



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 recuperado gravimétricamente) en el equipo Knelson (KC-MD3) con un material de mina del distrito minero Chinapintza sector La Herradura

TRABAJO DE TITULACIÓN

AUTOR: Romero Salinas, Wilman José

DIRECTOR: Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Mgs.

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.

Sanmartín Gutiérrez Víctor Aurelio

DOCENTE EN LA TITULACIÓN DE GEOLOGÍA Y MINAS

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación: Prueba Metalúrgica para determinar el factor E-ORG (oro recuperado gravimétricamente) en el equipo Knelson (KC-MD3) con un material de mina del distrito minero Chinapintza sector La Herradura, realizado por: Romero Salinas Wilman José, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, agosto de 2015

f) _____

DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Romero Salinas Wilman José declaro ser autor del presente trabajo de titulación: Prueba Metalúrgica para determinar el factor E-ORG (oro recuperado gravimétricamente) en el equipo Knelson (KC-MD3) con un material de mina del distrito minero Chinapintza Sector La Herradura, de la Titulación en Ingeniería 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 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 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 o trabajos de titulación que se realicen con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la Universidad”

f

Autor: Romero Salinas Wilman José

CI: 0705937621

DEDICATORIA

A mi padre, por ser el pilar más importante en mi vida, gracias a su apoyo y esfuerzo he logrado llegar hasta aquí y realizar una de mis grandes metas.

A mis familiares, especialmente a mis abuelitos y tíos, quienes hemos compartido buenos y malos momentos y han estado siempre ahí presentes apoyando en todo momento.

AGRADECIMIENTO

Especialmente agradecido con todas las personas que me ofrecieran su apoyo, consejos, quienes han sido esenciales a lo largo de este tiempo y que colaboraran en la realización de este proyecto.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN.....	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	iii
DEDICATORIA	iv
AGRADECIMIENTO	v
RESUMEN EJECUTIVO	1
ABSTRACT	2
INTRODUCCIÓN.....	3
CAPÍTULO I.....	4
GENERALIDADES	4
1.1. Antecedentes	5
1.2. Justificación	6
1.3. Objetivos:	7
1.3.1. Objetivo general:	7
1.3.2. Objetivos específicos:.....	7
CAPÍTULO II	8
CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS Y FÍSICAS DEL DISTRITO MINERO CHINAPINTZA SECTOR LA HERRADURA.....	8
2.1. Ubicación.....	9
2.2. Acceso.....	9
2.3. Topografía elevación y vegetación	10
2.4. Clima	10
CAPÍTULO III.....	11
GEOLOGÍA DE LA ZONA EN ESTUDIO	11
3.1. Geología regional	12
3.1.1. El pórfido de Chinapintza.....	12
3.1.2. El Batolito de Zamora.	12
3.1.3. Unidad Piuntza.	13
3.1.4. Unidad Misahuallí.	13

3.1.5.	Unidad Isimanchi.....	13
3.1.6.	Formación Hollín.....	14
3.2.	Geología local.....	15
3.2.1.	Estructuras.....	16
3.2.2.	Mineralización.....	17
CAPÍTULO IV		19
PRINCIPIOS DE LA CONCENTRACIÓN CENTRÍFUGA KNELSON Y PRUEBA E-ORG ..		19
4.1.	Concentrador centrífugo Knelson	20
4.2.	Operación del concentrador Knelson.....	21
4.3.	Factor E-ORG.....	24
4.4.	Usos del Factor ORG	25
CAPÍTULO V		27
METODOLOGÍA Y EQUIPOS.....		27
5.1.	Muestreo	28
5.2.	Preparación de la muestra.....	29
5.2.1.	Trituración.....	30
5.2.2.	Homogenización y roleo.....	30
5.3.	Caracterización de la muestra	31
5.3.1.	Peso específico.....	31
5.3.2.	Análisis Granulométrico.....	32
5.3.3.	Análisis mineralógico.....	33
5.3.4.	Análisis químico de cabeza.....	36
5.3.4.1.	<i>Tostación</i>	36
5.3.4.2.	<i>Fusión – Copelación</i>	36
5.3.4.3.	<i>Digestión</i>	38
5.4.	Análisis de malla valorada para	39
5.5.	Molienda.....	39
5.6.	Prueba Metalúrgica E-ORG	40
CAPÍTULO VI		43

DISCUSIÓN DE RESULTADOS	43
6.1. Análisis químico de cabeza	44
6.1.2. Análisis malla valorada.	44
6.1. Peso específico	45
6.2. Análisis mineralógico	45
6.2.2. Sección pulida.	45
6.2.3. Lámina delgada.	47
6.3. Fluorescencia de rayos X	48
6.4. Tiempos de molienda para la Prueba Metalúrgica ORG	50
6.5. Prueba Metalúrgica E- ORG	52
CONCLUSIONES	56
RECOMENDACIONES	57
BIBLIOGRAFÍAS.....	58
ANEXOS.....	60
ANEXO 1. ENSAYOS DEL PICNÓMETRO.....	61
ANEXO 2. TABLA DE GRANULOMETRÍA INICIAL, CURVA GRANULOMÉTRICA DE LA MUESTRA Y TIEMPOS DE MOLIENDA	62
ANEXO 3. ANÁLISIS MALLA VALORADA PARA Au y Ag	64
ANEXO 4. PARÁMETROS DE LA PRUEBA METALÚRGICA E-ORG	64
ANEXO 6. TABLA DE FLUORESCENCIA GENERAL.....	67
ANEXO 7. TABLA DE BIRREFRINGENCIA.....	68
ANEXO 8. SERIE ESTÁNDAR DE TAMICES	69
ANEXO 9. IMÁGENES.....	70
ANEXO 10. DIAGRAMAS PARA CLASIFICACIÓN DE ROCAS	71

ÍNDICE DE IMÁGENES

Imagen 1. Ubicación del distrito minero Chinapintza sector la Herradura.....	9
Imagen 2. Ruta de acceso Loja-La Herradura.....	10
Imagen 3. Mapa geológico del distrito minero Chinapintza	14
Imagen 4. Mapa geológico de La Herradura	16
Imagen 5. Mapa del sistema de vetas de Chinapintza.	17
Imagen 6. Interior Concentrador Knelson KC-MD3	21
Imagen 7. Mina Pinta Brava en La Herradura – Chinapintza.....	29
Imagen 8. Interior de mina. La Herradura – Chinapintza.....	29
Imagen 9. Trituradora Retsch	30
Imagen 10. Homogenización y roleo.....	31
Imagen 11. Análisis granulométrico por vía seca	33
Imagen 12. Microscopio Olympus BH-2.....	33
Imagen 13. Sección pulida.....	34
Imagen 14. Lámina delgada.....	36
Imagen 15. Mufla de fusión izquierda y mufla de copelación derecha.....	38
Imagen 16. Digestión química.....	38
Imagen 17. Molino de bolas	40
Imagen 18. Partes del concentrador Knelson	42
Imagen 19. Descripción sección pulida.	45
Imagen 20. Descripción sección pulida.	46
Imagen 21. Descripción lámina delgada.	47
Imagen 22. Descripción lámina delgada.	47
Imagen 23. Descripción lámina delgada.	48

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Metodología Prueba Metalúrgica E-ORG	25
Tabla 2. Reactivos químicos para carga fundente	37
Tabla 3. Análisis químico de cabeza.....	44
Tabla 4. Resultados de los ensayos del peso específico.	45
Tabla 5. Análisis mineralógico y sus respectivos porcentajes	46
Tabla 6. Análisis mineralógico y sus respectivos porcentajes	48
Tabla 7. Tiempos de molienda.....	50
Tabla 8. Prueba Metalúrgica E-ORG #1.....	52
Tabla 9. Prueba Metalúrgica E-ORG #2.....	53

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Figura 1. Diagrama de flujo para el Au.....	23
Figura 2. Metodología de la Prueba Metalúrgica E-ORG	40
Figura 3. Análisis de malla valorada para Au y Ag.	44
Figura 4. Análisis de fluorescencia para muestra de veta.	49
Figura 5. Análisis de fluorescencia para roca caja.	49
Figura 6. Diagrama de Le bas, 1986.....	50
Figura 7. Curvas granulométricas. Tiempos de molienda	51
Figura 8. Prueba Metalúrgica E-ORG #1	52
Figura 9. Prueba Metalúrgica E-ORG #2	53

RESUMEN EJECUTIVO

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo determinar el factor E-ORG (oro recuperable gravimétricamente) con material de mina del distrito minero Chinapintza sector La Herradura, como alternativa a los métodos tradicionales los cuales no son eficientes y tienen impactos negativos en el medio ambiente. Para ello se realizó una prueba experimental empleando el concentrador Knelson KC-MD3 siguiendo el método estandarizado y desarrollado por Laplante 1996, que consta de tres etapas de molienda progresiva y recuperación secuencial, bajo los siguientes parámetros de operación: presión de 1 PSI correspondiente a un caudal de 3.34 Lpm, adición de pulpa 1:1, 495 rpm del tanque de agitación, 60 fuerzas Gs, tamaño de grano 885 μm , 268 μm , 83 μm respectivamente en cada etapa y una mineralogía donde se tiene principalmente: pirita, esfalerita, pirrotina, galena y calcopirita, obteniendo como resultado un rendimiento global del 68,11 %, y alcanzado una mayor distribución del rendimiento de oro del 43,16 % en la segunda etapa con un tamaño de grano de 268 μm .

Palabras clave: Factor E-ORG; tamaño de grano; rendimiento total; concentrador Knelson.

ABSTRACT

The present research work has as objective to determine the factor E-ORG (recoverable gold gravimetrically) ,with material of mine of the mining district Chinapintza corresponding to the sector La Herradura, for that it was carry out an experimental test using the Knelson's concentrator KC-MD3, following the standardized method and developed by Laplante 1996 that consists of three stages of progressive mill and sequential recovery, under the following operation parameters: pressure of 1 PSI corresponding to a flow of 3.34 Lpm, pulp addition 1:1, 495 rpm of the tank of agitation, 60 forces GS, grain size 885 μm , 268 μm , 83 μm respectively in each stage and a mineralogy where is gotten mainly: pyrite, sphalerite, pyrrhotite, galena and chalcopyrite, obtaining as a result a global surrendering of 68,11 %, reaching a higher distribution of the gold surrendering of 43,16 %, in the second stage with a size of grain of 268 μm .

Key words: Factor E- ORG; size of grain; total surrendering; Knelson's concentrator.

INTRODUCCIÓN

Desde la década de los 80 la provincia de Zamora Chinchipe es considerada como un territorio con importantes recursos minerales, posteriormente la minería artesanal ha venido realizando actividades mineras las cuales han empleado técnicas deficientes y contaminantes dando como resultado; baja recuperación de oro, degradación del medio ambiente y creando riesgos en la salud de las personas.

En el presente trabajo se utiliza tecnología: limpia, haciendo uso de los métodos de concentración gravimétrica centrífuga, aunque son poco utilizados en la minería artesanal y en la pequeña minería son equipos de fácil operación, mantenimiento y bajo coste económico. Se espera que este tipo de técnicas puedan ser utilizadas por los mineros artesanales como alternativa al uso de mercurio y se minimice los impactos ambientales.

El concentrador centrífugo Knelson es un equipo muy versátil y productivo ya que efectúa una separación con alta eficiencia. La operación del equipo Knelson será bajo determinadas variables sin modificación alguna es decir; siguiendo el protocolo desarrollado y establecido por Laplante, 1994.

Es necesaria la experimentación de este trabajo para determinar como es el comportamiento del oro y que cantidad de oro se puede recuperar mediante la Prueba Metalúrgica E-ORG (oro recuperable gravimétricamente) del distrito minero Chinapintza sector La Herradura, proceso que consiste en tres etapas molienda progresiva, y recuperación secuencial. Las variables de operación están expuestas en el desarrollo de este trabajo con ellas se determinará y se comprobará cual es el rendimiento total de la Prueba E-ORG y así optar por la eliminación del mercurio. La prueba metalúrgica E-ORG está basada en el tratamiento de una muestra de 10 kg.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. Antecedentes

En la región sur oriente del Ecuador en el distrito minero Chinapintza conocida por su gran potencial minero han desarrollaron proyectos importantes de apoyo a la minería a pequeña escala como Prodeminca trabajo que tiene como objetivo exponer la evaluación de los distritos mineros del Ecuador entre ellos del campo minero Chinapintza. Este trabajo aporta con recomendaciones importantes para el desarrollo minero en el tema ambiental así como minerales de interés económico y demás recursos en el país. Conocer sobre las características de la mineralización, geología estructuras, vetas, alteración, exploración etc.

El campo minero de Chinapintza fue descubierto por mineros informales en 1984. La primera fase de exploración sistemática fue desarrollada por Pachicutza CEM (Compañía Económica Mixta), asociación temporal de empresas de la división de industrias del Ejército Ecuatoriano (DINE). Prominex U.K. poseía el 65% de las participaciones de Pachicutza CEM. El trabajo financiado por Prominex y sus asociados consistió en cartografía regional de reconocimiento geológico y un estudio de geoquímica de sedimentos fluviales para definir varios sistemas de pórfido-brechas polimetálicos-oro significativos. En 1991 y TVX gold, bajo el nombre de Cóndor Mining, adquirió la concesión con una asociación temporal de empresas con DNE y Chalupas Mining. Cóndor Mining procedió a vender parcelas mineras informales en el bloque de Chinapintza y realizó un estudio de la geología de superficie y de los trabajos subterráneos. En 1994-1995 se construyeron carreteras de contornos y se efectuaron 29000 metros de perforaciones para investigar los sistemas de vetas y brechas en las partes profundas. En 1996 se realizaron 10000 de perforación, seguidos de un túnel de 6 x 734 metros con galerías a lo largo de las principales vetas. Varios cientos de toneladas de material de veta fueron removidos y apilados. La anchuras y leyes (<10g/t) de las vetas no levantaron expectativa. Prodeminca, 2000.

El distrito minero fue estudiado como representante de una mineralización epitermal de estadios tardíos relacionados con “stocks” de pórfidos de alto nivel en el cinturón Sub-Andino. Con las actividades de exploración de los concesionarios y con la buena calidad de los datos facilitados, crean una excelente plataforma para los estadios Prodeminca, 2000.

1.2. Justificación

La minería artesanal en el distrito minero Chinapintza se caracteriza por ser una actividad de subsistencia que se dedica a la obtención de metales principalmente oro para su posterior comercialización, sin embargo uno de los principales problemas de este tipo de minería es que se utilizan técnicas y químicos totalmente alejadas con el cuidado del medio ambiente y producen daños en la salud de las personas. Debido a ello se tiene la necesidad de implementar nuevas técnicas amigables con el medio ambiente y la vez eficientes que mejoren la recuperación de oro.

Los métodos gravimétricos, han sido utilizados desde hace mucho tiempo atrás, pero se han discontinuado por la aparición de nuevas metodologías, pero actualmente han sido re-evaluados por sus técnicas mas modernas con una simplicidad del proceso y la poca contaminación ambiental que produce, siendo una alternativa muy fiable y eficiente a la hora de aportar a la minería artesanal por lo que fácilmente se podría implementar el uso.

El presente proyecto, tiene como propósito introducir alternativas contra el uso del mercurio y a la vez mejorar la recuperación de oro con material de mina mediante el empleo de método gravimétrico utilizando el concentrador centrífugo Knelson (equipo de hace uso de la fuerza centrífuga para la separación de partículas finas): para ello emplearemos la Prueba Metalúrgica para determinar el Factor E-ORG (Oro Recuperable Graviméricamente), la cual consiste en tres etapas de molienda y una recuperación secuencial. La Prueba ORG produce concentrados de altas leyes donde se previene la pérdida de oro grueso por interacción con partículas de ganga al mismo tiempo que se observa la secuencia de liberación de mineral y finalmente conseguir elevar la recuperación de partículas finas. Debido que en el presente año se eliminará el uso de mercurio en la minería artesanal, se tiene la necesidad de implementar otras alternativas en la recuperación de minerales, por lo tanto es conveniente desarrollar este proyecto para determinar si los resultados pueden ser similares o mejores que los resultados que obtenidos la minería utilizando mercurio, teniendo en consideración que los métodos gravimétricos para la concentración de minerales, tienen una serie de ventajas; por ello se ha planteado la interrogante si son una alternativa que se pueda implementar en la minería de subsistencia o minería artesanal, estos métodos pueden aportar de manera eficiente y positiva al trabajo diario de todas las personas que han hecho de la minería el medio para llevar el pan diario a sus hogares, y que se han visto en la necesidad de buscar opciones, ambientalmente amigables, para la concentración de oro.

