR:** Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Mgs.

**Loja – Ecuador**

**2016**



*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>*

2016

## APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

Magister.

Víctor Sanmartín Gutiérrez

DOCENTE DE LA TITULACIÓN

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación: **“Flotación del mineral del sector La Pangui, en el distrito minero Chinapintza”** realizado por David Isaac Cuenca Gualan, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, octubre de 2016

f).....

## DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo David Isaac Cuenca Gualan declaro ser autor del presente trabajo de titulación: **Flotación del mineral del sector La Pangui, en el distrito minero Chinapintza**, 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 o acciones legales. Además, certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de 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) \_\_\_\_\_

Autor: David Isaac Cuenca Gualan

Cédula: 1104068505

## DEDICATORIA

A Dios, por ser la luz que ha iluminado mi camino y la fuerza para concluir con esta meta que ha sido tan importante en mi vida.

A mis padres, Ligia y Medardo, por el gran apoyo y amor que han representado durante toda mi vida; a mis hermanos, Braulio, Jorge y Juan, por ser la ayuda en momentos difíciles.

A Stefany por su cariño en mi vida y comprensión para cada uno de los viajes que realizo; y especialmente a mi hija Samantha Sofía que me ha enseñado lo más importante en esta vida, que el orden cambia, las personas evolucionamos al igual que nuestras metas y el camino se lo hace paso a paso.

A mis amigos, Xavier, Diego, Pancho, José, Brayan, Luis y Santiago con los que compartí muchas experiencias que han formado mi vida y que espero encontrar en el futuro.

A Rosalía, Francel y Edgar, que fueron los mejores compañeros de aula que pude haber tenido, desea la mejor de las suertes en sus vidas.

A Cristhian que en este año abandonaste la tierra para cumplir con el deseo de Dios, espero te encuentres de lo mejor amigo.

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a los docentes de los que he obtenido conocimiento para culminar con éxito esta meta, en especial al Mgs. Víctor Sanmartín y al Ing. Juan Carlos Quintuña por brindarme los métodos y maneras de resolver problemas relacionados a este proyecto y darme la oportunidad de ser su amigo; a la Universidad Técnica Particular de Loja, por la oportunidad de ser parte de su alma máter y porque en sus aulas y campus compartí muy buenos momentos junto a compañeros y amigos.

Agradezco a mis padres por el apoyo moral y el amor brindado en cada uno de los pasos de mi vida; a mis hermanos por ser un ejemplo a seguir y por ser los amigos que me dan su apoyo en todo momento y en cada situación.

A Stefany por los años que hemos compartido y que ha sabido conocerme, aceptarme, y por todos los pequeños detalles brindados los cuales han demostrado su ayuda en la obtención de esta meta.

A Samantha por ser la persona que me ha brindado mucho conocimiento sobre la vida, por ser la felicidad en mí, y sobre todo por enseñarme que todas las personas tienen un propósito en la vida y que nada, absolutamente nada, es imposible.

## Contenido

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN.....	II
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	III
DEDICATORIA .....	IV
AGRADECIMIENTO .....	V
RESUMEN.....	1
ABSTRACT .....	2
INTRODUCCIÓN.....	3
CAPÍTULO I.....	5
GENERALIDADES.....	5
1.1. Antecedentes y justificación.....	6
1.2. Objetivos .....	8
1.2.1. Objetivo General. ....	8
1.2.2. Objetivos Específicos.....	8
CAPÍTULO II .....	9
CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS Y FÍSICAS DEL SECTOR MINERO LA PANGUI- CHINAPINTZA .....	9
2.1. Ubicación .....	10
2.2. Acceso.....	10
2.3. Clima.....	12
2.4. Fauna y Flora .....	13
2.5. Topografía y Geomorfología.....	15
2.6. Hidrografía.....	16
2.7. Geografía Humana.....	16
CAPÍTULO III .....	18
MARCO GEOLÓGICO .....	18
3.1. Geología regional .....	19
3.1.1. Unidad Piuntza. ....	22
3.1.2. Unidad Misahuallí.....	22
3.1.3. Unidad Chinapintza. ....	22
3.1.4. Formación Napo. ....	22
3.1.5. Formación Hollín. ....	23
3.1.6. Formación Tena.....	23

3.2. Mineralización .....	25
3.3. Geología Local.....	25
CAPÍTULO IV.....	27
MARCO TEÓRICO.....	27
4.1. Proceso de flotación.....	28
4.1.1. Generalidades. ....	28
4.1.2. Definición de flotación. ....	28
4.1.3. Mecanismo de flotación.....	29
4.1.6. Definición de pulpa.....	33
CAPÍTULO V .....	34
METODOLOGÍA Y EQUIPOS.....	34
5.1. Recopilación y verificación bibliográfica .....	35
5.2. Preparación de muestras .....	35
5.2.1. Proceso de Molienda.....	36
5.3. Caracterización del material de estudio.....	37
5.3.1. Peso específico. ....	37
5.3.3. Análisis granulométrico.....	38
5.3.4. Proceso de Flotación. ....	39
5.3.5. Análisis químico.....	44
CAPÍTULO VI.....	49
RESULTADOS Y ANÁLISIS.....	49
6.1. Peso Específico .....	50
6.2. Análisis Granulométrico y Molienda del Mineral.....	50
6.3. Análisis Químico de la cabeza del material.....	51
6.4. Fluorescencia de Rayos X .....	52
6.5. Proceso de flotación.....	54
CONCLUSIONES.....	59
RECOMENDACIONES.....	61
BIBLIOGRAFÍA.....	62
ANEXOS .....	65
Anexo 1. Cálculo de Peso Específico .....	66
Anexo 2. Cálculo de Parámetros para el uso del Molino Chileno.....	67
Anexo 3. Tablas de Distribución de Partículas con el programa Moly-Cop Tools 3.0. ....	68
Anexo 4. Cálculo de Dosificación y Volúmenes de Reactivos usados en flotación.....	70



Anexo 5. Detalle de Reactivos usados en Fusión.....	72
Anexo 6. Resultados de análisis químicos.....	73
Anexo 7. Cálculo de leyes de Oro y Plata.....	74
Anexo 8. Balances Metalúrgicos y Rendimientos de Recuperación de Fase 1 .....	78
Anexo 9. Balances Metalúrgicos y Rendimientos de Recuperación de Fase 2 .....	81
Anexo 10. Balances Metalúrgicos y Rendimientos de Recuperación de Fase 3.....	83
Anexo 11. Especificaciones de celda de flotación Denver Sala .....	85
Anexo 12. Valores resultantes de los ensayos de Fluorescencia .....	86

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Distancia entre cada tramo Loja – La Panguí.....	11
Tabla 2: Temperatura anual del Cantón Paquisha.....	12
Tabla 3: Fauna existente en La Panguí.....	14
Tabla 4: Breve descripción del Contexto Geológico Ecuatoriano .....	19
Tabla 5: Preparación de muestra.....	35
Tabla 6: Esquema de flotación fase 1 .....	42
Tabla 7: Esquemas de flotación fase 2 pH 9.....	42
Tabla 8: Esquemas de flotación fase 2 pH 11 .....	43
Tabla 9: Esquemas de flotación fase 2 Col. 50g/ton .....	43
Tabla 10: Esquemas de flotación fase 2 Col. 75g/ton .....	44
Tabla 11: Valores obtenidos de Peso Específico .....	50
Tabla 12: Resultados de Molienda.....	50
Tabla 13: Leyes de Cabeza de Au y Ag.....	52
Tabla 14: Resultados de fluorescencia variando granulometría .....	52
Tabla 15: Resultado de fluorescencia variando pH.....	53
Tabla 16: Resultado de fluorescencia variando concentración del colector.....	53
Tabla 17: Valores de Balances Metalúrgicos obtenidos Fase 1 .....	54
Tabla 18: Cuadro Comparativo de rendimientos obtenidos Fase 1 .....	55
Tabla 19: Valores de Balances Metalúrgicos obtenidos Fase 2 .....	56
Tabla 20: Cuadro Comparativo de rendimientos obtenidos Fase 2 .....	56
Tabla 21: Valores de Balances Metalúrgicos obtenidos Fase 3 .....	57
Tabla 22: Cuadro Comparativo de rendimientos obtenidos Fase 3.....	58
Tabla 23: Tabla de resultados de fluorescencia variando granulometría.....	86

Tabla 24: Tabla de resultados de fluorescencia variando pH .....	86
Tabla 25: Tabla de Resultados de fluorescencia variando concentración de colector .....	87

## ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1: Mapa Parroquia Nuevo Quito.....	10
Ilustración 2: Acceso terrestre Loja – La Pangui .....	11
Ilustración 3: Mapa de Pendientes del Cantón Paquisha .....	15
Ilustración 4: Breve geología del Ecuador.....	20
Ilustración 5: Geología presente en lugar de estudio .....	21
Ilustración 6: Resumen estratigráfico y eventos del distrito minero Chinapintza.....	24
Ilustración 7: Partes del Sistema de Flotación.....	29
Ilustración 8: Molino de Bolas marca Batch .....	36
Ilustración 9: Material usado para determinar peso específico.....	37
Ilustración 10: Proceso de tamizado .....	38
Ilustración 11: Celda de flotación Denver Sala.....	41
Ilustración 12: Proceso de fusión .....	45
Ilustración 13: Proceso de Copelación .....	46
Ilustración 14: Elementos del Ataque Químico.....	47
Ilustración 15: Curvas granulométricas de tiempos usados para flotación .....	51
Ilustración 16: Ensayo Granulométrico 14 Min .....	68
Ilustración 17: Ensayo Granulométrico 16 Min .....	68
Ilustración 18: Ensayo Granulométrico 18 Min .....	69
Ilustración 19: Ensayo Granulométrico 20 Min.....	69
Ilustración 20: Ensayo Granulométrico 22 Min.....	70

## RESUMEN

Este trabajo de investigación denominado “**Flotación del mineral del sector La Pangui, en el distrito minero Chinapintza**” se divide en tres fases, las mismas que sirven para determinar distintos balances metalúrgicos, la primera fase abarca ensayos de molienda para obtener los tamaños de grano deseados (84 $\mu$ m, 74 $\mu$ m y 67 $\mu$ m), posteriormente se realizan ensayos de flotación con estos tamaños, encontrando como mejor tamaño de grano al de 84 $\mu$ m por el rendimiento de esta recuperación, 76.54%.

La segunda fase constó de la variación del pH del medio en el que se desarrolla la flotación (8, 9 y 10), encontrando el mejor resultado en el pH 10 con un rendimiento de 88.19%. La tercera fase se realizó con variaciones en la concentración del colector (75g/ton, 50g/ton y 100g/ton), dando como resultado la mejor recuperación a la flotación con la concentración del colector de 100g/ton debido a su rendimiento, 76.54%.

Acompañado a estos ensayos se realizó el análisis de fluorescencia de rayos X para determinar la concentración química en cada una de las flotaciones.

**PALABRAS CLAVES:** Flotación, molienda, tamaño de grano, pH, balances metalúrgicos, colector, rendimiento.

## ABSTRACT

The present investigation work called “**Ore flotation on sector La Pangui, at the district Chinapintza**” has three stages, every one helps to get different metallurgical balances, the first stage include tests for grinding to obtain the desired grain size (84 $\mu$ m, 74 $\mu$ m and 67 $\mu$ m), after this the ore flotation process it is carried out, showing as the best the size of 84 $\mu$ m because of the mineral recuperation.

The second stage, varies the pH values (8, 9 and 10) so the environment where is performed the flotation can change, just like the first stage, the flotation indicates the best mineral recuperation, in this case the pH 10 is the best environment for the mineral selection with a finally efficiency of 76.54%. The last stage varies the collector concentration (75g/ton, 50g/ton y 100g/ton) and the results indicate that, the best throwput is the flotation that works with the collector concentration 100 g/ton producing 76.54% mineral recovered.

Accompanied these tests analyzing XRF was performed to determine the chemical concentration in each of the flotations.

**KEYWORDS:** Flotation, grind, grain size, pH, metallurgical balances, collector, mineral recuperation, XRF.

## INTRODUCCIÓN

La minería representa para el hombre la explotación y extracción selectiva de minerales que se encuentran dispersos en el suelo y subsuelo de la corteza terrestre. Esta actividad ha servido desde tiempos prehistóricos al hombre y sus antepasados para obtener herramientas fuertes y no perecibles, por ejemplo, existen indicios arqueológicos del uso de obsidiana para cortar madera o carne. La minería ha marcado hitos en la historia de la humanidad, tales como la Era del cobre, Era del bronce o Era del hierro, dependiendo de los nuevos usos que se les daba a los minerales que podían ser extraídos de la tierra y ser amalgamados para satisfacer necesidades humanas.

En cuanto a historia minera del Ecuador podemos iniciar en la cultura Tolita y sus trabajos en oro (Ecológica, 2011) o las primeras explotaciones realizadas en años precolombinos con la obsidiana de Mullumica (Delgado, 2009) en la Cordillera Real por los nativos del lugar en los años 900-1500 d.C. (Asaro, Michel, & Burger, 1981) esto solamente como claros ejemplos de la presencia de la minería en la historia del Ecuador y en su formación como nación, pero centrándonos en las últimas décadas nos referimos a la minería como sector estratégico para el desarrollo del país. La importancia de los minerales no renovables en el Ecuador es demasiado alta, no solamente desde el punto económico nacional sino que también sirve para el sustento de un cierto número de familias (minería artesanal) y contribuye con un gran número de empleos tanto directos como indirectos (pequeña, mediana y gran minería), por lo que el trato que se les deba dar, no debe ser ni completamente extractivista ni completamente anti extractivista, se debe encontrar un balance para que la extracción de los mismos sea lo más beneficiosa posible.

Entre los principales distritos mineros del Ecuador tenemos al Distrito Zamora, en el cual se encuentra el sector minero Chinapintza, ubicado en la provincia de Zamora Chinchipe, aquí encontramos la planta de procesamiento mineral evaluada, La Pangui.

Un problema en la práctica de la minería en Ecuador han sido leyes que han permitido que se practique una minería artesanal, en la mayoría de los casos basada en conocimientos empíricos, irracionales y sin medida ni tomando en cuenta el impacto ambiental que se produce; otro problema es la falta de cultura minera que tiene el Ecuador en cuanto a técnicas que han sido muy perjudiciales para el medio ambiente debido a las sustancias utilizadas para recuperar ciertos minerales; finalmente otro factor negativo para la cultura minera del país es la falta de control o regularización, por parte del estado o entes reguladores, a estas prácticas tanto para mineras artesanales como para pequeñas, medianas o grandes mineras.

El presente trabajo de investigación está dirigido a mejorar los procesos de la pequeña minería en el Sur-Oriente de nuestro país, mediante la aplicación de ensayos de flotación, con el fin de determinar la efectividad del proceso con material muestreado de la planta La Pangui-Chinapintza

Este trabajo de investigación puede servir para posteriores trabajos, tanto como guía o información preliminar para proponer nuevos procesos de recuperación mineral.

## **CAPÍTULO I**

### **GENERALIDADES**

## 1.1. Antecedentes y justificación

El desarrollo de este tipo de 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 y mediana minería, y minería artesanal.

La necesidad de desarrollar ensayos de flotación de oro no es solamente economizar recursos sino también poder alcanzar operaciones y condiciones de recuperación óptimas en este tipo de faenas. Los datos obtenidos nos indicarán los factores que juegan un importante papel dentro de este tipo de operaciones que tienen como objetivo el evitar pérdidas o bien para demostrar leyes de oro reales, todo esto dentro de un plan amigable con el ambiente y consecuentemente con la sociedad ecuatoriana (Rodríguez, García-Cortés, & Fernández, 2006), ya que es imposible negar la importancia de los recursos no renovables dentro del desarrollo de un país y más aún si el oro ha sido una parte fundamental para el PIB del Ecuador (exportaciones mayores a 400 millones de dólares anuales) (Ecuador, 2015).

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 la investigación pretende lograr en la planta de La Panguí-Chinapintza, que comprende de una variedad de formaciones y minerales (Calle, 2014; Piedra, 2014), este es que los mineros artesanales puedan lograr aumentar su producción u optimizarla, reducir errores, disminuir impactos ambientales (menor uso de reactivos nocivos) 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.

## **1.2. Objetivos**

### **1.2.1. Objetivo General.**

Optimizar la recuperación de oro del sector La Pangui, distrito minero Chinapintza, por el método de flotación.

### **1.2.2. Objetivos Específicos.**

- 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 II**

### **CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS Y FÍSICAS DEL SECTOR MINERO LA PANGUI- CHINAPINTZA**

## 2.1. Ubicación

La Pangui se encuentra al Sureste de la parroquia Nuevo Quito en el cantón Paquisha, provincia de Zamora Chinchipe al Sur del Ecuador. Este sector pertenece al distrito minero Zamora ubicado en la Cordillera del Cóndor, la cual es una cadena montañosa de la Cordillera de los Andes hacia el oriente ecuatoriano, cuyas crestas sirven como líneas limítrofes entre los países de Ecuador y Perú.

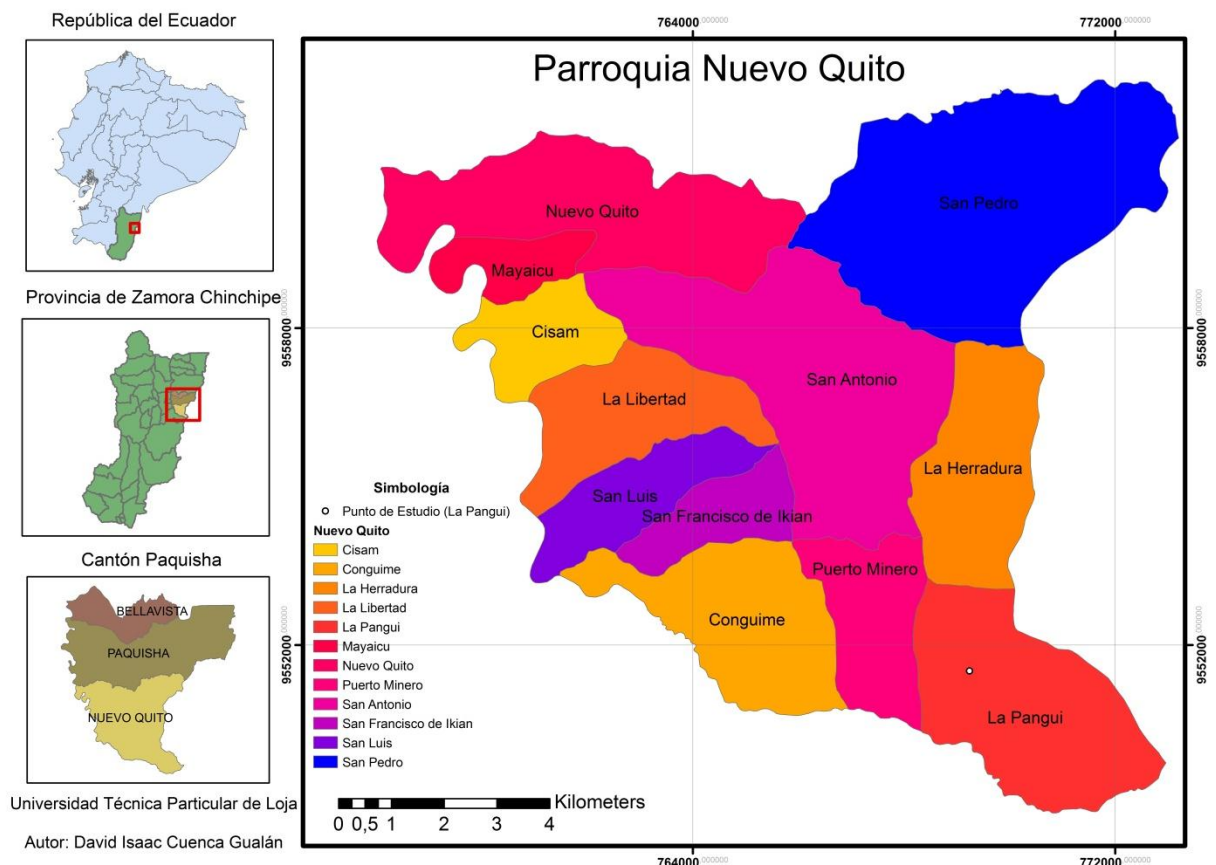


Ilustración 1: Mapa Parroquia Nuevo Quito

Fuente: (Instituto Ecuatoriano de Estadísticas y Censos, 2010)

Elaboración: David Cuenca

## 2.2. Acceso

Partiendo desde la ciudad de Loja hasta el sector La Pangui se recorren 145 km aproximadamente vía terrestre (Piedra, 2014), distancia comprendida en los siguientes tramos:

- Loja – Zamora, la misma que comprende 57 km y que consta de concreto rígido.
- Zamora – Zumbi, se recorre una distancia de 35km sobre una carpeta asfáltica.

