



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

La Universidad Católica de Loja

ÁREA TÉCNICA

TÍTULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

Prueba Metalúrgica para determinar el Factor E-ORG (Oro Recuperable por Gravedad) en el equipo KC-MD3 con material de Mina del Distrito Minero Chinapintza, Sector La Pangui.

TRABAJO DE TITULACIÓN

AUTOR: Espinosa Ortiz, Francisco Xavier

DIRECTOR: Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Msc

LOJA - ECUADOR

2015



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>

Septiembre, 2015

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

Magister

Víctor Sanmartín Gutiérrez.

DOCENTE DE LA TITULACIÓN

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación “Prueba Metalúrgica para determinar el Factor ORG (Oro Recuperable por Gravedad) en el equipo KC-MD3 con material de Mina del Distrito Minero Chinapintza, Sector La Pangui” realizado por Espinosa Ortiz Francisco Xavier, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, 5 de agosto de 2015

f) _____

DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo, Espinosa Ortiz Francisco Xavier declaro ser autor del presente trabajo de titulación: Prueba Metalúrgica para determinar el Factor ORG (Oro Recuperable por Gravedad), de la Titulación de Geología y Minas, siendo Sanmartín Gutiérrez Víctor Aurelio director del presente trabajo; y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posibles reclamos o acciones legales. Además certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de mi exclusiva responsabilidad.

Adicionalmente declaro conocer y aceptar la disposición de 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 o trabajos de titulación que se realicen con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la Universidad”.

f _____

Xavier Espinosa O.

C.I: 1104578818



DEDICATORIA

Quiero dedicar este trabajo, a mi entrañable Hermano Diego quien desde el cielo ha sido mi principal fuente de energía para haber logrado esto, a mi querida esposa quien ha sido mi motor y motivo; quien siempre de una u otra manera me daba fuerzas y apoyo.

De manera muy especial a mis queridos padres Luis Espinosa y Melva Ortiz quienes han sido mi inspiración y mi principal apoyo.

También quiero de dedicar este trabajo a mi hermano Enrique Espinosa y espero ver sido un ejemplo para él, a mis queridos abuelitos y a todas las personas quienes creyeron en mí.

AGRADECIMIENTO

Agradeciendo a primeramente a Dios por darme la vida por ser siempre mi luz al final de un túnel, ya que tratando de cumplir este sueño se presentaron muchos obstáculos.

Agradecer al Ing. Juan Carlos Quintuña quien nos supo compartir sus conocimientos, experiencias y buenos consejos.

Agradecer al Ing. Víctor Sanmartín quien me guió en el desarrollo del presente trabajo.

En general quiero agradecer a todos mis compañeros, amigos, docentes, familiares que de una u otra manera me han apoyado en este esforzado camino que fue la Universidad.



ÍNDICE CONTENIDOS

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS	iii
DEDICATORIA	iv
AGRADECIMIENTO	v
ÍNDICE CONTENIDOS	vi
RESUMEN EJECUTIVO	1
ABSTRACT	2
INTRODUCCIÓN	3
CAPÍTULO I:	5
GENERALIDADES	5
1.1. Antecedentes.....	6
1.2. Justificación.....	6
1.3. Objetivos	7
a) General.....	7
b) Específicos	7
CAPÍTULO II:	8
CARACTERÍSTICAS FÍSICO - GEOGRÁFICAS DISTRITO MINERO CHINAPINTZA - SECTOR LA PANGUI	8
2.1. Ubicación.....	9
2.2. Acceso.....	10
2.3. Geomorfología.....	10
2.4. Flora y Fauna.	11
2.5. Hidrografía.....	12
2.6. Clima	13
CAPÍTULO III:	14
GEOLOGÍA DEL ÁREA DE ESTUDIO	14
3.1. Geología regional	15
3.1.1. Evolución geológica regional de Distrito Minero Chinapintza.	15

3.2.	Geología local.....	17
3.3.	Mineralización.....	18
CAPÍTULO IV:.....		20
PRINCIPIOS DE CONCENTRACIÓN CENTRÍFUGA Y PRUEBA E-ORG.....		20
4.1.	Concentración centrífuga.....	21
4.2.	Concentración centrífuga en KNELSON (KC-MD3).	22
4.3.	Factor E-ORG.....	24
CAPÍTULO V:.....		26
METODOLOGÍA Y EQUIPOS		26
5.1.	Muestreo	27
5.2.	Preparación de la muestra.....	27
5.3.	Caracterización de la muestra	29
5.3.1.	Peso específico.	29
5.3.2.	Análisis granulométrico.....	30
5.3.3.	Fluorescencia de rayos X.	31
5.3.4.	Análisis mineralógico.....	31
5.3.5.	Análisis químico.....	34
5.3.2.	Determinación de mallas valoradas para Au.....	36
5.4.	Determinación de tiempos de molienda.....	36
5.5.	Prueba Metalúrgica ORG.....	36
CAPÍTULO VI:.....		38
DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....		38
6.1.	Caracterización del material	39
6.1.1.	Peso específico.	39
6.1.2.	Fluorescencia de rayos X	39
6.1.3.	Mineralogía de la muestra.	40
6.1.4.	Ley de cabeza	44
6.1.5.	Ley en mallas valoradas	44
6.2.	Tiempos óptimos de molienda	45

6.3. Factor ORG	46
CONCLUSIONES	50
RECOMENDACIONES	51
BIBLIOGRAFÍA	52
ANEXOS	54
ANEXO 1. ENSAYOS DEL PESO ESPECÍFICO	54
ANEXO 2. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.....	55
ANEXO 3. MINEROLOGÍA.....	57
ANEXO 3. LECTURAS DE FLUORESCENCIA.....	59
ANEXO4. TABLAS DE CÁLCULO DE LEYES, ENSAYO AL FUEGO LEY CABEZA Y MALLAS VALORADAS	60

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 1. Flora de Chinapintza.....	11
Tabla N° 2. Fauna de Chinapintza.....	12
Tabla N° 3. Valores de Estaciones de Gualaquiza, Yantzaza y Paquisha	13
Tabla N° 4. Red de estaciones Meteorológicas	13
Tabla N° 5. Columna Estratigráfica de Chinapintza	17
Tabla N° 6. Factor ORG	25
Tabla N° 7. Fórmula del Peso Específico	29
Tabla N° 8. Componentes de Flux Básico	34
Tabla N° 9. Peso Específico.....	39
Tabla N° 10. Análisis Petrográfico.....	41
Tabla N° 11. Ley de Cabeza.....	44
Tabla N° 12. Tiempos Óptimos de Molienda	46
Tabla N° 13. Balance Metalúrgico ORG - 1 ^{er} Ensayo	46
Tabla N° 14. Balance Metalúrgico ORG - 2 ^{do} Ensayo	47

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N° 1. Ubicación Geográfica de Chinapintza - La Pangui	9
Figura N° 2. Ruta de Acceso a Chinapintza - La Pangui	10
Figura N° 3. Geología Local de Chinapintza - La Pangui.	18

Figura N° 4. Corte Transversal de Cono KC-MD3.....	23
Figura N° 5. Etapas simplificadas de ORG	25
Figura N° 6. Diagrama de flujo de prueba metalúrgica ORG.....	37
Figura N° 7. Diagrama de Le Bas.....	39
Figura N° 8. Mallas Valoradas.....	44
Figura N° 9. Curvas granulométricas	45
Figura N° 10. Ensayo 1 - Prueba ORG	47
Figura N° 11. Ensayo 2 - Prueba ORG	48

ÍNDICE DE FOTOS

Foto N° 1. Partes del Knelson KC-MD3.....	22
Foto N° 2. Muestreo In Situ en interior mina.....	27
Foto N° 3. Secado de las muestras.....	28
Foto N° 4. a) Trituración y b) 100% malla 10.....	28
Foto N° 5. a) Homogenización del material y b) Roleo	29
Foto N° 6. Materiales para determinar peso específico	30
Foto N° 7. Vibrotamiz Retsch	30
Foto N° 8. Lectura de Fluorescencia	31
Foto N° 9. Estereomicroscopio BOECA.....	32
Foto N° 10. Análisis de Sección Pulida.	32
Foto N° 11. Lámina Delgada	33
Foto N° 12. Microscopio Óptico Olympus.....	33
Foto N° 13. Desarrollo de la Fundición.....	34
Foto N° 14. Horno de Copelación (i) y Perlas de Dore (d)	35
Foto N° 15. Digestión	35
Foto N° 16. Molino de Bolas.....	36
Foto N° 17. Análisis Macroscópico.....	40
Foto N° 18. Análisis Microscópico	41
Foto N° 19. Sección Pulida, Lente 5X	42
Foto N° 21. Textura de la roca (Lente 5X).....	42
Foto N° 22. Análisis Lámina Delgada (Lente 5X), Izquierdas Nicols Paralelos y Derechas Nicols Cruzados.....	43

RESUMEN EJECUTIVO

La presente investigación se la realizó en el Sur Oriente del Ecuador, Provincia de Zamora, Distrito Minero Chinapintza - Sector La Pangui, la pequeña minería y minería artesanal sigue utilizando métodos tradicionales para la recuperación de oro como canalones con bayetas y amalgamación, estos métodos no superan una eficiencia del 60% lo cual se puede corroborar con valores que reportan en los relaves una ley de 1,639 gr/tn de oro (Castillo, 2014), estos métodos no son muy amigables con el medio ambiente. La propuesta es aumentar los porcentajes de recuperación de oro por concentración centrífuga en Knelson KC-MD3 mediante la prueba ORG, con el propósito de investigar con el material de la zona y recomendar como alternativa de recuperación de oro al sector minero.

El resultado de la prueba ORG reportó un valor de 78,85% de recuperación de oro, como promedio de dos ensayos realizados bajo las mismas condiciones de operación, comprobando que este método es más efectivo y amigable con el ambiente, las condiciones de operación fueron tamaño de grano (Etapa 1= 765 μm , Etapa 2 = 233 μm y Etapa 3 = 75 μm) y Fuerzas G (60 Gs).

PALABRAS CLAVES: Concentración Gravimétrica, Knelson, minería, recuperación mineral, Oro, La Pangui, Geología y Minas, ORG, UTPL.

ABSTRACT

The present research work is carried out in the in the South Orient of Ecuador. Province of Zamora, mining district Chinapintza - Sector La Pangui, the small mining and handmade mining it continues using traditional methods for the recovery of gold like gutters with cloths and amalgamation, these methods don't overcome an efficiency of 60% that which it can corroborate with values that report in tails a law of 1,639 gr / tn of gold according to (Castle 2014), these methods are not very friendly with the environment. The proposal is to increase the percentages of recovery of gold for concentration which is centrifuged in Knelson KC-MD3 by means of the test ORG, with the purpose to investigate with the material of the area and to recommend as an alternative of recovery of gold to the mining sector.

The result of the test ORG reports a value of 78,85% of recovery of gold, like an average of two tests carried out under the same operation conditions, checking that this method is more effective and friendlier with the environment, the operation conditions were size of grain (Stage 1 = 765 μm , Stage 2 = 233 μm and Stage 3 = 75 μm) and Forces G (60 Gs).

Key words: Concentration Gravimetrically, Knelson, Mining, Mineral Recovery, Gold, La Pangui, Geology and Mines, ORG, UTPL.

INTRODUCCIÓN

El territorio del Ecuador tiene una superficie aproximada de 272 000 km² y ocupa tan solo el 0,19% de la superficie de la corteza terrestre, sin embargo en él encontramos todos los tipos de rocas y minerales característicos para mares, océanos y continentes de la tierra (Paladines, Soto, 2010).

El oro es uno de los minerales más importantes por su valor comercial, y en nuestro país se ha venido desarrollando la actividad minera aurífera desde la década de los 80 hasta la actualidad y ha tomado un gran empuje para el desarrollo productivo del país, lo cual ha llevado a que sea un factor clave para racionalizar los recursos minerales, humanos y de maquinaria.

Los recursos minerales en el Sector Minero Artesanal La Panguí – Chinapintza, se han explotado de forma antitécnica e irracional, siendo así que los mineros han empleado métodos de recuperación mineral deficientes, en los cuales no se recupera todo el oro y plata presentes en el material. Es aquí la oportunidad para poder implementar métodos mas viables y eficientes. La Concentración de Oro por gravedad ha sido un proceso muy empleado que esta teniendo acogida en nuestro país debido a que es un proceso mas eficaz, factible, de fácil operación, bajos costos y sobre todo amigable con el medio ambiente ya que en su desarrollo no se emplea ningun compuesto químico.

Una opción innovadora sería el uso del concentrador centrífugo Knelson que consiste en un mecanismo de separación de minerales por diferencia de densidades, utiliza un cono del equipo que mediante una fuerza centrífuga y ayuda de agua, por diferencia de densidades se logra separar el oro de minerales de ganga como el cuarzo y la pirita.

El desarrollo de la presente investigación tiene etapas de vital importancia como el muestreo, caracterización del material en estudio, determinación del tiempo óptimo de molienda y determinación del Factor ORG.

La investigación ***“Prueba Metalúrgica para determinar el Factor E-ORG (Ensayo-Oro Recuperable por Gravedad) en el Equipo Knelson (KC-MD3) con material de mina del Distrito Chinapintza – La Panguí”***, ha permitido probar la eficacia en el porcentaje de recuperación y mediante ello es recomendable su utilización en el sector minero como alternativa mas eficiente y menos contaminante.

Finalmente esperamos que el presente trabajo sirva de fuente o como guía para proyectos que en el futuro se realicen en relación al tema.

CAPÍTULO I:
GENERALIDADES

1.1. Antecedentes

En el Distrito Minero Chinapintza, los métodos de recuperación tradicionales han sido los canalones con bayetas y la amalgamación que aún se utilizan en la actualidad, se conoce que en los relaves que se producen en estos procesos, tienen valores de 1,639 ppm de Oro Castillo A. (2014), lo cual nos indica que estos procesos son muy deficientes ya que la ley presente es considerable; por tanto se pretende probar con este mineral un proceso de concentración centrífuga y Knelson KC-MD3 aplicando la prueba ORG (Oro Recuperable por Gravedad).

Con la nueva reforma de la ley de minería, el 13 de junio del 2013 como disposición transitoria estableció que para la erradicación del uso de mercurio en las actividades mineras, las personas naturales o jurídicas, nacionales o extranjeras y los titulares de derechos mineros, a partir de la vigencia de la presente ley y durante el plazo de dos años, deberán aplicar métodos alternativos que permitan eliminar dicha sustancia de manera progresiva en los procesos de recuperación del mineral.

1.2. Justificación

En la década del 80 aparecieron una serie de métodos para el beneficio de minerales que utilizan la fuerza centrífuga para efectuar la separación de los minerales valiosos como el oro. El más conocido de ellos fue el concentrador Knelson, que en poco tiempo obtuvo gran aceptación en la industria minera. En esta ocasión se pretende demostrar que aunque industrialmente no están a la par de las nuevas tecnologías pueden ser una alternativa muy fiable y eficiente a la hora de aportar a la minería artesanal. Principalmente por su facilidad de empleo, por su bajo costo operacional y por ser amigables con el medio ambiente, además, considerando que un minero artesanal lo que busca es la recuperación del oro macroscópico, por lo que fácilmente se podría implementar el uso de este proceso.

El presente proyecto de recuperación gravimétrica de oro de mina mediante Knelson. Ha sido realizado como una alternativa y un proceso que no requiere la intervención de químicos, que puedan dañar el entorno ambiental y principalmente la salud de quienes los emplean.

La alternativa es que se pueda implementar y probar en la pequeña minería y minería artesanal, aportando de manera eficiente al trabajo diario de todas las personas que han hecho de la minería el medio para llevar el pan de cada día a sus hogares y que se han visto en la necesidad de buscar opciones, ambientalmente amigables, para la recuperación de oro.

La innovación no tiene únicamente que ver con crear nuevos, novedosos y eficientes procesos para cualquier tipo de trabajo, sino, que tiene que ver con la mejor utilización de todos los recursos que disponemos, por lo que el presente trabajo seguiría una línea de innovación al darle un uso, no solo más eficiente a unos equipos y procesos puestos en desuso, sino también que sea sustentable y poner en las manos del minero una nueva opción para facilitar sus labores diarias y mejorar su calidad de vida.

1.3. Objetivos

a) General

- ✓ Determinar Metalúrgicamente el Factor E-ORG en el Equipo Knelson (KC-MD3) con material de mina.

b) Específicos

- ✓ Caracterizar el material en estudio.
- ✓ Determinar el tiempo de molienda para la prueba metalúrgica ORG.
- ✓ Evaluar la Prueba metalúrgica E-ORG en el equipo Knelson (KC-MD3).