1.3. Objetivos:

1.3.1. Objetivo general:

- Determinar el Factor E-ORG (Oro Recuperable Gravimétricamente) en el Equipo Knelson (KC-MD3) con material de mina del distrito minero Chinapintza Sector la Herradura.

1.3.2. Objetivos específicos:

- Caracterizar el material en estudio
- Determinar los tiempos de molienda para la Prueba Metalúrgica ORG.
- Evaluar la Prueba Metalúrgica E-ORG en equipo Knelson KC-MD3

CAPÍTULO II

CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS Y FÍSICAS DEL DISTRITO MINERO CHINAPINTZA SECTOR LA HERRADURA

2.1. Ubicación

El sector minero la Herradura se encuentra ubicada en el distrito minero de Chinapintza el cual esta localizado en la zona subandina y en las faldas occidentales de la cordillera EL Cóndor.

La Herradura pertenece al cantón Paquisha, Provincia de Zamora Chinchipe y se encuentra al SE del Ecuador junto a la frontera con Perú (Imagen1).

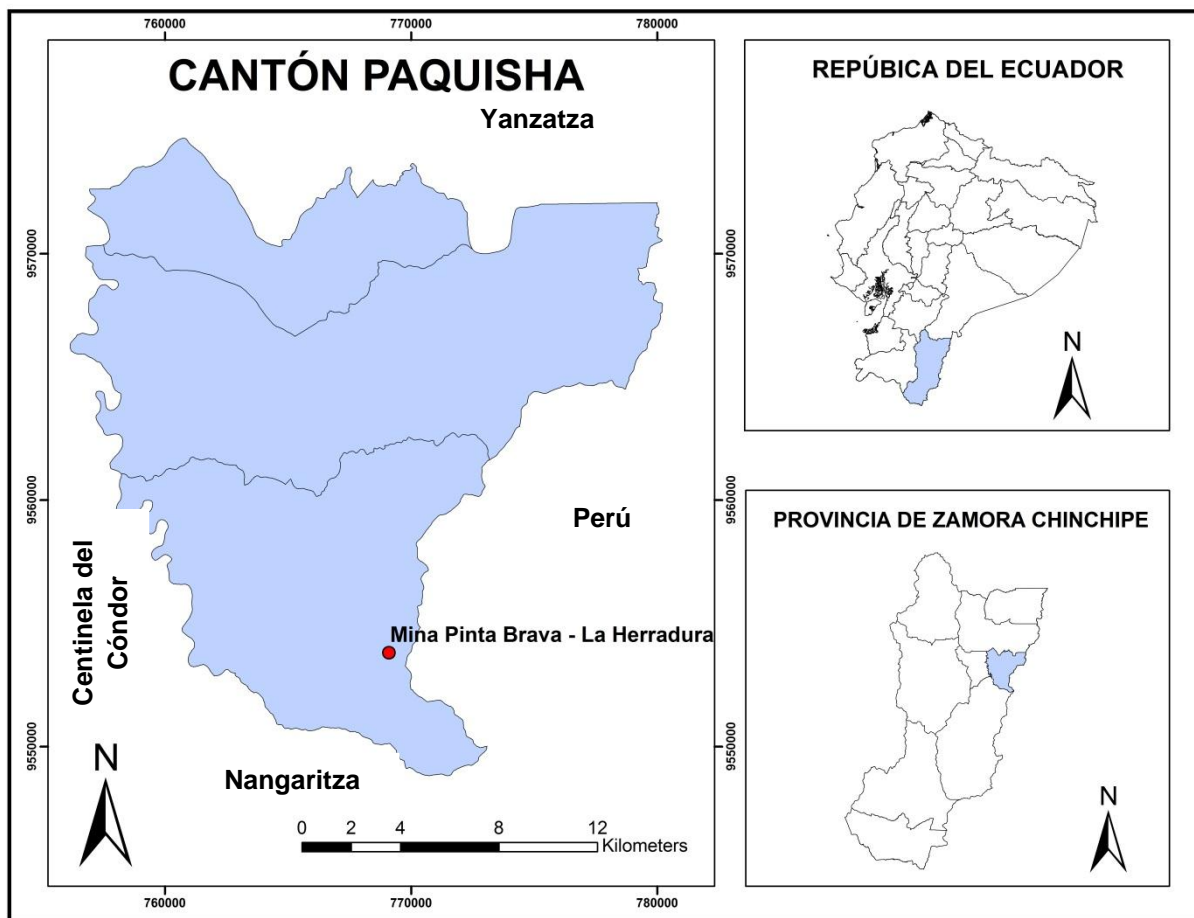


Imagen 1. Ubicación del distrito minero Chinapintza sector la Herradura

Fuente: Romero, 2015.

2.2. Acceso

Chinapintza se encuentra dentro de la provincia de Zamora en el SE de Ecuador y el acceso al sector minero Herradura - Chinapintza se lo realiza vía terrestre desde la ciudad de Loja con una distancia comprendida de 132 km, con un tiempo aproximado de cuatros horas. La carretera es de primer orden hasta el cantón Zumbi; desde allí la carretera se encuentra lastrada hasta el área de estudio (Imagen 2).

Esta vía actualmente se encuentra en proceso de mejoramiento por el gobierno nacional hasta las poblaciones de Nangaritza y Guayzimi. Para llegar al sector minero La Herradura-Chinapintza se puede utilizar como medio transporte camionetas o haciendo uso de las cooperativas de transporte: Nambija y Zamora.

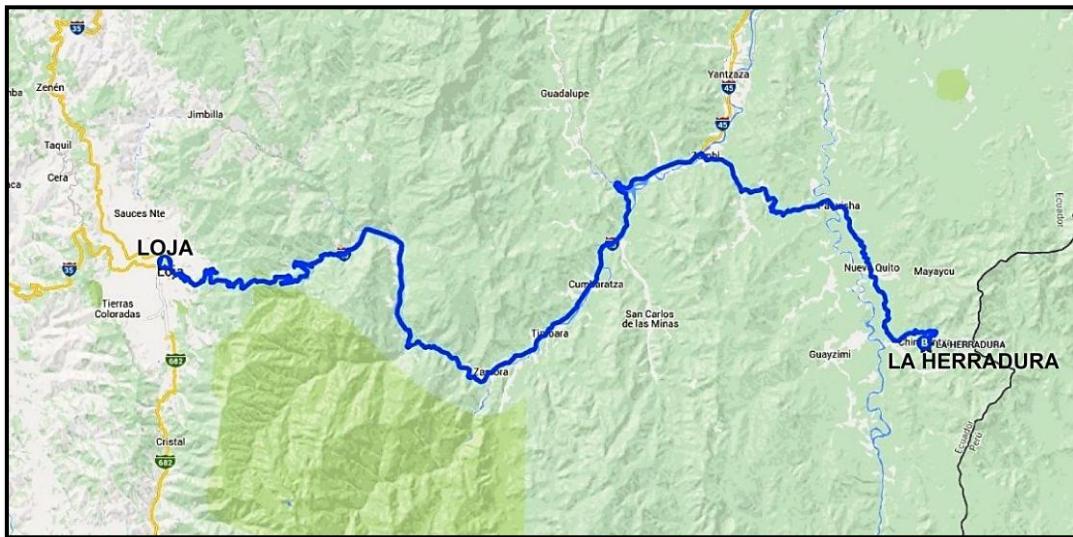


Imagen 2. Ruta de acceso Loja-La Herradura.
Fuente: Google maps.

2.3. Topografía elevación y vegetación

La topografía es muy accidentada y las pendientes empinadas (pendiente media). Las montañas están cubiertas con bosques tropicales y vegetación densa. Las elevaciones dentro de la zona tienen como promedio 1300 msnm en las zonas más bajas y 1700 msnm en las partes más altas (Black Birch Capital Acquisition II Corp., 2013).

2.4. Clima

El clima es típico de las zonas situadas en esta elevación a lo largo de la parte amazónica de los Andes. Las temperaturas diarias oscilan entre los 18 °C y 29 °C, y el promedio es de 22° C. Las precipitaciones son del orden de 2 a 4 metros / año con lluvias máximas que ocurren entre los meses de Febrero y Abril. No obstante, las fuertes lluvias pueden ocurrir en cualquier momento del año (Black Birch Capital Acquisition II Corp., 2013).

El promedio de humedad es del 79 % durante todo el año. La niebla y la Cubierta de nubes es típico durante la temporada lluviosa. Con excepción de las interrupciones que pueden ocurrir como resultado de lluvias inusualmente intensas (Black Birch Capital Acquisition II Corp., 2013)

CAPÍTULO III

GEOLOGÍA DE LA ZONA EN ESTUDIO

3.1. Geología regional

3.1.1. El pórfido de Chinapintza.

El pórfido de Chinapintza es el huésped principal de vetas del norte de la falla Pangui alto y comprende varios tipos y facies composicionales diferentes que puede ser agrupado en dos asociaciones en base a su composición y a la presencia de fenocristales hornblendicos como: a) Pórfidos riódacíticos de cuarzo +/-feldespato y diques micropórfidos de mica feldespato + cuarzo. Los diques porfídicos de mica + feldespato + cuarzo también están incluidos en esta asociación, los menos alterados tiene contenidos de K y Na 2,74 y 0,6 % correspondientemente y b) Pórfidos dacíticos de cuarzo + hornblenda +/- feldespato y diques de dacita hornbléndica. Los contenidos de fenocristales de hornblenda llegan al 10 % normalmente están al 3 %, los menos alterados de esta asociación presentan contenidos de K y Na 1,54 y 2 % correspondientemente.

El pórfido esta caracterizado por varios diques con rumbo variable entre WNW y NNW y espesor aproximado 1-2,5 m en donde la mayoría están encajados por entero en el cuerpo. Son pórfidos y micropórfidos de cuarzo y plagioclasa que varían composicionalmente de dacita - riolita. Localmente exhiben laminación de flujo y texturas micrográficas. La mayoría están alterados a sericita – illita y cuarzo con cantidades menores o vestigios de clorita, biotita, hornblenda, moscovita, carbonato y accesorios (esfena, apatito y opacos). Los diques ocupan en parte las mismas estructuras que las vetas y las fallas mineralizadas y presentan una disseminación de sulfuros donde predomina la pirita (Prodeminca 2000) (Imagen 3).

3.1.2. El Batolito de Zamora.

De acuerdo con la descripción de Litherland (1994) señala que el batolito de Zamora es un complejo ígneo intrusivo alargado que comprende la parte sureste de la cordillera real, fraccionado en 3 por las fallas La Canela y Nangaritzza con una extensión aproximada de 200 km de largo por 50 km de ancho, e incluye el batolito Río Mayo Baldock (1982) y extensiones mayores descubiertas al N y al E.

Este intrusivo esta formado por una litología dominada por granodioritas de hornblenda-biotita y dioritas de grano grueso a medio, de color gris mate a rosados, los minerales principales que se encuentran son cristales de cuarzo, ortoclasa, plagioclasa y hornblenda. Granitos verdaderos son raros. En el área de Guaysimi se encuentra rocas porfiríticas y subvolcánicas muy comunes. Las dataciones K-Ar caen en un rango de 152-180 Ma

(Kennerley, 1980) y otras Rb-Sr dan edades variables (Litherland et al., 1.994). La edad es incierta con valores más recientes que caen en el campo cretácico que sugieren reinicios de las dataciones por causas tectónicas.

3.1.3. Unidad Piuntza.

Es la primera unidad estratigráfica Triásica que se reconoce aflora en el suroriente Ecuatoriano, las rocas volcánico clásticas tienen un buzamiento leve dentro de los Granitoides Zamora. Sobre yace inconformemente la Unidad Isimanchi. Cerca de las poblaciones de Piuntza y Nambija esta unidad presenta fósiles bivalvos en una secuencia de limolitas calcáreas skarnificadas, en el río Timbara, definen la localidad tipo y señalan una edad del Triásico medio a tardío (Litherland, 1994).

3.1.4. Unidad Misahuallí.

La unidad Misahuallí comprende las rocas volcánicas de origen continental del cinturón subandino y aflora a lo largo del río Misahuallí, 10km al este de Tena. Esta Unidad sobreyace la Formación Santiago y está debajo de la Formación Hollín. Esta constituida de basaltos y traquitas verdes a grises, tobas y brechas tobáceas violetas a rosadas, lutitas rojas, areniscas y conglomerados. Se han reportado estructuras de pillows lavas en basaltos al este del Río Nangaritzza (Litherland et al., 1994).

De acuerdo a Bankwill (1991) sugieren que la unidad Misahualli representa las secuencias volcánicas de un arco magmático continental que se acuña hacia el este dentro de la cuenca Oriente y pasa lateralmente hacia el occidente, a través de la falla Cosanga dentro de la Unidad Upano de la Cordillera Real. La edad de la Unidad Misahuallí no está bien definida. Hall y calle, 1982 citan una edad de 13Ma, Litherland, 1994; reportan rocas que son cortadas por el granito de Abitagua (162 ± 3.3 Ma) y lavas y diques que dan edades K-Ar de 230 ± 14 Ma y 143 ± 7 Ma (Litherland et al., 1994).(Litherland et al., 1994)

3.1.5. Unidad Isimanchi.

La unidad Isimanchi esta constituida por volcano-sedimentos, filitas de color negro y verde de bajo grado y mármoles alrededor del pueblo de Isimanchi en el extremo sur de la cordillera y hacia el norte hasta el oriente de Valladolid. Cabalgada hacia el oeste por las pegmatitas de Sabanilla y limitada hacia el este por el batolito de Zamora. En ciertos lugares desarrolla colinas espectaculares con escenarios típicamente kársticos. Existe poca evidencia estructural y escasa paleontológica sugiere una edad pre-Jurásica, posiblemente Carbonífera (Litherland et al., 1994)

3.1.6. Formación Hollín.

Esta formación esta constituida principalmente de arenisca de grano medio a grueso, maciza o con estratificación cruzada, con intercalaciones escasas de lutitas arenosas, localmente micáceas o carbonatadas y aflora a lo largo del rio Hollín que desemboca en Misahuallí, 8 km al este de Tena. Es muy común observar impregnaciones de asfalto en los afloramientos. Es parte de los reservorios petroleros principales del oriente. Acompaña generalmente a la formación napo suprayacente. En el flanco este de sierra Cutucú descansa en discordancia angular sobre la formación Chapiza, en el oeste de la misma sierra yace sobre la formación Santiago y en varios ríos aparece encima de la formación Misahuallí. Alcanza hasta los 200 m de espesor. Estudios palinológicos señalan la base de edad Aptiana y la mayoría de la formación data del Albiano. Una serie de lavas y piroclastos que comprende esencialmente la parte inferior de la formación podrían ser del Cretácico inferior (Watson y Sinclair, 1927).