- Zumbi – Paquisha, la vía de este tramo es lastrada y comprende una distancia de 18km
- Paquisha – La Pangui, la vía que solo se encuentra lastrada por ciertos tramos en la que se recorre 29 km para llegar a La Pangui, este tramo dura entre 60 a 70 minutos.

El tiempo de recorrido depende mucho de las condiciones climáticas el mismo puede comprender entre tres a cuatro horas (aproximadamente). Así mismo se recomienda el uso de autos 4x4 debido a caminos que están sujetos a deslizamientos de tierra causados por fuertes lluvias estacionales que pueden impedir el acceso en ciertas ocasiones (CHINAPINTZA MINING CORP, 2013)

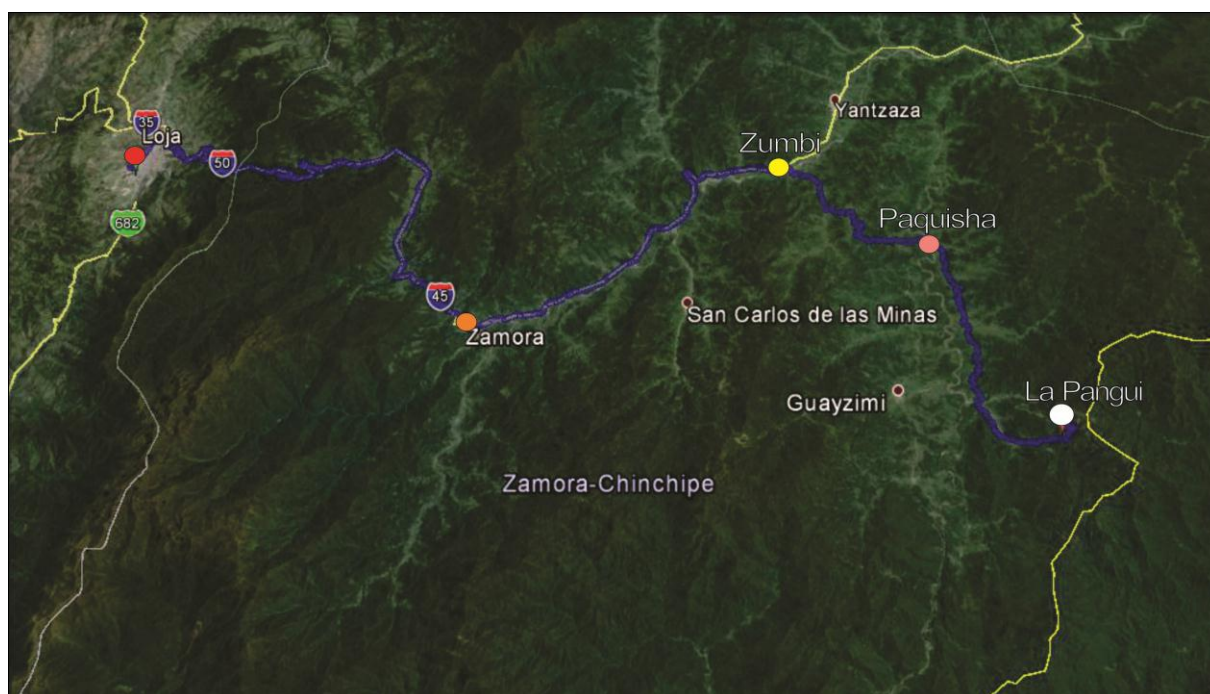


Ilustración 2: Acceso terrestre Loja – La Pangui  
 Fuente: (Instituto Ecuatoriano de Estadísticas y Censos, 2010)  
 Elaboración: David Cuenca

Tabla 1: Distancia entre cada tramo Loja – La Pangui

Tramo	Lugar	Distancia
1	● Loja - ● Zamora	57 Km
2	● Zamora - ● Zumbi	35 Km
3	● Zumbi - ● Paquisha	18 Km
4	● Paquisha - ○ La Pangui	29 Km

Fuente: (Calle, 2014; Córdova, 2015; Instituto Ecuatoriano de Estadísticas y Censos, 2010; Piedra, 2014)  
 Elaboración: David Cuenca

## 2.3. Clima

Ya que la provincia en la que se asienta el sector La Pangui presenta distintos pisos altitudinales se pueden determinar varios tipos de clima, sin embargo en el cantón Paquisha predominan el clima subtropical, templado y con una mayor presencia el cálido/húmedo.

Tabla 2: Temperatura anual del Cantón Paquisha

Temperaturas de estaciones meteorológicas del cantón Paquisha (°C)						
Mes	Temp. Mínima		Temp. Media		Temp. Máxima	
	Estación		Estación		Estación	
	Campamento Paquisha Alto	Zarza	Campamento Paquisha Alto	Zarza	Campamento Paquisha Alto	Zarza
Enero	11,20		15,88		22,10	
Febrero	12,78		16,40		22,40	
Marzo	13,57	14,90	16,63	19,41	22,40	26,90
Abril	13,14	14,30	16,40	19,06	22,47	27,20
Mayo	12,19	13,90	16,20	18,97	22,08	27,70
Junio	11,39	12,30	15,44	17,82	20,90	24,30
Julio	10,80	11,50	15,55	17,74	22,33	26,70
Agosto	10,00		15,31		23,50	
Septiembre	10,60		15,97		24,20	
Octubre	11,00		16,47		24,30	
Noviembre	11,40		16,74		24,30	
Diciembre	11,80		16,16		24,50	
<b>Suma</b>			<b>193,15</b>	<b>93</b>		
<b>Media Anual</b>			<b>16,09</b>	<b>18,6</b>		

Fuente: (GOBIERNO AUTÓNOMO DESCENTRALIZADO PARROQUIAL RURAL DE NUEVO QUITO, 2015)  
Elaboración: David Cuenca

Según Chinapintza Mining Corp, La Pangui presenta un clima típico de zonas situadas a alturas entre 250 y 1800 m.s.n.m. en la parte amazónica de los Andes, un clima cálido tropical presentando un rango de temperaturas diarias de 18 °C a 29 °C, con un promedio de 22 °C. Los meses más lluviosos son febrero y abril aunque en la zona las precipitaciones se presentan durante todo el año, y el mes más seco es diciembre. En promedio, la zona recibe alrededor de 1924,4 mm de lluvia. El promedio de humedad del 79% durante todo el año. La niebla y la cubierta de nubes son típicas durante la estación lluviosa. a excepción de las interrupciones que puedan producirse como resultado de las lluvias inusualmente

intensas (CHINAPINTZA MINING CORP, 2013), los vientos corren normalmente con dirección Norte-Sur a una velocidad de 15-20km/h; en meses secos se produce una radiación solar (pluviosidad) de hasta el 75%; mientras que en meses húmedos se puede observar una nubosidad de hasta el 100% (GOBIERNO AUTÓNOMO DESCENTRALIZADO CANTONAL DE PAQUISHA, 2014)

En cuanto a características más específicas como la humedad relativa se puede tomar en cuenta pues son parámetros muy importantes para la formación de fenómenos meteorológicos. La humedad relativa de la Parroquia Nuevo Quito, al igual que a la del cantón Paquisha, se presente en un promedio de (138,38 gr/m<sup>3</sup>); los meses que presentan mayor humedad relativa son: septiembre (304,08 gr/m<sup>3</sup>) y noviembre (302,33 gr/m<sup>3</sup>), mientras que el mes en el que la humedad es mínima es julio (19,17 gr/m<sup>3</sup>) (GOBIERNO AUTÓNOMO DESCENTRALIZADO PARROQUIAL RURAL DE NUEVO QUITO, 2015)

## **2.4. Fauna y Flora**

Citando al PhD. Agustín Paladines, en su libro, *Geología y Yacimientos del Ecuador*, “el Ecuador posee una superficie aproximada de 272.000km<sup>2</sup>... Ecuador es menos de la quinientava parte de la corteza terrestre” esto supone que el área sobre la que se asienta el Ecuador es el 0.19% del total de la corteza terrestre, y sin embargo en este país encontramos variedad de minerales y rocas que son característicos de mares, océanos y continentes, esto a consecuencia de que el país forma parte de tres muy importantes estructuras geológicas, sistema global de dorsales, cinturón Circunpacífico y de una estructura transcontinental que es paralela a la línea Ecuador y al eje amazónico (Paladines & Soto, 2010), esta diversidad geológica y geoestructural presente produce a su vez diversidad climatológica (distintos pisos altitudinales) y diversidad de flora y fauna, estas últimas son muy notorias en el sector estudiado pese a los daños medioambientales producidos por una aplicación de minería ilegal y anti-técnica. La vegetación La Pangui al igual que su fauna se relaciona directamente con la presencia de la Cordillera del Cóndor, la cual inicia en la provincia de Morona Santiago, se extiende en la provincia de Zamora Chinchipe y es compartida (150km) con la frontera peruana, muy bien se la podría identificar como un ramal de la Cordillera de los Andes pero son separadas por la cuenca del río Zamora al occidente, mientras que a su vez está separada de la Cordillera del Cutucú (Kutukú) hacia el norte por la cuenca del río Santiago, esta última cuenca junto a la cuenca del río Marañón separa la Cordillera del Cóndor con la Cuenca de Iquitos (Calle, 2014), esta estructura geoformal alberga una notable diversidad de especies que incluyen algunas

endémicas, por medio de varias investigaciones se han determinado una lista de más de 600 especies de aves, de las cuales 14 se encuentran globalmente amenazadas o casi amenazadas, esta cordillera también posee un alto grado de endemismo en especies de anfibios y se puede encontrar especies en peligro de extinción como el tapir u osos de anteojos (Bird Life, 2005) De acuerdo a investigaciones anteriores se puede obtener un listado de la fauna que se puede encontrar, muy difícilmente en ciertos casos (por vibraciones y sonidos producidos por actividades mineras), a lo largo de La Pangui.

Tabla 3: Fauna existente en La Pangui

<b>Especie Identificada</b>	<b>Nombre Común</b>
<b>Mamíferos</b>	Coati (Cucumbos), Jaguar, Tigrillo, Puma, Lobo Andino, Armadillo, Oso de anteojos (en peligro de extinción), Capibara, Danta, Murcielagos, Mono Aullador.
<b>Roedores</b>	Yamala, Guanta, Guatusa, Amingo, distintas especies de ardillas.
<b>Aves</b>	Loro tumultuoso, Pava Negra, Gorgirrosado, Colibrí lucero, Pomponero Reluciente, Colibrí del Napo (especie rara debido a pérdida de hábitat), Guardabosques Oscuro, Moscareta Ecuatoriana, Mosquero de Linton, Lechuza Canela, Cotorra Cuello Blanco, Cotorrita Alpinta (lorito de alas moteadas), Chamicero de Piscuís, Curutié Frontino, Saltador Chusquero, Cucharero Aliblanco.
<b>Reptiles y Anfibios</b>	Cutín de Paquisha (descubierto en la Cordillera del Cóndor), distintos tipos de serpientes (Boa, Coral, Equis), cerca de 15 especies del género Eleutherodactylus (algunas pueden representar especies nuevas).
<b>Peces</b>	Trucha mayormente, Bagre, Blanco, Culebrilla.

Fuente: (Bird Life, 2005)  
Elaboración: David Cuenca



En cuanto a flora de la Cordillera del Cóndor se puede estimar que aquí se alberga la mayor diversidad de flora del planeta, con una vasta cantidad de especies endémicas y formaciones vegetales que se asemejan a los tepuyes venezolanos y guyaneses. Específicamente en el sector de La Pangui se puede presenciar una vegetación tipo herbácea y boscosa tropical debido a su clima y también por su accidentada orografía, la vegetación se presenta de manera muy densa (CHINAPINTZA MINING CORP, 2013)

## 2.5. Topografía y Geomorfología

En el área del proyecto, las elevaciones están en un rango de 1300m sobre el nivel del mar hasta los 1700 metros y 1500 metros de promedio. La topografía es muy abrupta y existen 9 laderas con caras muy empinadas (pendiente promedio 29°), que puede facilitar el acceso a la minería subterránea (CHINAPINTZA MINING CORP, 2013)

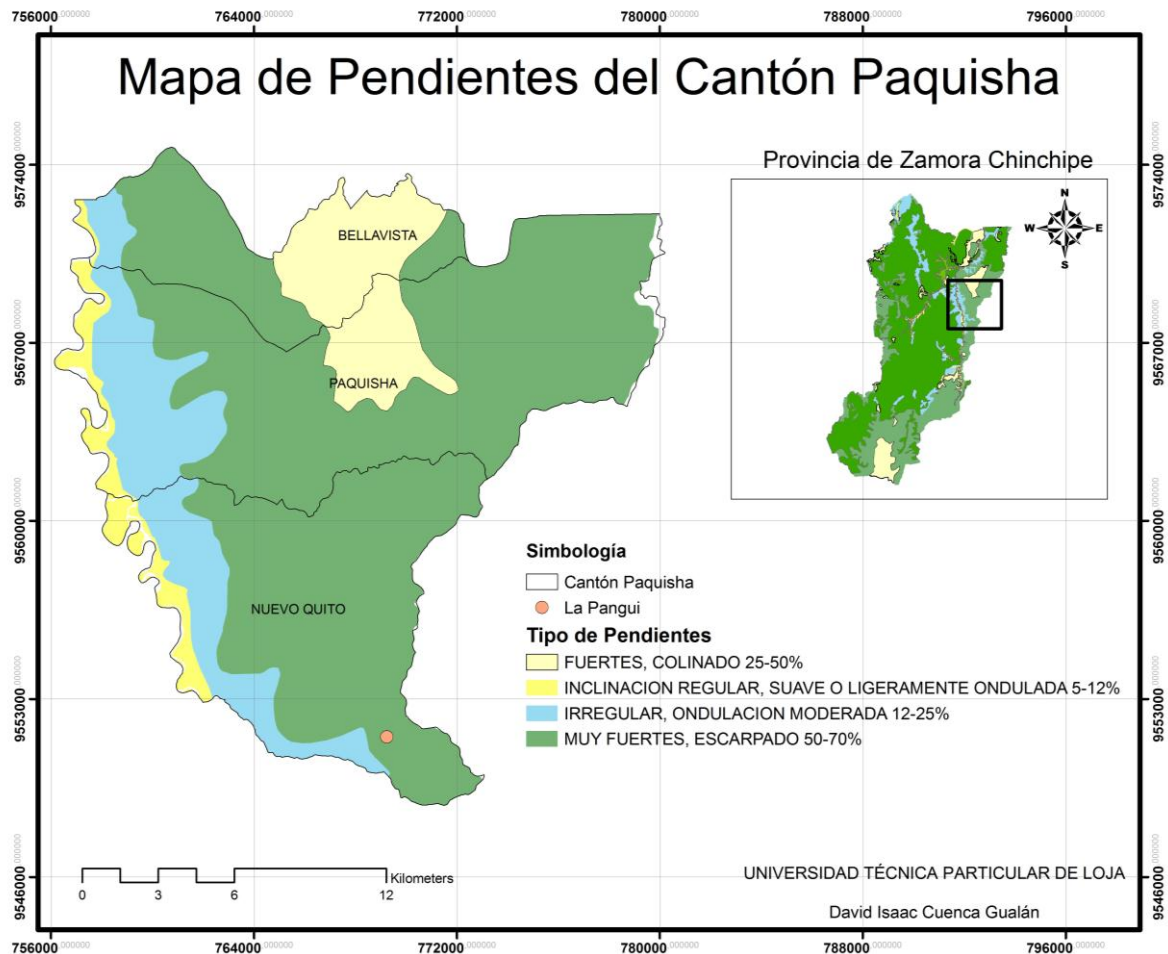


Ilustración 3: Mapa de Pendientes del Cantón Paquisha

Fuente: (Instituto Ecuatoriano de Estadísticas y Censos, 2010; Piedra, 2014)

Elaboración: David Cuenca

## **2.6. Hidrografía**

El sector La Pangui está conformado de una vegetación exuberante y consta de la presencia de un gran número de montañas de las que se desprenden un sinnúmero de vertientes de regular caudal, los cuales dan origen a los ríos y quebradas principales que desembocarán finalmente en el Río Zamora, el mismo que inicia en la provincia de Loja y que llega a unirse con los ríos, Yacuambi, Nangaritza, Nangipa, Zarza, Blanco. A lo largo y ancho del territorio de La Pangui se encuentran presentes otros ríos los cuales también son importantes de resaltar como: Chuchumletza, Uwent's, Machinaza, Quimi, Pachitza (GOBIERNO PROVINCIAL DE ZAMORA CHINCHIPE, 2012)

## **2.7. Geografía Humana**

La comunidad rural La Pangui pertenece a la parroquia Nuevo Quito, ubicado en el cantón Paquisha en la provincia de Zamora Chinchipe; La Pangui representa un área de 1252,04 ha, lo cual es el 10,79% del total del área que ocupa la parroquia, esta comunidad rural presenta una densidad poblacional de 191 personas (GOBIERNO AUTÓNOMO DESCENTRALIZADO PARROQUIAL RURAL DE NUEVO QUITO, 2011)

La infraestructura existente es su mayoría construida de madera, habiendo un pequeño porcentaje de construcciones de cemento que incluye una cancha deportiva y muy pocas casas (Piedra, 2014)

La economía para los habitantes del sector se centra en la minería artesanal, aunque las actividades madereras, agrícolas y ganaderas representan una actividad laboral pero para un reducido número de habitantes puesto que se genera exclusivamente para satisfacer necesidades de su propio sustento.

Las personas del sector no poseen el conocimiento necesario sobre técnicas mineras para emplearlas en esta zona, o el implementarlas no resulta beneficioso o factible para su economía esto se debe a que el uso de materiales nocivos para el medio ambiente resulta más barato que una técnica que cuide de la naturaleza, esto se refleja en las leyes de oro que obtienen. El material dinamitado es obtenido de minería subterránea y sometido a las chancadoras para obtener roca triturada y poder realizar la amalgamación con el mercurio. En las chancadoras el material es molido con mercurio (azogue) y panela para limpiar el oro. A su vez, los relaves y botaderos de material se ubican de manera desordenada. Todo esto

deja como saldo una alta contaminación en suelo, aire y agua (Piedra, 2014) cuya regularización es poca o nula en ciertos casos, y si existe una mejora o regularización, las malas acciones de la minería se vuelcan contra la comunidad que se ve limitada a hacer algo contra las mismas argumentando que esto es lo “que les da de comer”.

### **CAPÍTULO III**

### **MARCO GEOLÓGICO**

### 3.1. Geología regional

Ecuador se divide en tres regiones fisiográficas muy marcadas las se representan en la siguiente tabla:

Tabla 4: Breve descripción del Contexto Geológico Ecuatoriano

Región	Costa	Sierra	Oriente
Breve descripción geológica	Se compone principalmente de rocas sedimentarias y volcánicas de edad terciaria que se encuentran recubriendo terrenos oceánicos que acrecieron al oeste de la Cordillera de los Andes	Aquí se encuentra la Cadena montañosa de los Andes compuesta por rocas volcánicas de edad mesozoico y las rocas metamórficas que se encuentran están cubiertas por rocas volcánicas del Cenozoico	Compuesta por unidades mesozoicas principalmente pero tienen una cubierta de rocas sedimentarias y volcánicas terciarias, se divide a su vez en Cuenca Amazónica y Zona Subandina

Fuente: (CHINAPINTZA MINING CORP, 2013; PRODEMINCA, 2000)

Elaboración: David Cuenca

La comunidad rural La Panguí, parte del sector minero Chinapintza, se asienta sobre la Cordillera del Cóndor, la mina limita al Oeste con la Cordillera de los Andes y al Este con el Cratón Amazónico de edad Pre-Cámbrica. Según Chávez esta comunidad “forma parte de un significativo cinturón trans-arco plegado de empuje de edad Jurásico-Cretácico” (Chávez, 2008) Esta zona está marcada por dos estructuras regionales con una orientación N-S, la falla Nangaritza (Oeste) y la falla La Panguí-Reina del Cisne (Este); también es importante resaltar la presencia del batolito de Zamora, este intrusivo tiene una extensión aproximada de 200 km de largo por 50 km de ancho.