CAPÍTULO II:

**CARACTERÍSTICAS FÍSICO - GEOGRÁFICAS DISTRITO MINERO CHINAPINTZA -
SECTOR LA PANGUI**

2.1. Ubicación

El Sector Minero La Pangui en el Sur Oriente del Ecuador, Provincia de Zamora, Cantón Paquisha, Parroquia Nuevo Quito. Este sector minero forma parte del denominado Distrito Minero Chinapintza, el cual está considerado dentro del Campo Minero Zamora, que nace en la Cordillera del Cóndor, cadena montañosa oriental de la Cordillera de los Andes cuyas crestas forman parte de la frontera entre Ecuador y Perú.

Datos Boca Mina La Pangui Bajo (WGS 84): Y: 9551508; X: 0769241; A: 1690 m.s.n.m.

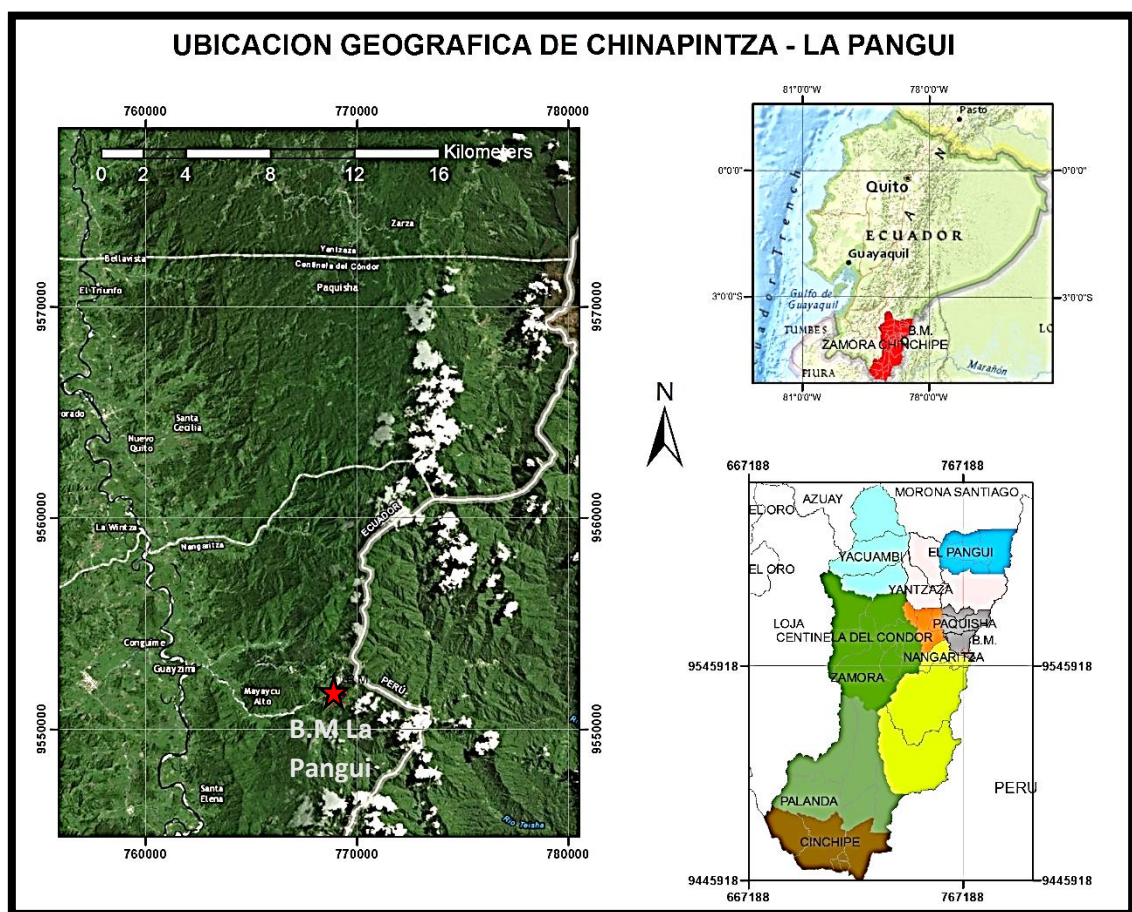


Figura N° 1. Ubicación Geográfica de Chinapintza - La Pangui
Fuente: Espinosa, 2015

2.2. Acceso

Para llegar al lugar del proyecto, desde la ciudad de Loja a La Pangui se lo realizó por vía terrestre con un recorrido de aproximadamente 150 km Loja - Zamora - Zumbi - Paquisha - La Pangui, donde la vía es pavimentada hasta Zamora, hasta Zumbi asfaltada y hasta La Pangui es una vía de tercer orden en partes lastrada. Debido al difícil acceso a la zona se recomienda ir en un vehículo de doble tracción, sobre todo desde Chinapintza a la Pangui. Dependiendo de las condiciones climáticas el viaje será de 3 a 4 horas aproximadamente.

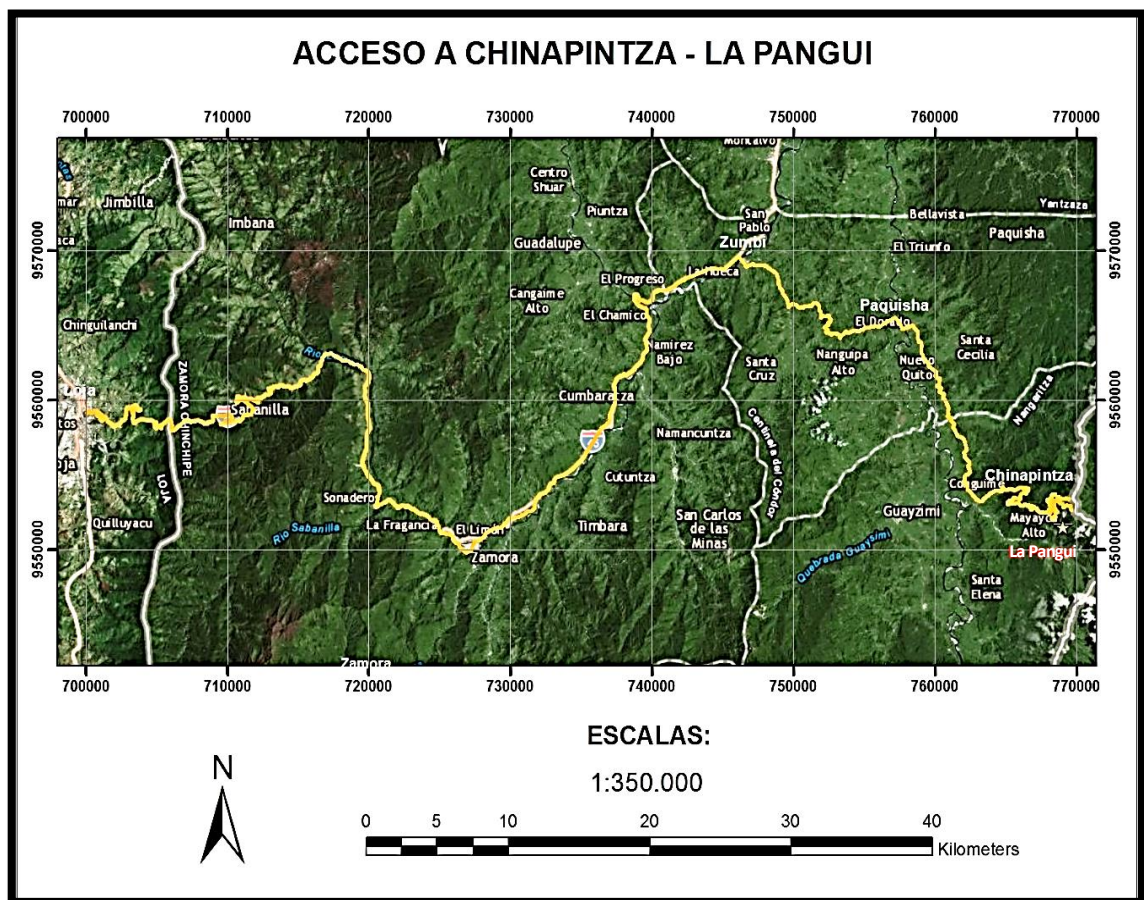


Figura N° 2. Ruta de Acceso a Chinapintza - La Pangui
Fuente: Espinosa, 2015

2.3. Geomorfología

La zona de estudio está ubicada en el sur oriente del Ecuador, en las laderas de la Cordillera del Cóndor, cuyas crestas definen la frontera entre Ecuador y Perú. El accidentado relieve presenta montañas cubiertas de densa vegetación, típica de bosque tropicales, con pendientes fuertes e irregulares (pendiente promedio de 29°) (Chinapintza Gold Project, 2013) y valles profundos.

El relieve se caracteriza por dos tipos de paisajes:

- ✓ El primero es un amplio valle con elevaciones de hasta 1900 m.s.n.m.; con formaciones de coluviales y aluviales, los mismos que se han formado por efecto del agua, arrastrando y acumulando gran cantidad de clastos y arenas, generalmente estas son gravas auríferas.
- ✓ El segundo paisaje contiene elevaciones de hasta 2600 m.s.n.m que corresponde a la zona alta de la Cordillera del Cóndor. Esta Zona en su mayoría contiene amplia vegetación, (Jiménez, 2006).

2.4. Flora y Fauna

El área de estudio está ubicado dentro de la Cordillera del Cóndor, la cual se extiende desde las provincias de Morona Santiago hasta Zamora Chinchipe y está compartida con el Perú alrededor de 150 km de fronteras; separada de los Andes por la cuenca baja del río Zamora, hacia el occidente, mientras que la cuenca del río Santiago hacia el Norte, la separa de la Cordillera de Cutucú y hacia el Este en el Perú, la misma cuenca del río Santiago y la del río Marañón la separa de la Cuenca de Iquitos.

Chinapintza cuenta en su mayor parte con una variedad de especies tanto vegetal como animal. Además alberga más del 35% de las especies de aves existentes en Ecuador y tiene un alto grado de endemismo en especies de anfibios y aves. Las características de la Cordillera del Cóndor permiten que ésta sea un refugio de varias especies (Chinapintza Gold Project, 2013).

Tabla N° 1. Flora de Chinapintza

USO	NOMBRE COMÚN
Medicinal	Matico, Sangre de drago.
Comestibles	Morete, Yai, Maní de árbol, Guabilla, Papaya de monte, Capulí, Matapalo, Uva de monte.
Construcción y viviendas	Copal, Caucho, Saique, Canelón Blanco, Canelón Rosado.

Fuente: León, 2014
Elaboración: Espinosa, 2015

Tabla N° 2. Fauna de Chinapintza

ESPECIE IDENTIFICADA	NOMBRE COMÚN
Mamíferos	Puma, Jaguar, Tigrillo, Danta, Oso de antejo, Lobo Andino, Capibara, Armadillo.
Roedores	Guanta, Guatusa.
Aves	Gallito de la peña, Loro, Jocotoco, Guácharo, Oropéndola, Colibrí, Pava de monte.
Reptiles	Boa, Anaconda, Coral, Equis.
Peces	Sardina, Bagre, Blanco, Culebrilla.

Fuente: León, 2014
 Elaboración: Espinosa, 2015

2.5. Hidrografía

En el Distrito Chinapintza su principal fuente es la Quebrada Chinapintza que desemboca en el río Nangaritza, el cual se origina en la parte sur de la Provincia de Zamora Chinchipe y corre hacia el Norte a lo largo del lado occidental de la Cordillera del Cóndor hasta unirse con el río Zamora (Aguirre, 2002).

El río Nangaritza al igual que el río Yacuambi son considerados regionalmente como los más importantes ya que aportan gran cantidad de volumen de agua al Zamora, el cual se une más adelante con el río Namangoza para luego formar el Santiago el mismo que desemboca en el majestuoso Amazonas.

El sistema hídrico de la zona se deriva de la quebrada Conguime, cuyas vertientes nacen al pie de la Cordillera del Cóndor y desembocan en el río Nangaritza. Las quebradas presentes en la zona de estudio son de tipo dendrítico, ubicándose la quebrada La Pangui junto con sus ramales: quebrada Bocamina y quebrada Camisan, alimentando la parte Norte; y, la quebrada Piedras Blancas, con su ramal quebrada Fierrosos, en la parte Sur.

Las quebradas se presentan caudalosas, según sea la época, siendo en el periodo de febrero - abril cuando más se eleva su caudal debido a las fuertes lluvias (Chinapintza Gold Project, 2013).

2.6. Clima

El clima que se presenta es húmedo, característico de la zona selvática de la parte alta del Amazonas, no tiene variaciones grandes en la temperatura y humedad, estas son media alta y constante a lo largo del año.

La Pangui presenta un clima cálido tropical, la temperatura promedio del lugar es 22°C. Recibe una precipitación aproximada de entre 2 a 4 m durante todo el año, siendo los meses más lluviosos febrero y abril. La humedad promedio es de 80% (Chinapintza Gold Project, March 2013).

Tabla N° 3. Valores de Estaciones de Gualaquiza, Yantzaza y Paquisha

ESTACIONES	GUALAQUIZA (1977 - 2009)	YANTZAZA (1976 - 2009)	PAQUISHA (1983 - 2009)
Código	M189	M190	M506
Altitud M.SN.M.	750	630	650
Precipitación Media Anual (mm)	1875	2066	2904
Máxima Precipitación Mensual (mm)	156,2	172,2	242,0
Mínima Precipitación Mensual (mm)	26,4	2,4	0,2

Fuente: INAMHI - Anuario 2008, Estación Yantzaza
Elaboración: Espinosa, 2015

Tabla N° 4. Red de estaciones Meteorológicas

COD.	NOMBRE ESTACION	TIPO	PROVINCIA	LATITUD	LONGITUD	ESTADO
M0189	Gualaquiza Inamhi	Au, Co	Morona Santiago	3° 23' 53" s	78° 34' 33" w	Activa
M0506	Paquisha	Pv	Zamora Chinchipe	3° 37' 42" s	78° 35' 24" w	Activa
M0190	Yantzaza	Co	Zamora Chinchipe	3° 49' 13" s	78° 45' 45" w	Activa

Fuente: www.serviciometeorológico.gob.ec
Elaboración: Espinosa, 2015

CAPÍTULO III:
GEOLOGÍA DEL ÁREA DE ESTUDIO

3.1. Geología regional

El sector minero de La Pangui - Chinapintza se encuentra entre la Cordillera de los Andes en el Oeste y el Cratón Amazónico Precámbrico al Este. Siendo este último un conjunto de rocas metamórficas de unos 600 millones de años; que forman la litología subyacente (plataforma) de gran parte de la Región Amazónica. Forma parte de un significativo cinturón trans-arco plegado de empuje de edad Jurásico - Cretácico (Chávez, 2008).

La geología involucra las formaciones comprendidas desde el Precámbrico - Devónico al Cretáceo, dentro de un esquema de distribución controlado por dos estructuras regionales, de orientación N-S; Falla Nangaritzta, al Oeste del área y Falla La Pangui-Reina del Cisne al Este (Chávez, 2008).

Intruyendo a gran parte de este complejo, hasta el Cretáceo inferior, con presencia regional está el Batolito de Zamora. La Falla Nangaritzta, pone en contacto: un bloque hundido, al Oeste, conformado por unidades más jóvenes del sistema - Jurásico a Cretácico - con un ligero levantamiento en el sector sur, que es 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 Pangui- Reina del Cisne, es una falla de sobrecorrimiento generada por la acción del empuje del cratón sobre la placa Continental, consecuencia de este empuje es el levantamiento de la Cordillera y adosados a la falla afloran las formaciones más antiguas (Pumbuiza y Macuma) para dar paso en las estribaciones a una amplia distribución de depósitos volcánico - sedimentarios, brechas Camp, 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).

3.1.1. Evolución geológica regional de Distrito Minero Chinapintza

- ✓ Cámbrico - Devónico (600 a 300 Ma), compuesto por sedimentos fangosos y arenosos fueron depositados, sus remanentes metamórficos: pizarras, esquistos y

cuarcitas, que ahora forman el basamento metamórfico del distrito, las formaciones Pumbuiza y Macuma (Chinapintza Gold Project, 2013).

- ✓ Triásico - Jurásico (225 a 200 Ma), zonas de rifting produjo volcanismo representado por las formaciones Isimanchi y Santiago (Chinapintza Gold Project, 2013).

- ✓ Jurásico inferior medio (150 a 144 Ma), Batolito de Zamora intruyó las rocas más antiguas (Chinapintza Gold Project, 2013).

- ✓ Jurásico Superior (150 Ma), durante las últimas etapas del emplazamiento del batolito de Zamora, erupciones volcánicas producen las rocas volcánicas Misahuallí: flujos, brechas, depósitos aéreos y los sedimentos derivados de ellos. Estas rocas volcánicas se encuentran en casi todo el Distrito (Chinapintza Gold Project, 2013).