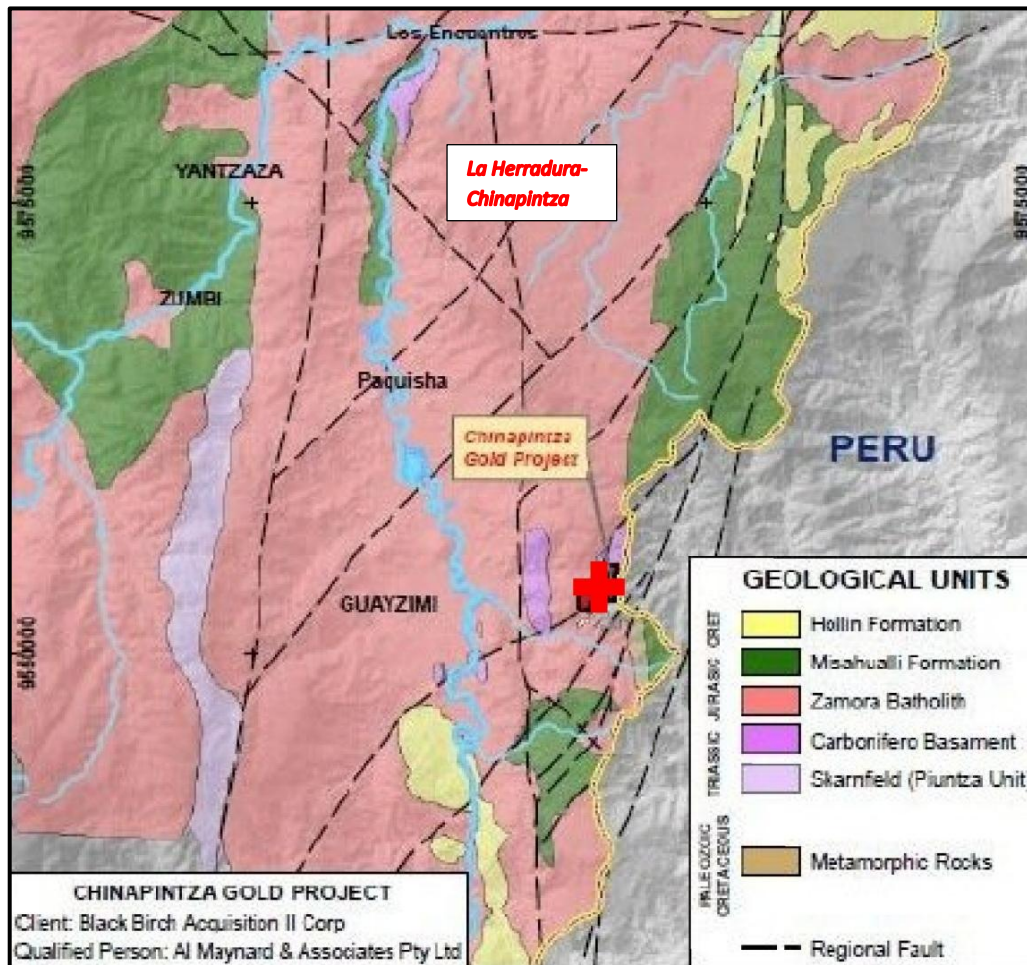


Imagen 3. Mapa geológico del distrito minero Chinapintza
Fuente: Chinapintza Gold Proyecto, 2013.

3.2. Geología local

El prospecto “Chinapintza-La Herradura” está ubicado en la parte oriental del Distrito Minero de Zamora, se desarrolla en un complejo de ambiente volcánico-intrusivo de composición calco-alcalina, y presenta una mineralización relacionada a una estructura de vetas subparalelas anastomosadas tipo cola de caballo que se ensanchan a superficie y disminuyen a profundidad, según lo informan obreros de la zona; el sistema está controlada por vetas polimetálicas de Au-Ag asociada a una textura bandeada de metales base de Fe - Zn - Pb - Cu, con presencia de ganga rellena con soluciones de cuarzo posiblemente desarrollado a profundidad y soluciones de carbonatos (rodocrosita común, calcita) desarrollados o tienden a desaparecer casi en superficie (Calle, 2014).

La mineralización se hospeda en un pórfido de composición dacítica del Cretácico Inf.-Med, este cuerpo posteriormente fue intruído por pórfidos y dique porfídicos de composición acida a intermedia (andesíticos y riolíticos) más jóvenes del Cretácico Med.-Sup. a Terciario, desarrollados en un ambiente de comprensión-extensional, estas rocas aportan mineralización al sistema de vetas, porque encajan o están paralelos a las estructuras mineralizadas; todas estas rocas están formando parte del Pórfido de Chinapintza; además, en su borde Oeste se desarrolla el Batolito de Zamora representado por una roca intermedia de composición granodiorítica de grano medio a grueso del Jurásico Medio, la roca alberga parte de la mineralización pero no tan difundida cerca de la zona de contacto con el Pórfido de Chinapintza; por otra parte, entre estas dos unidades litológicas mencionadas anteriormente, está presente dos franjas de esquistos anfibolíticos, que provienen de volcanitas metamorfizadas de la Unidad Misahualli que han sufrido una deformación plástica desarrollando esquistosidad y lineamientos clásicos de sus minerales máficos (textura nematoblástica), pero al mismo tiempo se suma el metamorfismo de contacto que sufre la roca, originado por la interacción del Pórfido de Chinapintza con la granodiorita del Batolito de Zamora, esto lo demuestra la granodiorita sobrecorrida en los planos de los esquistos anfibolíticos y la compactación del esquisto anfibolítico en sus bordes, en contacto con el pórfido dacítico (Calle, 2014) (Imagen 4).

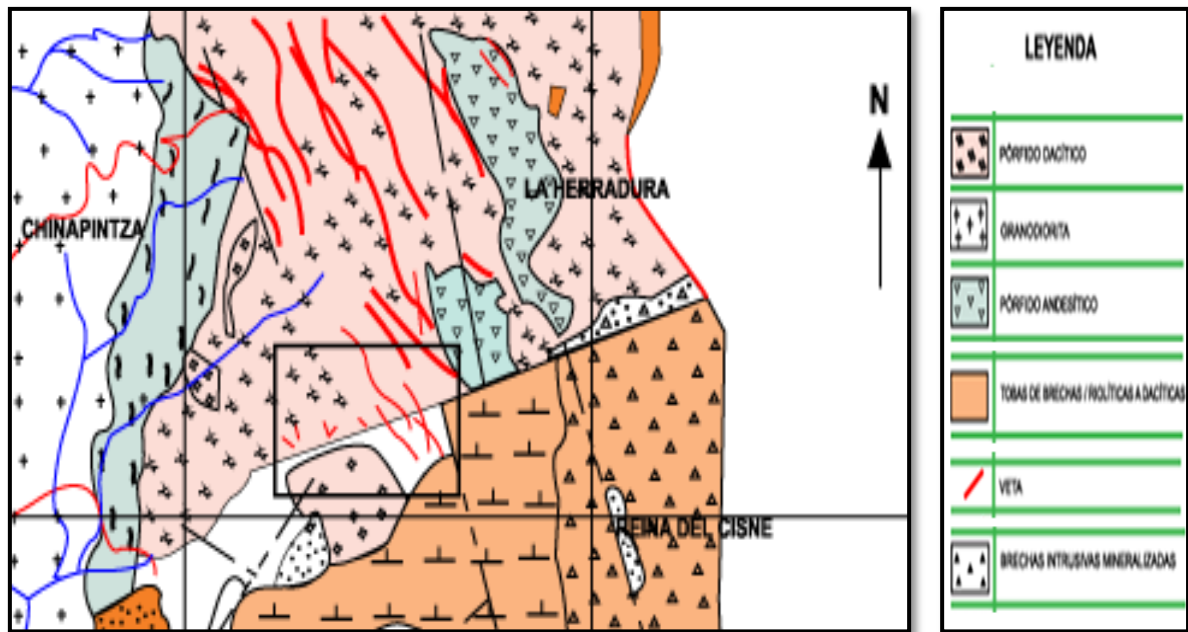


Imagen 4. Mapa geológico de La Herradura
Fuente: Prodeminca, 2000.

3.2.1. Estructuras.

El azimut de las vetas principales es $290 - 360^{\circ}$ y van aproximadamente de inclinadas – verticales (>65) a cada lado de la vertical, pero con una mayor tendencia al NE. En el pórfido de Chinapintza es el lugar donde están mejor desarrolladas las vetas las cuales se extienden al menos 5 km y esta constituido principalmente de espacios abiertos y vetas de falla con un rango de espesores de hasta 2 metros mientras que los sulfuros masivos van aproximadamente de 10 – 50 cm. Hacia la parte superior tienen una pronunciada tendencia a ensancharse o abrirse en forma de abanico y localmente evolucionan a zonas tirantes “stockworks” y brechas (Prodeminca, 2000) (Imagen 5).

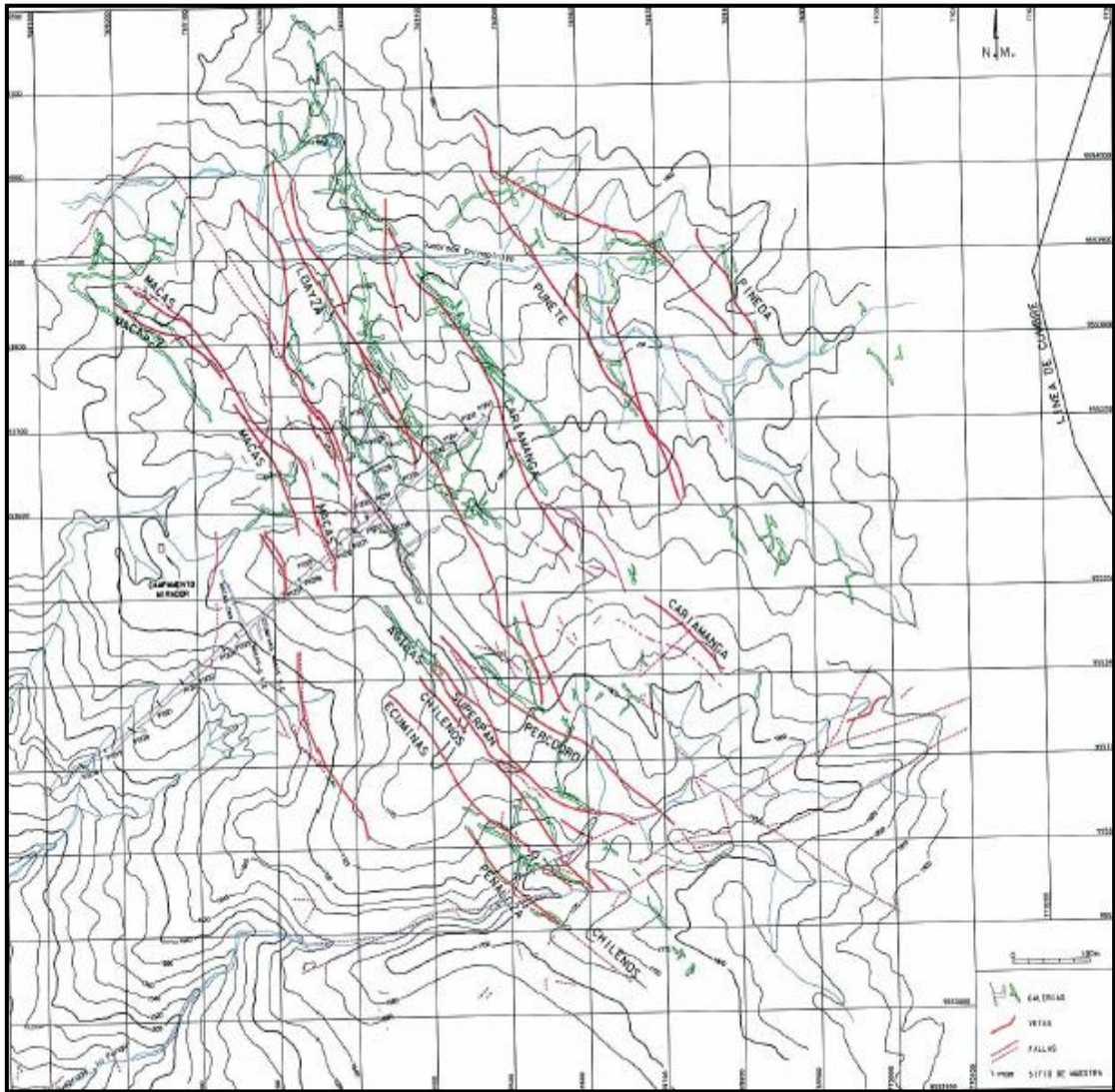


Imagen 5. Mapa del sistema de vetas de Chinapintza.
Fuente: Prodeminca, 2000.

3.2.2. Mineralización.

La mineralización vetiforme polimetálica aurífera es, principalmente, de rellenos de cavidades abiertas con texturas bandeadas, coliformes, drusas y localmente cementación de brechas. En las cotas más altas hay texturas esponjosas, cuarzo “vuggy” poroso – posiblemente después de la disolución de los carbonatos y “boxwroks” de óxidos de hierro. Las vetas son típicamente complejas (poliaxiales) y comprenden sulfuros masivos gruesos con oro/electrum interbandeado y entrecrecido con una ganga dominada por carbonatos (Ca, Fe, Mn) y cantidades variables de cuarzo y minerales de arcilla. También han sido identificadas sericita (procedente de feldespato), pirofilita y esmectita en la ganga.

Los sulfuros identificados incluyen principalmente pirita y esfalerita con cantidades generalmente subordinadas de galena, arsenopirita y pirrotina y cantidades menores, o trazas de calcopirita, bornita y tennantita-tetraedrita. Los minerales secundarios de Pb incluyen piromorfita y anglesita y los de Cu incluyen covelina, calcosina y malaquita.

La fase metálica preciosa es principalmente electrum; una aleación de oro-plata (35% Ag). Mayormente se encuentra como inclusiones dentro de la pirita y la esfalerita. También ha sido identificada plata aurífera con 59% de Ag y plata nativa en forma de redes filamentosas delicadas.

CAPÍTULO IV

PRINCIPIOS DE LA CONCENTRACIÓN CENTRÍFUGA KNELSON Y PRUEBA E-ORG

4.1. Concentrador centrífugo Knelson

El principio básico de la concentración centrífuga consiste elevar la fuerza gravitacional para que la separación se efectúe a un valor de veces G , con lo cual se puede aumentar considerablemente la separación de las partículas más pequeñas y a la vez teniendo mejores resultados en la recuperación de partículas de mayor peso específico. El concentrador Knelson puede trabajar con partículas con tamaños que van desde 10 μm hasta un tamaño máximo de 6 mm, logrando obtener concentrados de alta ley siendo una técnica eficiente y rápida. (Alvarez, 2006)

El concentrador centrífugo Knelson utilizado en la concentración de minerales de interés como Au, Ag y Pt, ha demostrado sus cualidades como equipo porque efectúa una separación con alta eficiencia, la cual se basa en la generación de una fuerza gravitacional 60 G s, actuando sobre las partículas permitiendo así su recuperación. El concentrador Knelson tiene una elevada capacidad de procesamiento y sus costos de operación y mantención son relativamente bajos. Está compuesto principalmente por un cono truncado de poliuretano, cuya superficie interna está formado por una serie de rifles anulares horizontales de igual profundidad. La velocidad del movimiento de rotación genera una fuerza centrífuga del orden de 60 G , llevando las partículas de material hacia la periferia, donde las partículas mineralógicas de mayor peso tienen tendencia a ser atrapados en los espacios inter-rifles, mientras que las partículas más ligeras rebosan el cono y por acción del agua son transportadas hacia la parte superior externa (Valderrama, Santander, & Ossandon, 2012) (Imagen 6).