La Falla Nangaritza separa un bloque hundido, al Oeste, conformado por las unidades más jóvenes del sistema (Jurásico a Cretácico) de un ligero levantamiento en el sector Sur, donde aflora la Formación Santiago, en el sector de Shaime; en tanto que al Norte, en Surmi, aflora la Formación Hollín y en la parte alta de la Cordillera de Tzunantza, Mina Real-Nambija, las formaciones Napo y remanentes de la Tena (Chávez, 2008)

La Falla La Panguí - Reina del Cisne (falla de sobrecorrimiento) generada por la acción del empuje del Cratón sobre la Placa Continental, debido a este empuje se produce el levantamiento de la Cordillera del Cóndor y un vuelco estratigráfico. Así, en la parte alta de la cordillera y adosadas a la falla afloran las formaciones más antiguas (Pumbuiza y

Macuma) para dar paso en las estribaciones a una amplia distribución de depósitos volcano-sedimentarios, brechas, hasta las unidades descritas en la parte baja. El volcanismo es de dos tipos: fisural y central, para este caso estaría relacionado con el Cerro Conguime (Chávez, 2008)

El **batolito de Zamora** es un Intrusivo-plutónico tipo I de 200km de largo y 50km de ancho dividido en tres partes de N-S por las fallas La Canela y Nangaritza, posee una composición calco-alcalina de edad Jurásica. Comprende localmente granodiorita hornbléndica-biotíticas y dioritas hornblendíticas. El cuarzo muestra un alineamiento direccional. Las zonas de brechas pueden contener también clastos angulosos de pórfido de cuarzo, andesita y andesita basáltica, la fase más desarrollada de este batolito presenta stocks de monzogranitos y cuarzomonzonitas con biotita (PRODEMINCA, 2000)

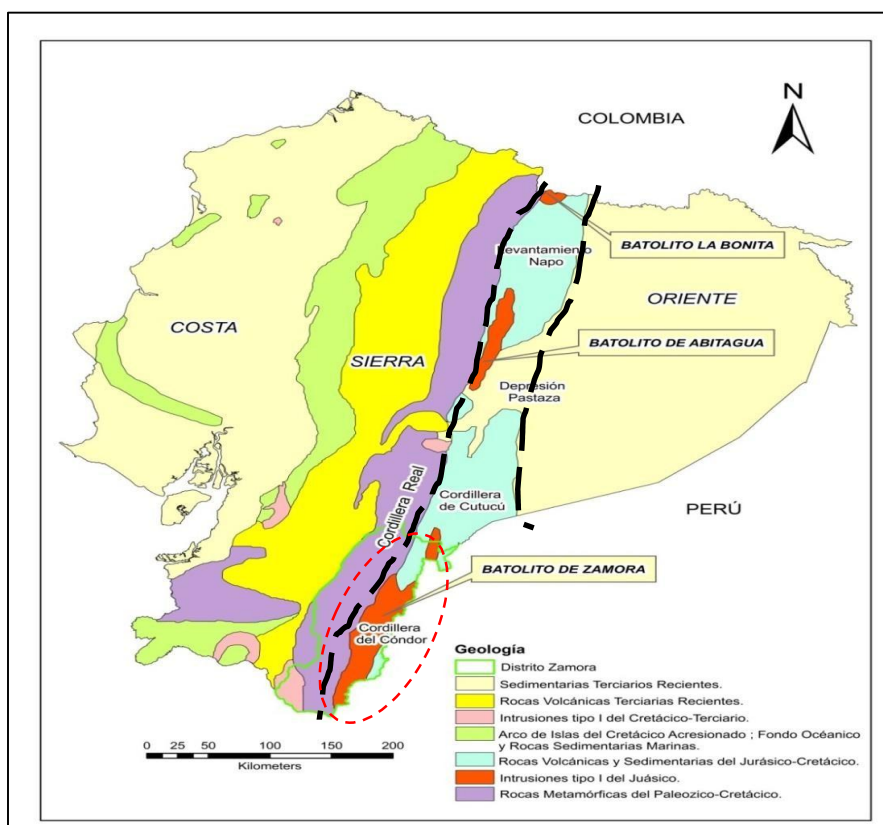


Ilustración 4: Breve geología del Ecuador

Fuente: (SegWeb, 2000)

Elaboración: (Guerrero, 2014)

El batolito intruyó la región de intercepción de la zona Subandina con la Zona Transversal Puna Méndez lo que puede considerarse como señal complementaria de la existencia de esta zona en el Mesozoico temprano. El conjunto de rocas volcánicas e intrusivas descritas

constituyen el arco volcánico continental de edad jurásica, de enorme importancia, pues en este arco en la última década se han descubierto los yacimientos de los cinturones metálicos de cobre-molibdeno y de oro-plata más importantes del país (Paladines & Soto, 2010)

Las formaciones volcánicas y volcano-sedimentarias que constituyen regionalmente La Pangui-Chinapintza explicadas a continuación:

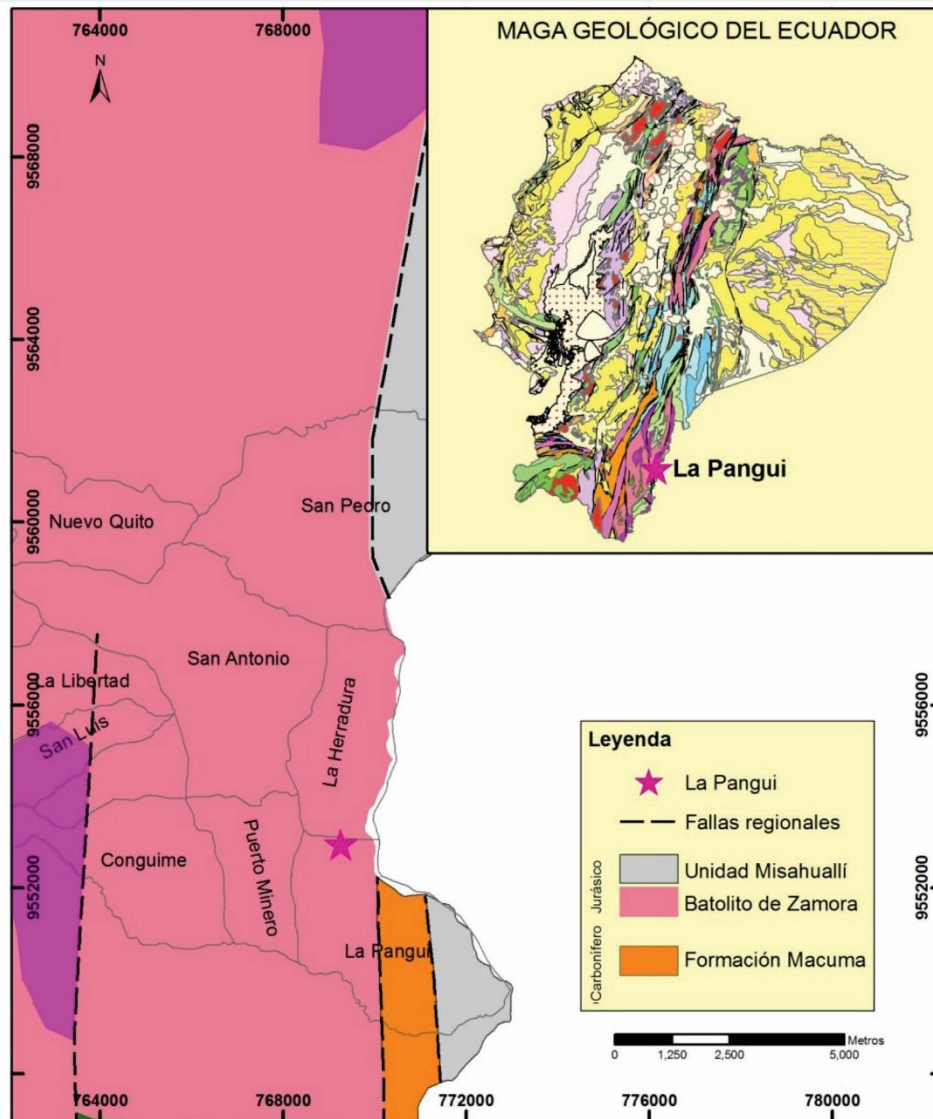


Ilustración 5: Geología presente en lugar de estudio

Fuente: (PRODEMINCA, 2000)

Elaboración: Tomado y modificado de (Piedra, 2014)

### **3.1.1. Unidad Piuntza.**

Compuesta por rocas volcanosedimentarias (tobas, calizas, lutitas calcáreas) de buzamiento leve dentro de los Granitoides Zamora. Sobreyacen discordantemente la Unidad Isimanchi. Fósiles bivalvos en una secuencia de limolitas calcáreas skarnificadas cerca de las poblaciones de Piuntza y Nambija, en el río Timbara señalan una edad del Triásico medio a tardío (Litherland, Aspen, Jemielita, & Survey, 1994)

### **3.1.2. Unidad Misahuallí.**

Muy relacionado con el batolito de Zamora pues se le atribuyen las intrusiones dentro del mismo, está formado por rocas volcánicas, volcanoclásticas e intrusivas cuya composición va de basalto alcalino a dacitas, con una edad de 169-164 Ma que afloran como colgantes supracorteza con una orientación N-S dentro del intrusivo (Drobe, Lindsay, Stein, & Gabites, 2013)

### **3.1.3. Unidad Chinapintza.**

Compuesta principalmente por dacitas, riódacitas (volcánicos silíceos a intermedios) y rocas subaéreas, las cuales sugieren que la fase de magmatismo coincidió con el fallamiento en bloques durante el inicio de la proto cordillera Andina (PRODEMİNCA, 2000); es una unidad relativamente nueva (Cretácico Inferior)

Así mismo las formaciones sedimentarias cretácicas (Hollín, Napo y Tena) se encuentran presentes en la zona de estudio.

### **3.1.4. Formación Napo.**

Se presenta como un paquete de pizarras bituminosas con lentes e intercalaciones de subgrauvacas y siltitas de grano fino que ocurren localmente dentro o en la base de la secuencia volcánica y se superponen directamente al basamento de granitoides (PRODEMİNCA, 2000)



### **3.1.5. Formación Hollín.**

Se encuentra en la parte inferior de la formación Napo y está conformada por areniscas cuarcíferas blancas.

### **3.1.6. Formación Tena.**

Compuesta por arcillas rojas de ambiente fluvial a lacustre, lo que se puede interpretar como un fin de ambiente oceánico e inicio de uno continental derivado de la cordillera de los Andes durante el Maestrichtiano tardío a Paleoceno, esta formación posee de 250 a 1000 metros de potencia a lo largo de su presencia.

El basamento de este distrito minero es gneis migmatítico sin datación acertada hasta la fecha pero de acuerdo a disposición estratigráfica se supone una edad aproximada precámbrica-paleozoica, aflora en el flanco oeste del sector minero Chinapintza y está correlacionado a las rocas metamórficas de la unidad Isimanchi, es más, ambas litologías aparecen como bloques remanentes por la intrusión del batolito de Zamora (Calle, 2014). La unidad Isimanchi consta de filitas de bajo grado y mármoles (Litherland et al., 1994) lo cual se presta para que junto al clima se presenten paisajes kársticos, no existen evidencias paleontológicas en la unidad lo que sugiere una edad pre Jurásica, lo que significa una posible correlación con la unidad Macuma que se encuentra discordantemente junto a la unidad Pumbuitza.

**RESUMEN ESTRATIGRÁFICO Y TECTÓNICO DEL CAMPO MINERO DE CHINAPINTZA**

EDAD		FORMACIÓN	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN LITOLÓGICA	EVENTO TECTÓNICO						
Mesozoico	Cretácico	Superior	Chinapintza		<p><b>Transgresión y Regresión Marina</b> (Deposición sin incidencia Tectónica; basamento metamórfico)</p>	<p><b>Rifting (Sutura)</b></p>	<p><b>Subducción de Placas</b> (Origen de un Arco Magmático Calco-alcalino)</p>	<p><b>Vulcanismo Continental tipo Rift</b> (Levantamiento y Destrucción de la Cuenca)</p>	<p><b>Intrusión Magmática</b> (Sobrecorrimientos y Emplazamiento del complejo intrusivos tipo I, y eventos de Mineralización)</p>	<p><b>Transgresión y Regresión Marina</b> (Sedimentos Continentales y Marinos en borde de Arco)</p>	<p><b>Intrusión Post-Magmática</b> (Ambiente Compresivo -Extensional)</p>
		Medio									
		Inferior	Hollín								
	Jurásico	Superior	Misahualli								
		Medio	Batolito de Zamora								
		Inferior									
	Triásico	Superior	Piuntza								
		Medio									
Paleozoico	Pérmico inf. / Devónico?	Isimanchi									
Precámbrico		No definido									

Ilustración 6: Resumen estratigráfico y eventos del distrito minero Chinapintza.

Fuente: (Guerrero, 2014)

Elaboración: Tomado de (Guerrero, 2014)

### **3.2. Mineralización**

Debido a que la mineralización, ocurre a los 400m y se encuentra restringida a los 600m (Guerrero, 2014), el sector minero Chinapintza se puede definir como un depósito epitermal, y debido a los fluidos que interactuaron en esta zona los cuales tienen un pH cercano a neutro se relaciona al sector, con depósitos epitermales de baja a intermedia sulfuración; este sector minero se encuentra dentro de un complejo volcánico calco-alcalino de edad Cretácico Inferior (PRODEMINCA, 2000)

La mineralización, según la recopilación de varios autores de PRODEMINCA, es vetiforme polimetálica aurífera presentada en rellenos de cavidades abiertas bandeadas, coloformes, drusas y localmente se presentan cementaciones de brechas (PRODEMINCA, 2000). Los sulfuros presentes incluyen pirita y esfalerita con pequeñas cantidades de galena, arsenopirita y pirrotina y en trazas se encuentra calcopirita y bornita.

En cuanto a la fase metálica preciosa se encuentra una aleación de oro y plata en relaciones 1:6, una parte de oro por cada seis de plata, el cual se presenta en inclusiones dentro de la pirita y esfalerita, en esta zona también se ha identificado redes filamentosas de plata nativa y plata aurífera con 59% de plata (PRODEMINCA, 2000)

Las vetas se presentan como poliaxiales, es decir, típicamente complejas, comprenden sulfuros masivos gruesos, interbandeados y entrecrecidos con una ganga dominada por carbonatos (Ca, Fe, Mn) y cantidades variables de cuarzo, minerales de arcilla, sericita (procedente de feldespatos) y pirofilita (Piedra, 2014)

### **3.3. Geología Local**

El sector de La Pangui pertenece a un complejo intrusivo volcánico, donde el rasgo principal viene a ser el pórfido de Chinapintza de edad Cretácea (106 a 96 Ma), el cual intruye a rocas del Batolito de Zamora y la Unidad Misahuallí (Piedra, 2014), el depósito de Chinapintza comprende un stockwork cuyas vetillas miden 0.5 m de potencia de cuarzo oxidadas, las cuales pueden llegar a contener 50 g/t de oro, siendo, según (Paladines & Soto, 2010), las reservas probables del orden de 12 toneladas de oro. Las vetas están relacionadas directamente con intrusiones más tardías del pórfido riolítico y se desarrollan mejor en los pórfidos dacíticos subvolcánicos (Córdova, 2015)

La litología comprende rocas intrusivas félsicas a intermedias, como granodioritas; rocas volcánicas como andesitas, riocitas, riolitas, presentes como pórfidos y en diques de una composición semejante; también en la litología del lugar se presentan volcánicos subaéreos o volcánicos formados al aire libre (brechas y tobas de composición riolítica) y finalmente sobreyacen sedimentos jóvenes que cubren la serie de rocas antes explicadas (Piedra, 2014)

Esta zona presenta una mineralización principalmente conformada por vetas, stockworks, diseminada y como cementante de brechas, a parte de este dato Piedra nos brinda la información sobre las asociaciones de la zona, explica que la asociación mineralógica dominante es a base de sulfuros junto al oro, el cual se presenta como asociación oro-plata (Piedra, 2014) En cuanto a la ganga, es muy común la presencia de cuarzo y minerales de arcilla.

Debido al desarrollo de cuarzo y sericita, el depósito mineral del sector La Pangui representa una alteración fílica-argílica, mientras que las rocas que se encuentran presentes en el halo de mineralización o aureola de mineralización muestran una alteración propilítica; tanto los diques como brechas al margen de las vetas muestran silificación.

La distribución de minerales, en el distrito de Chinapintza, está controlada principalmente por una fuente infrayacente de calor, este calor es ocasionado por intrusiones riolíticas de alto nivel (PRODEMINCA, 2000), esta distribución mineral también depende de canales estructurados adecuadamente.

## **CAPÍTULO IV**

### **MARCO TEÓRICO**

## **4.1. Proceso de flotación**

### **4.1.1. Generalidades.**

A la flotación se la conoce como un proceso prácticamente nuevo dentro del campo metalúrgico, pero existe una historia de su evolución muy poco resaltada, como proceso para beneficio de minerales se la conoce desde tiempos antiguos, desde Muhammad Mansur (1491) y su aprovechamiento de las capacidades de humectación de distintos minerales utilizando una variedad de aceites y de agua para obtener azurita (Luttrell, 2012), hasta William Haynes quien patentó en 1860 un método que disgregaba materiales sulfurados con la ayuda de aceites, grasas y agua, adicionalmente la agitación permitía que las partículas sulfuradas floten para separarse de los minerales ganga (Guartan & Tamay, 2003), posteriormente entre los años 1910 y 1925 la flotación fue sometida a variaciones y evoluciones para optimizar el proceso, introduciendo el uso de colectores y espumantes aceitosos, todos de origen orgánico; la evolución no se ha detenido, tan así que al momento existen cientos de reactivos para realizar flotaciones de distintos minerales, tanto en conjunto o selectivamente y de distintas maneras, así mismo varios investigadores han diseñado distintos equipos de flotación de acuerdo a los minerales a ser estudiados, tratados y/o explotados.

Este proceso de concentración se ha establecido como muy rentable y se ha hecho universalmente conocido por su uso, especialmente para concentración de minerales de sulfuro, junto al entendimiento técnico y mejora de reactivos y equipos, la flotación evoluciona de acuerdo a las necesidades de los distintos proyectos en los que se la aplica.

### **4.1.2. Definición de flotación.**

La flotación es un método físico-químico que se lleva a cabo en soluciones acuosas saturadas sustancialmente, tiene como fundamento el separar minerales complejos de materiales ganga o de poco interés, esto basándose en las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los minerales antes mencionados.

La flotación puede clasificarse en flotación colectica y flotación selectiva, dependiendo de su concentrado y relave, si el material que se desea obtener comprende dos o más minerales, se dice que se realiza una flotación colectiva, y se llama flotación selectiva cuando la separación es realizada en distintos concentrados, uno para cada mineral o valor metálico.

Para que la flotación funcione óptimamente requiere de los reactivos adecuados, tanto colectores, depresores, xantatos, espumantes, etc., de tamaños de grano que puedan liberar partículas de minerales de interés, de tiempos ideales de acondicionamiento de los reactivos con el agua y el material analizado y de un equipo mecánico y/o neumático adecuado que brinde la agitación y la inyección de aire necesarios.

#### 4.1.3. 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 ilustración 7 se puede 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.

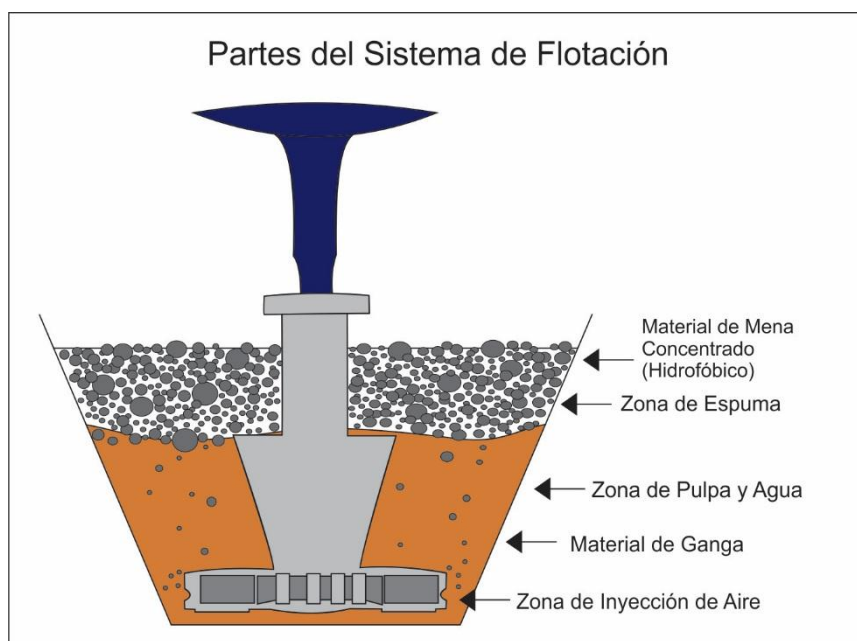


Ilustración 7: Partes del Sistema de Flotación

Fuente: (Bulatovic, 2007)

Elaboración: David Cuenca

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 lo realiza mediante la adición de diversos reactivos químicos como colectores, modificadores de pH y agentes reguladores.

#### **4.1.4. Reactivos de Flotación.**

##### **5.3.2.1. Colectores.**

Son reactivos que sirven para cambiar las propiedades hidrofílicas de ciertas partículas minerales por propiedades hidrofóbicas. Las moléculas colectoras son hidrocarburos, estos recubren la partícula y debido a su no polaridad, no forman enlaces de hidrógeno con el agua, y es entonces que la partícula mineral se vuelve hidrofóbica y puede ser atraída por las burbujas hasta la superficie. El proceso se divide en dos reacciones, primeramente se realiza un intercambio iónico y posteriormente se crean reacciones electroquímicas, que involucran la transferencia de electrones de una sustancia a otra (Edumine, 2016). En el presente trabajaron se utilizaron los siguientes colectores:

- **Collector Flominec 404-P Oil.**- Usado para minerales de oro y minerales PGM (platinum group minerals) sulfurados, es un colector secundario de avance.
- **XANTATO ISOPROPILICO DE SODIO (Z-11)<sup>1</sup>** .- 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, 2015).