- ✓ Cretáceo (115 a 105 Ma), el océano transgredió sobre las rocas más antiguas, con la deposición de depósitos del litoral y sedimentos marinos; ahora representado por areniscas, esquistos arcillosos y con fósiles de piedra caliza de las formaciones Hollín y Napo (Chinapintza Gold Project, 2013).

- ✓ Cretáceo Medio (116 a 96 Ma), toda la secuencia anterior de rocas fueron intruidas a lo largo de las estructuras regionales, por cuerpos de diorita y granodiorita asociadas con intrusiones cercanas a la superficie y rocas volcánicas. En las últimas etapas de este evento ígneo se generaron las aguas termales que se han enriquecido de diversos elementos, entre ellos metales de interés económico. La interacción de estas aguas termales químicamente alteraron las rocas circundantes y deposito los minerales que ahora forman cuerpos mineralizados (Chinapintza Gold Project, 2013).

- ✓ Cretáceo Inferior (75 Ma), formado por areniscas continentales fueron depositados. Algunos están ahora de color rojo debido a la presencia de grandes cantidades de óxidos de hierro (“escamas rojas”). Estos forma la Formación Tena (Chinapintza Gold Project, 2013).

Tabla N° 5. Columna Estratigráfica de Chinapintza

Edad	Formación	Descripción
Cainozoico	?	sedimentos indiferenciados
Cretáceo Medio Sup.	?	Stocks y diques-félsicos intermedios y vulcanismo superficial más mineralización
Cretáceo Inferior	Chinapintza	Riodacita-dacita conjunto volcánico
	Hollín and Napo	Los sedimentos marinos - arenisca, caliza y lutolita
Jurásico Superior	Misahuallí	Flujos, brechas, piroclásticas y volcanoclásticas rocas
Jurásico Inferior Medio	Chapiza	Continental capas rojas, turbiditas, lutitas y flujos basálticos
	?	Intrusiones ígneas, especialmente Zamora Batolito tonalita y granodiorita (tonalítica de tipo I)
Triásico - Jurásico Inferior	Piuntza	Las rocas siliciclásticas, limolita, rocas volcánicas y volcanoclásticas
Discordancia		
Pre-Cámbrico-Devónico	Isimanchi	Pizarra, pizarra, rocas siliciclásticas

Fuente: Chinapintza Gold Proyect, 2013
 Elaboración: Espinosa, 2015

3.2. Geología local

La Pangui geológicamente, 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 de edad Jurásica, como el Batolito de Zamora y la unidad Misahuallí.

Litológicamente este sector está conformado por rocas intrusivas félsicas e intermedias, que abarca granodioritas. Los volcánicos de composición andesítica, Riodacita, riolita, presentes como pórfidos y los diques de composición similar (cuerpos intrusivos subverticales); los volcánicos subaéreos: brechas y tobas de composición riolítica; los esquistos anfibolíticos y los sedimentos jóvenes que recubren la serie de rocas.

La zona minera estructuralmente es muy compleja, presenta lineamientos con buzamientos altos (70° - 90°), próximos a la vertical; unos con sentido NE que controlan el emplazamiento de litologías y otros con sentido NW controlando intrusiones de diques y eventos mineralizantes (Prodeminca, 2000).

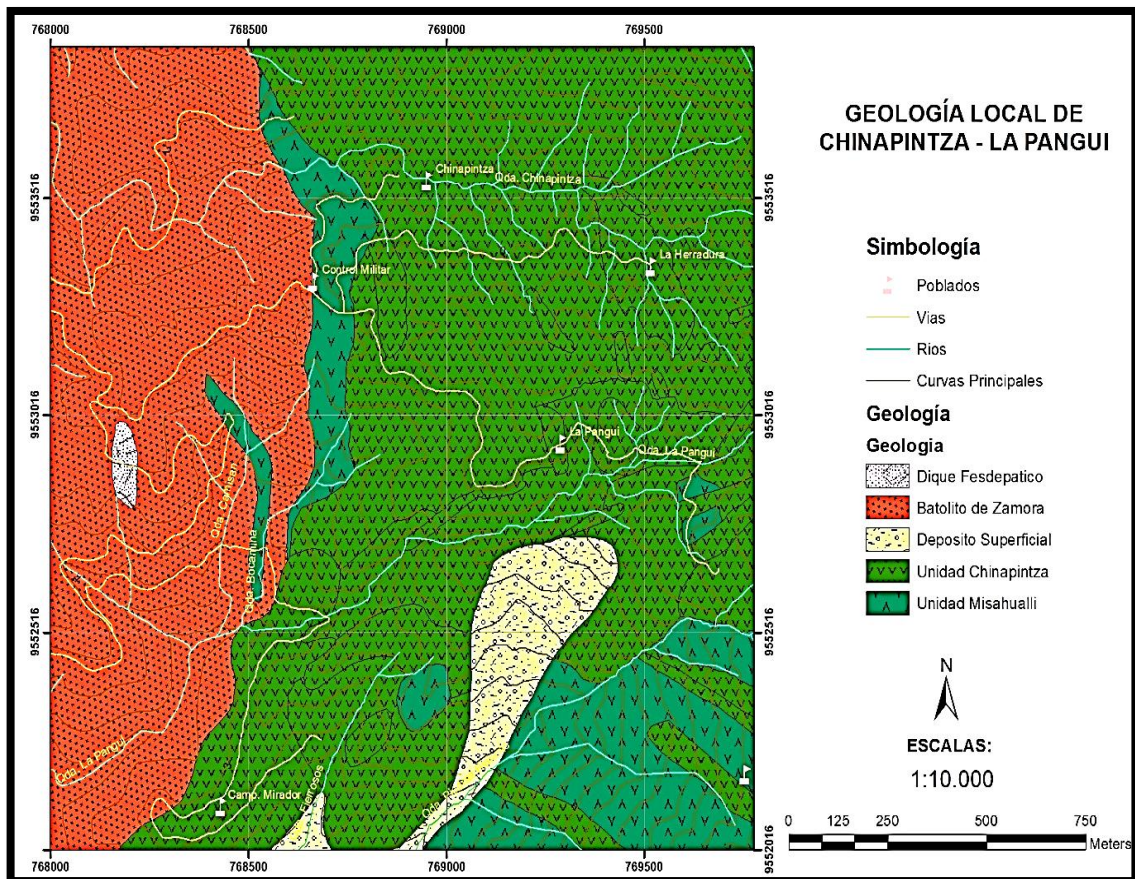


Figura N° 3. Geología Local de Chinapintza - La Panguí.
Fuente: Tomada y modificada de PRODEMINCA 2000.
Elaboración: Espinosa, 2015

3.3. Mineralización

La mineralización epitermal de baja sulfuración de Au - Ag en el campo minero de Chinapintza yace en el complejo subvolcánico - volcánico silícico a intermedio calcoalcalino subareal de edad Cretácico inferior (K_1). La mineralización en el campo minero Chinapintza es vetiforme polimetálica aurífera, principalmente como rellenos de cavidades abiertas con texturas bandeadas, coliformes drusas y localmente cementación de brechas (Prodeminca, 2000).

La Fase metálica preciosa incluye oro en forma nativa, pero mayormente como electrum (oro y plata) (Ag 35%). Sulfuros y otros minerales metalíferos que se encuentran asociados con el oro incluyen: pirita esfalerita, galena, arsenopirita, pirrotita, calcopirita, bornita, tentatita - tetahedrita, piromorfita, anglesita, covelina, calcosina y malaquita (Chinapintza Gold Project, 2013).

Otro mineral de interés en el campo minero es la plata aurífera con 59% de Ag y plata nativa en forma de redes filamentosas delicadas. Las vetas son típicamente complejas (poliaxiales)

y comprenden sulfuros masivos gruesos interbandeados y entrecrecidos con una ganga dominada por carbonatos (Ca, Fe, Mn) y cantidades variables de cuarzo y minerales de arcilla. También han sido identificadas sericita (procedente del feldespato), pirofilita y sectita en la ganga.

El sistema epitermal de Chinapintza se ha categorizado como somero, pero no superficial; la extensión vertical conocida de la mineralización es de orden de 300 - 400 m, ha sufrido una erosión limitada (100 - 250 m). Dada la extensión vertical conocida de la mineralización y los patrones de zonación, es probable que los metales preciosos disminuyan o se acaben rápidamente bajo la cota actual de 1450 m.s.n.m. (Prodeminca, 2000).

CAPÍTULO IV:

PRINCIPIOS DE CONCENTRACIÓN CENTRÍFUGA Y PRUEBA E-ORG

4.1. Concentración centrífuga

Los concentradores centrífugos constituyen la principal innovación realizada a los implementos de concentración gravimétrica de oro. En un tiempo muy corto, han ganado gran aceptación para la recuperación gravimétrica de oro en minas grandes; frecuentemente en los circuitos de molienda para separar oro libre y evitar sobremolienda y antes de plantas de cianuración o flotación para recuperar el oro grueso. También existen muchas aplicaciones en plantas industriales en la minería aurífera aluvial (Pavez, 2013).

Otra aplicación especial para los concentradores centrífugos es la recuperación del oro como un producto secundario, por ejemplo en canteras de grava. Todos los concentradores centrífugos operan con el mismo principio: básicamente, un recipiente que rota efectúa la separación gravitacional de la carga en un campo centrífugo.

Separadores centrífugos fueron desarrollados en la Unión Soviética en los años 50 y también fueron empleados en la China por veinte años para el tratamiento de relaves de menas de estaño y tungsteno, ya después se le prestó importancia en el occidente (Pavez, 2013).

La utilización de concentradores centrífugos para el beneficio de menas auríferas fue una novedad tecnológica introducida en la década del 80 en el Occidente. Fueron empleados inicialmente con menas de aluviones, posteriormente tuvieron su aplicación extendida a menas primarias. La versatilidad de los concentradores centrífugos incluye:

- ✓ Modelos de capacidad variable.
- ✓ Porcentaje de sólidos en peso de la alimentación que varía de 20% a 40%.
- ✓ Mayor posibilidad de recuperación de finos, si se comparan con equipamientos convencionales de concentración gravitacional.
- ✓ Tienen un costo relativamente bajo de operación y de mantención.

Estas características asociadas al costo relativamente bajo de la operación y de la mantención, pueden explicar la larga diseminación de ese tipo de concentradores en la industria minera a nivel mundial. Merecen destaque los concentradores centrífugos Knelson, Falcon, el Jig centrífugo Kelsey y el concentrador Multi-Gravity Separator (Pavez, 2013).

4.2. Concentración centrífuga en KNELSON (KC-MD3).

En la década del 80 aparecieron una serie de equipamientos para el beneficio de minerales que utilizan la fuerza centrífuga para efectuar la separación de los minerales valiosos. El más conocido de ellos fue el concentrador Knelson, que en poco tiempo obtuvo gran aceptación en la industria minera. Debe señalarse que en el año 1998 había más de 2500 concentradores Knelson operando en recuperación de oro en el mundo. (Álvarez, 2006)

Algunas indicaciones generales respecto a los concentradores Knelson serían las siguientes:

- ✓ Los concentradores se fabrican desde tamaños de laboratorio hasta unidades de alta producción.
- ✓ El concentrador recupera partículas de oro de tamaños que van desde 1/4 pulgadas hasta aproximadamente 1 micrón.
- ✓ En estos concentradores el problema de compactación del mineral que pudiese originar la fuerza centrífuga, fue solucionado introduciendo agua a presión en el sistema, contrabalanceando la fuerza centrífuga en el cono de concentración.
- ✓ Durante la operación de estos concentradores todas las partículas están sujetas a una fuerza G equivalente a 60 Gs, que es lo que permite que el concentrador pueda recuperar partículas finas.

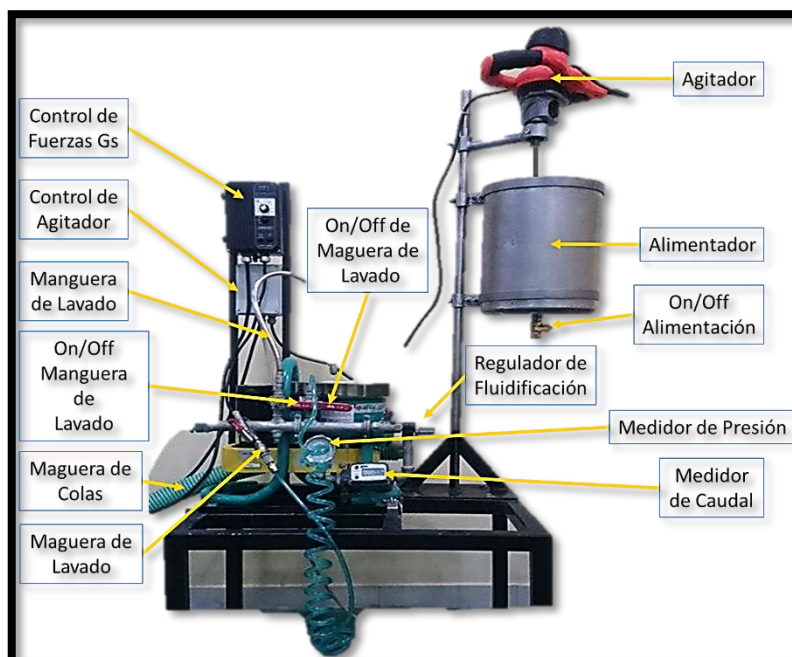


Foto N° 1. Partes del Knelson KC-MD3
Fuente: Espinosa, 2015

El concentrador centrífugo Knelson, consiste de un cono perforado con anillos internos y que gira a alta velocidad. La alimentación, que en general debe ser inferior a 1/4", es introducida

como pulpa (20-40% sólidos en peso) por un conducto localizado en la parte central de la base del cono. Las partículas, al alcanzar la base del cono; son impulsadas para las paredes laterales por la acción de la fuerza centrífuga generada por la rotación del cono. Se forma un lecho de volumen constante en los anillos, los cuales retienen las partículas más pesadas, mientras que, las más livianas son expulsadas del lecho y arrastradas por arriba de los anillos para el área de descarga de relaves en la parte superior del cono (Alvarez, 2006).

El campo centrífugo en el concentrador varía con la altura del cono. Así, en los anillos inferiores, hay una tendencia a recuperar las partículas mayores del mineral de mayor densidad, en cuanto a los anillos superiores, donde el radio del cono es mayor (es decir, mayor fuerza centrífuga), allí los minerales más finos aún pueden ser recuperados. La compactación del material del lecho se evita por la inyección de agua a través de los hoyos en los anillos. El agua es alimentada a partir de una camisa de agua fija externa al cono. Esta agua fluidiza el lecho de concentrado permitiendo que las partículas más densas, inclusive finas, penetren en el lecho bajo la acción de la fuerza centrífuga, varias veces superior a la fuerza de gravedad (Alvarez, 2006).

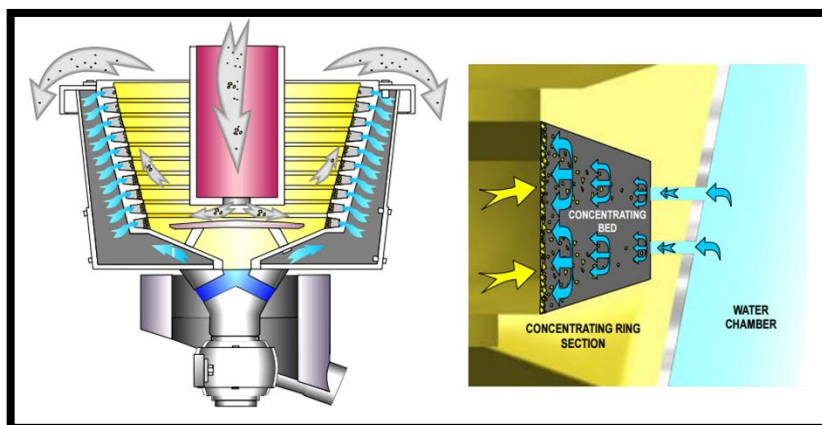


Figura N° 4. Corte Transversal de Cono KC-MD3
Fuente: knelsongravity.xplorex.com

En la operación de los concentradores Knelson, la eficiencia del proceso es posible si se evita la compactación del lecho de partículas de ganga dentro de los espacios inter-riffles, es decir, solamente si este lecho es mantenido dentro de un estado de fluidización apropiado. El procedimiento adecuado para la fluidización del lecho de partículas se puede realizar con un circuito hidráulico externo. El agua es inyectada dentro del cono a través de un ensamble de perforaciones, de aproximadamente 800 μm de diámetro, los cuales son practicados en forma tangencial en la pared del cono y a la misma altura dentro de cada espacio inter-riffles (Alvarez, 2006).

Esta agua de contrapresión desarrolla una fuerza que una vez ajustada, permite contrarrestar la fuerza resultante, a la cual están sometidas las partículas del lecho dentro del cono que está girando, de ese modo se asegura la fluidización del lecho. El agua se inyecta en dirección opuesta a la rotación del cono, lo cual hace que las partículas continúen en movimiento y se concentren las partículas pesadas (Alvarez, 2006).