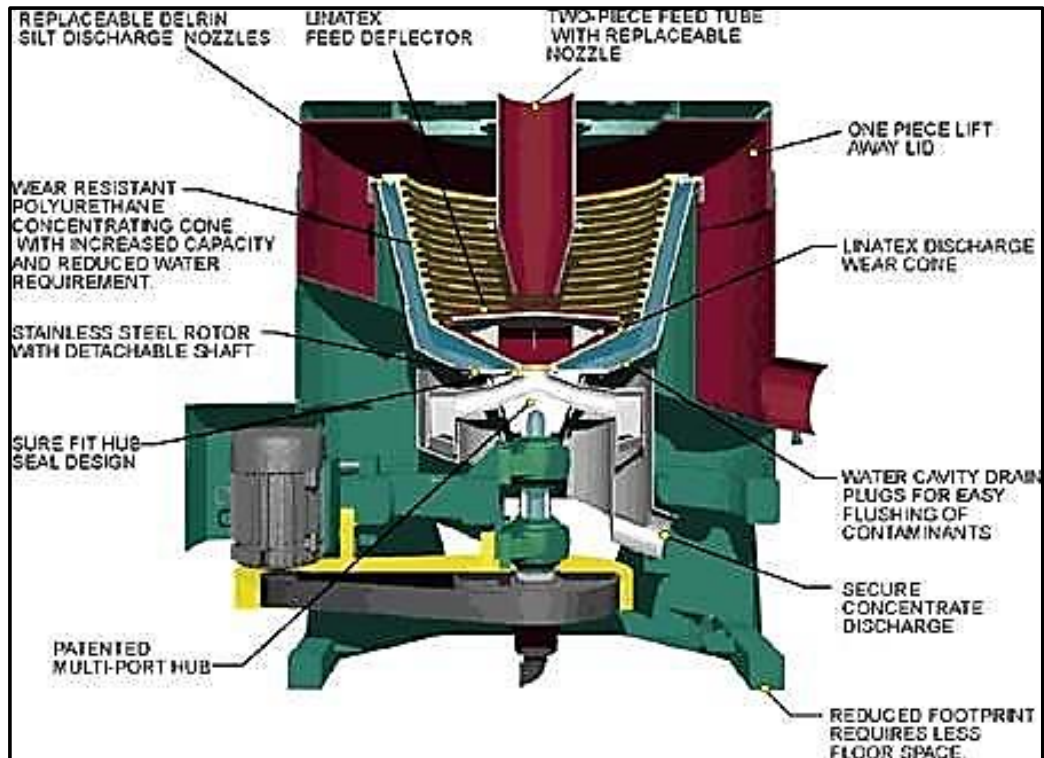


Imagen 6. Interior Concentrador Knelson KC-MD3
 Fuente: <http://knelsongravity.xplorex.com/>

Ventajas del concentrador Knelson:

- Recuperación rápida y eficiente a bajo costo.
- Operación confiable, no presenta problemas.
- Bajo costo de inversión, operación y mantenimiento.
- Operación no contaminante y sin peligro para el medio ambiente.
- Alta capacidad de tratamiento
- Total automatización del equipo

4.2. Operación del concentrador Knelson

En su operación, en principio se inyecta agua en el tazón giratorio de concentración a través de una serie de orificios de fluidización. Luego, se introduce la pulpa por medio de un tubo central vertical estacionario de alimentación. Una vez que la pulpa llega a la base del tazón, ésta, debido a la fuerza centrífuga, es forzada a desplazarse por la parte exterior, subiendo por la propia pared del tazón, donde las partículas pesadas, una vez que se ha alcanzado la fluidización óptima, son atrapadas entre los rifles, creando así un lecho en el que se produce la concentración y las partículas livianas son descargadas por la parte superior del tazón. (Alvarez, 2006)

En la operación del Knelson la compactación de la cama se evita por medio del proceso de fluidización. A medida que el agua es inyectada a los anillos, se controla el flujo para alcanzar fluidificación óptima. Partículas de alto peso específico son retenidas en el cono concentrador (Alvarez, 2006).

Cuando el ciclo de concentración se completa, para la descarga del concentrado retenido en los rifles, el equipo se detiene para luego adicionar agua de lavado a presión (funcionamiento discontinuo). Su principal variable de operación es la alimentación de agua en contra presión (agua de fluidización) (Alvarez, 2006).

Diagrama de flujo de la Prueba E-ORG (.Figura 1).

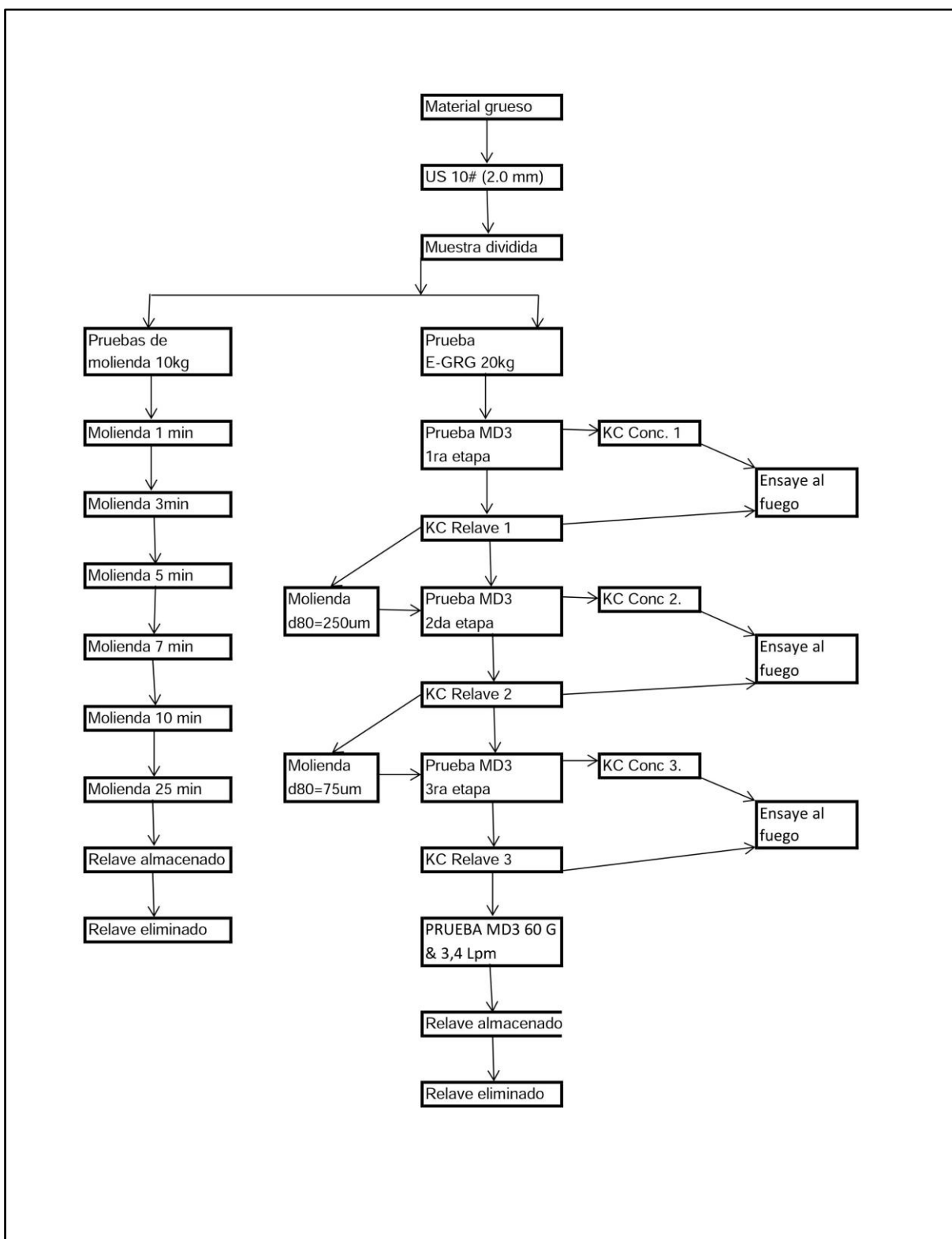


Figura 1. Diagrama de flujo para el Au.

Fuente: Tran, M. 2014.

Elaboración: Romero, 2015.

El valor ORG de una muestra de mineral proporciona una indicación de la susceptibilidad del mineral a la concentración por gravedad. El programa de ensayos de E-ORG se basa en la reducción del tamaño de partícula progresiva, lo que permite la recuperación de oro libre y reducir al mínimo el proceso de molienda. La prueba E-ORG consta de las etapas de liberación y recuperación secuenciales. El oro recuperable por gravimetría de la prueba (E-ORG) incluye el análisis de malla en los concentrados y relaves en la última etapa con los ensayos de cada fracción de tamaño. Los resultados presentan como se recupera el oro en general y el valor ORG como una función de la distribución de tamaño de partícula (Tran, 2009)

4.3. Factor E-ORG

La prueba de laboratorio para determinar el Factor ORG consiste de 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 previene las pérdidas de oro grueso por interacción con partículas de ganga (López, 2003)

La prueba ORG esta basada en el tratamiento de una muestra de 20 Kg usando un Concentrador Knelson de laboratorio (KC-MD3.) El procedimiento se resume en el siguiente cuadro (Tabla 1).

Los cálculos de la recuperación en cada etapa se basan entonces en los ensayos de los respectivos concentrados y colas, mientras que la recuperación total se basa en los ensayos de los tres concentrados producidos y las colas finales, siendo el ensayo de colas final el más confiable pues las colas de las dos primeras etapas todavía contienen oro recuperable por gravedad (López, 2003).

Tabla 1. Metodología Prueba Metalúrgica E-ORG

Requerimiento de muestras	30 Kg de muestra son requeridos para realizar el procedimiento estándar para la Prueba de ORG. 20 Kg son usados para la Prueba ORG en si y los 10Kg restantes se utilizan para hacer una Prueba de molienda previa a la Prueba ORG.		
	Tamaño de partícula requerido	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 sobre la totalidad del concentrado. -Ensayo al fuego a 300 gr de colas. -Totalidad de las colas pasan a la etapa 2.
Etapa 2	45 – 60% -75 μm	Flujo de alimentación: 600 – 900 g/min Agua de fluidización: 3.5 l/min	-Ensayo al fuego sobre la totalidad del concentrado. -Ensayo al fuego a 300 gr de colas -Totalidad de las colas pasan a la etapa 3.
	75 – 80% -75 μm	Flujo de alimentación: 600 – 900 g/min Agua de fluidización: 3.5 l/min	-Ensayo al fuego sobre la totalidad del concentrado. -Ensayo al fuego a 300 gr de colas -Totalidad de las colas pasan a la etapa 3.

Fuente: (Laplante, 1996)

Elaboración: Romero, 2015.

4.4. Usos del Factor ORG

La prueba para determinar el factor ORG puede ser aplicada tanto a circuitos existentes, a proyectos de adición, así como a proyectos en desarrollo. En los dos últimos casos, la prueba determinará si es aconsejable la instalación de un circuito gravimétrico y sus beneficios económicos, mientras que en circuitos existentes se usa en estudios de optimización.

Las mejores muestras a ser utilizadas en la determinación del factor ORG son:

- Testigos de perforación
- Producto de la trituradora en el caso de que sea lo suficientemente fino para tomar una muestra representativa.

- Descarga de molino primario, con la precaución de que no incluya material de carga circulante.

De acuerdo a López (2003), las aplicabilidades de la Prueba E-ORG son las siguientes:

Para descartar la opción de recuperación gravimétrica cuando la respuesta del mineral es pobre, la prueba proporciona la información necesaria para descartar la concentración gravitacional como opción de procesamiento. El hecho de que esta prueba de laboratorio pueda arrojar este resultado es muy importante pues esta opción no es necesariamente aplicable a todas las menas.

Durante el proceso de diseño del diagrama de flujo del proceso, el factor ORG y la distribución granulométrica del mismo, proporcionan información sobre como el oro debe ser recuperado incluyendo la correcta selección de la unidad de recuperación así como sobre la preparación de la alimentación (usualmente cribado) con el fin de maximizar la capacidad y la eficiencia del circuito.

Predicción de Recuperación en Planta: incluso en los casos en que la respuesta del mineral es mediana a altamente favorable, los resultados deben ser usados con precaución. Debe ser entendido que los resultados obtenidos en la prueba de laboratorio son producto de una liberación secuencial controlada y una recuperación óptima, de tal manera que el funcionamiento de la planta será siempre inferior al del valor teórico de ORG.

Para la interpretación adecuada de estos resultados se han desarrollado modelos matemáticos como el KC-MD3, propiedad de Concentradores Knelson en Canadá. Este modelo permite estimar el impacto de instalar un concentrador Knelson en un circuito de molienda. Las variables claves usadas en el modelo son el factor ORG, el coeficiente de supervivencia del ORG en el molino, la probabilidad del oro de reportarse en el bajo flujo del hidrociclón y el porcentaje de alimentación a ser tratado por el circuito gravimétrico.

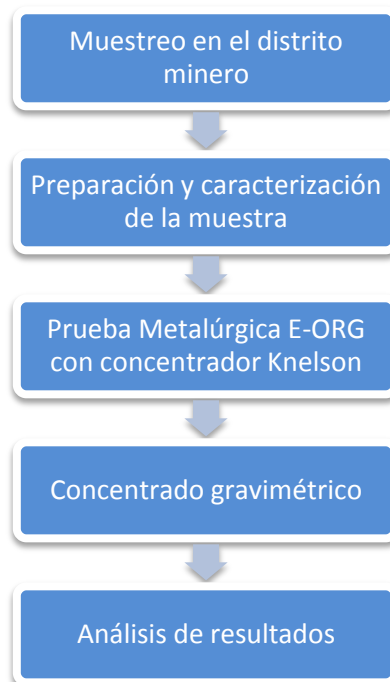
La habilidad de este modelo matemático para predecir los beneficios de la instalación de concentradores gravimétricos en circuitos de molienda ha sido reportada en numerosos estudios de casos y ha probado ser razonablemente acertado.

En otros usos la prueba de determinación del ORG, puede ser incorporada a la rutina de evaluación de las fluctuaciones en el funcionamiento metalúrgico diario de la planta, las cuales pueden ser ocasionadas por cambios en la mineralogía o en el funcionamiento del circuito. La regular recolección y el procesamiento de muestras pueden ayudar a identificar que factores están afectando la recuperación gravimétrica.

CAPÍTULO V

METODOLOGÍA Y EQUIPOS

La metodología que se utilizó en el siguiente trabajo se muestra a continuación:



5.1. Muestreo

Para realizar el muestreo del material se realizó una salida de campo al distrito minero Chinapintza Sector la Herradura en la mina (Pinta Brava) lugar donde se recolectó muestras tanto de material veta como material de ganga (Imagen 7).

La toma de muestras representativas se realizó dentro de la mina, donde utilizamos el metodo de muestreo por canales en cual consiste en obtener las muestra perpendicular a la veta, para ello se cuantifico 75 kg aproximadamente (Imagen 8).

Las coordenadas de la mina donde se tomo la muestra están en el Datum WGS 84 y se detallan a continuación:

Coordenadas **X** = 769098

 Y = 9553804

 Z = 2134 msnm



Imagen 7. Mina Pinta Brava en La Herradura – Chinapintza
Fuente: Google Earth

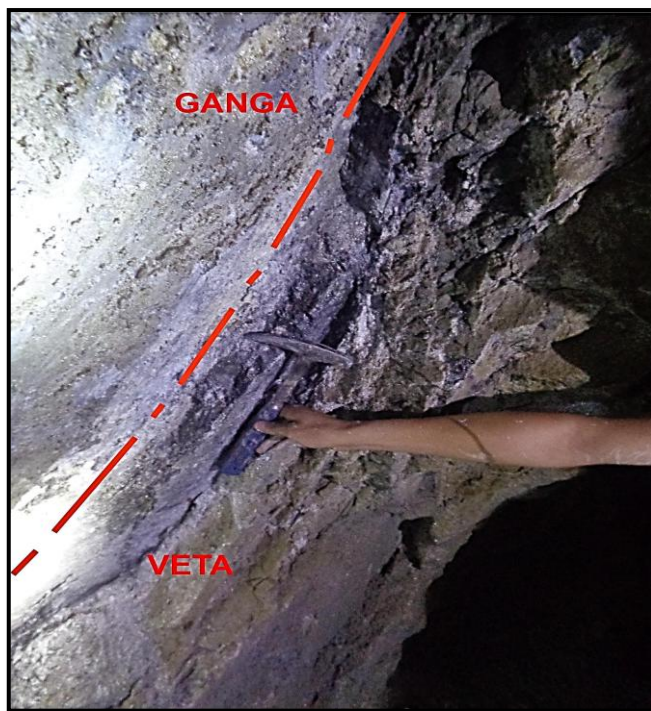


Imagen 8. Interior de mina. La Herradura – Chinapintza
Fuente: Romero, 2015.

5.2. Preparación de la muestra

Una vez recolectadas las muestras del campo fueron transportadas hasta el laboratorio en el cual se procedió a secarlas a temperatura ambiente colocando la muestra en un plástico por el lapso de 72 horas, para luego continuar con los siguientes procesos y sus respectivos ensayos.

5.2.1. Trituración.

La trituración es el proceso que nos permite disminuir el tamaño de las rocas mineralizadas usando para este caso una trituradora de mandíbulas. (Trituradora RETSCH Modelo BB9).

Las muestras recolectadas en el distrito minero Chinapintza sector la Herradura fueron trituradas; previo a este proceso se realizó una limpieza a la maquina, posteriormente se regula la abertura de las mandíbulas a 20 mm, 10 mm, 5 mm y 0,1 mm respectivamente, todo esto con el objetivo que la muestra pase la malla #10 y el material que no logra pasar, deberá pasar una trituración secundaria y así repetidamente hasta que el 100% del material tenga un tamaño adecuado (Imagen 9).