##### **5.3.2.2. pH.**

Dentro de la flotación el pH influye de manera muy importante para la absorción de un colector por el mecanismo de transferencia de electrones o reacciones electroquímicas (Appeals, 1917), si existe un aumento de pH, entonces se eleva la concentración de iones

---

<sup>1</sup> Reactivos compuestos por cadenas carbonatadas, otorgan las propiedades colectoras en el circuito de flotación para los minerales metálicos y polimetálicos (ARMAR, 2015).



de OH<sup>-</sup>, esto retrasa o incluso detiene la absorción por parte del colector hacia la superficie de los minerales debido al desequilibrio químico. Los modificadores de pH son usados tomando en cuenta consideraciones económicas y las secuelas que pueden presentarse, los más utilizados, según (Barría & Valdebenito, 2008) en su catálogo "*Implementación Sistema de Control Flotación Rougher*", son la soda cáustica (NaOH) y la cal (CaO), el segundo regulador usa sus iones de calcio junto a los iones de sulfato en el agua para precipitarse en forma de sulfato de calcio, estos modificadores aumentan el pH del medio en el que se realiza la flotación.

#### **5.3.2.3. Activadores.**

Los activadores cambian las propiedades de la superficie mineral, provocando que las partículas de ciertos minerales floten conjuntamente con un colector, sin este activador el colector no sería eficiente. Para la activación del zinc, el activador más utilizado es el sulfato de cobre, mientras que para la activación de óxidos de cobre se utiliza sulfhidrato de sodio en pequeñas cantidades (Guartan & Tamay, 2003).

#### **5.3.2.4. Depresores.**

Los depresores son complementos de los activadores, pues evitan que los minerales de ganga o de poco interés floten, uno de los más utilizados para deprimir sulfuros de fierros es la cal, en cambio para deprimir al zinc se utiliza sulfato de zinc, el sulfhidrato es un depresor de cobre y el dicromato sirve para deprimir la galena (Guartan & Tamay, 2003), en el caso de esta investigación se utilizó silicato de sodio (Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub>) para depresar el cuarzo encontrado en la mena.

#### **5.3.2.5. Agente Espumante.**

Reactivos que permiten formar una espuma estable brindando una resistencia mecánica de las burbujas de aire evitando su unión, tomando en cuenta la granulometría y mineralización adecuada, los espumantes se eligen de acuerdo a la flotación que se desea realizar (Bulatovic, 2007).

Los espumantes crean una superficie de adherencia adecuada de las partículas del mineral de interés, la eficacia del espumante depende en gran parte del pH puesto que son compuestos tensoactivos heteropolares que pueden absorberse en la superficie de separación de agua/aire (Guartan & Tamay, 2003)

El espumante usado en este proyecto es:

- **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.

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

##### **5.3.2.6. Tamaño de grano o granulometría.**

El tamaño de grano es un factor de alta importancia dentro del proceso de flotación puesto que el peso de las partículas depende de su densidad y tamaño, si es demasiado grande y pesada relativamente, es posible que las burbujas producidas por el espumante no las adhieran en su composición y que no sean arrastradas a la superficie, y si es demasiada pequeña la granulometría, minerales ganga pueden ser arrastrados fácilmente a la superficie debido a su bajo peso.

##### **5.3.2.7. Reactivos usados.**

Los reactivos pueden ser, colectores, espumantes y modificadores, pero su eficiencia se basa en su estructura química, la misma que es selectiva, si se elige un reactivo erróneo la concentración será muy baja y la recuperación del mineral también lo será.

##### **5.3.2.8. 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.

#### **5.3.2.9. Inyección de aire.**

Este factor influye directamente en la flotación puesto que, para una apropiada reacción entre el espumante y la pulpa, debe existir una aireación para la creación de las burbujas y así las partículas puedan arrastrarse hasta la superficie para que sean recogidas.

#### **5.3.2.10. Regulación de pH.**

La composición del medio en el que se realiza la flotación es regulada por el pH, y es importante para la absorción de un colector por el mecanismo de transferencia de electrones o reacciones electroquímicas (Appeals, 1917). Si existe un aumento de pH, entonces se eleva la concentración de iones de OH<sup>-</sup>, esto retrasa o incluso detiene la absorción por parte del colector hacia la superficie de los minerales debido al desequilibrio químico y si por el contrario, el pH es bajo, no existen las concentraciones de OH<sup>-</sup> necesarias para que se produzcan las transferencias electroquímicas con lo que no se crean propiedades hidrofóbicas en los minerales de interés.

#### **5.3.2.11. Tiempo de residencia.**

El tiempo de residencia es directamente relacionado con el acondicionamiento apropiado de los reactivos con la pulpa, dependerá de este factor la cantidad de partículas adheridas a las burbujas creadas por inyección del aire y el reactivo espumante en un tiempo determinado anteriormente. Y no solamente el tiempo de acondicionamiento sino también es tiempo de inyección de aire, si es muy bajo la recuperación será ineficiente y si es muy alto la recuperación mineral será baja por el exceso de ganga en el material del concentrado.

#### **4.1.6. Definición de pulpa.**

Pulpa se puede definir como una mezcla constituida por sólidos minerales, los cuales tienen un tamaño de grano casi uniforme; y una parte líquida que comúnmente es agua. Esta mezcla posee características como gravedad específica, peso y volumen que son representados por porcentajes de peso o volumen de las partes que la constituyen.

## **CAPÍTULO V**

### **METODOLOGÍA Y EQUIPOS**

El trabajo realizado ha comprendido cinco fases, las mismas que son detalladas en el presente capítulo.

### 5.1. Recopilación y verificación bibliográfica

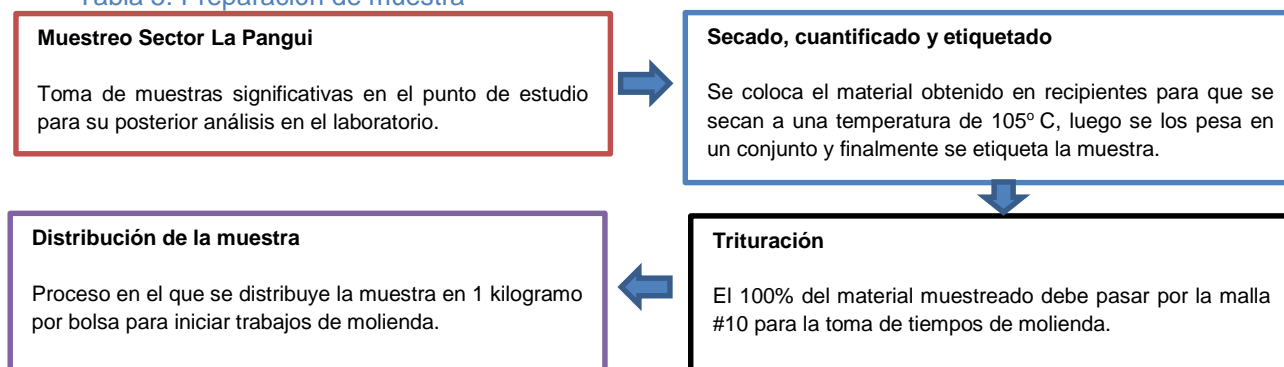
La primera parte de este trabajo de investigación consistió en obtener bibliografía preliminar y referente al tema de estudio, esto implicó la recolección de información de libros, mapas, trabajos investigativos previos y artículos científicos, todo con el objetivo de captar, clasificar, seleccionar la mejor y más útil información sobre la zona de estudio, como datos generales, minería, geología local, regional y estructural.

Se puede evidenciar la importancia de varios autores dentro del desarrollo de este trabajo investigativo, pues constituyen un aporte fundamental para el desarrollo del mismo con su participación en el mundo de la ciencia, de manera específica de la geología y minas, entre ellos tenemos al PhD. Agustín Paladines y al MSc. John Soto con su libro “*Geología y Yacimientos Minerales del Ecuador*” publicado por UTPL en el año 2010, así mismo al libro “*Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador. Vol. 5. Depósitos Porfídicos y Epimesotermales Relacionados con Intrusiones de la Cordillera El Cóndor*”, publicado por Prodeminca en el año 2000 y a todos los trabajos de fin de titulación cuyos datos e información se citan en esta investigación.

### 5.2. Preparación de muestras

Las muestras a ser analizadas se someten al siguiente proceso:

Tabla 5: Preparación de muestra



Fuente: (Ludeña, 2012)  
Elaboración: David Cuenca

En cuanto a la homogenización, se utiliza una espátula para extender toda la muestra sobre las mantas de polietileno o plástico y se forma la red de preferencia, esto con el fin de tomar muestras de distintos puntos para que la muestra final sea representativa de todo el lote del mineral.

### 5.2.1. Proceso de Molienda.

Este proceso reduce el promedio de las partículas de una muestra para permitir una mejor liberación de minerales de interés en partículas individuales.

Para el proceso de molienda de material se emplea:

- Molino de bolas Batch modelo MIM (9.87" x 7.2") (energía proporcionada por motor eléctrico marca WEG de ½ hp)
- Carga Molturante (126 bolas de acero)

Parámetros:

- Carga de molienda = 11303 gramos
- Volumen de Agua = 1000 ml
- Peso de muestra = 1000 gramos
- Razón de dilución de pulpa = 1/1 (Sólido/Líquido)
- Velocidad Crítica = 68 RPM

Cálculos de distintos parámetros se encuentran posteriormente en anexo 2.



Ilustración 8: Molino de Bolas marca Batch  
Elaboración: David Cuenca

El procedimiento inicia cuando se colocan: 1 kilogramo de mineral, 1 litro 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.

### 5.3. Caracterización del material de estudio

#### 5.3.1. Peso específico.

Para determinar el peso específico de la muestra se utiliza:

- Balanza electrónica
- Picnómetro de 5ml
- Piseta
- Mineral

El procedimiento toma en cuenta 4 pesos: peso del picnómetro vacío, peso del picnómetro más muestra, peso del picnómetro junto a la muestra y aforado con agua y finalmente peso del picnómetro aforado con agua simplemente.



Ilustración 9: Material usado para determinar peso específico  
Elaboración: David Cuenca

Para obtener el dato del peso específico de la muestra se usa la siguiente fórmula:

$$\gamma = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)} \quad \left(\frac{kgF}{m^3}\right)$$

De donde:

P1 es el peso del picnómetro vacío

P2 es el peso del picnómetro + muestra

P4 es el peso del picnómetro + muestra + H2O

P3 es el peso del picnómetro + H2O

Para obtener resultados más confiables se realiza tres veces el mismo proceso para promediar cálculos.

### 5.3.3. Análisis granulométrico.

En el ensayo de granulometría se utiliza:

- Un equipo de tamices estandarizados RESTCH
- Un vibrotamiz de marca RESTCH AS 200
- Una balanza electrónica

Este ensayo tiene como propósito obtener el D80 y D50 del material estudiado, estos datos proporcionan la información sobre la distribución del tamaño de las partículas del mineral.



Ilustración 10: Proceso de tamizado  
Elaboración: David Cuenca



El procedimiento para este ensayo es pesar 250g de muestra que ha pasado por la malla - 10#, se procede a realizar una granulometría en húmedo, usando los tamices 35#, 120#, 200#, 230#, 325# y 400# (Ver ilustración 10). Los factores que influyen en este paso son, tiempo (7 min.), amplitud de 1.6 e intervalos de 15 segundos. Posteriormente se seca el material retenido en los distintos tamices en la estufa a 105°C (Córdova, 2015) por 24 horas. La granulometría seca, posteriormente, se la realiza con el material retenido, se usa los tamices: 10#, 18#, 35#, 60#, 120#, 200#, 230#, 325#, 400# y -400#; el paso final es el proceder a pesar el material retenido en cada uno de los tamices e ingresar la información al software MOLYCOP TOOLS 3.0, el cual gráfica y determina el D80 y D50 con la curva granulométrica.

#### **5.3.4. Proceso de Flotación.**

La metodología a emplear se basa en tres etapas sistematizadas, de las cuales se resaltan los valores más altos de cada una de estas para volver a ser empleado en la siguiente fase de estudio, los ensayos se los realiza por duplicado para mayor confiabilidad en cada uno de los datos recogidos.

- **Primera Etapa.** - En esta fase varía el tamaño de grano para observar la cantidad de oro que se puede recuperar manteniendo fijos los valores de pH (10) y los valores de la concentración del colector de oro (100 g/Ton), el tamaño de grano variará en: material de malla 180  $\mu\text{m}$ , la 200  $\mu\text{m}$  y la 220  $\mu\text{m}$  ASTM en respectivos ensayos.
  
- **Segunda Etapa.** - 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; 10 y 11 (esto en valores de pH)
  
- **Tercera Etapa.** - Los valores obtenidos en la fase anterior son evaluados y así mismo se toma el rendimiento más alto para mantener las condiciones de pH 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, ver anexo 4.

El material que se utiliza es del sector La Pangui en el Distrito minero Chinapintza. Culinadas las tres etapas se podrá determinar las condiciones óptimas para recuperación de oro mediante flotación.

Durante este proceso se utiliza:

- Celda de Flotación marca Denver Sala (Ilustración 11, especificaciones en anexo 11)
- Paleta para recoger material concentrado
- Dos pirex, uno para concentrado y otro para relave
- Reactivos:
  - o Colector Flominec 404-P Oil
  - o Espumante Flominec GP 012 Oil
  - o Xantato isopropilico de sodio (Z-11)
  - o Depresor (Silicato de Sodio)
- 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
- 4 vasos de precipitación de 100 ml
- Balanza digital
- Cal
- pHmetro



Ilustración 11: Celda de flotación Denver Sala  
Elaboración: David Cuenca

Previamente se realizan los cálculos para la dosificación de los reactivos. El proceso inicia al pesar los reactivos a usar en vasos de precipitación en la balanza digital y aforar cada uno a 100 ml en los balones de aforo, posteriormente colocamos los milímetros de cada solución preparada necesarios en las probetas y tenerlos listos para ingresarlos a los tiempos indicados. Se ingresa 750 gramos del material junto a 1500 ml de agua a la celda de flotación para una apropiada mezcla y se mide el pH para modificarlo con CaO; se ingresa el silicato de sodio y se siguen las indicaciones de la tabla a continuación para ingresar los reactivos el esquema predeterminado:

### Fase 1

- Variable: Tamaño de grano
  - o Malla #180
  - o Malla #200
  - o Malla #220
- Constantes
  - o pH: 10

- Concentración del colector: 100 g/ton

Tabla 6: Esquema de flotación fase 1

Operación	Tiempo (MIN)	pH	Dosificación cabeza (g/ton)			
			404-P (100)	Z-11 (75)	GP012 Oil (100)	Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> (250)
Medición de pH	2	3.99	--	--	--	--
Acondicionamiento	15+4	10	50	50	50	250
Flot. Frac. A	3	10	--	--	--	--
Acondicionamiento	3	10	+25	+15	+25	--
Flot. Frac. B	3	10	--	--	--	--
Acondicionamiento	3	10	+25	+10	+25	--
Flot. Frac. C	2	10	--	--	--	--

Elaboración: David Cuenca

## Fase 2

- Variable: pH
  - 9
  - 11
- Constantes
  - Tamaño de grano: Mejor resultado de flotaciones anteriores
  - Concentración del colector: 100 g/ton

Tabla 7: Esquemas de flotación fase 2 pH 9

Operación	Tiempo (MIN)	pH	Dosificación cabeza (g/ton)			
			404-P (100)	Z-11 (75)	GP012 Oil (100)	Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> (250)
Medición de pH	2	3.99	--	--	--	--
Acondicionamiento	15+4	9	50	50	50	250
Flot. Frac. A	3	9	--	--	--	--
Acondicionamiento	3	9	+25	+15	+25	--
Flot. Frac. B	3	9	--	--	--	--
Acondicionamiento	3	9	+25	+10	+25	--
Flot. Frac. C	2	9	--	--	--	--

Elaboración: David Cuenca

Tabla 8: Esquemas de flotación fase 2 pH 11

Operación	Tiempo (MIN)	pH	Dosificación cabeza (g/ton)			
			404-P (100)	Z-11 (75)	GP012 Oil (100)	Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> (250)
Medición de pH	2	3.99	--	--	--	--
Acondicionamiento	15+4	11	50	50	50	250
Flot. Frac. A	3	11	--	--	--	--
Acondicionamiento	3	11	+25	+15	+25	--
Flot. Frac. B	3	11	--	--	--	--
Acondicionamiento	3	11	+25	+10	+25	--
Flot. Frac. C	2	11	--	--	--	--

Elaboración: David Cuenca

### Fase 3

- Concentración Colector
  - o 50 g/ton
  - o 75 g/ton
- Constantes
  - o Tamaño de gano: Mejor resultado de flotaciones anteriores
  - o pH: Mejor resultado de flotaciones anteriores

Tabla 9: Esquemas de flotación fase 2 Col. 50g/ton

Operación	Tiempo (MIN)	pH	Dosificación cabeza (g/ton)			
			404-P (50)	Z-11 (75)	GP012 Oil (100)	Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> (250)
Medición de pH	2	3.99	--	--	--	--
Acondicionamiento	15+4	9	25	50	50	250
Flot. Frac. A	3	9	--	--	--	--
Acondicionamiento	3	9	+15	+15	+25	--
Flot. Frac. B	3	9	--	--	--	--
Acondicionamiento	3	9	+10	+10	+25	--
Flot. Frac. C	2	9	--	--	--	--

Elaboración: David Cuenca

Tabla 10: Esquemas de flotación fase 2 Col. 75g/ton

Operación	Tiempo (MIN)	pH	Dosificación cabeza (g/ton)			
			404-P (75)	Z-11 (75)	GP012 Oil (100)	Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> (250)
Medición de pH	2	3.99	--	--	--	--
Acondicionamiento	15+4	9	40	50	50	250
Flot. Frac. A	3	9	--	--	--	--
Acondicionamiento	3	9	+20	+15	+25	--
Flot. Frac. B	3	9	--	--	--	--
Acondicionamiento	3	9	+15	+10	+25	--
Flot. Frac. C	2	9	--	--	--	--

Elaboración: David Cuenca

Culminado cada uno de los acondicionamientos se procede a abrir el paso del aire para poder recoger con una espátula la espuma resultante en un recipiente, eso se realiza en cada una de las fases separando el material concentrado del relave, así mismo antes de cada uno de los acondicionamientos se mide el pH para agregar cal en el caso de que sea necesario; una vez separados el concentrado y el relave se los lleva a la estufa a ser secados, homogenizados y preparados para el análisis al fuego.

### 5.3.5. Análisis químico.

Para determinar las cantidades de metales como oro y/o plata se utiliza la técnica analítica Fire Assay, la cual determina estas cantidades con el uso de elevadas temperaturas y reactivos fundentes.

### 5.3.5.1. Fusión.

Este proceso químico consiste en separar los metales preciosos de otros componentes de la mena por medio de un metal colector, que en esta ocasión es el plomo, se somete la muestra a 1000°C de temperatura.