Al final de un periodo de operación del concentrador Knelson, el concentrado que queda en los anillos es colectado y se retira por el fondo del cono. La duración del ciclo de concentración varía dependiendo de la aplicación que se esté realizando. Típicamente los tiempos de duración de un ciclo de concentración serían los siguientes:

- Concentración de material aluvial: 8 a 24 horas.
- Concentración de minerales de oro de roca dura: 1 a 6 horas.

Los parámetros operacionales generalmente más manipulados en el concentrador Knelson son el porcentaje de sólidos y la presión de agua de fluidización. La granulometría de la mena también es un factor importante a ser considerado; el límite es de 6 mm, no habiendo límite inferior especificado (de acuerdo con los fabricantes). La razón másica obviamente debe ser también tomada en cuenta (Alvarez A, 2006).

4.3. Factor E-ORG

Esta técnica fue implantada por Laplante (1996) quien experimentó muchas variables del ORG, habiendo concluido que la recuperación aumenta de acuerdo al grado de liberación, tras molerlo a diferentes tamaños de grano y desde el año 2000 esta técnica ha adquirido relevancia y buenos resultados en la recuperación mineral.

La prueba de laboratorio para determinar el Factor ORG consiste en tres etapas de molienda y recuperación secuencial. La molienda progresiva, en vez de molienda a un tamaño final, es necesaria con el fin de obtener un valor confiable del Factor ORG, así como una indicación de su distribución granulométrica y de su secuencia de liberación, mientras al mismo tiempo se proviene las pérdidas de oro grueso por interacción con partículas de ganga.

La prueba ORG está basada en el tratamiento de una muestra de 10 kg divididos en dos ensayos de 5 kg usando un concentrador Knelson KC-MD3.

Tabla N° 6. Factor ORG

Requerimiento de Muestras		20 Kg de muestra son requeridos para analizar el procedimiento estándar para la prueba de ORG. 10 Kg de muestra son usados para la prueba ORG en sí y los 10 Kg restantes se utilizan para hacer una prueba de molienda previa a la prueba ORG.		
Etapas	Tamaño de Partícula	Variables Operacionales	Muestras a ser analizadas	
Etapa 1	90 – 100 % 850 μm	Flujo de alimentación: 800 – 1000 g/min Agua de fluidización: 3.5 l/min	Ensayo al Fuego	Todo el Concentrado
				100 gr de Relave
			Totalidad de las colas pasan a la etapa 2	
Etapa 2	45 – 60 % 750 μm	Flujo de alimentación: 800 – 1000 g/min Agua de fluidización: 3.5 l/min	Ensayo al Fuego	Todo el Concentrado
				100 gr de Relave
			Totalidad de las colas pasan a la etapa 3	
Etapa 3	75 – 80 % 75 μm	Flujo de alimentación: 800 – 1000 g/min Agua de fluidización: 3.5 l/min	Ensayo al Fuego	Todo el Concentrado
				100 gr de Relave
			Totalidad de las colas pasan a la etapa 3	

Fuente: Laplante A, 2000
Elaboración: Espinosa, 2015

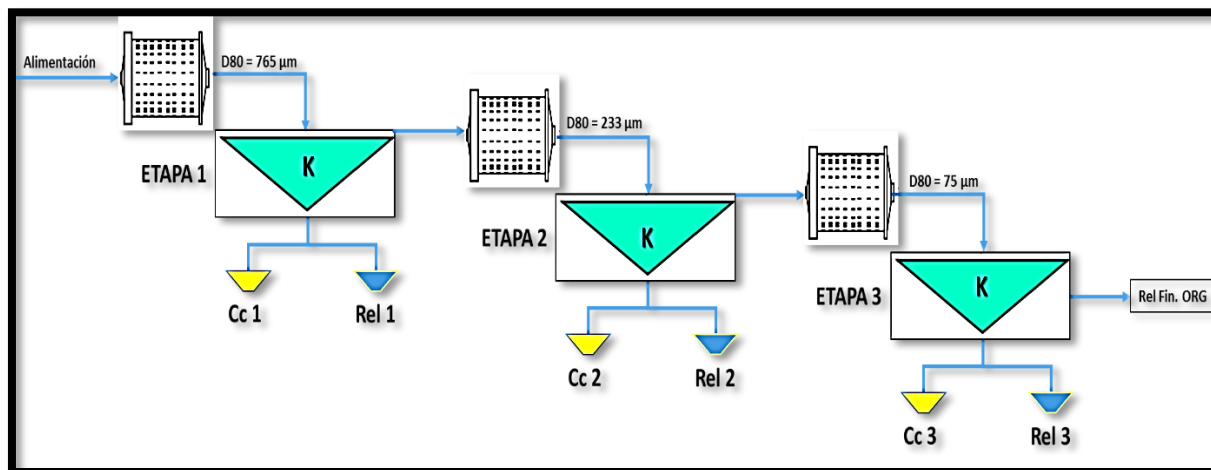


Figura N° 5. Etapas simplificadas de ORG
Fuente: Espinosa, 2015

CAPÍTULO V:
METODOLOGÍA Y EQUIPOS

La parte experimental de la presente investigación se la realizó en los laboratorios del Departamento de Geología y Minas e Ingeniería Civil (DGMIC) - UTPL.

5.1. Muestreo

En este caso se realizó un muestreo manual en interior mina en el Sector de La Panguí - Chinapintza, mediante el método de canaleta el cual consiste obtener la muestra perpendicular a la veta, para extraer un aproximado de 50 kg, peso requerido para realizar la prueba metalúrgica. Para extraer la muestra se cortó en sección transversal a la veta, donde se sustrajo parte de la veta y parte de la ganga hasta que se obtuvo una muestra representativa.

Las coordenadas de la boca Mina La Panguí bajo son (Datum WGS 84) X: 769241, Y: 9551508; con una altura de 1690 m.s.n.m., orientación de la boca mina S60°E y 40 metros desde la boca mina se tomó el dato estructural de la veta S45°W con un fuerte buzamiento de 88° SW; presencia de vetillas de hasta 10 centímetros.



Foto N° 2. Muestreo In Situ en interior mina.
Fuente: Espinosa, 2015

5.2. Preparación de la muestra

Se efectuó la preparación de la muestra para posteriormente realizar los correspondientes análisis para lo cual se ejecutó las siguientes labores:

- ✓ *Secado:* preparamos la muestra en recipientes y enviamos a la estufa a secar a 105° C por 24 horas.



Foto N° 3. Secado de las muestras.
Fuente: Espinosa, 2015

- ✓ *Trituración:* se procedió a triturar toda la muestra 100% malla # 10, en la trituradora de mandíbulas Retsch BB 220.



Foto N° 4. a) Trituración y b) 100% malla 10
Fuente: Espinosa, 2015

- ✓ *Homogenización:* mediante el método de roleo se homogeniza y se toma muestras representativas de todo el lote para realizar los correspondientes análisis.



Foto N° 5. a) Homogenización del material y b) Roleo
Fuente: Espinosa, 2015

5.3. Caracterización de la muestra

De todo el material se tomó una muestra representativa de 2 kg para realizar la caracterización, la misma que consiste en determinar peso específico, granulometría, fluorescencia de rayos x, mineralogía y análisis químico.

5.3.1. Peso específico.

- El procedimiento se realizó por triplicado para poder expresar el resultado como un valor medio para evitar errores y desviaciones.
- Se procedió preparar la muestra (homogenizar y pulverizar).
- Se toma los pesos P_1 , P_2 , P_4 y P_3 en una balanza, hecho esto se procede a sustituir los datos en la fórmula del peso específico y se realizó los cálculos correspondientes.

Tabla N° 7. Fórmula del Peso Específico

Formula del Peso Específico (gr/cm^3)

$$\gamma_e = \frac{(P_2 - P_1)}{(P_3 - P_1) - (P_4 - P_2)}$$

Fuente: Espinosa, 2015

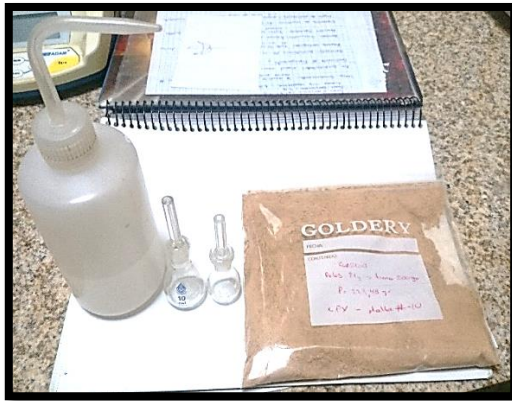


Foto N° 6. Materiales para determinar peso específico
Fuente: Espinosa, 2015

5.3.2. Análisis granulométrico.

- Se pesa 250 gr del material de cada molienda, se procede a realizar el ensayo en húmedo usando los tamices (35, 120, 325, 400 y fondo) estos son sometidos por 5 minutos en el vibrotamiz, se deja sedimentar por 24 horas las lamas; se drena, seca, se pesa las lamas.
- Con el retenido seco se procede a realizar el ensayo en donde se prepara la serie de tamices (10, 18, 35, 60, 120, 200, 230, 325, 400 y fondo) previamente pesados cada uno, luego se pesa cada tamiz con la muestra y se resta el peso del tamiz obteniendo así el peso real de la muestra en cada tamiz, todos estos datos se los documenta para luego realizar los cálculos correspondientes, llenar la tabla y obtener las curvas granulométricas, cabe señalar que las condiciones de operación fueron: amplitud (1,60 mm/gr), intervalo (15 s), tiempo (5 min) y caudal (1 L/min).



Foto N° 7. Vibrotamiz Retsch
Fuente: Espinosa, 2015

5.3.3. Fluorescencia de rayos X.

- Se realizó del material a tratar en el equipo fluorescencia BRUKER TURBO^{SD}, para lo cual fue necesario pulverizar (3 minutos - 700 RPM), luego se homogenizo y se procedió a realizar las lecturas en el equipo donde se coloca en el pocillo aproximadamente 2 gr de muestra.
- Para realizar el análisis del tipo de roca Le Bas (1986), el cual clasifica las rocas volcánicas mediante un diagrama en el cual en el eje de las X coloca el % de SiO₂ y en el eje de las Y ubica el % de Na₂O+K₂O, se realizó las lecturas en el equipo de fluorescencia mediante el método de Minning Light Elements FP, se señala que el equipo no reconoce el sodio.



Foto N° 8. Lectura de Fluorescencia
Fuente: Espinosa, 2015

5.3.4. Análisis mineralógico.

- Para realizar dicho análisis, se procedió a retirar de la muestra representativa (100 gr) el material magnético con un imán de neodimio (neodimio + hierro + boro), luego separamos manualmente sulfuros, finos o arcillas y minerales claros.
- Se procede analizar cada fracción mediante diagramas de estimación de porcentajes en análisis modal, para identificar y establecer los respectivos porcentajes de mineral respectivamente. Con estos valores se determina el tipo de roca y mineralización presente. La interpretación se la realizó en el estereomicroscopio BOECA.



Foto N° 9. Estereomicroscopio BOECA
Fuente: Espinosa, 2015

a) Sección pulida.

- Para realizar la sección pulida, se procede a platonear el material hasta dejar los minerales más densos y se seca.
- Se procede a mezclar 5 partes de resina y 1 parte de endurecedor en un recipiente.
- En un molde se vierte una fina capa después se coloca la muestra y posterior se vierte la mezcla hasta cubrir toda la muestra y se deja en la bomba de vacío.
- Luego se retira y se deja en el desecador por 24 h.
- Por último se pasa la sección en la devastadora desde la lija 120 hasta la 800.
- En la sección pulida se analizó en microscopio Olympus BH2-UMA.



Foto N° 10. Análisis de Sección Pulida.
Fuente: Espinosa, 2015

b) Lámina delgada.

- Se procede a obtener una muestra aproximadamente de 2 x 5 cm el ancho de la roca en la cortadora.
- Luego se coloca la misma en la devastadora Buehler Metaserv desde la lija 120 hasta la 800.
- Se pule en la el equipo Petropol Buehler, en el paño blanco con unas gotitas de líquido adiamantado amarillo por unos 20 minutos y luego así mismo con el paño café con el líquido adiamantado gris.

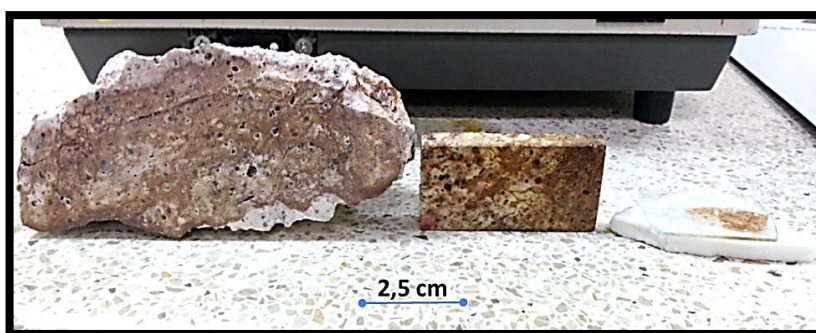


Foto N° 11. Lámina Delgada
Fuente: Espinosa, 2015

- En la plancha calentadora se calienta el porta objetos hasta que se derrita el pegamento necesario, luego se pega la roca con suaves movimientos para lograr una buena adherencia, se deja en el desecador 7 días para después proceder a cortar y devastar en el Pulidor Eléctrico de muestras Buehler hasta obtener un ancho aproximado de 30 μm .
- Finalmente el análisis se lo realizó en el microscopio eléctrico Olympus BH2-UMA, se analizó y se determinó las propiedades del cuarzo, plagioclasa, feldespatos, oxidaciones y alteraciones.



Foto N° 12. Microscopio Óptico Olympus
Fuente: Espinosa, 2015

5.3.5. Análisis químico.

a) Fusión.

- Se prepara el flux básico 3 kg, con los correspondientes componentes.
- Se procede a pesar 90 gr de Flux Básico, 25 gr de muestra para relave y 10 gr para concentrado, 2,5 gr de harina o Nitrato de Sodio (reductor), hecho esto se vierte todos los pesos en un crisol de fundición y se mezcla cuidadosamente.
- Se coloca los crisoles en el horno de fusión y se deja por aproximadamente 1 hora a 1000°C.

Tabla N° 8. Componentes de Flux Básico

Componentes	Porcentaje (%)	Peso (kg)
Litargirio (PbO)	61,30	1,84
Carbonato de Sodio (CO₃Na₂)	24,90	0,75
Bórax (Na₃B₄O₇)	9,95	0,30
Sílice (SiO₂)	3,85	0,12

Elaboración: Espinosa, 2015

- Pasado el tiempo de fundición se procede a vaciar o poner en las lingoteras, se deja enfriar para separar la escoria y formar un cubo con el régulo de plomo, para copelar.



Foto N° 13. Desarrollo de la Fundición
Fuente: Espinosa, 2015

b) Copelación.

- Se pone el régulo en una copela y en el horno de copelación se deja aproximadamente de 2 a 3 horas a una temperatura de 900°C.
- Cumplido el tiempo se deja enfriar para laminar el dore, luego pesarlo y proceder a realizar la digestión.



Foto N° 14. Horno de Copelación (i) y Perlas de Dore (d)
Fuente: Espinosa, 2010

c) Digestión.

- Tomado el peso del dore (Au + Ag), se procede a colocarlo en un crisol y se ataca en una plancha calentadora a $\pm 100^{\circ}\text{C}$ bajo una campana de extracción, con ácido nítrico en solución 1 NO₃H:7 H₂O, 1 NO₃H:3H₂O, 1 NO₃H: 1H₂O hasta liquidar o separar la plata.
- Lavamos con agua destilada secamos se toma el peso del oro en gr en la balanza de precisión (6 decimales) y luego se calcula la ley correspondiente en ppm.



Foto N° 15. Digestión
Fuente: Espinosa, 2015

5.3.2. Determinación de mallas valoradas para Au.

- La determinación de mallas valores consiste en conocer la distribución en porcentajes de Au en tamaño de partícula, para lo cual tomamos las mallas N° 60, 200, 400 y -400, recalcular y corroborar la ley de cabeza.
- Para lo cual se realiza un análisis granulométrico en la fracciones antes mencionadas, luego de cada malla se homogeniza y se toma la cantidad correspondiente para analizar al fuego de cada malla y determinan la ley de oro.

5.4. Determinación de tiempos de molienda

- Se experimentó 9 tiempos de molienda con la finalidad de encontrar el tamaño de partícula necesario para realizar la prueba metalúrgica. Para lo cual se realizó el respectivo cálculo del D80 de cada molienda hasta encontrar los 3 valores que se requiere para determinar el Factor ORG. Etapa 1: 850 μm (90 - 100%); Etapa 2: 75 μm (45 - 60%) y Etapa 3: 75 μm (75 - 80%).