Imagen 9. Trituradora Retsch
Fuente: Romero, 2015.

5.2.2. Homogenización y roleo.

Una vez triturado el material se procede a homogenizar, para ello utilizamos el método del roleo que se realiza por dos personas que sujetan el plástico, que descansa en el suelo, por dos de sus extremos haciendo rodar el material de una esquina a otra, luego a la esquina adjunta. Esta operación se repite durante 5 ó 6 veces o hasta que se considere que el material este completamente mezclado.

Posteriormente se esparce el material en el plástico hasta formar un cuadrado de altura determinada. Se lo divide en cuadrículas con ayuda de una espátula y finalmente se extrae una porción de muestreo de cada cuadrícula formada hasta obtener un pequeño compuesto que tenga aproximadamente 3 kg para caracterizar la muestra, posteriormente se la codifica

y aparte 25 compósitos de 1 kg cada uno para realizar su posterior prueba experimental; de los cuales 10 kg son para determinar los tiempos óptimos de molienda y 15 kg para la Prueba ORG. Es importante extraer con la espátula desde el fondo del mineral para reducir efectos de segregación de finos (Imagen 10).

Del primer compósito extraído se realiza la misma operación descrita anteriormente y se debe obtener dos compósitos uno de 300 gr para realizar análisis granulométrico, análisis mineralógico, análisis químico y determinar el peso específico y otra de 250 gr para realizar, fluorescencia de rayos x.



Imagen 10. Homogenización y roleo.
Fuente: Romero, 2015.

5.3. Caracterización de la muestra

La caracterización del mineral es un conjunto de técnicas empleadas que permiten conocer las propiedades físicas, químicas y entender la mineralogía de la muestra, para ello se utilizó una serie de métodos y equipos.

5.3.1. Peso específico.

Para determinar el peso específico del material de mina se ha empleado el método del picnómetro, los materiales a utilizarse son: balanza electrónica, piseta y un picnómetro.

Para calcular el peso específico empleamos la siguiente fórmula:

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

El ensayo se lo repite por tres veces para obtener un dato promedio.

5.3.2. Análisis Granulométrico.

La operación del ensayo granulométrico nos permite conocer la distribución por tamaño de las partículas. Para realizar este ensayo se hace pasar el mineral por una serie de tamices desde el número menor de mallas # 35 hasta el número mayor #400 para ello se utilizaron los siguientes equipos: vibrotamiz (RETSCH) con respectiva serie de tamices estandarizados, una balanza electrónica y un limpiador ultrasónico. Antes de realizar este análisis previamente se realiza un deslamado con la malla #400 a la muestra, luego se realizo el análisis por vía seca con toda la serie de tamices para conseguir mejores resultados (Imagen 11).

El procedimiento es el siguiente:

- Se pesa una muestra representativa de 250 gr.
- Se realiza un deslamado a la muestra con la malla #400 y secamos el material retenido.
- El material pasante (las lamas) se deja sedimentar por un lapso de 24 horas, eliminamos el agua y posteriormente lo secamos en la estufa a 105°C y se pesa las lamas.
- Ubicamos la serie de tamices en el vibrotamiz
- Colocamos la muestra en la parte superior (tamiz 35), aseguramos la serie de tamices, abrimos la llave de agua por un lapso de quince minutos.
- Finalmente pesamos los tamices vacíos y con material retenido en la serie de tamices, seguido por diferencia obtenemos el peso de la muestra y con el porcentaje del material retenido en cada tamiz podemos realizar la curva granulométrica y determinar el D80, utilizando el software Molicop-Tools versión 2.0. (ver anexo 2).



Imagen 11. Análisis granulométrico por vía seca
Fuente: Romero, 2015.

5.3.3. Análisis mineralógico.

El análisis mineralógico es una de las partes más importantes en el momento de caracterizar una muestra, ya que es una técnica para conocer la mineralogía de la muestra y poder identificar minerales de interés económico como el oro, minerales de ganga, etc.

Para realizar la mineralogía de la muestra se ha empleado un microscopio OLYMPUS BH-2 (Imagen 12).



Imagen 12. Microscopio Olympus BH-2
Fuente: Romero, 2015.

Para la obtención de las secciones pulidas se utilizó el siguiente procedimiento:

- Seleccionamos y preparamos del resto de la muestra algunos fragmentos de roca que se requieren para su elaboración.
- Mediante la máquina cortadora marca Lapro procedemos a cortar la roca previamente separada y preparada, dándole las medidas de (2x2x2 cm).
- Una vez que obtenemos la sección de roca, se utiliza la lija devastadora # 120 hasta la # 800 para lijar la superficie a analizar.
- Se deja la muestra en la estufa por 24 horas.
- Se mezcla en un recipiente resina y endurecedor con una combinación de 5:1 y se agita suavemente para evitar que se formen burbujas.
- Se lubrica los moldes a resinar y se coloca una pequeña cantidad de mezcla en los moldes.
- Ubicar en el molde la muestra de roca con la cara a analizar hacia abajo, luego se coloca resina hasta que cubra totalmente la muestra.
- Dejamos secar la muestra en el equipo de cámara al vacío BUEHLER por 48 horas hasta que la briqueta se encuentre seca y dura para luego ser retirada y colocarla en el desecador por 24 horas
- Luego que estén listas las briquetas procedemos a pulir en la máquina pulidora PETROPOL, con un tiempo aproximado de 20 minutos haciendo uso de diferentes paños para su pulido final.
- Finalmente la sección pulida quedará lista para su análisis bajo el microscopio (Imagen 13).

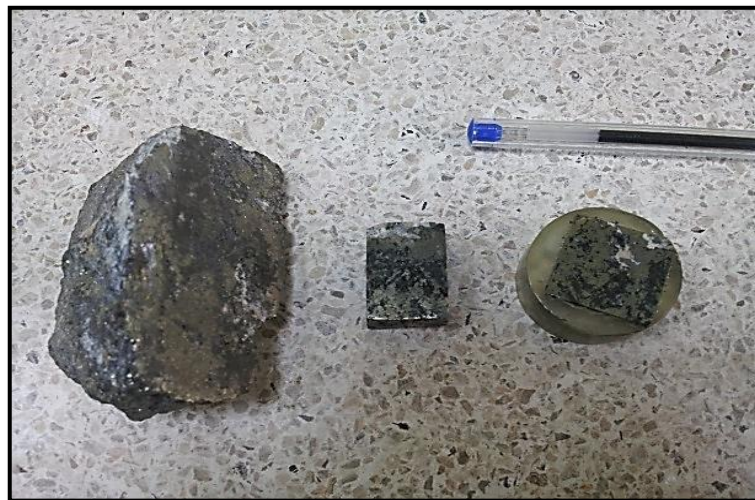


Imagen 13. Sección pulida
Fuente: Romero, 2015.

Para la obtención de las secciones delgadas se utilizó el siguiente procedimiento:

- Igualmente que las secciones pulidas, seleccionamos y separamos las muestras de roca para la elaboración de láminas delgadas.
- Mediante la máquina cortadora marca Lapro procedemos a cortar la roca previamente separada y preparada, dándole las medidas de (5x2.5x2 cm).
- Una vez que obtenemos la sección de roca, se utiliza la lija devastadora # 120 hasta la # 800 para lijar la superficie a analizar.
- Se mezcla en un recipiente resina y endurecedor con una combinación de 5:1 y se agita suavemente para evitar que se formen burbujas.
- Colocar la mezcla en toda la superficie de la muestra para lámina delgada con el objetivo de que la mezcla cubra los vacíos dejados en el proceso del pulimento que al ser rellenados con la mezcla permitirá una mejor adhesión de la muestra al vidrio cuando estas sean pegadas.
- Dejamos secar la muestra en el equipo de cámara al vacío BUEHLER por 48 horas hasta que la briqueta se encuentre seca y dura para luego ser retirada y colocarla en el desecador por 24 horas
- Calentamos la plancha, ubicamos sobre papel aluminio la muestra con la cara analizar hacia arriba, esperamos se caliente lo suficiente hasta que se derrita el pegamento en barra sobre la misma, colocamos sobre toda su superficie y la retiramos de la plancha.
- Colocamos la muestra sobre una superficie plana y situamos sobre ella el portaobjetos ejerciendo una presión uniforme en todos sus lados.
- Esperamos que se enfríe, para luego ubicarla en el desecador por siete días, que luego quedara lista para su corte y pulimento final
- Utilizando el equipo PETRO-THIN se realizan cortes sucesivos de 3 mm a la lámina, después cortes de 1,5 mm. Empleando el mismo equipo se le realiza un pulimento a la lámina hasta que tenga 60 μ m de potencia.
- Luego que estén listas las laminas delgadas se procede a pulir en la maquina pulidora metalográfica BUEHLER, con un tiempo aproximado de 20 minutos haciendo uso de diferentes paños para su pulido final con el objetivo de quitar las imperfecciones que hayan en la lamina y hasta que la lamina delgada obtenga 30 μ m de potencia.
- Finalmente se limpia la lámina delgada con alcohol etílico, dejamos secar y etiquetamos con respectivo cogido para su posterior análisis mineralógico (Imagen 14).

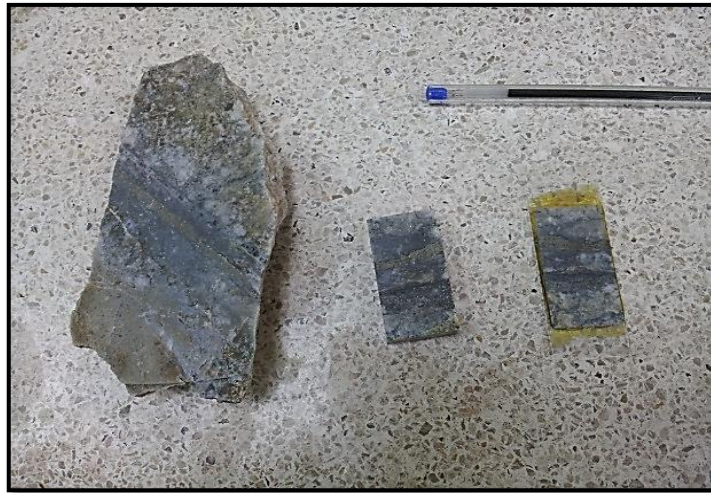


Imagen 14. Lámina delgada
Fuente: Romero, 2015.

5.3.4. Análisis químico de cabeza.

Para realizar el análisis químico de cabeza empleamos el método de ensaye al fuego (fire assay), donde las muestras son sometidas a fusión – copelación para luego obtener resultados cuantitativos del metal.

5.3.4.1. Tostación.

La tostación es un proceso que se realiza previamente a la fusión – copelación, únicamente se aplica a los concentrados gravimétricos obtenidos de la Prueba E-ORG los cuales se los tuesta en la mufla eléctrica de 220 V a una temperatura de 600⁰ C durante este proceso el sulfuro se convierte en un óxido listo para el proceso de fusión – copelación.

El proceso de tostación consiste en la oxidación de minerales de sulfuros metálicos, donde se calienta la muestra con contenido metálico, en contacto con oxígeno hasta alcanzar una temperatura de 600⁰ C con el objetivo de eliminar el azufre y tener una muestra oxidada.

5.3.4.2. Fusión – Copelación.

En la operación de fusión – copelación se emplea dos mufas eléctricas de 220 V, la primera mufla se la usó en el proceso de fusión a una temperatura de 1000⁰ C durante 80 minutos y una segunda mufla se aplica al proceso de copelación con una temperatura de 900⁰ C durante un tiempo de 120 minutos (Imagen 15).

En el proceso de fusión se procede a mezclar la carga fundente (flux básico) que consta de la siguiente composición:

Tabla 2. Reactivos químicos para carga fundente

Reactivo	Porcentaje
Litargirio (PbO)	61,30
Carbonato de sodio (CO ₃ Na ₂)	24,90
Bórax (Na ₂ B ₄ O ₇)	9,95
Sílice (SiO ₂)	3,85

Fuente: Investigación experimental
Elaboración: Romero, 2015.

El procedimiento es el siguiente:

- Preparar la carga fundente, se toma la muestra seleccionada anteriormente del compósito que tiene un peso de 250 gr y pulverizamos aproximadamente la mitad.
- Una vez homogenizada la carga fundente, pesamos 80 gr, más 2,5 gr de nitrato de sodio como agente reductor y 20 gr de muestra.
- Todos estos componentes los situamos en un crisol de fundición, se homogeniza toda la carga con una capa de bórax mas flux para mejorar el proceso de fundición, se etiqueta y se prepara por triplicado.
- Luego se lleva los crisoles a la mufla eléctrica a una temperatura de 1000° C durante 80 minutos aproximadamente, posteriormente vertemos el material fundido en las lingoteras de acero.
- Se deja enfriar la mezcla, obteniendo como resultado un régulo de plomo en la parte inferior y las escorias en la parte superior, la cual se la golpea hasta quedarnos solo con el régulo de plomo.
- Al régulo de plomo le damos una forma de dado para luego colocarlo en las copelas y por último ubicarlo en la mufla a una temperatura de 900° C por el tiempo de dos horas hasta que el plomo sea absorbido por la copela consiguiendo como resultado un botón de dore.
- Finalmente dejamos enfriar el botón de dore en la copela para después laminarlo, luego lo pesamos para determinar la ley de oro y plata.



Imagen 15. Mufla de fusión izquierda y mufla de copelación derecha.
Fuente: Romero, 2015.

5.3.4.3. Digestión.

Para el proceso de digestión se emplea una plancha calentadora IKAMAG RET – GS, crisoles de porcelana, ácido nítrico NO_3H , agua destilada y una campana de extracción

Para digerir el dore previamente laminado, se coloca en un crisol de porcelana, se añade ácido nítrico NO_3H se calienta hasta la completa disolución de la plata y se lava con agua destilada. Finalmente se deja secar en la plancha calentadora, seguidamente se pesa el oro y se calcula las leyes de oro y plata (Imagen 16).



Imagen 16. Digestión química
Fuente: Romero, 2015.

5.4. Análisis de malla valorada para

El análisis de malla valorada consiste básicamente en conocer el balance o distribución de oro en las diferentes mallas granulométricas.

El análisis de malla valorada se lo realizó a la granulometría inicial con el fin de conocer los parámetros de molienda o en que malla se encuentra la mayor liberación de oro. Para realizar el análisis granulométrico por malla valorada utilizamos la serie de tamices #60, #200, #400 y #-400; se toman 250 gr de muestra, mediante el vibrotamiz se hace pasar el material y se analiza la ley de oro y plata de cada fracción retenida.

5.5. Molienda

La molienda es la operación final mediante el cual se continúa reduciendo el tamaño de las partículas del mineral, hasta conseguir una granulometría #200 mallas (75 μ m), en donde finalmente nos permitirá la liberación de la mayor parte de los minerales de interés económico para su posterior concentración. Para realizar este proceso se emplea un molino de bolas Batch de laboratorio que utiliza un motor eléctrico de $\frac{1}{2}$ hp y bolas de acero (Imagen 17).

Parámetros de molienda

- Peso del material: 1000 gr
- Volumen de agua: 1000ml
- Dilución s/l: 1/1
- Carga de molienda: 11,46 kl
- Velocidad crítica: 68 rpm

El procedimiento es el siguiente:

Se pesa 1000 gr de material, seguido pesamos la carga de molienda 11,46 kl y se ubica en el molino para luego agregar el material y el agua. Luego se cierra la tapa de molino con las herramientas necesarias para que luego no exista alguna pérdida y la ubicamos sobre los rodillos del equipo. Continuamente se enciende el equipo, con un cronometro se toma el tiempo de molienda, una vez hecho esto se procede a descargar el material en un recipiente para dejarlo sedimentar por 2 horas y retirarle el agua y colocarlo en una bandeja pírax, dejándolo secar en la estufa por 24 horas. Por último repetimos el proceso manejando diferentes tiempos de molienda y realizando el análisis granulométrico determinaremos el tamaño de grano requerido, que serán utilizados en la Prueba Metalúrgica E-ORG.



Imagen 17. Molino de bolas
Fuente: Romero, 2015.