El primer paso de este proceso es pesar 90g de flujo o flux básico y 30 gramos de muestra anteriormente homogenizada de cabeza y relave, mientras que para concentrado se utiliza solamente 12 gramos, agregamos 2,5 gramos de harina para muestras de relave y de cabeza y 4 gramos de nitrato de potasio para muestras de concentrado, lo mezclamos en un crisol colocando al final una cucharada de bórax, ver Anexo 5; la fundición se procede en una mufla a 1000°C por una hora, el proceso es sistematizado en la siguiente ilustración:

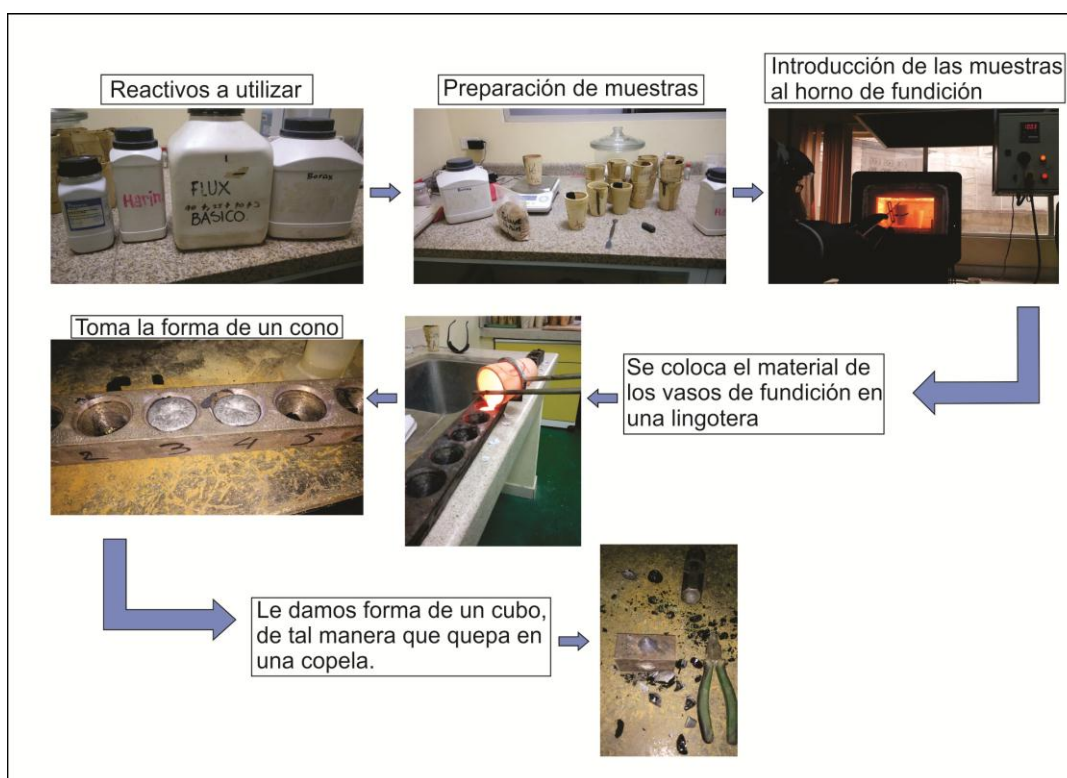


Ilustración 12: Proceso de fusión

Elaboración: David Cuenca

Pasado este periodo, se retiran los crisoles y sus contenidos se los coloca en las lingoteras, luego se separa el régulo de plomo de la escoria con ayuda de un martillo (Córdova, 2015), para terminar con este proceso se golpea el régulo, es decir, la parte más pura de los minerales después de separarlos de las impuras o de las que no se tiene interés, hasta darle una forma cúbica.

### 5.3.5.2. Copelación.

Es el procedimiento en el que se separa los metales preciosos del plomo que ha servido anteriormente como metal colector, este proceso se lo realiza a una temperatura de 900°C. Se colocó el régulo de plomo en una copela, e introducimos a la misma a la mufla a la temperatura anteriormente mencionada a un tiempo que varía entre 2 a 3 horas (Córdova, 2015).



Ilustración 13: Proceso de Copelación  
Elaboración: David Cuenca

Lo que se busca con este procedimiento es el dore, que es una aleación compuesta de oro y plata, y finalmente se procede a laminar el mismo para aumentar su superficie y facilitar su digestión y pesado.

### 5.3.5.3. Digestión y cuantificación del oro.

El propósito de la digestión es separar la plata del oro, durante este procedimiento se utiliza:

- Plancha térmica marca IKAMAG-RET-GS
- Crisoles de porcelana
- Campana de extracción



El procedimiento inicia pesando el dore en una microbalanza, luego se procede al ataque químico con ácido nítrico ( $\text{NO}_3\text{H}$ ) del mismo en crisoles de porcelana, posteriormente se coloca estos crisoles sobre la plancha térmica a la temperatura de  $150^\circ\text{C}$  (aprox.)

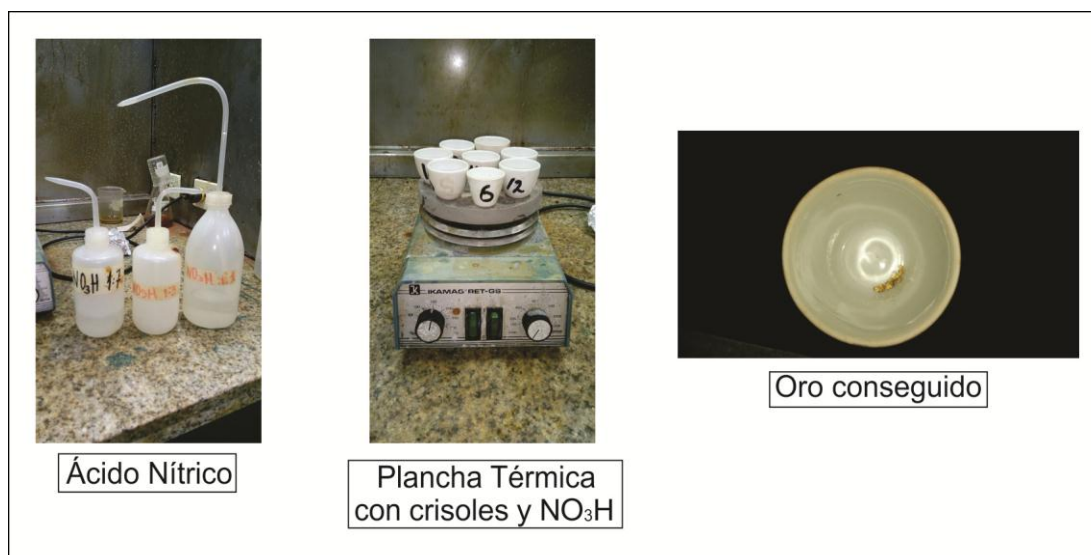


Ilustración 14: Elementos del Ataque Químico  
Elaboración: David Cuenca

Las razones que se usan para el ácido nítrico en el ataque químico son: 1:7, 1:3, y 1:1; las cuales representan una parte de ácido y siete, tres y una de agua destilada dentro de la concentración. El tiempo de permanencia de las muestras sobre la plancha térmica oscila entre 10 y 15 minutos con cada una de las concentraciones. Luego se realiza un lavado con agua destilada procurando no perder el oro, se seca a temperatura ambiente para y se refoja a 500 grados Celsius por 10 minutos para finalmente pesar lo obtenido.

#### 5.3.5.4. Fluorecencia de Rayos X.

Este procedimiento consiste en la excitación de un material con la ayuda de rayos X, para determinar su contenido y composición elemental (Pizarro & Dávila, 2009).

El equipo utilizado para el análisis de fluorescencia de rayos x es:

- BRUKER S1
- Método Mining Light Elements.

Luego de homogenizar y pulverizar la muestra del material de cabeza, se procede a secar y limpiar los recipientes que se van a utilizar, en los mismos se coloca de 2 a 3 gramos de muestra en cada uno y finalmente ingresamos cada recipiente al equipo BRUKER S1 y esperamos que realice la lectura de la muestra.

## **CAPÍTULO VI**

### **RESULTADOS Y ANÁLISIS**

## 6.1. Peso Específico

Se realizaron tres ensayos de peso específico para obtener un promedio de los mismos y tener un valor más confiable, los valores en la tabla 11 presentan los valores resultantes en esta investigación:

Tabla 11: Valores obtenidos de Peso Específico

Número de Ensayo	$\gamma$ (gr/cm <sup>3</sup> )
Ensayo 1	2.82
Ensayo 2	2.53
Ensayo 3	2.83
Promedio	2.72

Elaboración: David Cuenca

Los datos se reflejan con investigaciones anteriores como (Córdova, 2015) y (Jaramillo, 2014), los parámetros se especifican en el anexo 1.

## 6.2. Análisis Granulométrico y Molienda del Mineral

Se realizaron 5 diferentes moliendas con distintos tiempos (14, 16, 18, 20, y 22 minutos) para obtener el tamaño de grano requerido, los datos presentados en la tabla 12 son los tamaños de grano y los números de malla obtenidos en cada una de las moliendas, posteriormente en el anexo 2, se representa específicamente cada uno de los valores de los tamizados y los resultados arrojados por el programa Molycop Tools 3.0.

Tabla 12: Resultados de Molienda

Número Molienda	Tiempo (min)	D80 (µm)	# Malla
Ensayo 1	14	89	170
Ensayo 2	16	84	180
Ensayo 3	18	76	200
Ensayo 4	20	72	210
Ensayo 5	22	66	220

Elaboración: David Cuenca

Se observa en la tabla 12 que a mayor cantidad de tiempo en el molino de bolas menor es el tamaño de grano que se obtiene, el ensayo 1, de 14 minutos tiene un D80 de 89 µm, el

mismo que no se encuentra dentro de los rangos necesarios para este trabajo de investigación, así mismo el ensayo 4 que comprende un D80 de 72  $\mu\text{m}$ ; los tiempos necesarios para obtener los valores de granulometría requeridos en la metodología de este trabajo son 16 minutos (D80 = 84  $\mu\text{m}$ ), 18 minutos (D80 = 76  $\mu\text{m}$ ) y 22 minutos (D80 = 66  $\mu\text{m}$ ), puesto que los números de malla cumplen con los objetivos previamente citados.

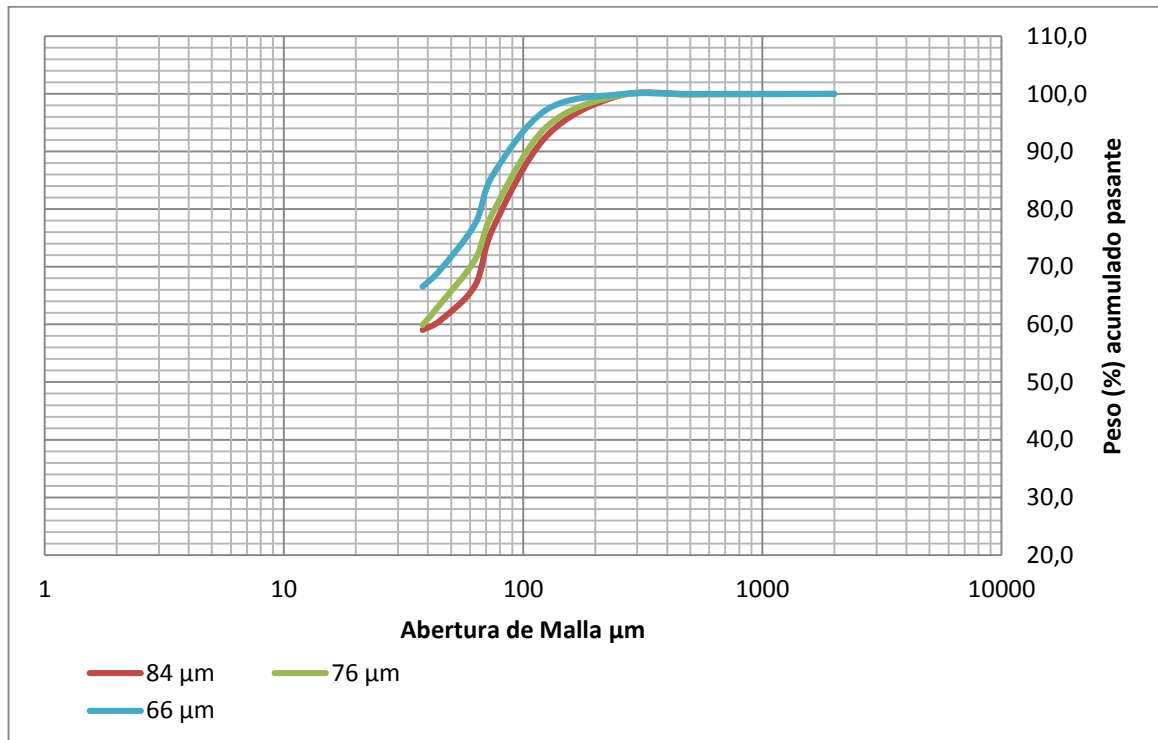


Ilustración 15: Curvas granulométricas de tiempos usados para flotación  
Elaboración: David Cuenca

### 6.3. Análisis Químico de la cabeza del material

El cálculo de ley de cabeza se lo realizó mediante análisis al fuego previamente explicado, los ensayos fueron tres, esto para que no exista mayor margen de error y el dato final sea confiable, la ley de oro resultó 6.61 g/ton, mientras que la ley de plata es de 38.11 g/ton, los mismos datos que se pueden comparar con los obtenidos en trabajos anteriores sobre este mismo tipo de lote de material (Córdova, 2015), para mayor detalle de datos obtenidos ver anexo 7.

Tabla 13: Leyes de Cabeza de Au y Ag

Promedio ley Au (mg Au)	Promedio ley Ag (mg Ag)
6.61	38.11

Elaboración: David Cuenca

#### 6.4. Fluorescencia de Rayos X

Los ensayos se realizaron a cada uno de las muestras obtenidas en las distintas flotaciones para determinar a concentración química de las muestras que se han separado en este proceso, así mismo se realizó un disparo de rayos X a material de cabeza, mediante el método Mining Light Elements registran las siguientes concentraciones principales de acuerdo a cada ensayo:

Tabla 14: Resultados de fluorescencia variando granulometría

Código	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	SiO <sub>2</sub> %	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	S%	K <sub>2</sub> O%	CaO%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
<b>Cabeza</b>	15	60.3	0.27	4.06	3.79	0.02	15.4
<b>16 C 1</b>	<b>9.23</b>	<b>16.4</b>	<b>1.18</b>	<b>29.6</b>	<b>1.37</b>	<b>0.19</b>	<b>40.3</b>
<b>16 R 1</b>	<b>16.1</b>	<b>67.4</b>	<b>0</b>	<b>0.61</b>	<b>4.03</b>	<b>0.24</b>	<b>10.6</b>
<b>18 C 1</b>	9.78	20.6	0.98	27.3	1.6	0.17	37.8
<b>18 R 1</b>	17.4	65.6	0.22	0.86	3.98	0.38	10.7
<b>22 C 1</b>	10	20.9	1.12	26.9	1.66	0.22	37.7
<b>22 R 1</b>	16.9	66.4	0	0.43	3.97	0.30	10.9

Elaboración: David Cuenca

Analizando los datos resultantes, se observa que ha existido una separación casi completa en el ensayo de 16 minutos molido con un tamaño de grano de 84 µm, puesto que entre el concentrado (16 C 1) y el relave (16 R 1), el SiO<sub>2</sub> (que es parte principal del material de ganga) se ve disminuido a un 16.4% en el concentrado, ante un 67.4% que existe en el relave, esto se refiere a una buena separación en los ensayos de flotación, otro factor a tomar en cuenta el azufre, puesto que el colector sirve para flotar minerales sulfurados, en la cabeza la concentración de azufre o minerales sulfurados es de 4.06%, mientras que cuando se realiza la separación de minerales la concentración se eleva a 29.6% en el concentrado e inversamente sucede lo mismo con el relave, disminuye a 0.613%.

Tabla 15: Resultado de fluorescencia variando pH

Código	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	SiO <sub>2</sub> %	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	S%	K <sub>2</sub> O%	CaO%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
<b>Cabeza</b>	15	60.3	0.27	4.06	3.79	0.02	15.4
<b>9 R 1</b>	17.2	65.9	0.20	0.43	4.11	0.15	11
<b>9 C 1</b>	9.79	19.2	1.06	27.1	1.86	0.18	38.8
<b>10 R 1</b>	<b>16.1</b>	<b>67.4</b>	<b>0</b>	<b>0.61</b>	<b>4.03</b>	<b>0.24</b>	<b>10.6</b>
<b>10 C 1</b>	<b>9.23</b>	<b>16.4</b>	<b>1.18</b>	<b>29.6</b>	<b>1.37</b>	<b>0.19</b>	<b>40.3</b>
<b>11 R 2</b>	18.1	65.3	0	0.39	4.11	0.37	10.8
<b>11 C 1</b>	9.77	21.5	0.99	26	1.99	0.21	37.4

Elaboración: David Cuenca

En estos resultados se puede observar de mejor manera el uso de la cal en cada flotación, mientras más alto el nivel de pH sería mayor el uso de cal para obtener el nivel deseado, el porcentaje de CaO en el ensayo de cabeza es de 0.02% ya que en este material no se usa cal para nivelar el pH, el mejor resultado (10 C 1) registró 0.19% de cal, y como en la fluorescencia de variación de tamaño de grano los valores para determinarla como el mejor ensayo fueron los valores de separación de sílice y el aumento de minerales de azufre o minerales sulfurados.

Tabla 16: Resultado de fluorescencia variando concentración del colector.

Código	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	SiO <sub>2</sub> %	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	S%	K <sub>2</sub> O%	CaO%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
<b>Cabeza</b>	15	60.3	0.27	4.06	3.79	0.02	15.4
<b>75 R 2</b>	17.6	64.8	0	0.44	4.08	0.27	11.2
<b>75 C 2</b>	11.7	26.3	0.82	19.5	2.39	0.19	30.4
<b>50 R 1</b>	17.9	65.7	0.21	0.28	4.15	0.22	10.4
<b>50 C 1</b>	11.4	26.2	0.97	23.4	2.07	0.26	33.9
<b>100 R 1</b>	<b>16.1</b>	<b>67.4</b>	<b>0</b>	<b>0.61</b>	<b>4.03</b>	<b>0.24</b>	<b>10.6</b>
<b>100 C 1</b>	<b>9.23</b>	<b>16.4</b>	<b>1.18</b>	<b>29.6</b>	<b>1.37</b>	<b>0.19</b>	<b>40.3</b>

Elaboración: David Cuenca

Los valores de fluorescencia de la última flotación se presentan en la tabla 14 del presente trabajo, el mejor resultado continúa siendo el que ha separado casi por completo el sílice y ha recuperado tanto a minerales sulfurados y al óxido férrico como, para mejor análisis de los datos ver anexo 12.

## 6.5. Proceso de flotación

### Fase 1

Como anteriormente se encuentra explicado, la fase 1 comprende el variar el tamaño de grano para concluir con la mejor concentración variando este factor, teniendo como constantes el pH y la concentración del colector, los ensayos se realizaron por duplicado para obtener datos confiables, así mismo el cálculo de leyes de oro y plata se realizó por análisis al fuego (ver anexos 7-8)

Tabla 17: Valores de Balances Metalúrgicos obtenidos Fase 1

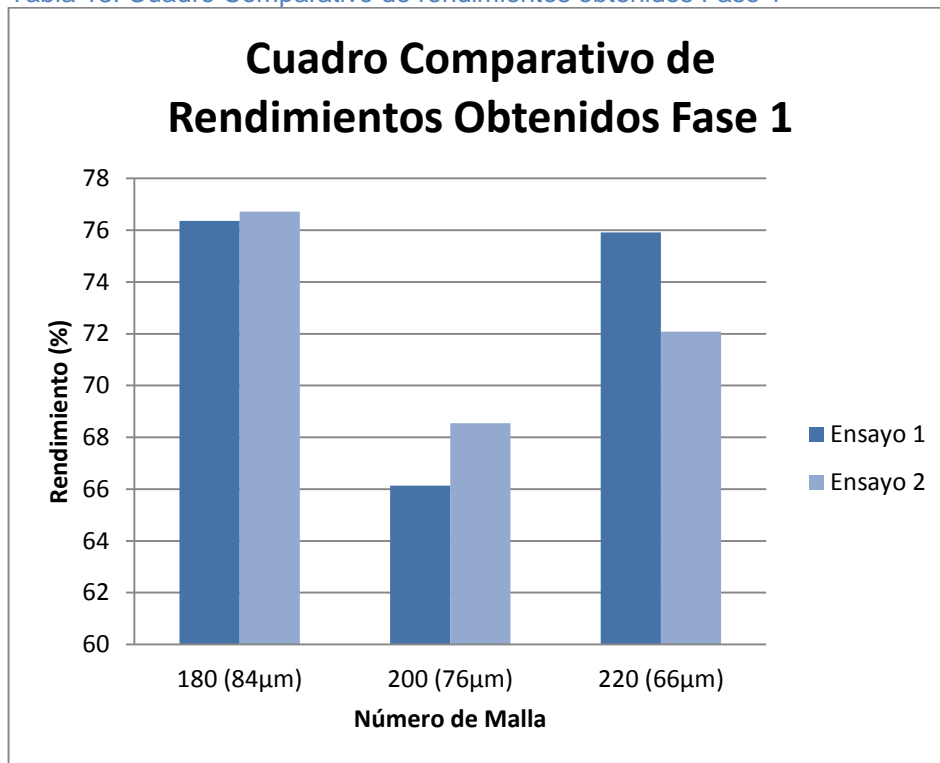
# de Malla	# de Ensayo	Alimen.(g)	Concen. (g)	Ley Con. Au (ppm)	Rel. (g)	Ley Rel. Au (ppm)	Bal. Metal. (mg de Au)	Rendimien. %
180	1	750.06	94.65	39.93	654.85	1.25	4.95 ≈ 4.60	76.36
180	2	750.02	99.08	38.33	650.27	1.00	4.95 ≈ 4.44	76.72
200	1	750.01	93.54	35.00	657.97	2.33	4.95 ≈ 4.80	66.14
200	2	750.02	94.85	35.77	654.01	2.33	4.95 ≈ 4.91	68.54
220	1	750.06	98.05	38.33	650.52	1.25	4.95 ≈ 4.57	75.92
220	2	750.02	100.42	36.67	645.84	1.25	4.95 ≈ 4.49	74.39

Elaboración: David Cuenca

A continuación, se presenta en un cuadro comparativo los rendimientos obtenidos en la fase 1 de la flotación:



Tabla 18: Cuadro Comparativo de rendimientos obtenidos Fase 1



Elaboración: David Cuenca

La recuperación del mineral para los tiempos de 18 minutos en molienda que comprende un tamaño de 76 µm y el de 22 minutos, con un tamaño de 66 µm son deficientes frente a la recuperación de material molido durante 16 minutos, con un tamaño de grano de 84 µm produce una mayor liberación del mineral de la ganga. Estos valores se asemejan al trabajo de investigación de (Torres, 2013) puesto que los tamaños de grano son cercanos, la malla usada en este trabajo es la 180 mientras que en el de Torres, 2013 se utiliza la malla 200. Como se indicó en la metodología se procede a tomar el valor más alto de los rendimientos que son 76.36% y 76.72 % para que sirvan como base para la fase dos y tres.