Foto N° 16. Molino de Bolas
Fuente: Espinosa, 2015

5.5. Prueba Metalúrgica ORG

La prueba metalúrgica consiste en determinar el Factor ORG, a continuación se detalla la metodología en un diagrama de flujo la metodología empleada:

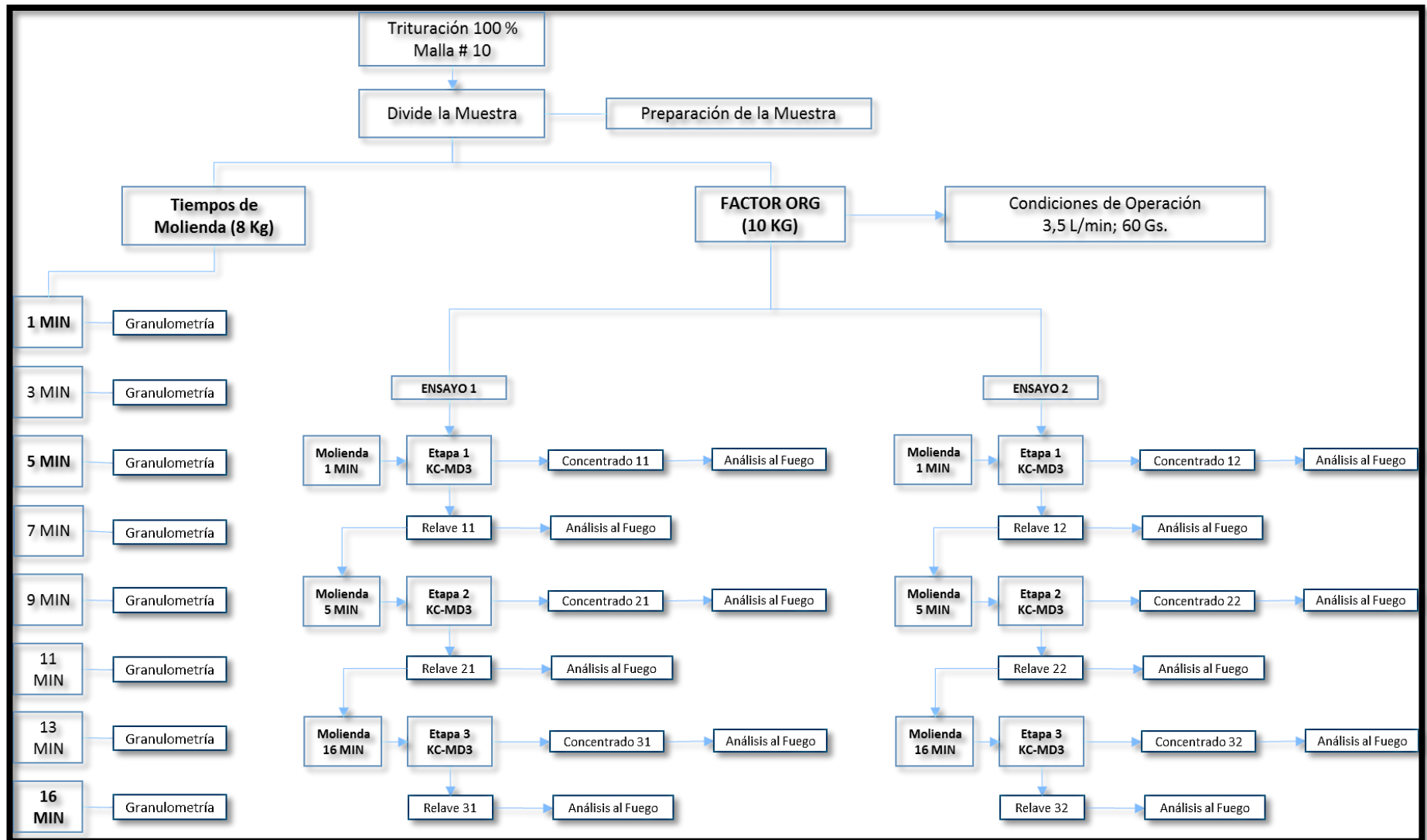


Figura N° 6. Diagrama de flujo de prueba metalúrgica ORG.
Fuente: Espinosa, 2015

CAPÍTULO VI:
DISCUSIÓN DE RESULTADOS

6.1. Caracterización del material

6.1.1. Peso específico.

Se realizó ensayos de la roca mineralizada y alterada de la boca mina La Pangui Bajo dentro de los cuales al final se sumaron todos los valores y se determinó un valor medio de 2,73 gr/cm³.

Tabla N° 9. Peso Específico

Peso Específico (gr/cm ³)	
$\gamma_{e1} = 2,69$	$\gamma_e = \frac{(P_2 - P_1)}{(P_3 - P_1) - (P_4 - P_2)}$
$\gamma_{e2} = 2,83$	
$\gamma_{e2} = 2,75$	
$\gamma_{e1/2} = 2,73$	

Fuente: Espinosa, 2015

6.1.2. Fluorescencia de rayos X

Las lecturas de fluorescencia mediante el método de Mining Light Elements FP, fueron de gran ayuda ya que nos ayudó a tomar decisiones sobre todo al momento de identificar el tipo de roca Le Bas (1986) tomando como valores del óxido de potasio más óxido de sodio en eje "Y" y en eje "X" el óxido de sílice, cabe señalar que para realizar las lecturas se necesita de una roca lo más sana posible y pulverizada, además hay que tener en cuenta que el equipo no lee sodio, el tipo de roca se contrasto con análisis de Chinapintza Gold Proyecto que determina en el lugar pórfido de riolita y dacita, los valores fueron: SiO₂ 75,12% y K₂O 4,73%.

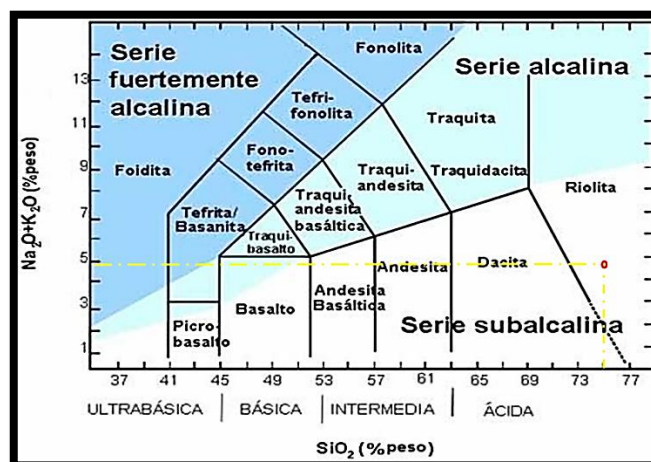


Figura N° 7. Diagrama de Le Bas.

Fuente: Le Bas, 1986

Elaboración: Espinosa, 2015

En el análisis mineralógico se realizó una lectura de las fracciones minerales (Claros, magnético, sulfuros y arcillas/finos) para tener mejores resultados dándonos valores considerables dentro de cada fracción como: Claros: SiO₂ 75,10% y Al₂O₃ 10,5%; Magnéticos: Fe₂O₃ 50,40%; SiO₂ 21,00%; Al₂O₃ 10,00% y S 0,98%; Sulfuros: Fe₂O₃ 39,20%; S 42,00% y P₂O₅ 1,46., Arcillas/Finos: SiO₂ 58,90%; Al₂O₃ 22,10% y Fe₂O₃ 10,60%.

6.1.3. Mineralogía de la muestra.

a) Análisis petrográfico

Macroscópicamente se pudo analizar lo siguiente: Tipo de Roca: Pórfido Riolítico, matriz fina de plagioclasa y cuarzo se puede observar cristales muy bien formados de hasta 2mm de tamaño, roca de color gris y presencia pirita, altamente alterada con presencia de oxidaciones de hierro por el color amarillento - rojizo que se puede observar claramente.

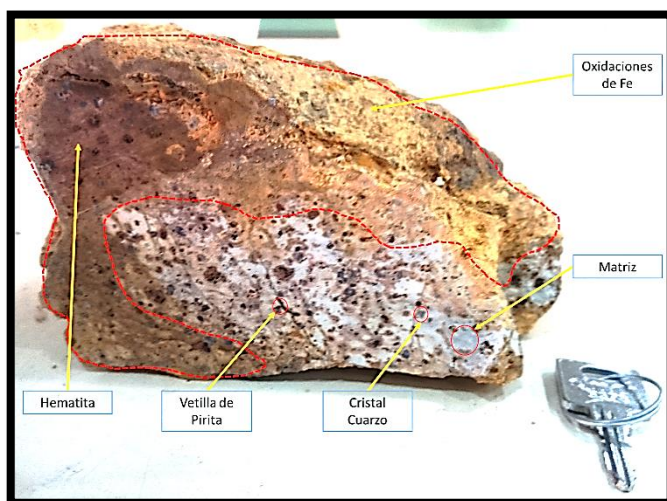


Foto N° 17. Análisis Macroscópico
Fuente: Espinosa, 2015

Microscópicamente mediante diagrama de estimación de porcentajes en análisis modal, se pudo analizar las siguientes fracciones: **Minerales Claros (75%)**: Cuarzo (50%): se identificó cuarzo cristalino y cuarzo lechoso, se reconoció por su dureza 7 que raya el vidrio, su hábito prismático, lo cual corresponde a una roca ácida. Plagioclasas (10%): se identificó por su color blanco y su dureza de 6 al no rayar el vidrio, la variedad no se pudo identificar posiblemente una anortita. Feldespatos (5%): se identificó por su color de raya blanca, su color rosado medio e incluso por su dureza 6 ya que no rayó el vidrio. **Magnéticos (15%)**: el análisis de fluorescencia solo de esta fracción nos dio un valor de Fe₂O₃ de 50,40%. Hematita (9%): se lo ha tomado dentro de los magnéticos ya que tiene un nivel bajo de magnetismo pero es

porque se encuentra alterada, se reconoció por su color pardo-rojizo. Goethita (4%): por su hábito bitroidal y de color negro, por su raya pardo amarillenta y por la génesis de que se encuentran en filones de yacimientos hidrotermales, se identificó por los valores bajos de Cu en las lecturas de fluorescencia $\leq 0,19\%$ y (2%) de oxidaciones de hierro.



Foto N° 18. Análisis Microscópico
Fuente: Espinosa, 2015

Sulfuros (5%): dentro de esta fracción se identificó fácilmente Pirita (3%): por su hábito cúbico, por su color amarillo latón, por su brillo metálico, Pirrotina (2%): es débilmente magnética, color bronce pardo, origen hidrotermal, ya que se puede confundir con la bornita, se identificó que es una pirrotina porque son bajísimos valores de Cu en las lecturas de fluorescencia $\leq 0,19\%$ siendo este elemento un componente principal de la bornita. **Arcillas o Finos (5%):** como son partículas muy pequeñas las que constituyen estas arcillas es indispensable hacer un análisis de difracción de rayos x, en esta investigación lo sustentamos con la fluorescencia de rayos x tienen altos valores de óxidos de hierro ($Fe_2O_3 = 10,60\%$) por sus propiedades se ha podido teorizar que existe la presencia de illita, sericita y posiblemente limonita; Illita, se forma producto de la alteración de las micas y los feldespatos al igual que la sericita, se formó de la alteración de los mismos. Limonita, se forma de una mezcla de óxidos de hierro lo cual es presente en la roca y por la descomposición de muchos minerales de hierro, especialmente pirita que se encuentra presente en la roca.

Tabla N° 10. Análisis Petrográfico.

Fracciones Minerales	Porcentaje (%)
Claros	75
Magnéticos	15
Sulfuros	5
Arcillas o Finos	5

Fuente: Espinosa, 2015

b) Secciones pulidas

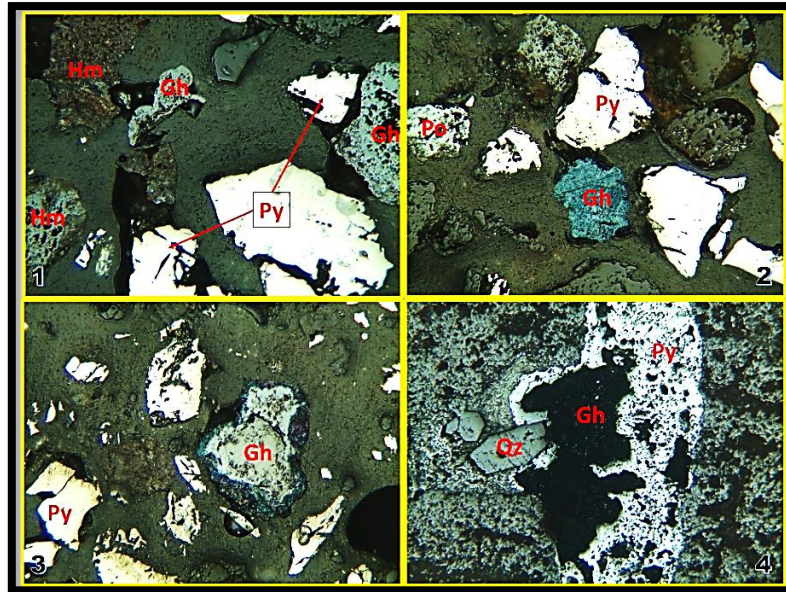


Foto N° 19. Sección Pulida, Lente 5X
Fuente: Espinosa, 2015

Mediante el microscopio de luz reflejada se puede apreciar la pirita (1,2, 3, 4), goethita se logró reconocer por su hábito bitroidal (3), además se identificó pirrotina ya que suele confundirse con la pirita por su color (2). Se puede reconocer muy claramente un cuarzo por su hábito prismático cerca de una vetilla de pirita alterada en goethita, la matriz fina de roca se compone principalmente de plagioclasa y feldespato ambas altamente alteradas (4).

c) Lámina delgada

En estas se analiza minerales claros y con ayuda de fluorescencia de rayos x se pudo contrastar la presencia de algunos minerales como silicatos, plagioclasas, feldespatos y micas. En la Foto N° 20, es más evidente observar una textura porfídica, cristales de cuarzo en una matriz fina de plagioclasas y feldespatos alterados.

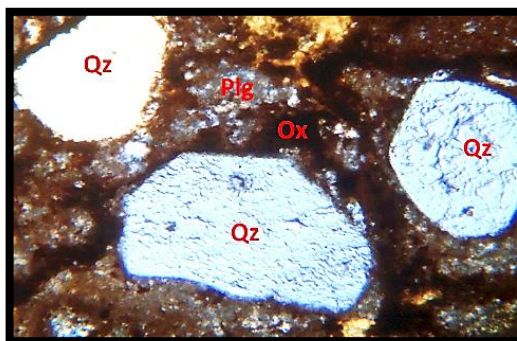


Foto N° 20. Textura de la roca (Lente 5X)
Fuente: Espinosa, 2015

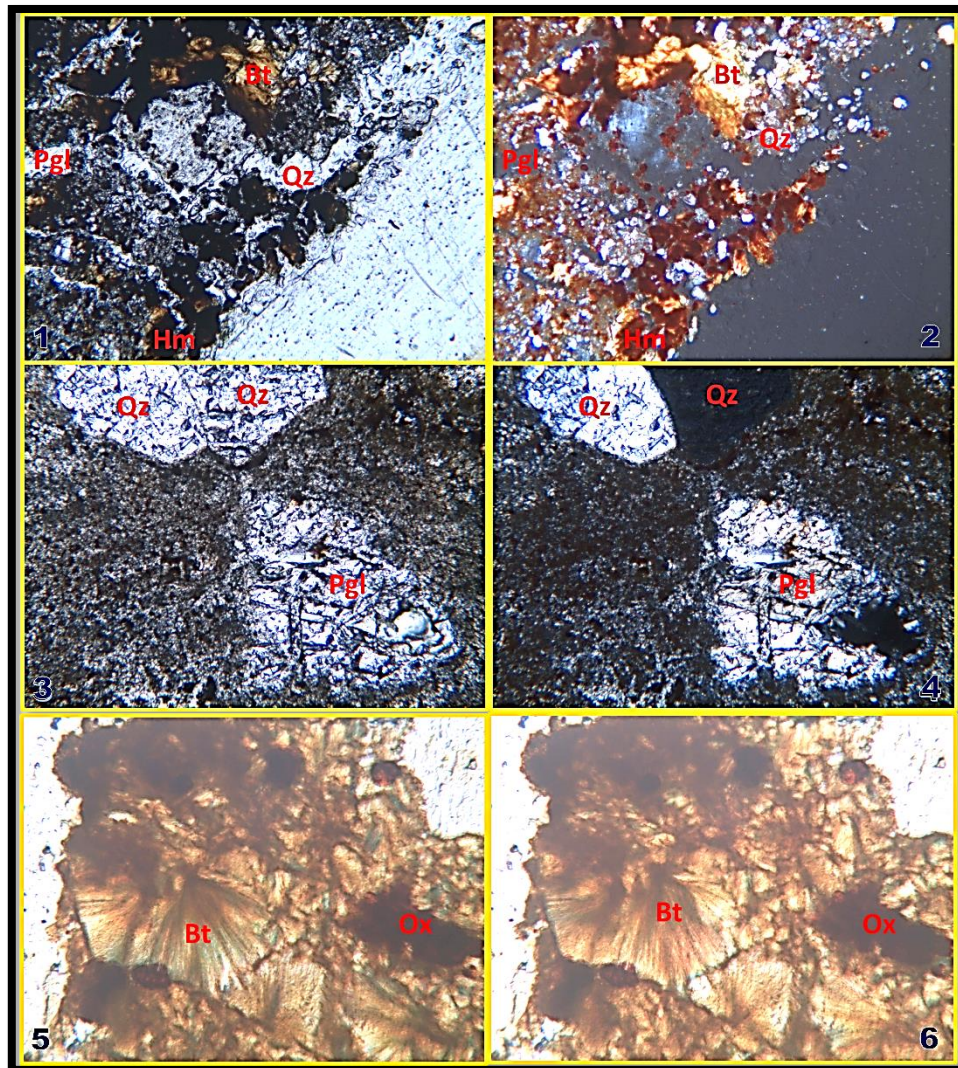


Foto N° 21. Análisis Lámina Delgada (Lente 5X), Izquierdas Nícoles Paralelos y Derechas Nícoles Cruzados
Fuente: Espinosa, 2015