5.6. Prueba Metalúrgica E-ORG

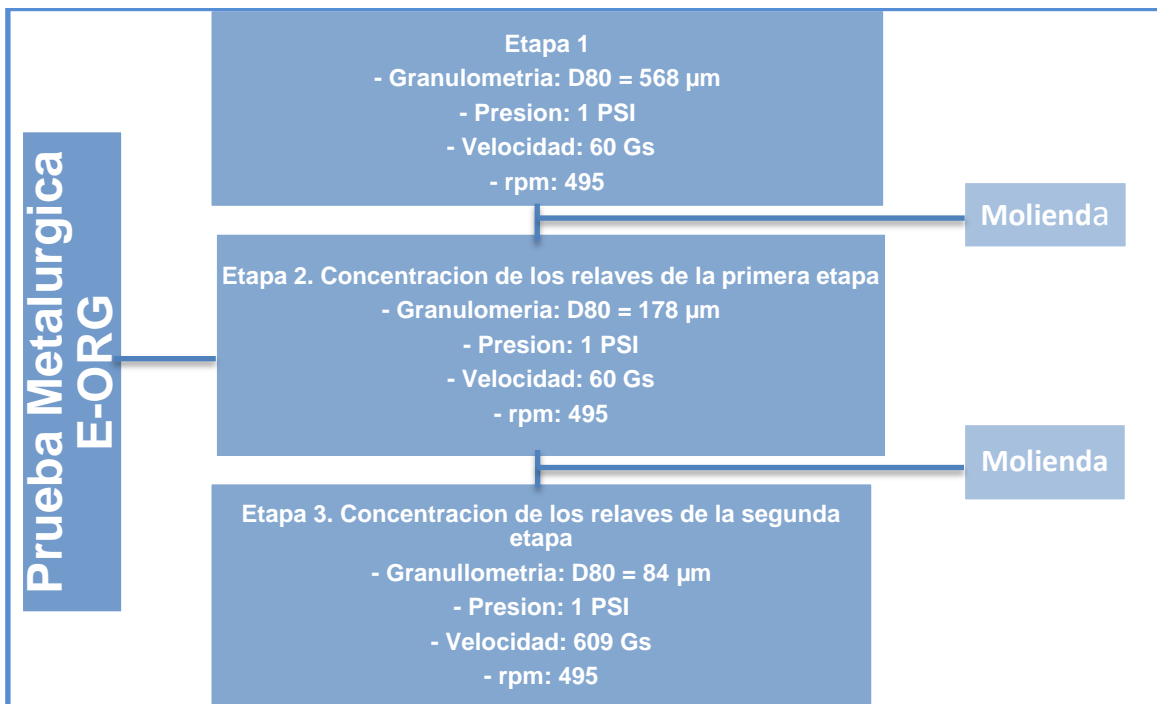


Figura 2. Metodología de la Prueba Metalúrgica E-ORG
Fuente: Laplante, 2000.
Elaboración. Romero, 2015.

En el proceso se utilizó el concentrador centrífugo Knelson KC-MD3 de laboratorio, equipo usado en la concentración de minerales de oro, el cual hace uso de la fuerza centrífuga permitiendo una mayor eficiencia en la recuperación de partículas finas (Imagen 18).

La metodología para realizar la Prueba Metalúrgica E-ORG con el equipo Knelson KC-MD3 se tiene que realizar tres etapas de molienda progresiva y recuperación secuencial, para ello se ha determinado el factor E-ORG que consta con tres tamaños de partícula.

La primera etapa de la Prueba Metalúrgica E-ORG consiste en alimentar el equipo con una granulometría gruesa igual a $D_{80} = 537 \mu\text{m}$, con una presión de 1 PSI, y 60 fuerzas Gs. Obteniendo como resultado un concentrado y un relave los cuales deberán ensayarse al fuego y el relave deberá pasar por otro proceso de molienda hasta obtener el siguiente factor E-ORG.

Posteriormente en la segunda etapa se vuelve a concentrar los relaves obtenidos de la primera etapa, con una nueva granulometría igual a $D_{80} = 178 \mu\text{m}$, siendo esta la única variable que se modifica, una presión de 1 PSI, y 60 fuerzas Gs; donde igualmente se obtiene un concentrado y un relave que deben ensayarse al fuego; de igual manera el relave deberá cumplir otro proceso de molienda donde llegara a su tamaño final para la tercera etapa siendo la más confiable, pues las dos primeras todavía tiene oro recuperable.

Finalmente en la tercera etapa de nuevo se concentra el relave obtenido de la segunda etapa, siendo el tamaño de grano final $D_{80} = 84 \mu\text{m}$, se sigue trabajando con las mismas variables de operación; de la misma forma se obtiene un relave y un concentrado para determinar las leyes de Au por ensayo al fuego. Los cálculos de la recuperación de los relaves y concentrados se debe cuantificar en cada etapa y la vez se conoce la distribución del rendimiento en cada etapa, mientras que para calcular la recuperación total se basa en los tres concentrados producidos y relaves finales

Los parámetros de operación empleados en la Prueba Metalúrgica E-ORG no se modificaron, excepto el tamaño de grano porque así lo requiere la prueba en cada etapa.

La Prueba Metalúrgica E-ORG se la realizó empleando 10 kg de muestra, además se realizó una prueba repetitiva empleando 5 kg de material para comprobar resultados.

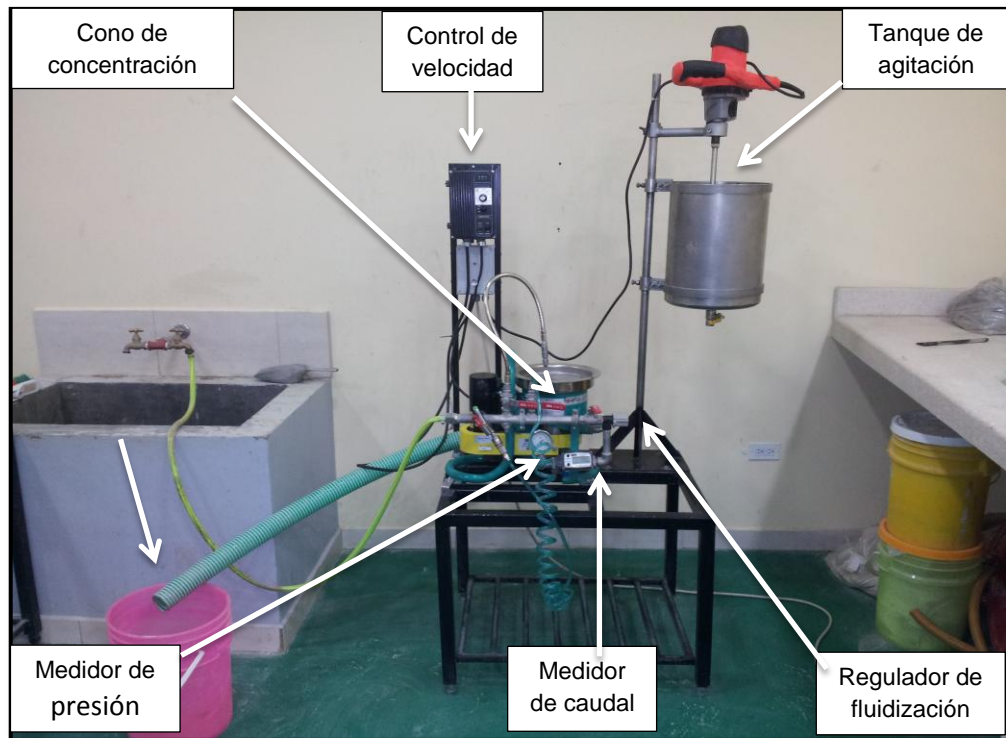


Imagen 18. Partes del concentrador Knelson
Fuente: Romero, 2015.

El procedimiento es el siguiente:

- En primer lugar se debe acondicionar el lugar poniendo un balde para el relave y un pírex para el concentrado.
- Se enciende el equipo Knelson y el tanque de agitación, se regula el equipo a 1 PSI y se controla las rpm del tanque de agitación.
- Se coloca la pulpa en el tanque de agitación empleando 10 kg de material y 10 litros de agua.
- Esperamos un lapso de 10 min para que se homogenice la pulpa.
- Se abre la llave del tanque de agitación para alimentar el Knelson.
- Una vez terminado el proceso se cierran las llaves, se apaga el tanque de agitación y el equipo Knelson.
- Obtenido el concentrado y el relave se deja secar, homogeniza y se procede a cuantificar antes de pasar a la siguiente etapa.
- El relave se homogeniza y deberá pasar por otro proceso de molienda determinado en el factor E-ORG, el mismo se cuantifica para pasar a la siguiente etapa.
- Se repite el mismo procedimiento la tercera etapa.

CAPÍTULO VI

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

6.1. Análisis químico de cabeza

Tabla 3. Análisis químico de cabeza

Elementos	ppm
Au	14,65
Ag	345,5

Fuente: Romero, 2015.

Los resultados del análisis químico de cabeza son los siguientes: oro 14,65 ppm y plata 345,5 ppm, los cuales se aproximan los resultados obtenidos en el estudio de Prodeminca (2000), donde menciona según Clarke (1989) una veta aproximadamente 400 m de profundidad abajo dio 11 g/t de oro y 250 g/t de plata.

6.1.2. Análisis malla valorada.

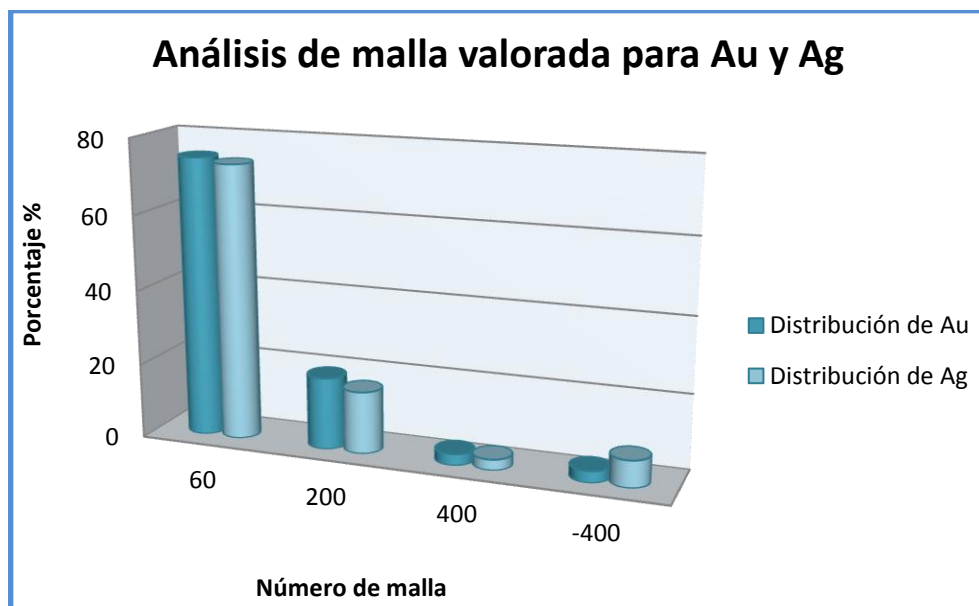


Figura 3. Análisis de malla valorada para Au y Ag.
Fuente: Investigación experimental
Elaboración: Romero, 2015.

El análisis de la malla valorada permite conocer la distribución del oro y plata en porcentajes. En la figura 7 se observa el resultado del análisis, el cual indica que la mayor parte de oro y plata más del 70% aproximadamente se encuentra en la malla # 60. Además

este análisis permite realizar un recálculo de leyes para corroborar con el análisis de cabeza, siendo resultado de la malla valorada de 15,64 ppm de oro y 337,20 ppm valores que se aproxima con el análisis de cabeza que tiene un resultado de 14,65 ppm de oro y 345,5 ppm de plata.

6.1. Peso específico

Para determinar el peso específico de la muestra mineralizada se ha experimentado tres ensayos y se ha adquirido un promedio.

Tabla 4. Resultados de los ensayos del peso específico.

ENSAYOS	γ (gr/cm ³)
# 1	3,5
# 2	3,36
# 3	3,58
PROMEDIO	3,48

Fuente: Romero, 2015.

Se tiene como resultado el peso específico de la muestra procedente de la mina Pinta Brava del distrito minero Chinapintza sector La Herradura tiene un promedio de 3,48 gr/cm³.

6.2. Análisis mineralógico

6.2.2. Sección pulida.

Para la caracterización mineralógica de la sección pulida se utilizó el microscopio con luz reflejada y como proceso complementario se realizó análisis de fluorescencia a la muestra de veta para corroborar resultados (Imagen 19 y 20).

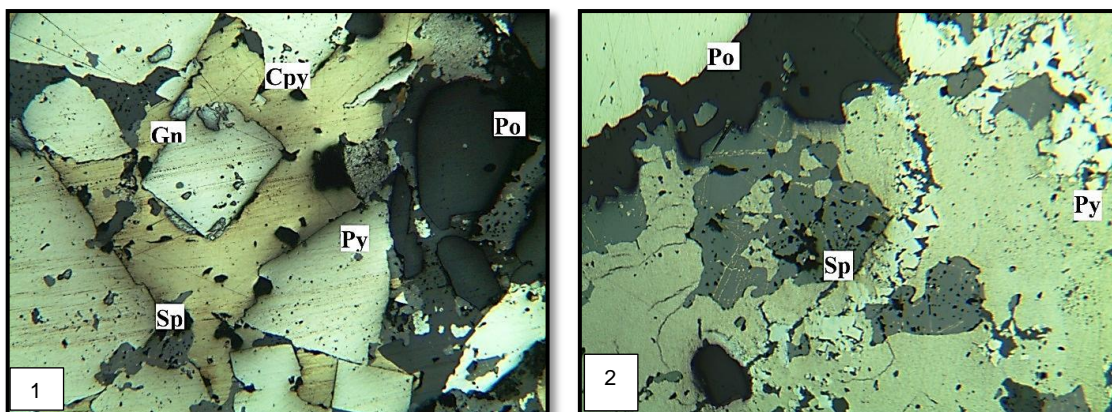


Imagen 19. Descripción sección pulida.

Observación con luz reflejada se tienen los siguientes minerales: 1) fotografía con nícoles paralelos se observa Pirrotina (Po), granos euhedrales de pirita (Py), con relleno de calcopirita (Cpy) con inclusiones de galena (Gn) y esfalerita (Sp). 2) Fotografía con nícoles paralelos se observa: pirita (Py) en contacto con pirrotina (Po) asociados con esfalerita (Sp).

Fuente: Romero, 2015.

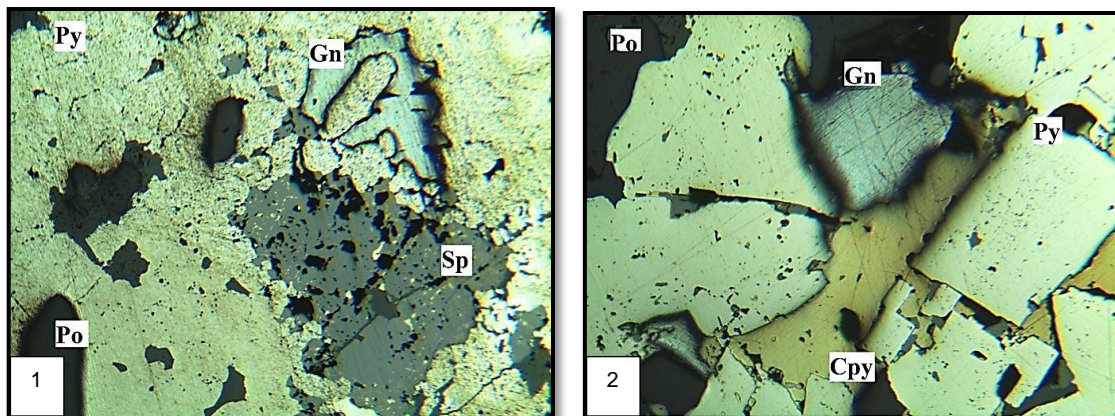


Imagen 20. Descripción sección pulida.

Observación con luz reflejada se tienen los siguientes minerales: 1) fotografía con nícoles paralelos se observa Pirita (Py), con esfalerita (Sp) diseminada e inclusiones de galena (Gn) y granos anhedrales de pirrotina (Po). 2) fotografía con nícoles paralelos se observa cristales euhedrales y anhedrales de pirita (Py), en contacto con pirrotina (Po) y galena (Gn) y relleno de calcopirita (Cpy).