## Fase 2

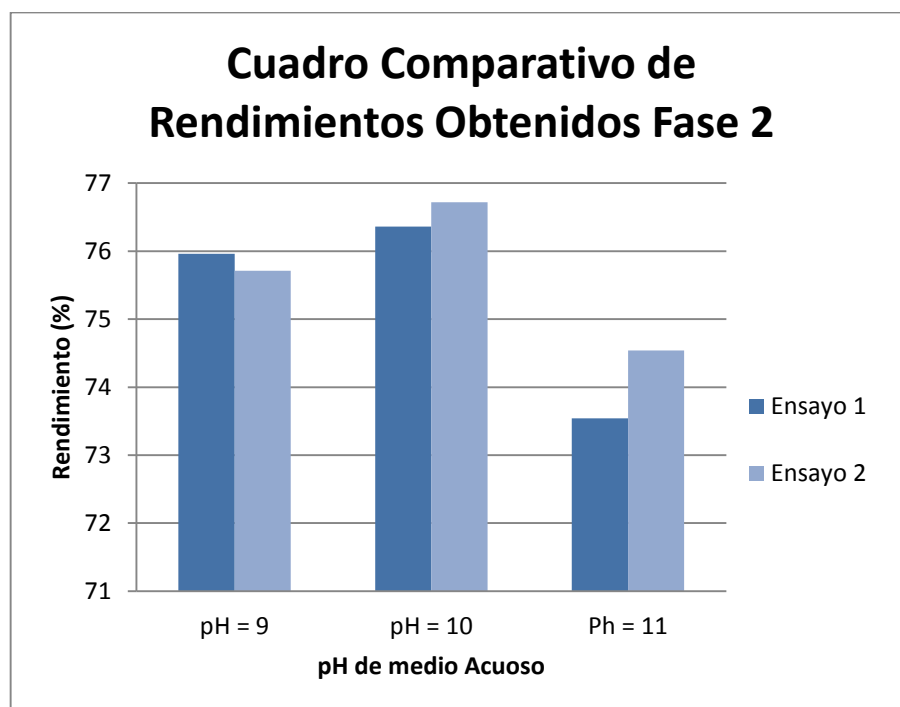
Esta fase inicia tomando en cuenta el mejor resultado de la flotación realizada anteriormente, que fueron los ensayos de 16 minutos ( $D_{80} = 84 \mu\text{m}$ ), la variable es el pH (9-10-11) para determinar el mejor resultado de concentración y recuperación mineral, otra constante es la concentración del colector 404-P Oil (100 g/ton) a continuación se presenta una tabla con los valores obtenidos resaltando el mejor resultado:

Tabla 19: Valores de Balances Metalúrgicos obtenidos Fase 2

pH	# de Ensayo	Aliment. (g)	Concen. (g)	Ley Con. Au (ppm)	Rel. (g)	Ley Rel. Au (ppm)	Bal. Metal. (mg de Au)	Rendimiento %
9	1	750	94.13	39.97	654.31	1.33	4.95 ≈ 4.63	75.96
9	2	750	102.20	36.67	643.54	1.25	4.95 ≈ 4.55	75.71
10	1	<b>750.06</b>	<b>94.65</b>	<b>39.93</b>	<b>654.85</b>	<b>1.25</b>	<b>4.95 ≈ 4.60</b>	<b>76.36</b>
10	2	<b>750.02</b>	<b>99.08</b>	<b>38.33</b>	<b>650.27</b>	<b>1.00</b>	<b>4.95 ≈ 4.44</b>	<b>76.72</b>
11	1	750	106.58	34.17	638.51	1.99	4.95 ≈ 4.91	73.54
11	2	750	116.43	31.67	628.27	2.00	4.95 ≈ 4.94	74.54

Elaboración: David Cuenca

Tabla 20: Cuadro Comparativo de rendimientos obtenidos Fase 2



Elaboración: David Cuenca

De acuerdo a la tabla 16, los valores de rendimiento pH 9 son de 75.96% y 75.71% y para pH 11 se obtiene 73.54% y 74.54%, los cuales son menores a los trabajados con un pH 10, con el que se produce un rendimiento de 76.36% y 76.72 %, estos resultados corresponden directamente al medio en el que se realizó la flotación, el regulador de pH, que en este caso es cal, funciona tanto como regulador del medio de pH y como depresor del oro si existe un

exceso de este reactivo, este exceso se lo evidencia en el caso de los ensayos de pH 11 donde la recuperación es muy deficiente a comparación de los ensayos con pH 10, mientras que en los ensayos pH 9 la cal no brinda las condiciones para las adecuadas transferencias electroquímicas entre electrones de oro y los colectores, lo que concuerda con (Torres, 2013) cuyo pH óptimo es de 10.5. Ver anexo (7-9)

Estos resultados indicaron un factor más para aplicarlo en la tercera fase de flotación, el pH se mantiene aún en 10 de acuerdo a los resultados de balance y rendimiento mineral.

### Fase 3

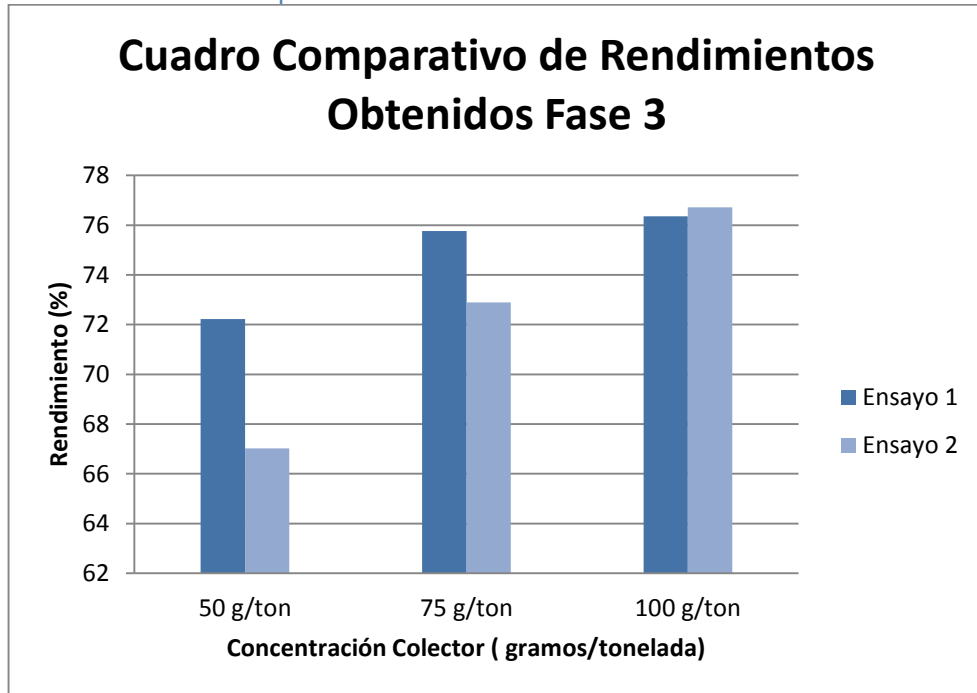
Es la fase final y en la que se aplican los valores más altos obtenidos en las dos fases anteriores, en esta etapa la variable es la concentración del colector. El tamaño de grano tomado es de 84  $\mu\text{m}$  y el pH es de 10.

Tabla 21: Valores de Balances Metalúrgicos obtenidos Fase 3

P	# de Ensayo	Aliment. (g)	Conc. (g)	Ley		Ley		Rendim. %
				Con. Au (ppm)	Rel. (g)	Rel. Au (ppm)	Bal. Metal. (mg de Au)	
50	1	750	113.12	31.61	634.66	1.67	4.95 $\approx$ 4.64	72.23
50	2	750	120.73	27.48	629.23	2.33	4.95 $\approx$ 4.78	67.02
75	1	750	112.51	33.31	635.40	1.66	4.95 $\approx$ 4.80	75.76
75	2	750	123.71	29.17	623.60	2.00	4.95 $\approx$ 4.86	72.90
<b>100</b>	<b>1</b>	<b>750.06</b>	<b>94.65</b>	<b>39.93</b>	<b>654.85</b>	<b>1.25</b>	<b>4.95 <math>\approx</math> 4.60</b>	<b>76.36</b>
<b>100</b>	<b>2</b>	<b>750.02</b>	<b>99.08</b>	<b>38.33</b>	<b>650.27</b>	<b>1.00</b>	<b>4.95 <math>\approx</math> 4.44</b>	<b>76.72</b>

Elaboración: David Cuenca

Tabla 22: Cuadro Comparativo de rendimientos obtenidos Fase 3



Elaboración: David Cuenca

Las concentraciones de 75 g/ton produce una recuperación mineral de 75.76% y 72.90 % mientras que las flotaciones con una concentración de 50 g/ton producen un rendimiento de 72.23% y 67.02%, estos valores indican una incompleta recuperación mineral puesto que con estas concentraciones no se obtiene un apropiado intercambio iónico y las burbujas de aire inyectado no arrastran el mineral de interés adecuadamente. El rendimiento de los ensayos de flotación con una concentración de colector 100 g/ton produjo que las partículas de oro realizaran un correcto intercambio iónico para convertirse en material hidrofóbico y por esto existe un mayor rendimiento a diferencia de las demás flotaciones con un promedio de recuperación de 76.54 %.

Los valores obtenidos se comparan en la tabla 19, que toma como variables al rendimiento y a la concentración del colector. Ver anexo (7-10)

## CONCLUSIONES

- El peso específico del lote estudiado de La Panguí, distrito Chinapintza es de  $\gamma = 2.72\text{g/cm}^3$ .
- El análisis químico de esta investigación da como resultado una ley de cabeza igual a 6.61 g/ton de oro y 38.11 g/ton de plata.
- La granulometría más eficiente en cuanto a rendimiento de recuperación es, el que ha sido sometido a 16 minutos de molienda que posee un tamaño de grano de 84  $\mu\text{m}$  con una media de recuperación de 76.54%.
- El oro en este tipo de mena no necesita más de 16 minutos de molienda para que la liberación del mismo sea eficiente de acuerdo a su recuperación.
- El mejor valor de pH para flotación es de 10, puesto que en este valor se realiza la mejor recuperación mineral, 76.54%.
- Los datos de ensayos de flotación indican que la mejor concentración del colector 404-P Oil es de 100 g/ton con un rendimiento del 76.54 %.
- Las condiciones óptimas para flotación de mineral selectivo en este trabajo de investigación se presentan como:
  - o Tamaño de grano o granulometría: 84  $\mu\text{m}$
  - o pH: 10
  - o Regulador de pH: Cal 3.647 kg/ton
  - o Concentración de colector (Flominec 404): 100 g/ton
  - o Dilución de pulpa: 33%
  - o Velocidad de agitación en celda de flotación: 740 RPM

- El más bajo de los rendimientos de recuperación se registró con material de malla 200, tamaño de grano 76  $\mu\text{m}$ , pH 10 y concentración de 100 g/ton del colector con un promedio de recuperación de 67.34%
- Mediante la fluorescencia de rayos X se determinó que a medida que se separa el Sílice es mayor el rendimiento mineral, en la más alta de las recuperaciones minerales (84  $\mu\text{m}$ , pH 10 y concentración de colector 100 g/ton) el concentrado posee un 16.4% de sílice y en la más baja de las recuperaciones (76  $\mu\text{m}$ , pH 10 y concentración de colector 100 g/ton) el concentrado posee 20% de este compuesto.

## RECOMENDACIONES

- El proceso de homogenización y cuarteo es fundamental el momento de determinar leyes de diferentes elementos como también en análisis por fluorescencia de rayos X, es por esto que debe realizarse de una manera muy cuidadosa para tomar una muestra representativa de todo el lote.
- Realizar investigaciones con nuevas variables como tipo de colector u otros valores del mismo.
- Posteriores investigaciones pueden tomar en cuenta que los valores de pH de 9 y 11 no brindan buena recuperación mineral por lo que se recomienda tomar como valor de pH 10.
- Tomar en cuenta los parámetros en cada una de las moliendas puesto que la carga de molienda puede variar debido a desgaste o pérdida de carga.
- Colocar en cada crisol las dosificaciones adecuadas de reactivos en la fase de fusión para que los datos no difieran durante el proceso del ensayo al fuego.

## BIBLIOGRAFÍA

- Appeals, U. S. C. o. (1917). *Ore flotation: Opinion rendered by United States Circuit Court of appeals and dissenting opinion. Cases 2180-2181: Minerals Separation, Ltd., vs Miami Copper Company*: Mellon Institute of Industrial Research.
- ARMAR, D. T. (2015). Especificaciones Técnicas Xantato Isopropilico de Sodio (Z-11) Reactivos Nacionales S.A. - RENASA (Técnico, Trans.). La Paz - Bolivia: ARMAR.
- Asaro, F., Michel, H. V., & Burger, R. L. (1981). MAJOR SOURCES OF ECUADORIAN ARCHAEOLOGICAL OBSIDIAN AND PROVENIENCE ASSIGNMENT OF ARTIFACTS: University of California Berkeley.
- Barría, A., & Valdebenito, M. (2008). Implementación Sistema de Control Flotación Rougher. In C.-C. División Andina & M. M. C.-. Chile (Eds.), (Vol. 1, pp. 22). Chile: Metso Minerals Cisa.
- Bird Life, O. (2005). Important Bird and Biodiversity Areas (IBAs). Retrieved 06/04/2016, 2016, from <http://www.birdlife.org/datazone/sitefactsheet.php?id=14602>
- Bulatovic, S. M. (2007). *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice: Volume 1: Flotation of Sulfide Ores*: Elsevier Science.
- Calle, L. (2014). *Caracterización geológica y mineralógica de la zona minera La Herradura, área minera de Chinapintza, provincia de Zamora Chinchipe-Ecuador*. (Ingeniería en Geología y Minas Investigación), UPLT, Loja, Ecuador.
- Córdova, R. A. (2015). *Estudio de las variables que influyen en la concentración gravimétrica en mesa vibratoria de un mineral aurífero proveniente del sector minero La Pangui, distrito Chinapintza*. (Ingeniero en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.
- Chávez, Á. P. (2008). *Evaluación Geológica del Cuerpo Mineralizado Soledad*. Escuela Superior Politécnica del Litoral, Guayaquil, Ecuador.
- CHINAPINTZA MINING CORP, C. (2013). Chinapintza Gold Project. from <http://www.cpamining.com/chinapintza-overview/>
- Delgado, H. P. (2009). *La Responsabilidad Ambiental de las empresas mineras conforme a la legislación del Ecuador*. (Postgrado con con especialidad en derecho empresarial), UTPL, Cuenca.
- Drobe, J., Lindsay, D., Stein, H., & Gabites, J. (2013). *Geology, Mineralization, and Geochronological Constraints of the Mirador Cu-Au Porphyry District, Southeast Ecuador: Economic Geology*.
- Ecológica, A. (2011). *Los Nuevos Conquistadores*. Quito.
- Ecuador, B. C. d. (2015). Inversión en oro con Goldman Sachs: segura, líquida y rentable [Press release]
- Edumine. (2016). Flotación 1-Fundamentos 2016, from [http://www.edumine.com/xutility/html/template.htm?category=xcourse&course=xflotation\\_sp&session=doc0100.xml&level=text&lang=ES](http://www.edumine.com/xutility/html/template.htm?category=xcourse&course=xflotation_sp&session=doc0100.xml&level=text&lang=ES)



- GOBIERNO AUTÓNOMO DESCENTRALIZADO CANTONAL DE PAQUISHA, G. (2014). *Plan de Desarrollo y Ordenamiento Territorial del Cantón Paquisha*. Paquisha, Zamora Chinchipe, Ecuador.
- GOBIERNO AUTÓNOMO DESCENTRALIZADO PARROQUIAL RURAL DE NUEVO QUITO, G. (2011). *PLAN DE DESARROLLO Y ORDENAMIENTO TERRITORIAL DE LA PARROQUIA NUEVO QUITO*. Nuevo Quito: GOBIERNO AUTÓNOMO DESCENTRALIZADO PARROQUIAL RURAL DE NUEVO QUITO.
- GOBIERNO AUTÓNOMO DESCENTRALIZADO PARROQUIAL RURAL DE NUEVO QUITO, G. (2015). *PLAN DE ORDENAMIENTO TERRITORIAL DE LA PARROQUIA NUEVO QUITO, COMPONENTE POLÍTICO CONSTITUCIONAL*. *Visor Seguimiento, II*, 165.
- GOBIERNO PROVINCIAL DE ZAMORA CHINCHIPE, G. (2012). El Panguí. 2016, from [http://www.zamora-chinchipe.gob.ec/index.php?option=com\\_content&task=view&id=44](http://www.zamora-chinchipe.gob.ec/index.php?option=com_content&task=view&id=44)
- Guartan, J. A., & Tamay, J. V. (2003). *Optimización del proceso de recuperación de oro contenido en los relaves de molienda de la planta "Vivanco" por el método de flotación-cianuración*. (Investigation), UTPL, Loja, Ecuador.
- Guerrero, L. D. C. (2014). *Caracterización geológica y mineralógica de la zona minera La Herradura, área minera de Chinapintza, provincia de Zamora Chinchipe - Ecuador*. (Ingeniero en Geología y Minas), UTPL, Loja - Ecuador.
- Instituto Ecuatoriano de Estadísticas y Censos, I. (2010). Provincias por Cantones. from [http://inec.gob.ec/estadisticas/?option=com\\_content&view=article&id=162](http://inec.gob.ec/estadisticas/?option=com_content&view=article&id=162)
- Jaramillo, S. N. (2014). *Caracterización geológica y mineralógica de la zona minera La Panguí, área minera de Chinapintza, provincia de Zamora Chinchipe-Ecuador*. . (Ingeniería en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.
- Litherland, M., Aspen, J. A., Jemielita, R. A., & Survey, B. G. (1994). *The metamorphic belts of Ecuador*: British Geological Survey.
- Ludeña, R. Á. (2012). *Estudio Hidrometalúrgico por Cianuración de los concentrados de Flotación de los relaves provenientes de la minería artesanal del yacimiento Nambija*. (Ingeniería en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.
- Luttrell, C. A. Y. a. G. H. (2012). *Separation Technologies for minerals, coals, and earth resources* (1 ed.). Englewood, Colorado, SA: Society for mining, metallurgy, and exploration.
- Morocho, J. R. A. (2009). *Rendimiento de la flotación para concentrar sulfuros minerales de los relaves en los distritos mineros de Portovelo - Zaruma, Bella Rica y San Gerardo*. (Ingeniero), UTPL, Loja, Ecuador.
- Paladines, A., & Soto, J. (2010). *Geología y Yacimientos Minerales del Ecuador* (UTPL Ed.).
- Piedra, L. (2014). *Caracterización geológica y mineralógica de la zona minera La Panguí, área minera de Chinapintza, provincia de Zamora Chinchipe-Ecuador*. . (Ingeniería en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.
- Pizarro, C. O. M., & Dávila, A. A. C. (2009). *Espectrometría de Fluorescencia de Rayos X*, 4.

- PRODEMINCA. (2000). *Depósitos Porfídicos y Epi-Mesotermales Relacionados con Intrusiones de la Cordillera El Cóndor* (1ra Edición ed. Vol. 1). Quito, Pichinca, Ecuador: Unidad de coordinación del Proyecto Prodeminca Proyecto.
- Rodríguez, R., García-Cortés, Á., & Fernández, R. R. (2006). *Los residuos minero-metalúrgicos en el medio ambiente*: Instituto Geológico y Minero de España.
- SegWeb. (2000). Newsletter 43. Retrieved 10/05/20106, 2016, from <http://wcm.segweb.org/imis15/pdf/publications/newsletters/2000/SEG-Newsletter-43-2000-October.pdf>)
- Torres, D. R. V. (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 yacimineto minero Nambija*. (Ingeniero Químico), UTPL, Loja.