En la mineralogía óptica con luz transmitida se reconoció e identificó los siguientes minerales, como apoyo se tomó las lecturas de fluorescencia de rayos x: **Cuarzo (Qz)**.- se identifica por tener una elongación positiva cambio de color incoloro (nícoles paralelos) cambia a gris de primer orden (nícoles cruzados), se pudo observar que no presenta exfoliación y su hábito es prismático común en el cuarzo. Ver en 1-2 y 3-4; **Plagioclasas (Pgl)**.- en las 2 fotos de la izquierda (1 y 3), se la identifica por su color incoloro, un color de interferencia de gris de primer orden, presencia de maclado en el 4 aunque es muy bajo, elongación negativa posiblemente una anortita, también cabe señalar que este mineral está sufriendo un proceso de alteración por cómo están sus bordes, ver 1-2 y 3-4. **Hematita (Hm)**.- muy claramente se identifica la hematita por su hábito masivo y su color muy peculiar marrón -rojo parduzco, ver 1-2. **Biotita (Bt)**.- se la identifica por su color marrón pálido y al no cambiar su color al cambiar de nicoles cruzados a nicoles paralelos, no tiene maclado, tiene elongación positiva ya que tiene un color de interferencia de 2 y 3 órdenes, está sufriendo un proceso de

alteración/transformación a clorita ya que se deja ver claramente en nicoles paralelos que pretende tomar un tono verde, ver 5-6.

Es importante destacar q los colores varían con respecto a lo que se encuentra en la tabla de colores de interferencia de Michel Levy, debido a que la roca o mineral se encuentran alterados, también puede ser que no tiene el ancho necesario que es de 30 µm.

6.1.4. Ley de cabeza

Se procede a preparar la muestra y hacemos ensayo al fuego por triplicado para evitar desviaciones. Del ensayo al fuego se obtuvo una ley de 6,41 gr/tn de Au y de Ag 34,07gr/tn del material del Distrito de Chinapintza - La Pangui.

Tabla N° 11. Ley de Cabeza

Ley de Cabeza	
Elemento	(gr/tn)
Au	6,41
Ag	34,07

Fuente: Espinosa, 2015

6.1.5. Ley en mallas valoradas

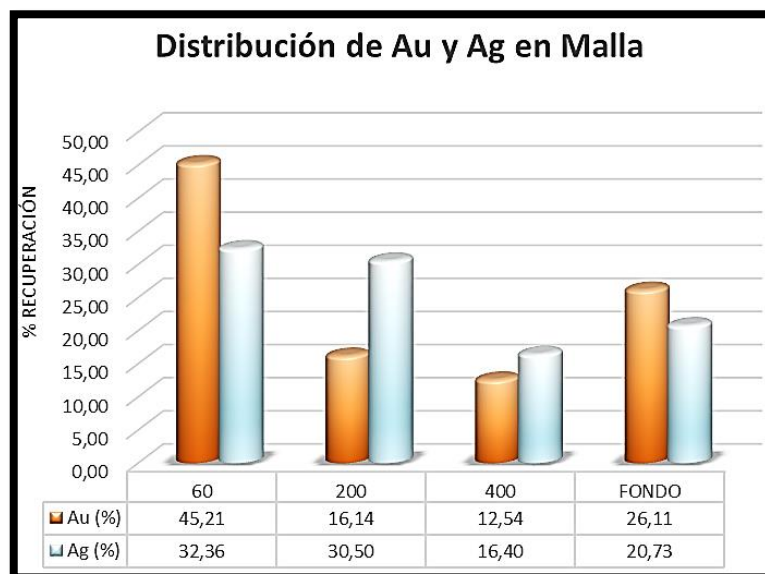


Figura N° 8. Mallas Valoradas
Fuente: Espinosa, 2015

Mediante las distribución de oro en malla, se realiza ensayo al fuego por fracciones de malla (60, 200, 400 y -400), para con estos datos realizar el cálculo correspondiente, el mayor

porcentaje de oro se obtuvo en la malla 60 = 45,13% con un menor porcentaje en la malla - 400 = 26,14%.

Además de determinar la distribución de porcentajes de oro en malla se realiza un recálculo de la ley de cabeza con el fin de corroborar este valor de 6,41 gr/tn y se obtuvo 6,17 gr/tn.

6.2. Tiempos óptimos de molienda

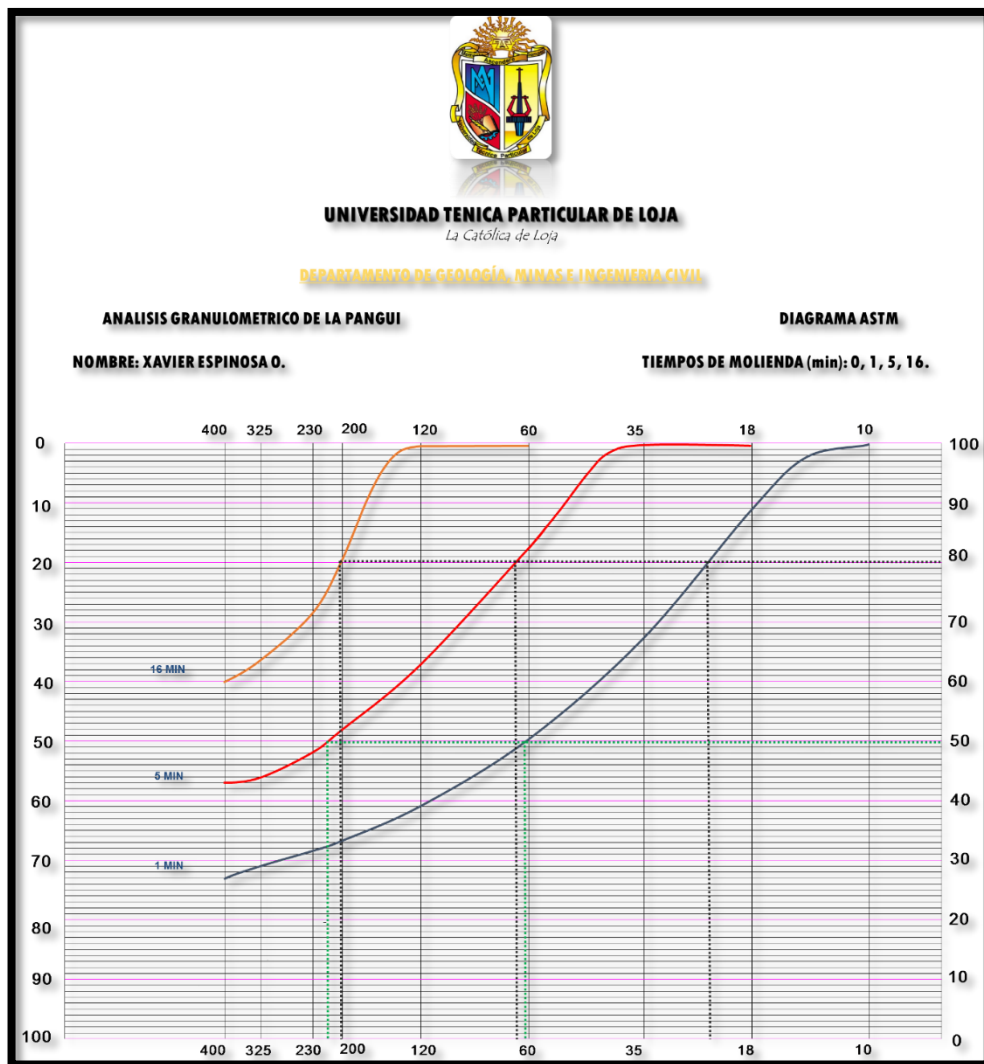


Figura N° 9. Curvas granulométricas
Fuente: Espinosa, 2015

Tabla N° 12. Tiempos Óptimos de Molienda

Molienda (min)	D80 (μm)	Malla (#)	D50 (μm)	Malla (#)
1	765	22	243	130
3	391	38	125	115
5	233	65	68	230
7	181	75	63	250
9	141	108	47	300
11	113	125	---	---
13	95	160	---	---
16	75	200	---	---

Fuente. Espinosa, 2015

Se procedió a experimentar los diferentes tamaños de grano que se necesita para realizar la prueba metalúrgica, se experimentó a 1, 3, 5, 7, 9, 11, 13 y 16 minutos de molienda, resultando los tiempos optimos 1, 5 y 16 minutos con los tamaños de grano 765 μm , 233 μm y 75 μm respectivamente. Por lo tanto se puntualiza que para la Etapa 1 el material entrará a una molienda de 1 min, en la Etapa 2 a 5 minutos y en la Etapa 3 a 16 minutos de molienda.

6.3. Factor ORG

Culminada la prueba se obtuvieron los siguientes resultados plasmados en las siguientes tablas y graficos:

Tabla N° 13. Balance Metalúrgico ORG - 1^{er} Ensayo

Tamaño de Partícula	Producto	Masa gr	Oro %	Oro gr/tn	DISTRIBUCIÓN Unidades	DISTRIBUCIÓN %
Etapa 1 D80 = 765 μm	Cc	51,05	1,17	448,5	524,83	41,23
	Colas	100	2,29	5,8	13,29	1,04
Etapa 2 D80 = 233 μm	Cc	39,45	0,90	338	305,65	24,01
	Colas	100	2,29	5	11,46	0,90
Etapa 3 D80 = 75 μm	Cc	32,07	0,74	266	195,54	15,36
	Colas	4040	92,61	2,4	222,25	17,46
	Total (Cabeza)	4362,57		6,41	1273,03	
	Concentrado	122,57				
	W Entrada (gr)	4446,72				
	W Perdida (gr)	84,15				
						Factor ORG = 80,60

Fuente: Espinosa, 2015

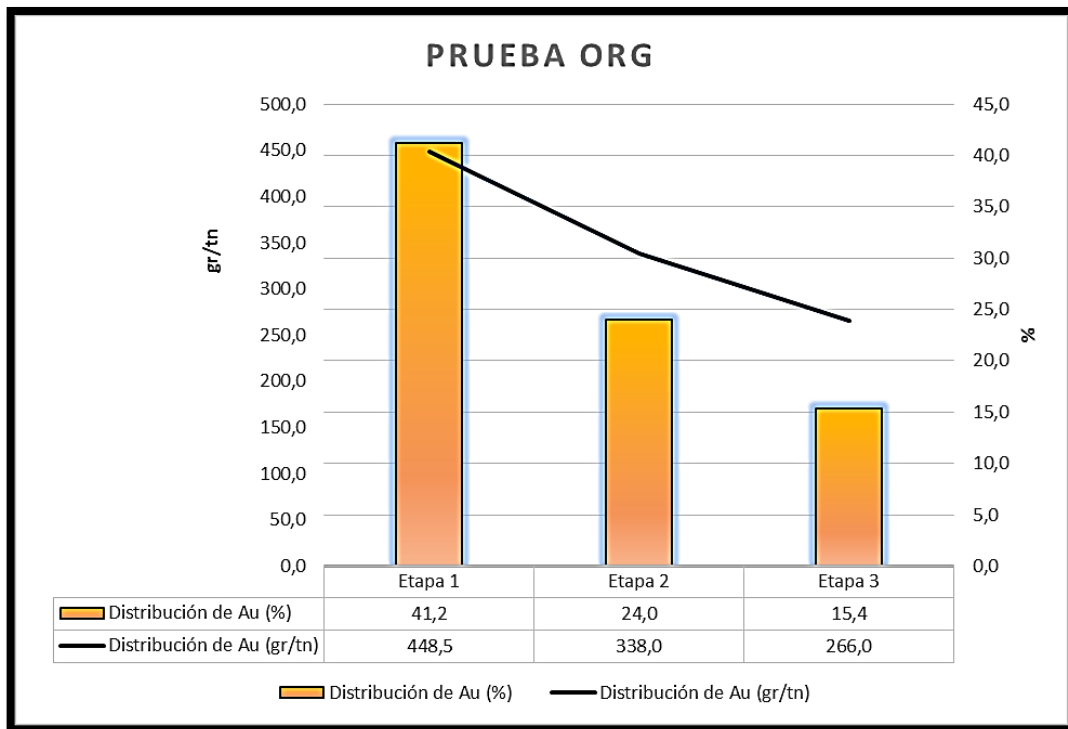


Figura N° 10. Ensayo 1 - Prueba ORG
Fuente: Espinosa, 2015

Tabla N° 14. Balance Metalúrgico ORG - 2^{do} Ensayo

Tamaño de Partícula	Producto	Masa		Oro		DISTRIBUCIÓN
		gr	%	gr/tn	Unidades	%
Etapa 1 D80 = 765 µm	Cc	36,27	0,74	438,5	326,42	30,63
	Colas	100	2,05	5,2	10,67	1,00
Etapa 2 D80 = 233 µm	Cc	50,52	1,04	307,5	318,84	29,91
	Colas	100	2,05	5	10,26	0,96
Etapa 3 D80 = 75 µm	Cc	56,13	1,15	153,25	176,55	16,56
	Colas	4529,43	92,96	2,4	223,11	20,93
	Total (Cabeza)	4872,35		6,41	1065,8	
	Concentrado	142,92				
	W Entrada (gr)	4983,98				Factor ORG = 77,10
	W Perdida (gr)	111,63				

Fuente: Espinosa, 2015

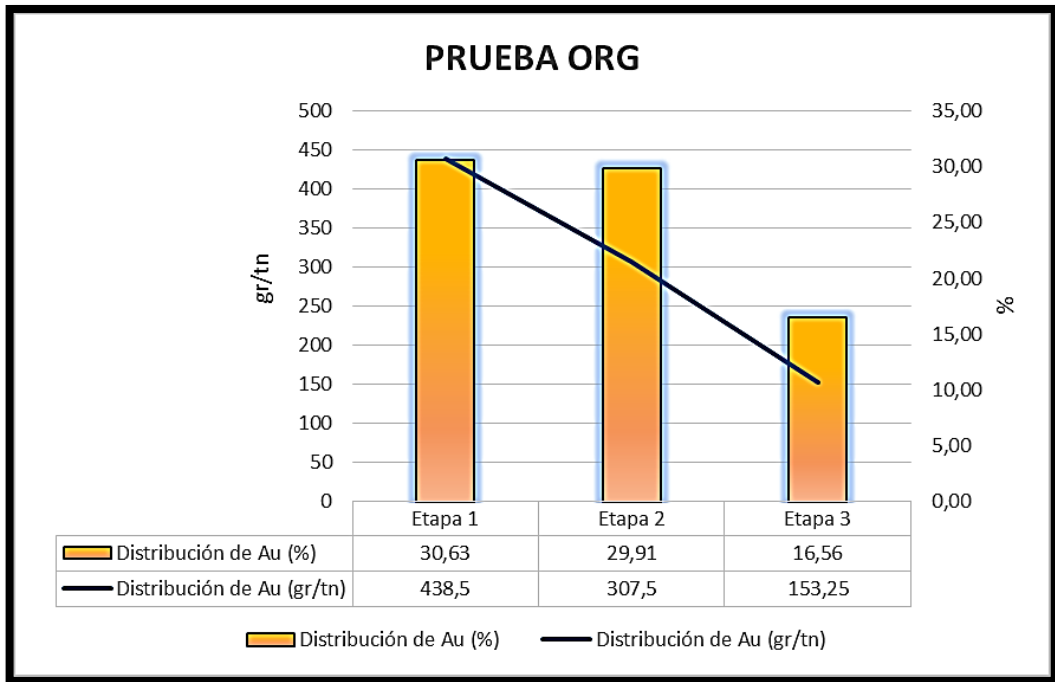


Figura N° 11. Ensayo 2 - Prueba ORG
Fuente: Espinosa, 2015

Culminada la prueba ORG se procedió a realizar los cálculos correspondientes, dando como resultado en el primer ensayo un factor ORG de 80,60% y en el segundo ensayo 77,10%. Teniendo una tendencia en ambos valores se determinó un valor medio del Factor ORG de 78,35% de recuperación de oro, el cual es un valor bueno teniendo en cuenta la recuperación actual de la pequeña minería y minería artesanal que esta por $\pm 60\%$, las condiciones de operación que se empleó fueron Fuerzas G (60 Gs) y tamaño de grano (Etapa 1 = 765 μm ; Etapa 2 = 233 μm y Etapa 3 = 75 μm).