Fuente: Romero, 2015.

Tabla 5. Análisis mineralógico y sus respectivos porcentajes

MINERALES	PORCENTAJES
Pirita	40-45
Esfalerita	25-30
Pirrotina	15-20
Galena	10-15
Calcopirita	5-10
Ganga	5-10

Fuente: Romero, 2015.

El resultado del análisis mineralógico realizado a la sección pulida permite establecer una asociación mineralógica de sulfuros donde predominan: pirita, esfalerita, pirrotina, galena y calcopirita; mineralización que encuentran asociada al oro. Resultados que coinciden con el estudio realizado por Calle (2014) donde menciona que la mineralización de interés esta constituida por sulfuros de Cu; Pb; Zn y Fe.

6.2.3. Lámina delgada.

Para la caracterización mineralógica de la lámina delgada se utilizó el microscopio con luz transmitida y como proceso complementario se realizó análisis de fluorescencia a la muestra de ganga (Imagen 21, 22 y 23).

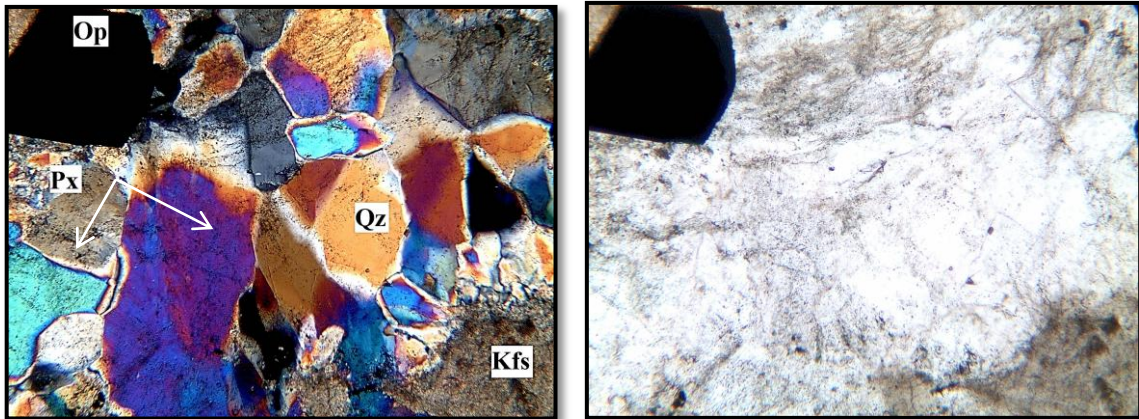


Imagen 21. Descripción lámina delgada.

En la imagen izquierda se observan los siguientes minerales con nícoles cruzados: cristales euhdrales cuarzo (Qz) de color gris hasta un color de interferencia anaranjado, piroxenos (Px) de color celeste hiperstena y de color azul-violeta augita, pirita (Op) de color negro y feldespatos posiblemente alterados como matriz de grano fino. Imagen derecha fotografía con nícoles paralelos.

Fuente: Romero, 2015.

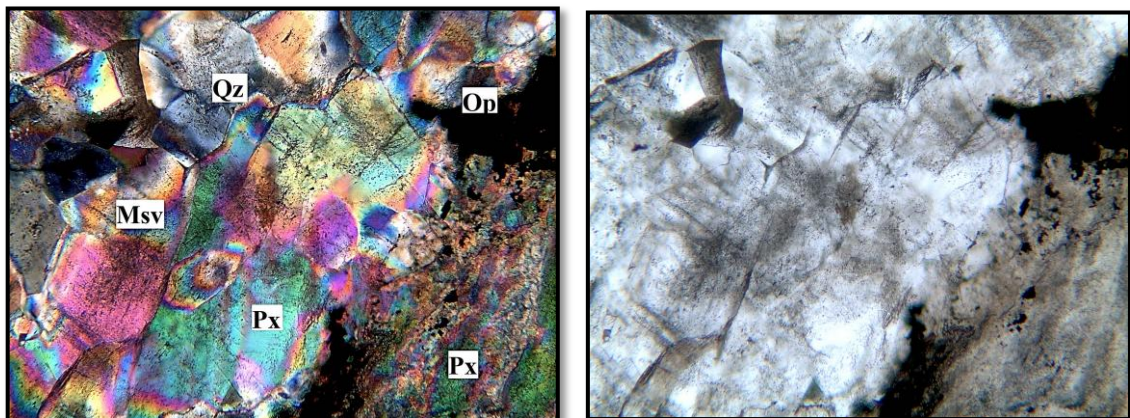


Imagen 22. Descripción lámina delgada.

En la imagen izquierda con nícoles cruzados se observan los siguientes minerales: cristales euhdrales de cuarzo (Qz) color gris; cristales anhedrales de moscovita color fucsia; mineral opaco; piroxenos de color verde y de color celeste. Imagen derecha fotografía con nícoles paralelos.

Fuente: Romero, 2015.

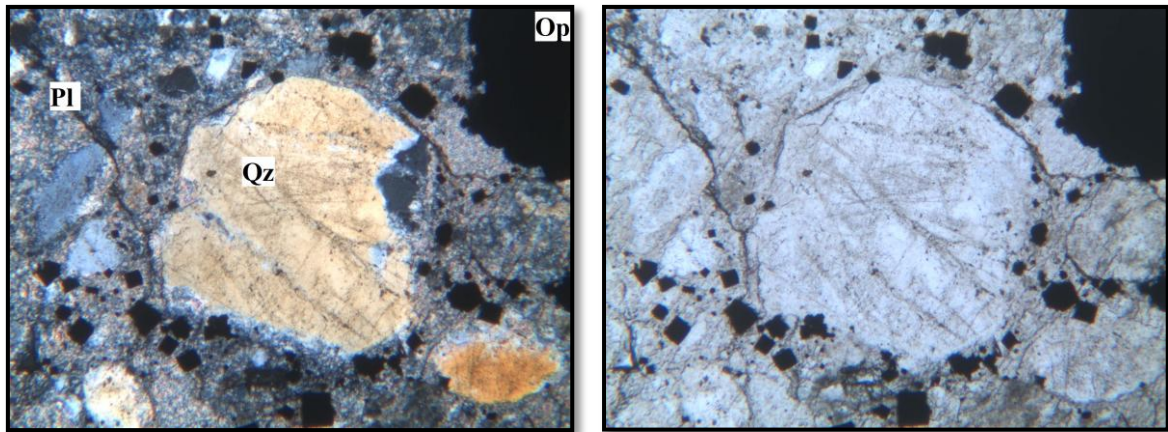


Imagen 23. Descripción lámina delgada.

Imagen con nicoles cruzados se observa los siguientes minerales: fenocristales de cuarzo (Qz) redondeados de color crema-anaranjado y gris; minerales opacos (Op) y plagioclasas posiblemente alterada. Imagen derecha fotografía con nicoles paralelos.

Fuente: Romero, 2015.

Tabla 6. Análisis mineralógico y sus respectivos porcentajes

MINERALES	PORCENTAJES
Cuarzo	35-40
Feldespatos	20-20
Plagioclasas	5-10
Piroxenos	20-25
Moscovita	5-10
Opacos	5-10

Fuente: Romero, 2015.

A través de las observaciones realizadas bajo el microscopio de luz transmitida se ha determinado la presencia de minerales de cuarzo, piroxenos (hiperstena y augita), moscovita, feldespatos y plagioclasas minerales que presentan una alteración (sericita) los cuales se encuentran en una matriz de grano fino cuarzo-sericita. Resultados que se correlacionan con los minerales de ganga y alteración identificados en el estudio realizado por (Prodeminca, 2000).

6.3. Fluorescencia de rayos X

La fluorescencia de rayos x es una técnica que determina las concentraciones de elementos químicos presentes en a muestra de manera rápida y eficaz.

Análisis de fluorescencia realizado a la muestra de veta.

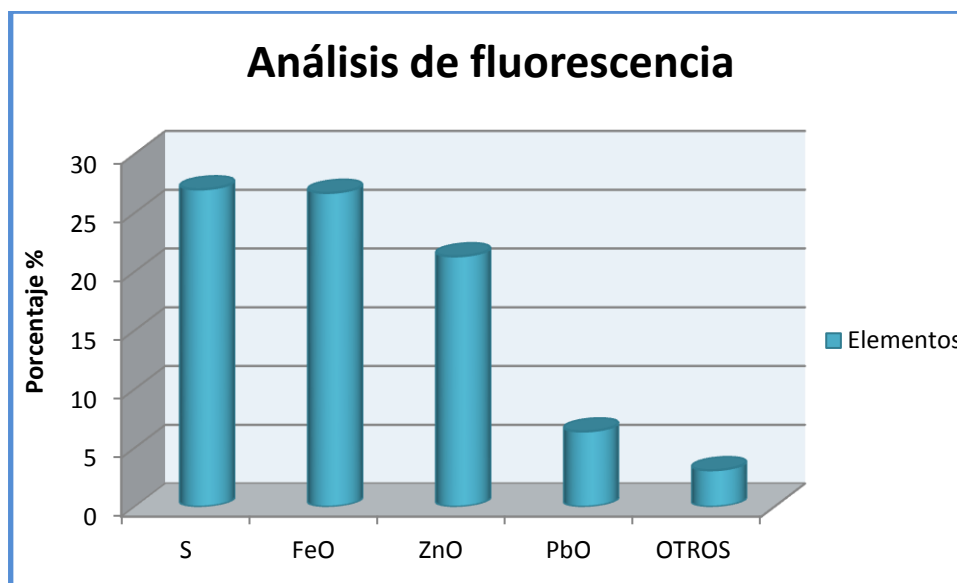


Figura 4. Análisis de fluorescencia para muestra de veta.

Fuente: Fluorímetro

Elaboración: Romero, 2015.

Los resultados obtenidos en el análisis mineralógico presentan minerales como: pirita esfalerita, galena, calcopirita, pirrotina, y minerales de roca los cuales concuerdan considerablemente con los elementos químicos obtenidos en los resultados del análisis semi-cuantitativo de fluorescencia.

Análisis de fluorescencia realizado a la roca caja.

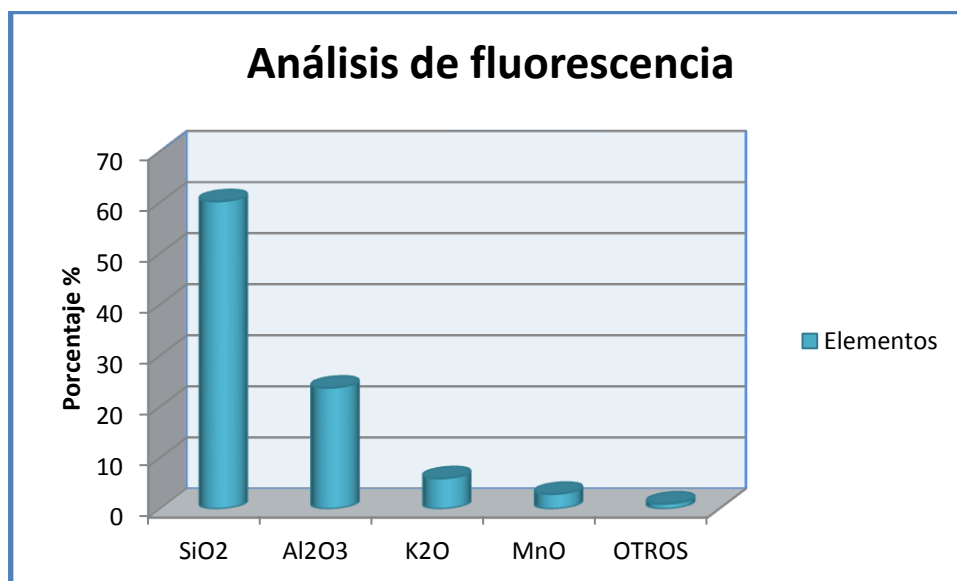
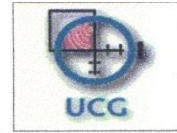


Figura 5. Análisis de fluorescencia para roca caja.

Fuente: Fluorímetro

Elaboración: Romero, 2015.



Análisis Granulométrico Diagrama ASTM

Análisis granulométrico del material de mina La Herradura - Chinapintza

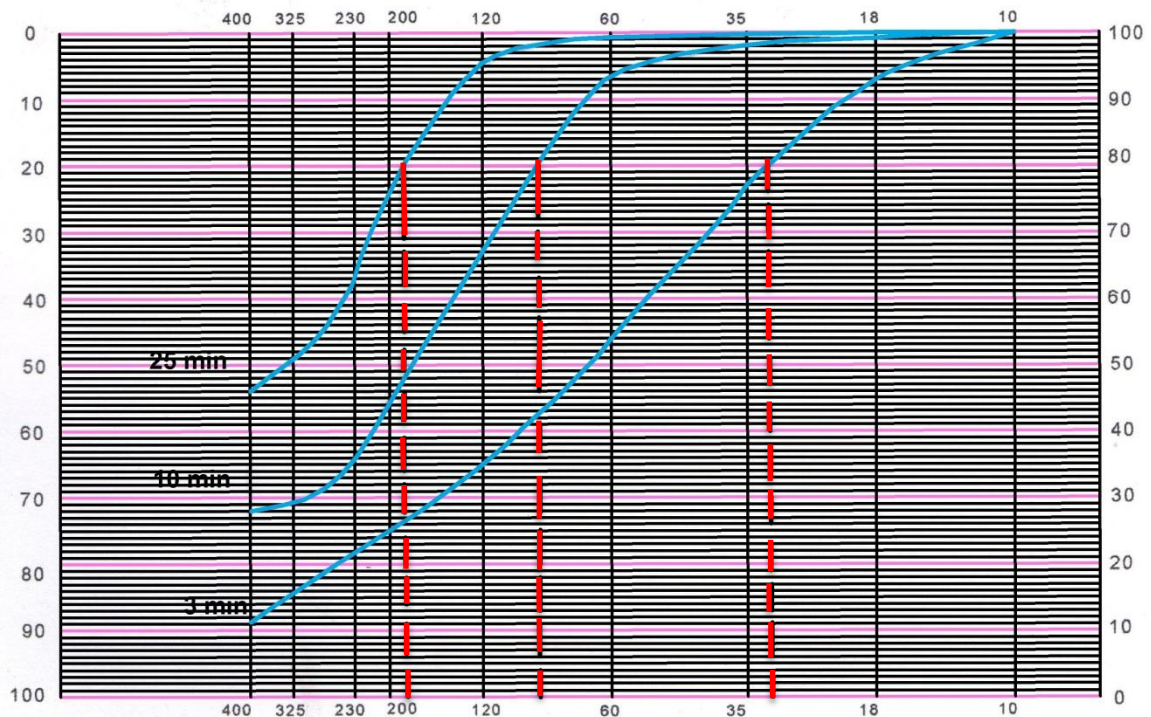


Figura 7. Curvas granulométricas. Tiempos de molienda
Fuente: Romero, 2015.

Para determinar los tiempos óptimos de molienda que requiere la Prueba Metalúrgica ORG se procedió a realizar moliendas con los diferentes tiempos: 1 min, 3 min, 5 min, 7 min, 10 min y 25 min los cuales se pueden apreciar en la tabla 7. Teniendo como resultado las diferentes curvas granulométricas con sus respectivos D80. De acuerdo a los resultados obtenidos de cada análisis granulométrico se procedió a utilizar los tiempos de molienda que se encuentran dentro de los valores que requiere la Prueba Metalúrgica ORG la cual consiste en tres etapas de molienda. Se han seleccionado los diferentes tiempos de molienda progresiva: primer tiempo con 3 min y un D80 = 566 µm para la primera etapa, seguidamente para la segunda etapa se tiene 10 min de molienda correspondiente a un D80 = 178 µm y por último el tercer tiempo de molienda de 25 min con un D80= 84 µm para la última etapa.

6.5. Prueba Metalúrgica E- ORG

Los parámetros de operación son 1 PSI correspondiente a 3.5 Lpm de agua, 495 rpm del tanque de agitación, adición de pulpa 1:1, 60 fuerzas Gs, modificando únicamente el tamaño de grano en cada etapa así establecido en la Prueba Metalúrgica para determinar el factor E-ORG.