## **ANEXOS**

## Anexo 1. Cálculo de Peso Específico

### Ensayo 1

$$P1 = 13.17 \text{ g}$$

$$P2 = 13.48 \text{ g}$$

$$P3 = 23.37 \text{ g}$$

$$P4 = 23.57 \text{ g}$$

$$\gamma = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$
$$\gamma = \frac{(13.48 \text{ g} - 13.17 \text{ g})}{(23.37 - 13.17) - (23.57 - 13.48)}$$
$$\gamma = 2.82 \text{ g/cm}^3$$

### Ensayo 2

$$P1 = 13.15 \text{ g}$$

$$P2 = 13.58 \text{ g}$$

$$P3 = 23.37 \text{ g}$$

$$P4 = 23.63 \text{ g}$$

$$\gamma = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$
$$\gamma = \frac{(13.58 \text{ g} - 13.15 \text{ g})}{(23.37 - 13.15) - (23.63 - 13.58)}$$
$$\gamma = 2.53 \text{ g/cm}^3$$

### Ensayo 3

$$P1 = 13.16 \text{ g}$$

$$P2 = 13.84 \text{ g}$$

$$P3 = 23.36 \text{ g}$$

$$P4 = 23.80 \text{ g}$$

$$\gamma = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$
$$\gamma = \frac{(13.84 \text{ g} - 13.16 \text{ g})}{(23.36 - 13.16) - (23.80 - 13.84)}$$
$$\gamma = 2.83 \text{ g/cm}^3$$

## Anexo 2. Cálculo de Parámetros para el uso del Molino Chileno

Valores conocidos del Molino

Diámetro Interno (Di)	Radio (r)	Diámetro Externo (Dext)	Altura (h)
0.18 m	0.09 m	0.238 m	0.25 m

Cálculo de Volumen del Molino

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

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

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

Cálculo de Carga de Molienda

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

$$m = \delta * v$$

$$m = 4500 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} * 0.00636 \text{ m}^3$$

$$m = 28.62 \text{ kg}$$

Carga de molienda = 28.62 kg \* 0.4 = 11.448 kg

En la molienda se ingresó: 11.303 kg

Cálculo de Velocidad Crítica

$$V_c = \frac{42.3}{\sqrt{D_{ext}}}$$

$$V_c = \frac{42.3}{\sqrt{0.238}}$$

$$V_c = 86.70 \text{ rpm}$$

$$V_{c_{80\%}} = 69.36 \text{ rpm}$$

$$V_{c_{70\%}} = 60.69 \text{ rpm}$$

Velocidad en cada ensayo de Molienda es de 67 rpm

### Anexo 3. Tablas de Distribución de Partículas con el programa Moly-Cop Tools 3.0.

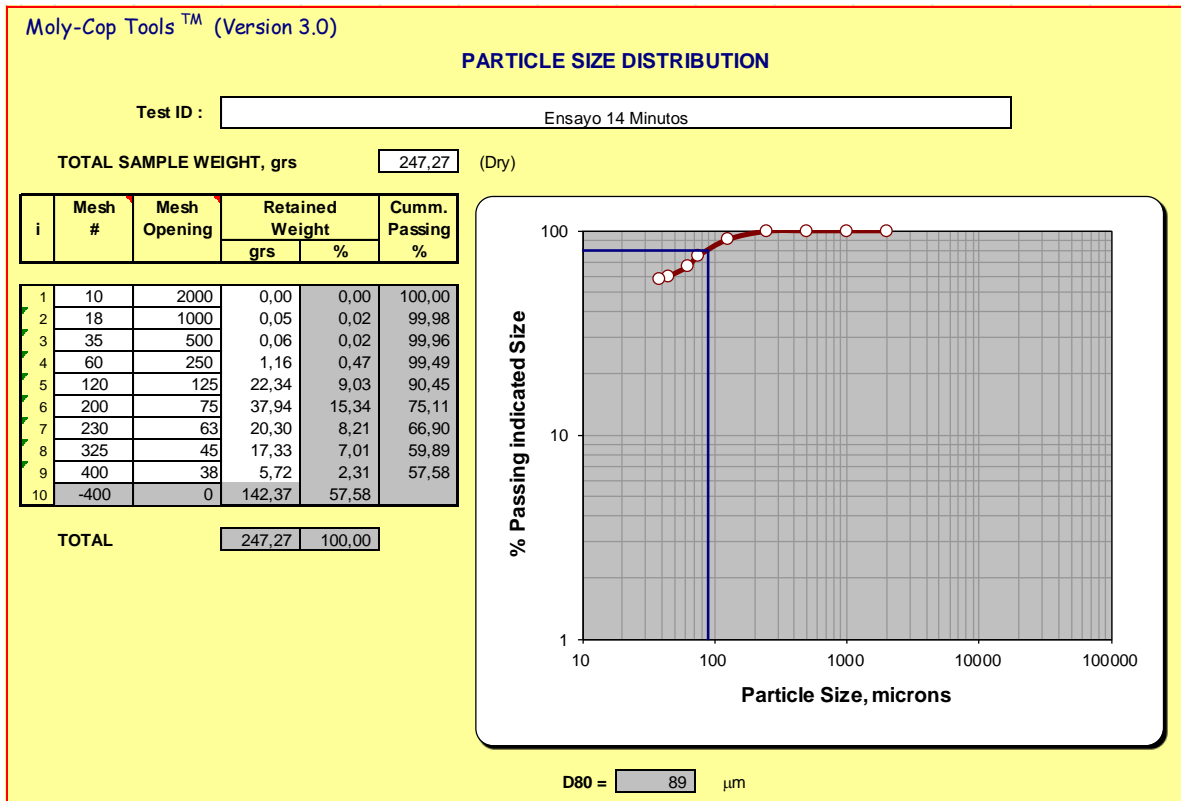


Ilustración 16: Ensayo Granulométrico 14 Min  
Elaboración: David Cuenca

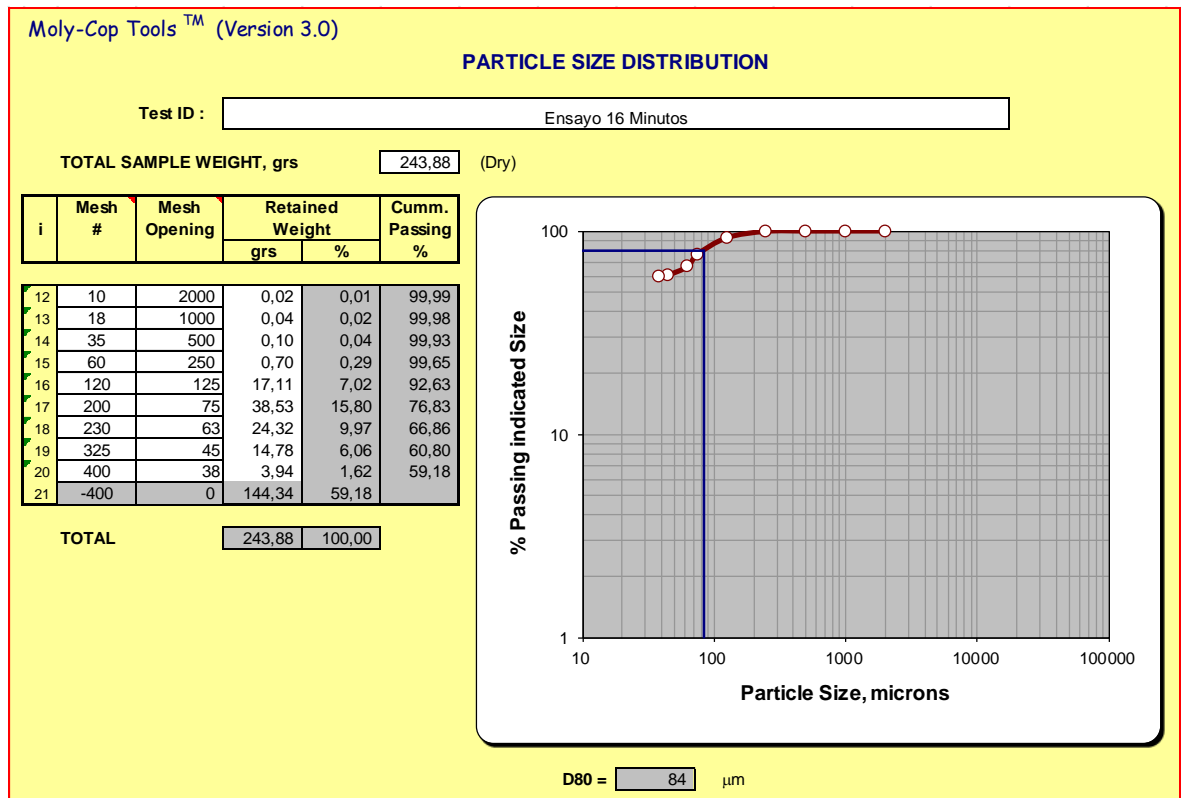


Ilustración 17: Ensayo Granulométrico 16 Min  
Elaboración: David Cuenca

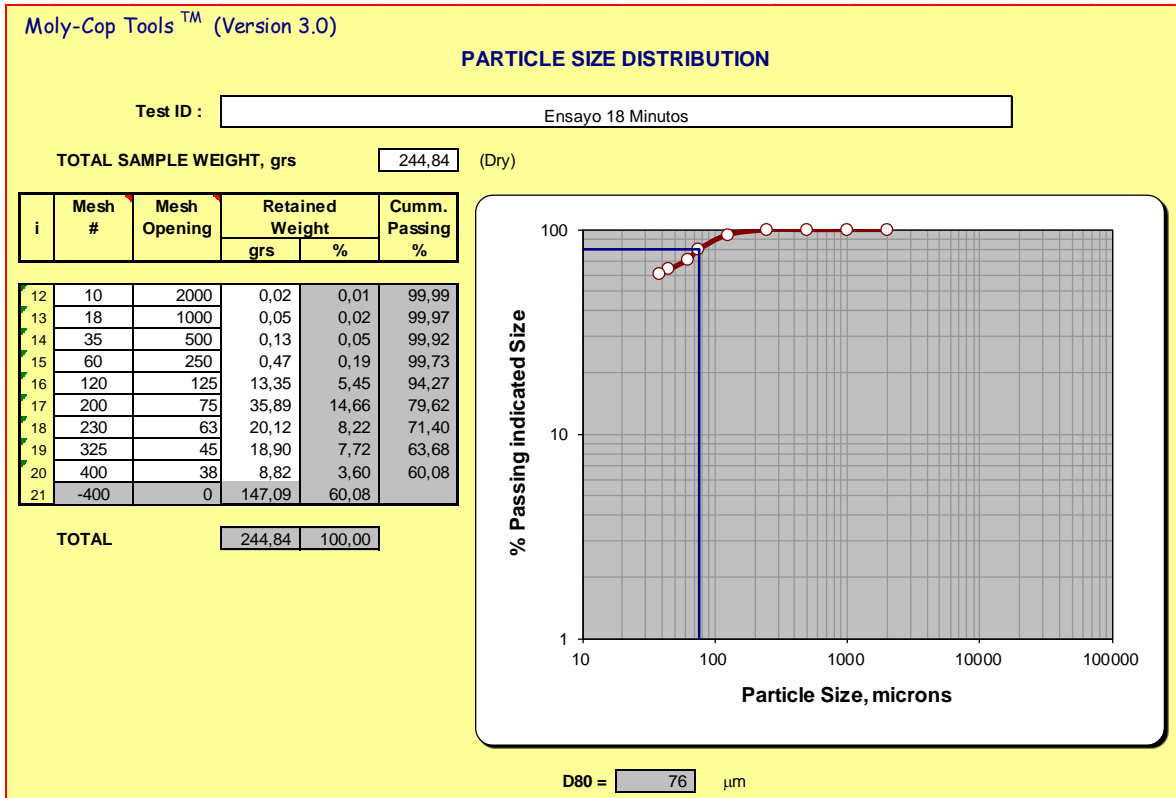


Ilustración 18: Ensayo Granulométrico 18 Min  
Elaboración: David Cuenca

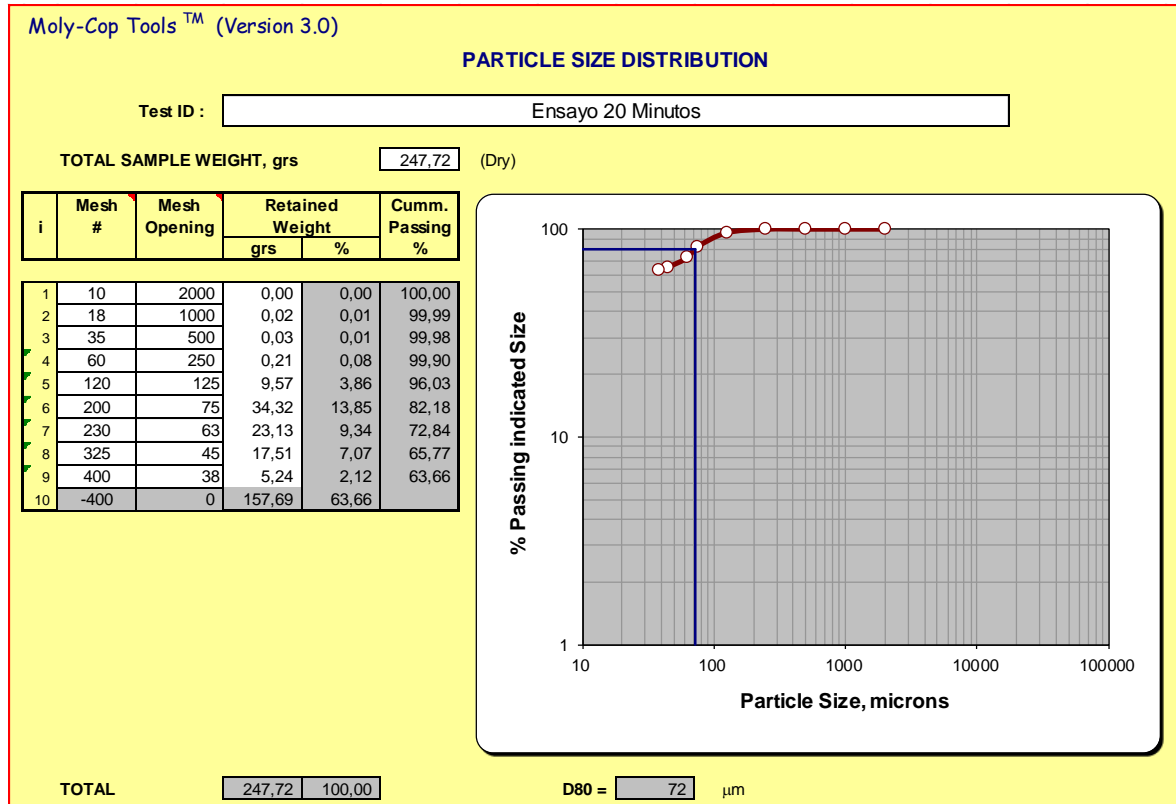


Ilustración 19: Ensayo Granulométrico 20 Min.  
Elaboración: David Cuenca

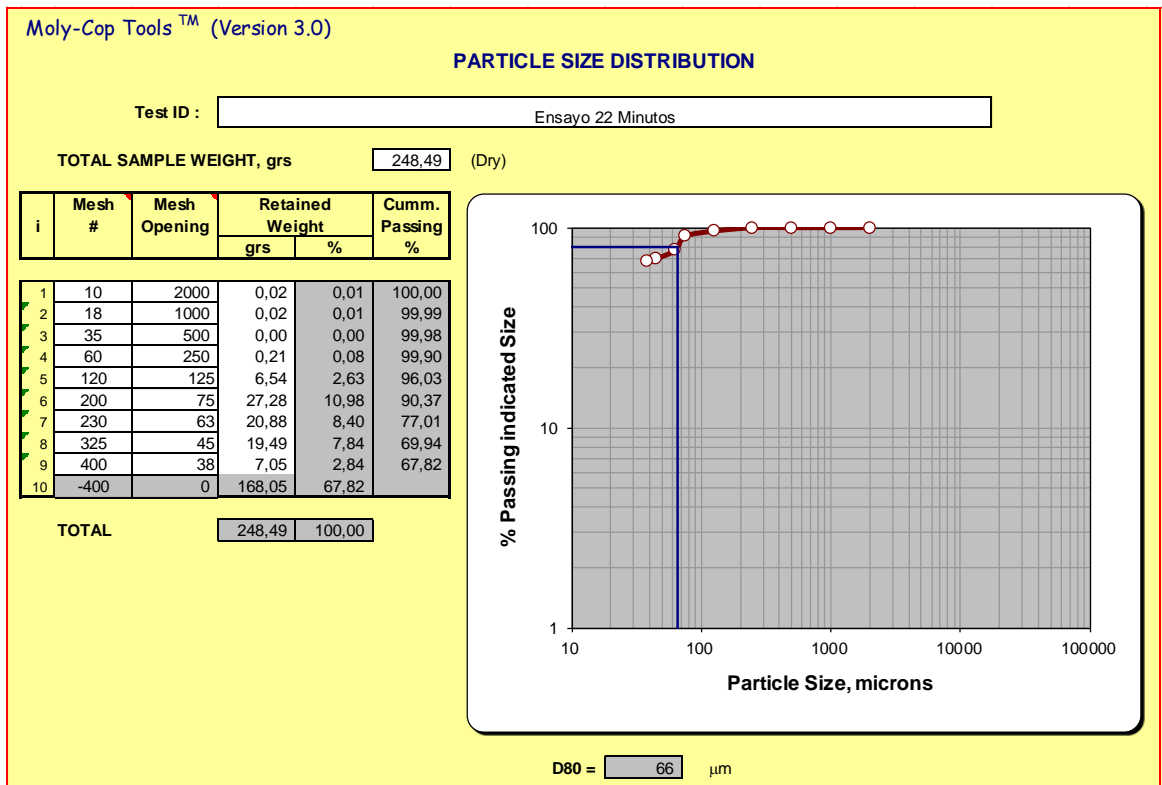


Ilustración 20: Ensayo Granulométrico 22 Min.  
Elaboración: David Cuenca

#### Anexo 4. Cálculo de Dosificación y Volúmenes de Reactivos usados en flotación

##### Fase 1

$$\text{Dosificación de reactivo (g)} = \frac{\text{Peso de Muestra} * \text{Concentración de Reactivo} * 10^{-6}}{\text{Pureza del Reactivo}}$$

$$\text{Dosificación Colector}_{404-p} (g) = \frac{750 \text{ g} * 100 \frac{\text{g}}{\text{ton}} * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Dosificación Colector}_{404-p} (g) = 0.075 \text{ g}$$

$$\text{Dosificación Espumante}_{GP 012} (g) = \frac{750 * 100 * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Dosificación Espumante}_{GP 012} (g) = 0.075 \text{ g}$$

$$\text{Dosificación Xantato}_{Z-11} (g) = \frac{750 \text{ g} * 75 * 10^{-6}}{1}$$



$$\text{Dosificación Xantato}_{Z-11} (g) = 0.056 g$$

$$\text{Dosificación Silicato de Sodio}_{Na_2SiO_3} (g) = \frac{750 g * 250 * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Dosificación Silicato de Sodio}_{Na_2SiO_3} (g) = 0.187 g$$

### Cálculo de Volúmenes

Los gramos resultantes son aforados a 100 ml, y se ingresa la cantidad citada en la metodología.

#### *Colector 404-P*

$$100 \text{ ————— } 100 \text{ ml}$$

$$50 \text{ ————— } x$$

X= 50 ml de solución preparada.

$$100 \text{ ————— } 100 \text{ ml}$$

$$25 \text{ ————— } x$$

X= 25 ml de solución preparada.

#### *Espumante GP012 Oil*

$$100 \text{ ————— } 100 \text{ ml}$$

$$50 \text{ ————— } x$$

X= 50 ml de solución preparada.

$$100 \text{ ————— } 100 \text{ ml}$$

$$25 \text{ ————— } x$$

X= 25 ml de solución preparada.

### Xantato Z-11

$$75 \text{ ————— } 100 \text{ ml}$$

$$50 \text{ ————— } x$$

X= 66.67 = 67 ml de solución preparada.

$$75 \text{ ————— } 100 \text{ ml}$$

$$15 \text{ ————— } x$$

X= 20 ml de solución preparada.

$$75 \text{ ————— } 100 \text{ ml}$$

$$10 \text{ ————— } x$$

X= 13 ml de solución preparada.

En el caso del Silicato de Sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ) se ingresa directamente los 100 ml de solución al principio de cada flotación para un apropiado acondicionamiento.

### Anexo 5. Detalle de Reactivos usados en Fusión

#### Composición de Flux Básico

Reactivo	Fórmula Química	Porcentaje
Litargiro	PbO	61.30
Carbonato	$\text{CO}_3\text{Na}_2$	24.90
Bórax	$\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$	9.95
Sílice	$\text{SiO}_2$	3.85

*Reactivos usados para crisoles de fusión.*

Reactivos utilizados en Cabeza y Relave	Peso (g)	Reactivos utilizados en Concentrado	Peso (g)
Flux	90	Flux	90
Harina	2.5	Nitrato de Potasio	4
Bórax	--	Bórax	--

La cantidad de bórax es de una cucharada sobre la mezcla de los demás reactivos y la muestra sometida a fusión.