En ambos ensayos se puede apreciar la notable recuperación en la Etapa 1 lo cual correspondería a un oro relativamente grueso con un 40 %, en la Etapa 2 y 3 se recupera 24% y 15,36 % respectivamente.

En los relaves obtenidos en la prueba ORG, las leyes de los mismos van disminuyendo progresivamente empezando con una ley 5,8 ppm en la primer etapa, segunda etapa una ley de 5 ppm y culminando la prueba con una ley de 2,4 ppm etapa 3, cabe señalar que los parámetros de operación siempre fueron los mismos para las 3 Etapas en los 2 ensayos realizados.

Los resultados de la Prueba ORG indicaron que un valor medio de 62,87% del oro en ambos ensayos se recupera en las dos primeras etapas, con la mayoría del oro libre recuperada en la primer etapa (Etapa 1 = Ensayo 1 – 448 gr/tn y Ensayo 2 - 438,5 gr/tn). Por lo tanto para la

tercera etapa quedando un relave del orden de 2,4 gr/tn en ambos ensayos, no se contribuyó recuperación adicional.

Realizada la prueba hemos obtenidos resultados que se los contrasta y se relacionan con los estudios realizados de la Prueba ORG con diferentes tipos de material, es así que tenemos que en la investigación denominada, A Standardized Test to Determine Gravity Recovery Gold (André R. Laplante, 2000), reportan un valor de ORG de 72,55% de recuperación de oro en tres etapas. Se conoce que en reportes de GOLDEN REIGN RESOURCES REPORT, 2014, realiza la prueba en tres etapas resultando un valor de ORG el 69,7 % de recuperación de oro. En el reporte de la Compañía Minera Sultana del Condor, marzo 2009, realiza el procedimiento con 4 etapas resultando un valor de ORG de 93,9% de recuperación de oro, por último en el reporte de Komet Resource Limited, 2014, se recupera en tres etapas un factor de ORG de 74% de recuperación de oro, con lo cual podemos decir que en nuestra investigación se obtuvo resultados similares.

CONCLUSIONES

- ✓ Mediante el método del picnómetro se estableció para la muestra de roca mineralizada y alterada la Mina La Pangui Bajo un peso específico de 2,73 gr/cm³.
- ✓ Del análisis químico de cabeza se determinó por ensayo al fuego dándonos una ley de 6,41 ppm de Au y 34,07 ppm de Ag.
- ✓ En el ensayo de mallas valoradas se determinó la mayor cantidad de oro en la malla 60 con 45,21% y en la malla -400 (fondo) con 26,11%, lo que indica la presencia de oro grueso y fino.
- ✓ A partir del análisis mineralógico se ha establecido una asociación mineralógica predominante de pirita - pirrotina, las cuales se encuentran asociadas con el oro. La ganga se caracteriza por la presencia abundante de cuarzo y óxidos como hematita, goethita y limonita resultado de la oxidación de sulfuros como la pirita y pirrotina. Se determinó que es una roca ácida de tipo riolita porfídica por tener en su estructura cristales de cuarzo y por los porcentajes de SiO₂ 75,20 % y K₂O de 4,73% datos tomados de la fluorescencia. Dado el grado alto de la alteración de la riolita porfídica se define para esta una alteración cuarzo - sericita.
- ✓ El ensayo de granulometría de la muestra triturado a 100% malla 10 dio como resultado de tamaño de partícula con un D80 de 1185 µm y un D50 de 441 µm.
- ✓ En los tiempos de molienda experimentados se determinó los tiempos óptimos para realizar la prueba ORG los cuales fueron a 1 min = 765 µm - Etapa 1; 5 min = 233 µm - Etapa 2 y 16 min = 75µm - Etapa 3.
- ✓ Se determinó un factor ORG correspondiente al primer ensayo de 80,60% de recuperación en oro y para el segundo ensayo de 77,10%, el valor promedio de estos dos ensayos ORG es de 78,9% en recuperación de oro.

RECOMENDACIONES

- ✓ Para el ensayo de fusión copelación se recomienda tostar a 600°C por 20 minutos los concentrados para obtener mejores resultados en el ensayo y reducir con harina.
- ✓ Al realizar cualquier tipo de ensayo se debe homogenizar muy bien la muestra para obtener datos más confiables.
- ✓ Se recomienda realizar la misma prueba ORG, con diferentes variables de operación como las fuerzas G y tamaño de grano, en las etapas de recuperación.
- ✓ Para fundir o copelar, colocar primero los crisoles/copelas listos con los materiales respectivos y luego encender el horno, no es necesario esperar a que llegue a más de 1000°C y 900°C, con el fin de evitar un choque térmico, además, revisar el horno cada media.
- ✓ Para poder identificar el tipo de roca es necesario obtener una muestra menos alterada, debido a que el equipo de fluorescencia no hace buenas lecturas sobre muestras con oxidaciones o alteradas.
- ✓ Realizar más estudios de gravimetría en Nambija - Zamora, Chito - Chinchipe, Portovelo - El Oro, Zaruma - El Oro y Ponce Enriquez - Azuay para cuantificar, valorar y documentar las condiciones de operación de acuerdo a los diferentes tipos de mineralizaciones, para tener un historial, que sería de mucha utilidad ya que en la actualidad se trata de recuperar más y contaminar menos.

BIBLIOGRAFÍA

All Maynard and Associates Pty Ltd: Allen J., Maynard., Phillip A., Jones., Qualified Person May 9, 2013, National Instrument 43-101 Technical Report on the Chinapintza Gold Project Located in Zamora, Ecuador.

Alvarez A., Tecnología de la Concentración Centrifuga, Instituto de Investigaciones en Metalurgia y Materiales, Universidad Mayor de San Andres, Septiembre de 2006, La Paz - Bolivia

André R. Laplante, A Standardized Test to Determine Gravity Recoverable Gold, Department of Mining and Metallurgical Engineering, McGill University, 2000.

Castillo. A., *“Recuperación de oro por flotación y gravimetría de los relaves provenientes de la industria minera artesanal de La Herradura - Chinapintza”*, Loja, UTPL, 2015.

Compania Sultana del Condor: Report Prepared by Mike Tans, B.A.Sc. , Metalurgical Test Report, March 5, 2009.

GOLDEN REING RESOURCES CORP: Pudar Z., Kowalchuk J., 2014 REPORT FOR PHASE - II METALURGICAL TESTING ON THE SAN ALBINO PROYECT.

Ibañez S., Gisbert J. y Moreno H, Filosilicatos 2011, Escuela Tecnica Superior de Ingenieria Agronomica y del Medio Natural.

IDICTEC. Determinación de la ley en oro grueso de un mineral. Universidad de Atacama, Procedimiento para oro, 2004.

Komet Resource Limited, Confidential Extended Gravity Recoverable Gold EGRG, Testwork on an Ore sample, Report Number: A41/118/14, October 2014.

L. Valderrama. Procesos de Concentración Gravitacional de Minerales. Universidad de Atacama, Apuntes, Copiapó 2003.

Le Bas, M., Le Maitre, R., Streckeisen, A. y Zanettin, B., 1986. A Chemical Classification of Volcanic Rocks Based on the Total Alkali-Silica Diagram. Journal of Petrology 27(3): 745-750.

León. M., *“Diagnostico de la calidad del agua de la Microcuenca del Rio Conguime y diseño de una propuesta de mitigación para la zona critica establecida mediante el índice de calidad de agua (ICA BROWN) en la Provincia de Zamora Chinchipe - Cantón Paquisha”*, Quito, Enero, 2014.

Paladines, A., Rosero, G. (1996). *Zonificación Mineralogénica del Ecuador*. Laser, Quito.

Paladines A., Soto J., (2010), Geología y Yacimientos Minerales del Ecuador.

Pavez Osvaldo Dr. Ing, Apuntes Concentración de Minerales II, Universidad de Atacama Facultad de Ingeniería Departamento de Metalurgia, 2013.

Prodeminca, 2000. Depósitos Porfídicos y Epi-Mesotermales Relacionados con Intrusiones de la Cordillera El Cóndor. Evaluación de distritos mineros del Ecuador. Unidad de Coordinación del Proyecto Prodeminca Proyecto MEM, Vol. 5. BIRF 36-55 EC.

W. S. Mackenzie., A. E. Adams. (1997). *Atlas en color de Rocas y Minerales en Lámina Delgada.*, MASSON. S.A.

Wills B.A. Mineral Processing Technology. Biblioteca Central de la UDA 2da Edición. Pergamon Press. 1981.

REFERENCIAS WEB

Atlas Mineralogía Óptica: http://www.ehu.eus/mineralogiaoptica/Atlas_de_Mineralogia_Optica.html

Concentrador Centrifugo: <http://www.gama-peru.org/libromedmin/capitulo/5/5-4-2-1-6.htm>

Manual de Minería: http://ingenierosdeminas.org/biblioteca_digital/libros/Manual_Mineria.pdf

Procesamiento de Minerales Auríferos:

http://www.simco.gov.co/simco/documentos/Seg_Minera/proced_min_aur_car_010001.pdf

ANEXOS

ANEXO 1. ENSAYOS DEL PESO ESPECÍFICO

Formula

$$\gamma = \frac{(P_2 - P_1)}{(P_3 - P_1) - (P_4 - P_2)}$$

En dónde;

- ✓ γ = peso específico
- ✓ P_1 = peso del picnómetro vacío
- ✓ P_2 = peso del picnómetro + muestra
- ✓ P_4 = peso del picnómetro + muestra + agua
- ✓ P_3 = peso del picnómetro + agua

Formulas	Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3	Ensayo 4	Ensayo 5	Ensayo 6
$P_1 = gr$	9,63	9,63	9,63	9,23	9,23	9,23
$P_2 = gr$	10,84	10,48	10,4	10,09	10,01	10,13
$P_4 = gr$	17,16	16,95	16,9	16,27	16,23	16,29
$P_3 = gr$	16,4	16,4	16,41	15,72	15,73	15,74
$Pa (P_2 - P_1)$	1,21	0,85	0,77	0,86	0,78	0,9
$Pb (P_4 - P_2)$	6,32	6,47	6,5	6,18	6,22	6,16
$Pc (P_3 - P_1)$	6,77	6,77	6,78	6,49	6,5	6,51
$Pd (Pc - Pb)$	0,45	0,3	0,28	0,31	0,28	0,35
$\gamma_e = Pa/Pd$	2,69	2,83	2,75	2,77	2,79	2,57
	$\frac{1}{2} \gamma_e = \gamma_{e1} + \gamma_{e2} + \gamma_{e3} + \gamma_{e4} + \gamma_{e5} + \gamma_{e6} \div 6$					
	$\frac{1}{2} \gamma_e = 2,69 + 2,83 + 2,75 + 2,77 + 2,78 + 2,57 \div 6 = 16,40 \div 6$					
	$\frac{1}{2} \gamma_e = 2,73 \text{ gr/cm}^3$					

ANEXO 2. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.

Gráficas de las Curvas Granulométricas de los tiempos de molienda experimentados desde 0 a 16 minutos:

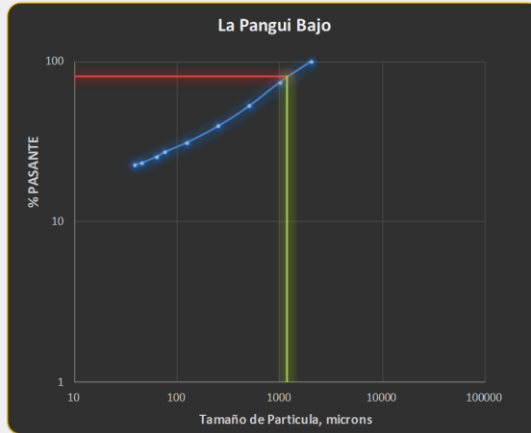
ANALISIS GRANULOMETRICO - PARTICLE SIZE DISTRIBUTION

ID : FRANCISCO XAVIER ESPINOSA ORTIZ

PESO TOTAL DE LA MUESTRA, grs 247,33 (Seco)

Moly-Cop Tools TM (Version 3.0)

N°	Tamiz #	Abertura del Tamiz	Peso Retenido		Cumm. Passing %
			grs	%	
1			0,00	0,00	100,00
2	10	2000	0,20	0,08	99,92
3	18	1000	83,07	25,50	74,42
4	35	500	53,71	21,72	52,70
5	60	250	32,63	13,19	39,51
6	120	125	20,28	8,20	31,31
7	200	75	10,20	4,12	27,19
8	230	63	4,10	1,66	25,53
9	325	45	5,52	2,23	23,30
10	400	38	1,62	0,65	22,64
11	-400	0	56,00	22,64	



TOTAL 247,33 100,00

D80 = 1185 μm

D50 = 441 μm

GRANULOMETRIA DE 1 MIN DE MOLIENDA

ID : FRANCISCO XAVIER ESPINOSA ORTIZ

PESO TOTAL DE LA MUESTRA, grs 248,78 (Seco)

Moly-Cop Tools TM (Version 3.0)

N°	Tamiz #	Abertura del Tamiz	Peso Retenido		Cumm. Passing %
			grs	%	
1			0,00	0,00	100,00
2	10	2000	0,06	0,02	99,98
3	18	1000	27,53	11,07	88,91
4	35	500	52,91	21,27	67,64
5	60	250	42,57	17,11	50,53
6	120	125	27,97	11,24	39,29
7	200	75	14,16	5,69	33,60
8	230	63	5,64	2,27	31,33
9	325	45	7,10	2,85	28,47
10	400	38	3,02	1,21	27,26
11	-400	0	67,82	27,26	



TOTAL 248,78 100,00

D80 = 765 μm

D50 = 243 μm

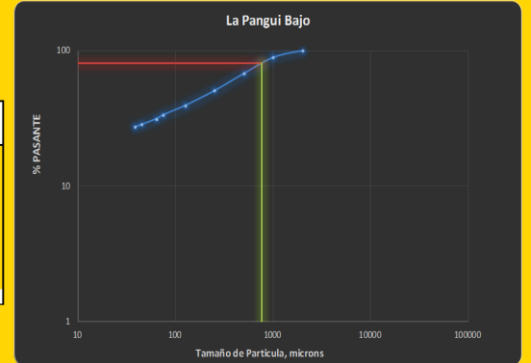
GRANULOMETRIA DE 5 MIN DE MOLIENDA

ID : FRANCISCO XAVIER ESPINOSA ORTIZ

PESO TOTAL DE LA MUESTRA, grs 245,04 (Seco)

Moly-Cop Tools TM (Version 3.0)

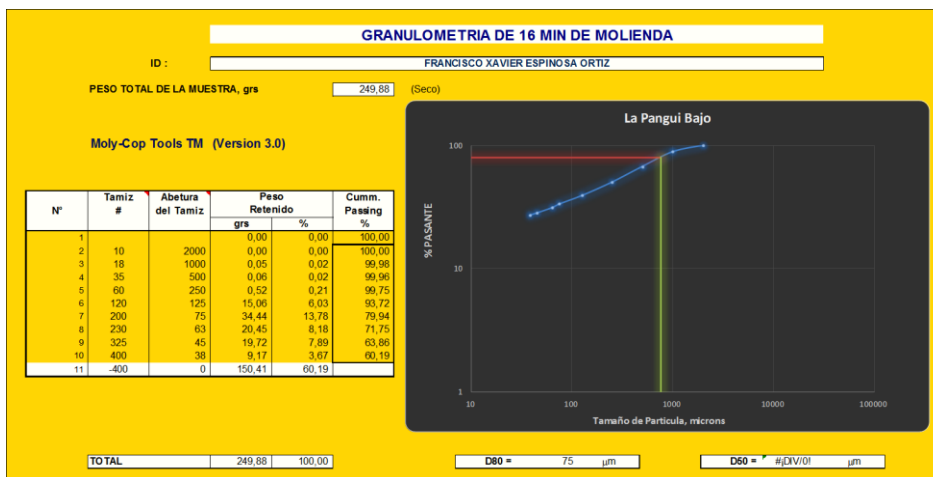
N°	Tamiz #	Abertura del Tamiz	Peso Retenido		Cumm. Passing %
			grs	%	
1			0,00	0,00	100,00
2	10	2000	0,00	0,00	100,00
3	18	1000	0,81	0,33	99,67
4	35	500	5,90	2,41	97,26
5	60	250	36,83	15,03	82,23
6	120	125	47,15	19,24	62,99
7	200	75	25,71	10,49	52,50
8	230	63	10,18	4,15	48,34
9	325	45	12,02	4,91	43,44
10	400	38	2,90	1,18	42,25
11	-400	0	103,54	42,25	