**Anexo 6. Resultados de análisis químicos**

*Resultados de Cabeza y Relave variando granulometría*

Código de Muestra	Peso Muestra (g)	Peso Flux (g)	Peso harina (g)	Dore (g)	Peso Oro (g)	Peso Plata (g)
16 I R	40	100	3	0.00077	0.00005	0.00072
16 II R	30	100	3	0.00079	0.00004	0.00075
18 I R	30.01	90	2.50	0.00032	0.00007	0.00025
18 II R	30.01	90	2.50	0.00044	0.00008	0.00036
22 I R	40	100	3	0.00073	0.00005	0.00068
22 II R	40	100	3	0.00070	0.00005	0.00065
Cab. I	30.01	90.01	2.50	0.00122	0.00019	0.00103
Cab. II	30	90.01	2.50	0.00162	0.00020	0.00142
Cab. III	30	90.01	2.50	0.00118	0.00020	0.00098

*Resultado de Concentrado variando granulometría*

Código Muestra	Peso Muestra (g)	Peso Flux (g)	Peso Nitrato de Potasio (g)	Dore (g)	Peso Oro (g)	Peso Plata (g)
16 I C	6.01	100	2	0.00141	0.00024	0.00117
16 II C	6	100	2	0.00152	0.00023	0.00129
18 I C	6	100	2	0.00113	0.00021	0.00092
18 II C	12.02	90	4	0.00252	0.00043	0.00209
22 I C	6	100	2	0.00128	0.00023	0.00105
22 II C	6	100	2	0.00159	0.00022	0.00137

*Resultado de Concentrado y Relave variando pH*

Código Muestra	Peso Muestra (g)	Peso Flux (g)	Peso Nitrato de Potasio (g)	Peso Harina	Dore (g)	Peso Oro (g)	Peso Plata (g)
9 C I	12.01	90	4		0.00270	0.00048	0.00222
9 C II	6	100	2		0.00155	0.00022	0.00133
10 C I	6.01	100	2		0.00141	0.00024	0.00117
10 C II	6	100	2		0.00152	0.00023	0.00129
11 C I	12	90.01	4		0.00197	0.00047	0.00150
11 C II	12	90.01	4		0.00221	0.00046	0.00175
9 R I	30	90.01		2.5	0.00025	0.00004	0.00021
9 R II	40	100		3	0.00076	0.00005	0.00071
10 R I	40	100		3	0.00077	0.00005	0.00072
10 R II	40	100		3	0.00079	0.00004	0.00075
11 R I	30.01	90.01		2.5	0.00055	0.00006	0.00049
11 R II	30	90		2.5	0.00050	0.00006	0.00044

*Resultado de Concentrado y Relave variando concentración del colector*

Código Muestra	Peso Muestra (g)	Peso Flux (g)	Peso Nitrato de Potasio (g)	Peso Harina	Dore (g)	Peso Oro (g)	Peso Plata (g)
50 C I	12.02	90	4		0.00197	0.00038	0.00159
50 C II	12.01	90	4		0.00258	0.00033	0.00225
75 C I	12.01	90	4		0.00236	0.00040	0.00196
75 C II	12	90.01	4		0.00241	0.00035	0.00206
100 C I	6.01	100	2		0.00141	0.00024	0.00117
100 C II	6	100	2		0.00152	0.00023	0.00129
50 R I	30	90		2.5	0.00049	0.00005	0.00044
50 R II	30.01	90.01		2.5	0.00077	0.00007	0.00070
75 R I	30.01	90.01		2.5	0.00027	0.00005	0.00022
75 R II	30	90		2.5	0.00045	0.00006	0.00039
100 R I	40	100		3	0.00077	0.00005	0.00072
100 R II	40	100		3	0.00079	0.00004	0.00075

**Anexo 7. Cálculo de leyes de Oro y Plata**

**Leyes de Cabeza (Oro)**

*Ensayo 1(Cab. I)*

$$Ley\ de\ Au = \frac{10^6 * Peso\ de\ Oro(g)}{Peso\ Muestra}$$

$$Ley\ de\ Au = \frac{10^6 * 0.00019\ g}{30.01\ g}$$

$$Ley\ de\ Au = 6.33\ g/ton$$

Ensayo 2 (Cab. II)

$$\text{Ley de Au} = \frac{10^6 * 0.00020 \text{ g}}{30 \text{ g}}$$

$$\text{Ley de Au} = 6.67 \text{ g/ton}$$

Ensayo 3 (Cab. III)

$$\text{Ley de Au} = \frac{10^6 * 0.00020 \text{ g}}{30 \text{ g}}$$

$$\text{Ley de Au} = 6.83 \text{ g/ton}$$

Promedio de leyes = **6.86 g/ton = 6.83 mg/kg**

### **Leyes de Cabeza (Plata)**

Ensayo 1 (Cab. I)

$$\text{Ley de Ag} = \frac{10^6 * \text{Peso de Plata(g)}}{\text{Peso Muestra}}$$

$$\text{Ley de Ag} = \frac{10^6 * 0.00103 \text{ g}}{30.01 \text{ g}}$$

$$\text{Ley de Ag} = 34.32 \text{ g/ton}$$

Ensayo 2 (Cab. II)

$$\text{Ley de Ag} = \frac{10^6 * 0.00142 \text{ g}}{30 \text{ g}}$$

$$\text{Ley de Ag} = 47.33 \text{ g/ton}$$

Ensayo 3 (Cab. III)

$$\text{Ley de Ag} = \frac{10^6 * 0.00098 \text{ g}}{30 \text{ g}}$$

$$\text{Ley de Ag} = 32.67 \text{ g/ton}$$

Promedio de leyes = **37.88 g/ton = 37.88 mg/kg**

**Leyes de Concentrado (Oro)**

Ensayo 16 I C

$$\text{Ley de Au} = \frac{10^6 * \text{Peso de Oro}(g)}{\text{Peso Muestra}}$$

$$\text{Ley de Au} = \frac{10^6 * 0.00024 \text{ g}}{6.01 \text{ g}}$$

$$\text{Ley de Au} = 39.93 \text{ g/ton}$$

**Leyes de Concentrado (Plata)**

Ensayo 16 I C

$$\text{Ley de Ag} = \frac{10^6 * \text{Peso de Plata}(g)}{\text{Peso Muestra}}$$

$$\text{Ley de Ag} = \frac{10^6 * 0.00117 \text{ g}}{6.01 \text{ g}}$$

$$\text{Ley de Ag} = 194.68 \text{ g/ton}$$

**Leyes de Relave (Oro)**

Ensayo 16 I R

$$\text{Ley de Au} = \frac{10^6 * \text{Peso de Oro}(g)}{\text{Peso Muestra}}$$

$$\text{Ley de Au} = \frac{10^6 * 0.00005 \text{ g}}{40 \text{ g}}$$

$$\text{Ley de Au} = 1.25 \text{ g/ton}$$

**Leyes de Relave (Plata)**

Ensayo 16 I R

$$\text{Ley de Ag} = \frac{10^6 * \text{Peso de Plata}(g)}{\text{Peso Muestra}}$$

$$\text{Ley de Ag} = \frac{10^6 * 0.00072 \text{ g}}{40 \text{ g}}$$

$$\text{Ley de Ag} = 18.00 \text{ g/ton}$$

A continuación se encuentran las leyes de cada uno de los ensayos resumidos en el siguiente cuadro:

Ensayo	Ley de Oro (g/ton)	Ley de Plata (g/ton)
Cab. I	6.33	34.32
Cab. II	6.67	47.33
Cab. III	6.83	32.67
16 I C	39.93	194.67
16 II C	38.33	215.00
18 I C	35.00	153.33
18 II C	35.77	173.88
22 I C	38.33	213.72
22 II C	36.67	228.33
16 I R	1.25	18.00
16 II R	1.00	18.75
18 I R	2.33	8.33
18 II R	2.33	11.99
22 I R	1.25	17.00
22 II R	1.25	16.25
9 C I	39.97	184.86
9 C II	36.67	221.67
11 C I	34.17	202.50
11 C II	31.67	180.00
9 R I	1.33	7.00
9 R II	1.25	17.75
11 R I	1.99	16.33
11 R II	2.00	15.33
50 C I	31.61	132.28
50 C II	27.48	187.34
75 C I	33.31	163.20
75 C II	29.17	171.67
50 R I	1.67	14.67
50 R II	2.33	23.33
75 R I	1.66	7.33
75 R II	2.00	13.00

## Anexo 8. Balances Metalúrgicos y Rendimientos de Recuperación de Fase 1

Muestras sometidas a 16 minutos de Molienda con un tamaño de grano de 84 µm.

Ensayo	Ley de Oro (g/ton)
16 I C	39.93
16 II C	38.33
16 I R	1.25
16 II R	1.00

Código: 16 I

$$W. \text{Entrada} * \text{LeyAu. Entrada} = W. \text{Concent.} * \text{LeyAu. Concent.} + W. \text{Rel.} * \text{LeyAu. Rel.}$$

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.09465 \text{ kg} * 39.93 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.65485 \text{ kg} * 1.25 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.60 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{W. \text{Concent.} * \text{LeyAu. Concent.}}{W. \text{Entrada} * \text{LeyAu. Entrada}} * 100$$

$$R = \frac{0.09465 \text{ kg} * 39.93 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 76.36\%^2$$

Código: 16 II

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.09908 \text{ kg} * 38.33 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.65027 \text{ kg} * 1.00 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.44 \text{ mg de Au}$$

<sup>2</sup> Este es el más alto de los rendimientos por lo que el material se tomó a ese tamaño de grano para flotación fase 2 y 3.



$$R = \frac{0.09908 \text{ kg} * 38.33 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 76.72\%$$

Muestras sometidas a 18 minutos de Molienda con un tamaño de grano de 76  $\mu\text{m}$ .

Ensayo	Ley de Oro (g/ton)
18 I C	35.00
18 II C	35.77
18 I R	2.33
18 II R	2.33

Código: 18 I

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.09354 \text{ kg} * 35.00 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.65797 \text{ kg} * 2.33 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.80 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{0.09354 \text{ kg} * 35.00 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 66.14\%$$

Código: 18 II

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.09485 \text{ kg} * 35.77 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.65401 \text{ kg} * 2.33 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.91 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{0.09485 \text{ kg} * 35.77 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 68.54\%$$

Muestras sometidas a 22 minutos de Molienda con un tamaño de grano de 66  $\mu\text{m}$ .

Ensayo	Ley de Oro (g/ton)
22 I C	38.33
22 II C	36.67
22 I R	1.25
22 II R	1.25

Código: 22 I

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.09805 \text{ kg} * 38.33 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.65052 \text{ kg} * 1.25 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.57 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{0.09805 \text{ kg} * 38.33 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 75.92\%$$

Código: 22 II

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.10042 \text{ kg} * 36.67 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.64584 \text{ kg} * 1.25 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.49 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{0.10042 \text{ kg} * 36.67 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 74.39\%$$

## Anexo 9. Balances Metalúrgicos y Rendimientos de Recuperación de Fase 2

Muestras sometidas a un nivel 9 de pH, el tamaño de grano es de 84 µm.

Ensayo	Ley de Oro (g/ton)
9 I C	39.97
9 II C	36.67
9 I R	1.33
9 II R	1.25

Código: 9 I

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.09413 \text{ kg} * 39.97 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.65431 \text{ kg} * 1.33 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.63 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{0.09413 \text{ kg} * 39.97 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 75.96\%$$

Código: 9 II

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.10220 \text{ kg} * 36.67 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.64354 \text{ kg} * 1.25 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.55 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{0.10220 \text{ kg} * 36.67 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 75.71\%$$

Muestras sometidas a un nivel 11 de pH, el tamaño de grano es de 84  $\mu\text{m}$ .

Ensayo	Ley de Oro (g/ton)
11 I C	34.17
11 II C	31.67
11 I R	1.99
11 II R	2.00

Código: 11 I

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.10658 \text{ kg} * 34.17 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.63851 \text{ kg} * 1.99 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.91 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{0.10658 \text{ kg} * 34.17 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 73.54\%$$

Código: 11 II

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.11643 \text{ kg} * 31.67 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.62827 \text{ kg} * 2.00 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.94 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{0.11643 \text{ kg} * 31.67 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 74.54\%$$

### Anexo 10. Balances Metalúrgicos y Rendimientos de Recuperación de Fase 3

Muestras sometidas a un colector con una concentración de 50 g/ton, el tamaño de grano es de 84  $\mu\text{m}$  y el nivel de pH es de 10.

Ensayo	Ley de Oro (g/ton)
50 I C	31.61
50 II C	27.48
50 I R	1.67
50 II R	2.33

Código: 50 I

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.11312 \text{ kg} * 31.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.63466 \text{ kg} * 1.67 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.64 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{0.11312 \text{ kg} * 31.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 72.2 \text{ 3\%}$$

Código: 50 II

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.12073 \text{ kg} * 27.48 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.62923 \text{ kg} * 2.33 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.78 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{0.12073 \text{ kg} * 27.48 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 67.02\%$$

Muestras sometidas a un colector con una concentración de 75 g/ton, el tamaño de grano es de 84 µm y el nivel de pH es de 10.

Ensayo	Ley de Oro (g/ton)
75 I C	33.31
75 II C	29.17
75 I R	1.66
75 II R	2.00

Código: 75 I

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.11251 \text{ kg} * 33.31 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.63540 \text{ kg} * 1.66 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.80 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{0.11251 \text{ kg} * 33.31 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 75.76\%$$

Código: 75 II

$$0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} = 0.12371 \text{ kg} * 29.17 \frac{\text{mg}}{\text{ton}} + 0.62360 \text{ kg} * 2.00 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}$$

$$4.95 \text{ mg de Au} = 4.86 \text{ mg de Au}$$

$$R = \frac{0.12371 \text{ kg} * 29.17 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}}{0.75 \text{ kg} * 6.61 \frac{\text{mg}}{\text{ton}}} * 100$$

$$R = 72.90\%$$

## **Anexo 11. Especificaciones de celda de flotación Denver Sala**

<b>Velocidad de Giro</b>	<b>Voltaje</b>	<b>Potencia del Motor</b>	<b>Frecuencia</b>
<b>740 RPM</b>	380	0.5 HP	50 Hz

La estructura y eje son de acero, al igual que el recipiente en el que ingresa el eje y se inyecta el aire.

## Anexo 12. Valores resultantes de los ensayos de Fluorescencia

Tabla 23: Tabla de resultados de fluorescencia variando granulometría

Código	Al2O3	SiO2	P2O5	S	K2O	CaO	Fe2O3	TiO2	V2O5	Cr2O3	MnO	NiO	CuO	ZnO	As2O3	Rb	SnO2	PbO
Cabeza	15	60.3	0.273	4.06	3.79	0.0205	15.4	0.184	0	0.0843	0.19	0.0783	0.568	0.381	0.13	0.0027	0.0936	0.0262
<b>16 C 1</b>	<b>9.23</b>	<b>16.4</b>	<b>1.18</b>	<b>29.6</b>	<b>1.37</b>	<b>0.186</b>	<b>40.3</b>	<b>0.105</b>	<b>0.0081</b>	<b>0.0769</b>	<b>0.165</b>	<b>0.0006</b>	<b>0.0438</b>	<b>0.0279</b>	<b>0.0342</b>	<b>0.0227</b>	<b>0.355</b>	<b>0.063</b>
<b>16 R 1</b>	<b>16.1</b>	<b>67.4</b>	<b>0</b>	<b>0.613</b>	<b>4.03</b>	<b>0.236</b>	<b>10.6</b>	<b>0.166</b>	<b>0.0039</b>	<b>0.0904</b>	<b>0.185</b>	<b>0.0601</b>	<b>0.405</b>	<b>0.284</b>	<b>0.144</b>	<b>0.0033</b>	<b>0.0887</b>	<b>0.0326</b>
18 C 1	9.78	20.6	0.98	27.3	1.6	0.169	37.8	0.114	0.0002	0.0799	0.166	0	0.0451	0.028	0.04	0.0215	0.3	0.0637
18 R 1	17.4	65.6	0.226	0.866	3.98	0.383	10.7	0.179	0.004	0.102	0.194	0.0704	0.35	0.279	0.121	0.0029	0.133	0.0284
22 C 1	10	20.9	1.12	26.9	1.66	0.216	37.7	0.13	0.0062	0.0878	0.17	0.0173	0.0555	0.0292	0.0421	0.0203	0.39	0.0585
22 R 1	16.9	66.4	0	0.432	3.97	0.303	10.9	0.143	0.0145	0.0791	0.179	0.0221	0.123	0.0791	0.0574	0.0143	0.451	0.0517

Elaboración: David Cuenca

Tabla 24: Tabla de resultados de fluorescencia variando pH

Código	Al2O3	SiO2	P2O5	S	K2O	CaO	Fe2O3	TiO2	V2O5	Cr2O3	MnO	NiO	CuO	ZnO	As2O3	Rb	SnO2	PbO
Cabeza	15	60.3	0.273	4.06	3.79	0.0205	15.4	0.143	0.0145	0.0791	0.179	0.0221	0.123	0.0791	0.0574	0.0143	0.451	0.0517
9 R 1	17.2	65.9	0.202	0.429	4.11	0.148	11	0.119	0.0076	0.0771	0.172	0.0099	0.0406	0.0262	0.0344	0.022	0.385	0.0599
9 C 1	9.79	19.2	1.06	27.1	1.86	0.183	38.8	0.199	0.0123	0.0794	0.192	0.0722	0.395	0.299	0.11	0.0022	0.0417	0.0213
<b>10 R 1</b>	<b>16.1</b>	<b>67.4</b>	<b>0</b>	<b>0.613</b>	<b>4.03</b>	<b>0.236</b>	<b>10.6</b>	<b>0.105</b>	<b>0.0081</b>	<b>0.0769</b>	<b>0.165</b>	<b>0.0006</b>	<b>0.0438</b>	<b>0.0279</b>	<b>0.0342</b>	<b>0.0227</b>	<b>0.355</b>	<b>0.063</b>
<b>10 C 1</b>	<b>9.23</b>	<b>16.4</b>	<b>1.18</b>	<b>29.6</b>	<b>1.37</b>	<b>0.186</b>	<b>40.3</b>	<b>0.184</b>	<b>0</b>	<b>0.0843</b>	<b>0.19</b>	<b>0.0783</b>	<b>0.568</b>	<b>0.381</b>	<b>0.13</b>	<b>0.0027</b>	<b>0.0936</b>	<b>0.0262</b>
11 R 2	18.1	65.3	0	0.396	4.11	0.369	10.8	0.11	0.0133	0.0741	0.16	0.0131	0.0519	0.0264	0.0415	0.0229	0.334	0.058
11 C 1	9.77	21.5	0.994	26	1.99	0.207	37.4	0.183	0.0109	0.0852	0.187	0.063	0.46	0.303	0.134	0.0022	0.0476	0.0355

Elaboración: David Cuenca



Tabla 25: Tabla de Resultados de fluorescencia variando concentración de colector

Código	Al2O3	SiO2	P2O5	S	K2O	CaO	Fe2O3	TiO2	V2O5	Cr2O3	MnO	NiO	CuO	ZnO	As2O3	Rb	SnO2	PbO
Cabeza	15	60.3	0.273	4.06	3.79	0.0205	15.4	0.143	0.0145	0.0791	0.179	0.0221	0.123	0.0791	0.0574	0.0143	0.451	0.0517
75 R 2	17.6	64.8	0	0.443	4.08	0.266	11.2	0.121	0.0011	0.08	0.17	0.015	0.0435	0.0246	0.0337	0.0202	0.398	0.0594
75 C 2	11.7	26.3	0.82	19.5	2.39	0.194	30.4	0.165	0.0123	0.0899	0.184	0.0725	0.372	0.248	0.11	0.0028	0.25	0.027
50 R 1	17.9	65.7	0.214	0.281	4.15	0.221	10.4	0.123	0.0151	0.0726	0.166	0.0148	0.0413	0.0257	0.0375	0.0238	0.34	0.0595
50 C 1	11.4	26.2	0.968	23.4	2.07	0.259	33.9	0.179	0.0018	0.0819	0.192	0.0441	0.347	0.272	0.112	0.0033	0.0448	0.0323
<b>100 R 1</b>	<b>16.1</b>	<b>67.4</b>	<b>0</b>	<b>0.613</b>	<b>4.03</b>	<b>0.236</b>	<b>10.6</b>	<b>0.105</b>	<b>0.0081</b>	<b>0.0769</b>	<b>0.165</b>	<b>0.0006</b>	<b>0.0438</b>	<b>0.0279</b>	<b>0.0342</b>	<b>0.0227</b>	<b>0.355</b>	<b>0.063</b>
<b>100 C 1</b>	<b>9.23</b>	<b>16.4</b>	<b>1.18</b>	<b>29.6</b>	<b>1.37</b>	<b>0.186</b>	<b>40.3</b>	<b>0.184</b>	<b>0</b>	<b>0.0843</b>	<b>0.19</b>	<b>0.0783</b>	<b>0.568</b>	<b>0.381</b>	<b>0.13</b>	<b>0.0027</b>	<b>0.0936</b>	<b>0.0262</b>

Elaboración: David Cuenca