TOTAL 245,04 100,00

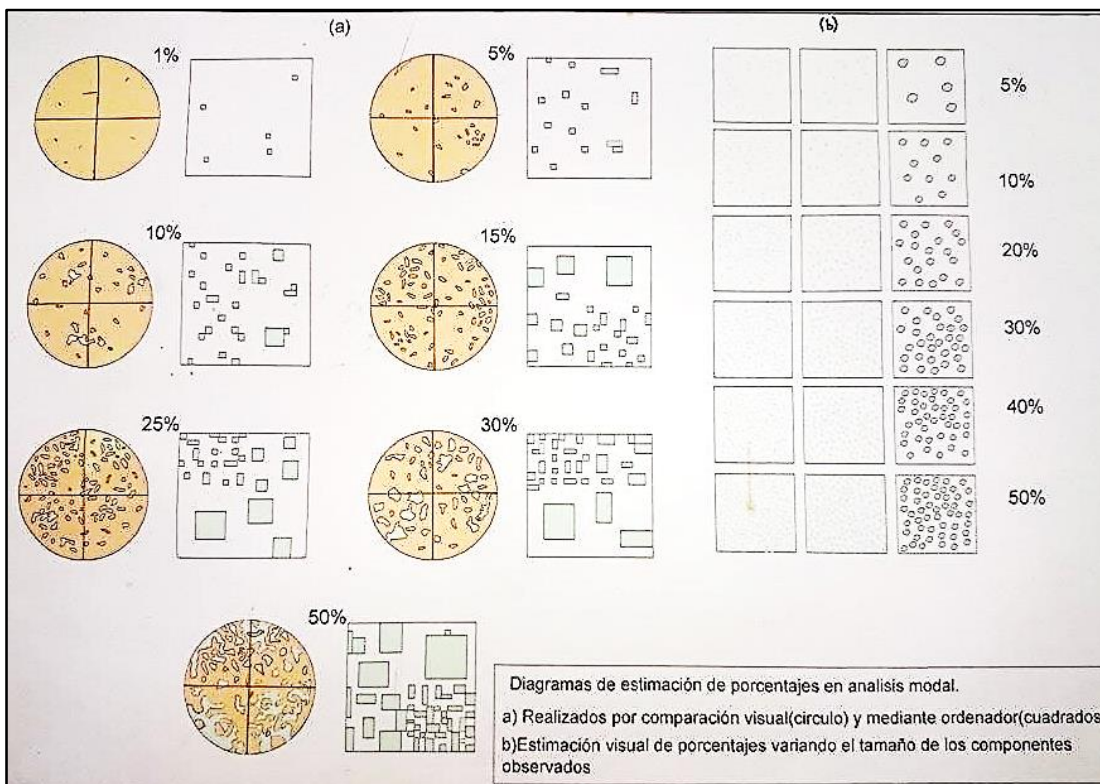
D80 = 233 μm

D50 = 68 μm

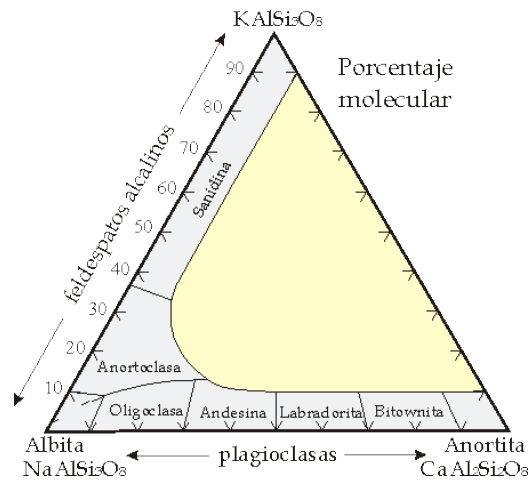


ANEXO 3. MINEROLOGÍA

Análisis Modal

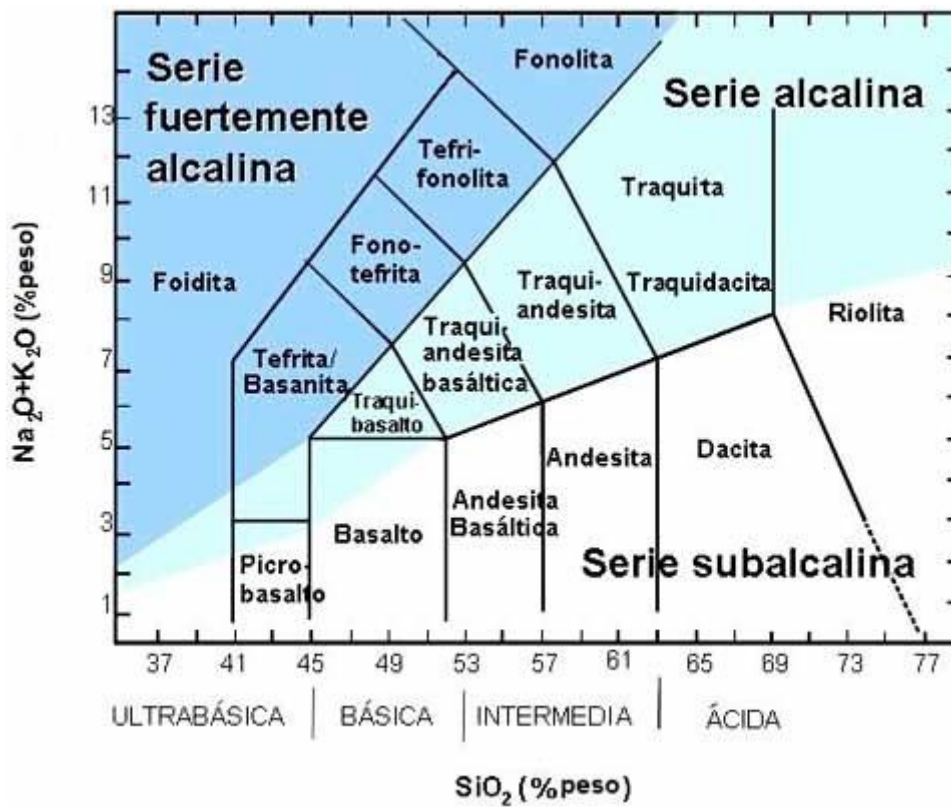


Clasificación de Las Plagioclasas y Feldespatos

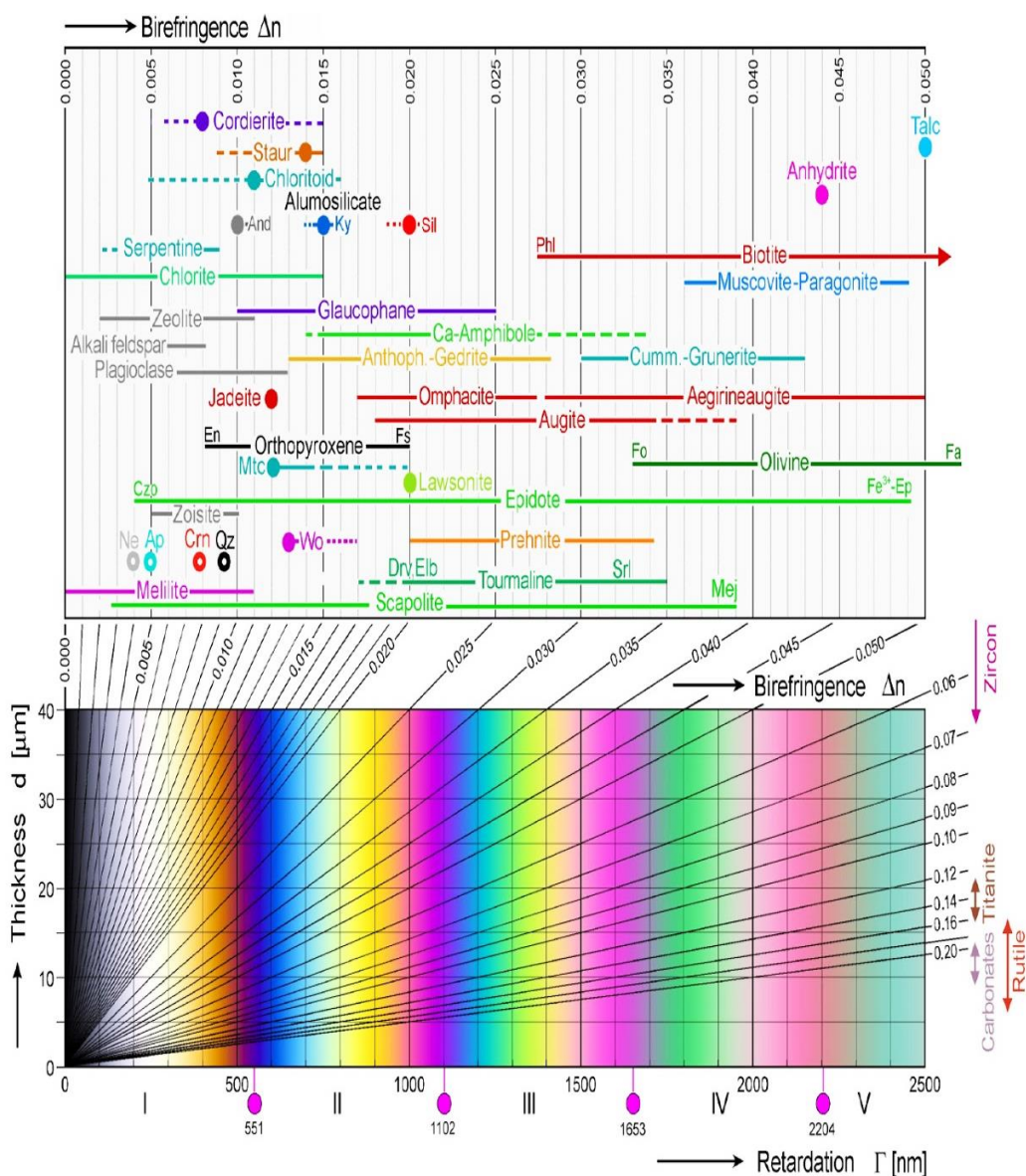


http://www.ecured.cu/images/2/22/Diagr_fsp.gif

Clasificación de Rocas Volcánicas según Le Bas



Colores de Interferencia - Tabla de Michel Levy 2011 - Mineralogía Óptica



ANEXO 3. LECTURAS DE FLUORESCENCIA

Análisis de la muestra triturada 100% malla 10 y homogenizada

LECTURAS DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X					
<i>Mining Light Elements</i>		<i>Mining Elements</i>		<i>Light Alloys FP</i>	
Elementos	Porcentaje	Elementos	Porcentaje	Elementos	Porcentaje
Al ₂ O ₃	16,3	Ca	0,21	Ti	0,14
SiO ₂	59,2	Ti	0,05	Cr	0,05
SiO ₂	4,36	Mn	0,11	Mn	0,15
K ₂ O	3,94	Fe	10,2	Fe	13
Fe ₂ O	14,8	Cu	0,08	Cu	0,1
Otros	1,4	Zn	0,07	Zn	0,08

Lecturas de Fluorescencia por Fracciones minerales mediante método de Minning Light Elements

LECTURAS DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X MINNING LIGHT ELEMENTS				
Elementos	Claros	Magnéticos	Sulfuros	Arcillas/Finos
	%	%	%	%
Al ₂ O ₃	10,50	10,00	8,07	22,10
SiO ₂	75,10	21,00	8,27	58,90
S	0,09	0,98	42,00	1,41
K ₂ O	2,54	2,20	0,20	5,50
Fe ₂ O	2,63	50,40	39,20	10,60
P ₂ O ₅	0,00	0,00	1,46	0,00
Otros*	9,14	15,42	0,80	1,49

ANEXO4. TABLAS DE CÁLCULO DE LEYES, ENSAYO AL FUEGO LEY CABEZA Y MALLAS VALORADAS

ENSAYO AL FUEGO - CALCULO Y RECALCULO DE LEYES DE AU Y AG								
LEY DE CABEZA								
Cod.	W Muestra	W Dore	W Au	W Ag	Ley Au	Ley Au ¹ / ₂	Ley Ag	Ley Ag ¹ / ₂
	(gr)	(gr)	(gr)	(gr)	ppm	ppm	ppm	ppm
LPX1	25,01	0,00116	0,00019	0,00097	7,60	6,41	38,78	34,07
LPX2	24,83	0,00100	0,00014	0,00086	5,64		34,64	
LPX3	25,01	0,00087	0,00015	0,00072	6,00		28,79	

DEERMINACIÓN DE ORO EN MALLA							
Malla	Retenido	ORO - Au			PLATA - Ag		
		Ley Au	Au en Malla	Au en Malla	Ley Ag	Ag en Malla	Ag en Malla
#	%	ppm	Ppm	%	ppm	ppm	%
60	58,11	4,80	2,79	45,21	11,20	6,51	32,36
200	13,10	7,60	1,00	16,14	46,80	6,13	30,50
400	5,10	15,16	0,77	12,54	64,64	3,30	16,40
Fondo	23,69	6,80	1,61	26,11	17,59	4,17	20,73
	100,00		6,17			20,10	

ENSAYO AL FUEGO - MALLAS VALORADAS (#60, 200, 400, Fondo)										
Malla	W Muestra Retenido	Retenido	W Muestra	W Dore	W Au	W Ag	ORO - Au		PLATA - Ag	
							Ley Au	Ley Au 1/2	Ley Ag	Ley de Ag 1/2
#	gr	%	gr	gr	gr	gr	ppm	ppm	ppm	ppm
60	143,74	58,11	25,01	0,00040	0,00012	0,00028	4,80	8,59	11,20	35,06
200	32,4	13,10	25,00	0,00136	0,00019	0,00117	7,60		46,80	
400	12,62	5,10	12,53	0,00100	0,00019	0,00081	15,16		64,64	
Fondo	58,61	23,69	25,01	0,00061	0,00017	0,00044	6,80		17,59	

PRUEBA ORG - ENSAYO AL FUEGO - CALCULO DE LEYES DE AU							
ENSAYO # 1							
	Producto		W Muestra	W Dore	W Au	Ley Au	Ley Au 1/2
			(gr)	(gr)	(gr)	ppm	ppm
ETAPA 1	Cc 11	Cc1	10	0,00442	0,00439	439	448,5
		Cc2	10	0,00461	0,00458	458,0	
	Rel 11	Rel1	25	0,00055	0,00014	5,6	5,8
		Rel2	25	0,00044	0,00015	6	
ETAPA 2	Cc 21	Cc1	10	0,00344	0,00340	340	338
		Cc2	10	0,00343	0,00336	336	
	Rel 21	Rel1	25	0,00103	0,00011	4,4	5
		Rel2	25	0,00107	0,00014	5,6	
ETAPA 3	Cc 31	Cc1	10	0,00292	0,00269	269	266
		Cc2	10	0,00300	0,00263	263	
	Rel 31	Rel1	25	0,00100	0,00006	2,4	2,4
		Rel2	25	0,00107	0,00006	2,4	

PRUEBA ORG - ENSAYO AL FUEGO - CALCULO DE LEYES DE AU							
ENSAYO # 2							
	Producto		W Muestra	W Dore	W Au	Ley Au	Ley Au 1/2
			(gr)	(gr)	(gr)	ppm	ppm
ETAPA 1	Cc 12	Cc1	10	0,00472	0,00466	466	438,5
		Cc2	10	0,00429	0,00411	411	
	Rel 12	Rel1	25	0,00110	0,00015	6	5,2
		Rel2	25	0,00115	0,00011	4,4	
ETAPA 2	Cc 22	Cc1	10	0,00323	0,00310	310	307,5
		Cc2	10	0,00320	0,00305	305	
	Rel 22	Rel1	25	0,00100	0,00014	5,6	5
		Rel2	25	0,00105	0,00011	4,4	
ETAPA 3	Cc 32	Cc1	20	0,00352	0,00313	156,5	153,25
		Cc2	10	0,00210	0,00150	150	
	Rel 32	Rel1	25	0,00078	0,00006	2,4	2,4
		Rel2	25	0,00091	0,00006	2,4	