Tabla 8. Prueba Metalúrgica E-ORG #1

Prueba Metalúrgica E-ORG #1		
No DE MALLA	LEY DE CONCENTRADOS	DIST. DEL RENDIMIENTO
D80 =568 μ m	180,4 ppm	8,06 %
D80= 178 μ m	1002 ppm	43,63 %
D80= 84 μ m	7864 ppm	17,66 %
Rendimiento total		69,36 %

Fuente: Romero, 2015.

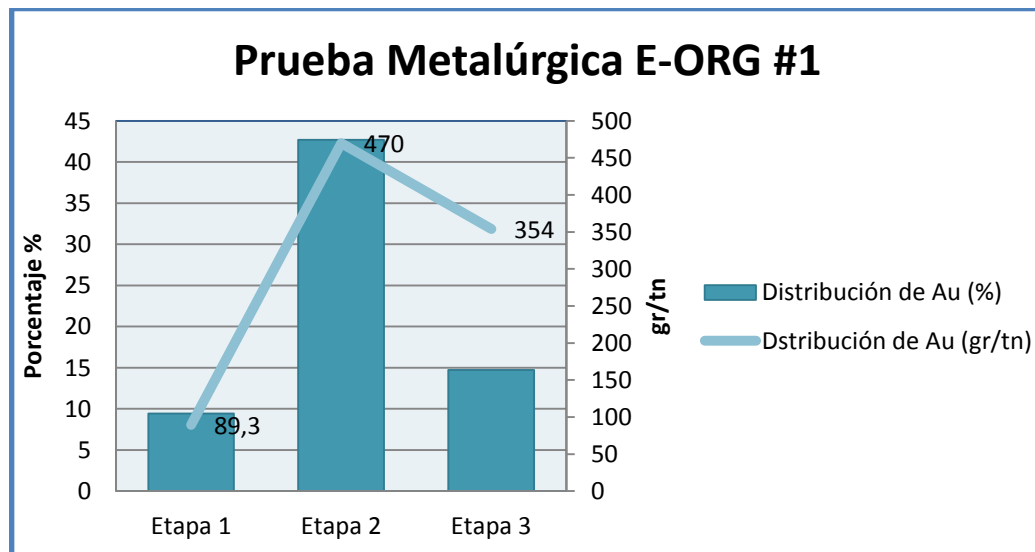


Figura 8. Prueba Metalúrgica E-ORG #1

Fuente: Investigación experimental

Elaboración: Romero, 2015.

Tabla 9. Prueba Metalúrgica E-ORG #2

Prueba Metalúrgica E-ORG #2		
No DE MALLA	LEY DE CONCENTRADOS	DIST. DEL RENDIMIENTO
D80 =568 μ m	89,4 ppm	9,44 %
D80= 178 μ m	470 ppm	42,70 %
D80= 84 μ m	354 ppm	14,7 %
Rendimiento total		66,86 %

Fuente: Romero, 2015.

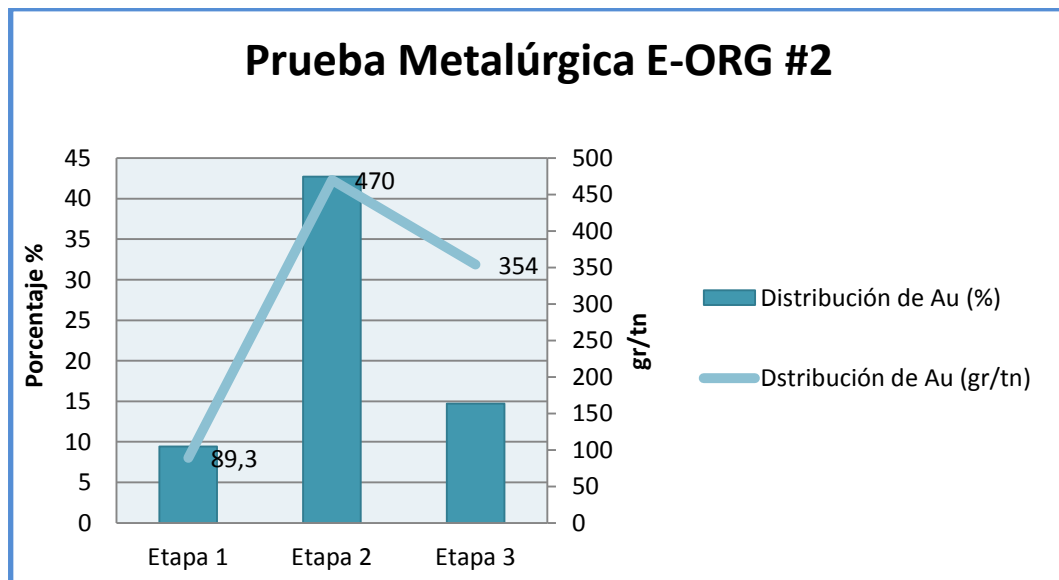


Figura 9. Prueba Metalúrgica E-ORG #2

Fuente: Investigación experimental

Elaboración: Romero, 2015.

En la figura # 8, se presentan los resultados obtenidos en las tres etapas de la Prueba Metalúrgica E-ORG donde se observa que el rendimiento global del E-ORG alcanza el 69,36% en el primer ensayo y 66,86% en su fase comprobatoria, consiguiendo resultados similares en ambas Pruebas ORG; se ha establecido un promedio de ORG del 68,11% de recuperación de oro.

En la misma figura se observa que en la etapa 1, existe una distribución del rendimiento 8,10% promedio, lo que indica que al tamaño de partícula (D80 = 568 μ m), la liberación del oro es baja en la primera etapa. Seguidamente en la etapa 2 es donde se consiguen los mejores resultados, siendo las variables de operación: una granulometría (D80= 178 μ m),

presión de 1 PS60 fuerzas Gs, 495 rpm alcanzando una distribución de rendimiento del 43,16% lo cual indica que a partir de esta granulometría, la liberación de oro se incrementa de manera significativa y por último en la etapa 3 con una granulometría (D80=84 μ m), se tiene una distribución del rendimiento de oro del 17,66 % siendo una baja recuperación para granulometría mas fina lo que indica probablemente con este tamaño de grano se muestra el efecto de las fuerzas Gs en función de la recuperación. De acuerdo a los resultados obtenidos en la figura 8 se puede analizar el comportamiento de oro en la Prueba ORG, indicando que a granulometrías mas finas se tiene una mejor distribución del rendimiento de oro ó que se trata de un oro fino en la muestra; dado que se consiguen mejores resultados a partir de una granulometría D80 = 80 ASTM. Estos resultados se ajustan a las Pruebas ORG realizadas por Laplante (Standardized test to Determine Gravity Recoverable Gold) donde menciona que los contenidos ORG en menas de sulfuros pueden ser hasta del 30% con un oro fino $\pm 25 \mu\text{m}$, como es nuestro caso; mientras que para oro grueso $\pm 300 \mu\text{m}$ el contenido de ORG puede llegar hasta el 90%.

Teniendo en consideración los resultados que aportaron la Prueba E-ORG del 68,13% aproximadamente para el mineral del distrito minero Chinapintza sector la Herradura lo que nos indica que la recuperación alcanzada mediante el factor E-ORG es aceptable para una mineralogía en la cual no se presenta oro libre en comparación con el estudio realizado en Sultana del cóndor donde se tienen resultados aproximados del 92% (Tran, B. Sc. 2009) y una mineralogía en la cual se oro se ha clasificado como oro muy grueso teniendo como resultado aproximadamente el 64% de recuperación en la primera etapa.

El estudio realizado por André Laplante (Standardized test to Determine Gravity Recoverable Gold) indica que tiene un rendimiento global del 72,54% de recuperación de oro, en la cual obtiene el 45,9% de recuperación en la etapa 1, en la etapa 2 consigue una recuperación del 16,95% y por último obtiene un recuperación del 9,7%, de acuerdo a estos resultados indica que existe una mayor liberación de oro en las primeras etapas en comparación con nuestro estudio, los resultados indican que se obtienen mejores resultados en la segunda y tercera etapa.

En el estudio realizado por Komet Resources Limited, 2014 (Extended Gravity Recoverable Gold E-GRG Testwork on an ore Sample Submitted) se tienen los siguientes resultados: el rendimiento global alcanza el 74%, resultado que se aproxima al estudio realizado en el distrito minero Chinapintza sector la Herradura, la diferencia radica en la distribución de oro ya que su recuperación en la primera etapa es del 42,9% en la segunda etapa 16,8% y en la

tercera etapa 14,3%. En comparación con este estudio se obtienen resultados similares en la segunda y tercera etapa con una recuperación de 43,16% y 16,13% respectivamente, mientras en la primera etapa se obtiene una recuperación del 8,10% lo que indica claramente que la liberación del oro es baja en la primera etapa y se debería optar por realizar la Prueba E-ORG a partir de la segunda etapa correspondiente a una granulometría D80= 178 μ m con el objetivo de elevar el rendimiento global de la Prueba ORG.

En otro estudio ORG realizado por Inspectorate Exploration & Mining Services Ltd, 2014 (Report For Phase-II Metallurgical Testing on the San Albino Project) indican que la prueba de concentración por gravedad (ORG) presenta un rendimiento global del 56,9%, consiguiendo la siguiente distribución de oro en la etapa 1 es del 31%, en la etapa 2 corresponde a 19,5 % y en la etapa 3 se tiene 6,5% de recuperación de oro, resultado que se compara y coincide con la tercera etapa de esta investigación el cual sugiere que una porción puede no estar totalmente liberada a una granulometría D80 = 200 mallas.

CONCLUSIONES

- El peso específico del material de mina del distrito minero Chinapintza sector la Herradura es de $3,01\text{gr/cm}^3$.
- El análisis químico de cabeza dan como resultado una ley de 14,65 ppm de oro; 345,5 ppm de plata.
- Dentro del análisis mineralógico se tiene como principales constituyentes los siguientes minerales: pirita 40%, esfalerita 20%, pirrotita 25%, calcopirita 5% y galena 10% mineralogía que se encuentran asociada al oro.
- La roca encajante del sector la Herradura- corresponde una andesita con una textura porfídica de color verdosa-blanco con una alteración sericita, donde predominan minerales como: cuarzo, plagioclasas, feldespatos, piroxenos (hiperstena y augita), micas (moscovita), y minerales opacos.
- Los resultados de la Prueba Metalúrgica E-ORG utilizando el concentrador Knelson son aceptables con un rendimiento de 68,13% bajo los siguientes parámetros de operación: 1 PSI de presión, adición de pulpa 1:1, 60 fuerzas Gs, 495 rpm y los siguientes tamaños de grano $D_{80}= 568\ \mu\text{m}$; $D_{80}= 178\ \mu\text{m}$ y $D_{80}= 84\ \mu\text{m}$ respectivamente en cada etapa.
- En la segunda etapa de la Prueba Metalúrgica E-ORG se obtiene la mayor distribución del rendimiento de oro con el 43,16% con una granulometría $D_{80}= 178\ \mu\text{m}$, una presión de agua de 1 PSI, 60 fuerzas Gs, 495 rpm y una ley de concentrado de 1002 ppm.
- El análisis de malla valorada realizado al material de mina indica que más del 70% de los valores de oro y plata se encuentran en la malla # 60.
- La Prueba ORG de comprobación realizada con 5 kg presenta resultados similares en cuanto a la recuperación total y la distribución del rendimiento de oro con la Prueba ORG de 10 kg, variando únicamente las leyes de oro porque se trabajo con una menor cantidad de muestra.
- El tiempo que duro la Prueba ORG fue de 15 min aproximadamente en cada etapa.

RECOMENDACIONES

- A investigaciones futuras se recomienda realizar la Prueba Metalúrgica E-ORG con concentrador Knelson, modificando las siguientes variables de operación; fuerzas Gs, PSI, rpm del tanque de agitación; con el fin de optimizarlas.
- A partir de los resultados obtenidos en este estudio al determinar el rendimiento de Prueba Metalúrgica E-ORG, se recomienda eliminar la primera etapa y reprogramando la Prueba ORG a moliendas mas finas, con el objetivo de mejorar el rendimiento global.
- Es importante realizar el análisis de malla valorada con los respectivos tiempos de molienda del factor E-ORG para conocer la liberación y distribución del oro a más detalle.
- Se recomienda modificar las fuerzas G en la tercera etapa, debido a la baja recuperación, considerando que mientras mas pequeño es el tamaño de grano se deben elevar las fuerzas G.
- En la misma Prueba ORG se recomienda que la alimentación sea mayor en la primera etapa 1000 gr/min y disminuya en la segunda y tercera etapa 600 gr/min.

BIBLIOGRAFÍAS.

- Alvarez, A. (2006). *Tecnología de la concentracion centrifuga*. Universidad Mayor de San Andres.
- Black Birch Capital Acquisition II Corp. (2013). *NI 43-101 TECHNICAL REPORT ON THE CHINAPINTZA GOLD PROJECT LOCATED IN ZAMORA, ECUADOR*. Zamora, Ecuador.
- Duque, P. Breve Léxico estratigráfico. Recopilado, Enero 2000.
- Calle, D. (2014). *Caracterización geológica y mineralógica de la zona minera La Herradura, área minera de Chinapintza, provincia de Zamora Chinchipe-Ecuador*. Universidad Técnica Particular dde Loja.
- Chirif, L. (2010) *Microscopia óptica de los minerales*. Dirección de recursos minerales y energéticos INGEMMET. Lima, Perú.
- Golden Reign Resources Corp. (2014). *REPORT FOR PHASE-II METALLURGICAL TESTING ON THE SAN ALBINO PROYECT*. Inspectorate Metallurgical División. Vancouver.
- Komet Resources Limited (2014). *EXTENDED GRAVITYRECOVERABLE GOLD (EGRG)*.
- Le Bas, M., J., Le Maitre, RW, Streckeisen, A. & Zanettin, B., 1986: Una clasificación química de la roca volcánica basada en el esquema total de álcali-sílice. *Diario de Petrología*, 27, 745-750.
- Laplante, A. R. (1996). Gravity Recovery of gold – An overview of recent developments. *Department of Mining, Metals and Materials Engineering*.
- Laplante, A. (1996). *A Standardized Test to Determine Gravity Recoverable Gold* Department of Mining and Metallurgical Engineering McGill University. Canada.

- Laplante, A.R., Testing Requirements and Insight for Gravity Gold Circuit Design, Randol Gold and Silver Forum, April 2000.
- Litherland, M., Aspden, J. a, & Jemielita, R. a. (1994). *The metamorphic belts of Ecuador. Overseas Memoir of the British Geological Survey* (Overseas M, Vol. 11). Quito.
- López, C. C. (2003). *CONCENTRACIÓN CENTRÍFUGA – FUNDAMENTOS Y AVANCES*.
- Prodeminca. (2000). *Depositos Porfídicos Epi-mesotermales Relacionados con intrusiones de la Cordillera El Cóndor. Evaluacion de distritos mineros del Ecuador. Unidad de coordinación del Proyecto Prodeminca Proyecto MEMBIRF 36-55 EC* (1ra ed.). Quito.
- Tran, B. S. (2009). *Compania Minera Sultana del Condor Project No : KRTS 20436*.
- URL:http://www.inec.gob.ec/estadisticas/?option=com_content&view=article&id=29.
- URL: <http://knelsongravity.xplorex.com/page366.htm>.
- Valderrama, L., Santander, M., & Ossandon, J. (2012). Recuperación de oro grueso en concentrador centrífugo knelson. *Revista de La Facultad de Ingenieria*, 28, 35–41.
- Vidal y otros, (2009). *ALTERNATIVE PROCESS FOR METALLURGICAL ARTISANAL GOLD MINING*. .Consejo Superior de Investigación UNMSM.

ANEXOS

ANEXO 1. ENSAYOS DEL PICNÓMETRO

Ensayo 1

P1 =Peso del picnómetro vacío

P2= P1 + peso de la muestra

P4= P2 + agua

P3= P1 + agua

γ = peso específico

$$\gamma = \frac{P2 + P1}{(P4 - P2) - (P3 - P1)}$$
$$\gamma = \frac{10,07 + 9,23}{(16,35 - 10,07) - (15,75 - 9,23)}$$
$$\gamma = 3,5$$

Ensayo 2

P1 =Peso del picnómetro vacío

P2= P1 + peso de la muestra

P4= P2 + agua

P3= P1 + agua

γ = peso específico

$$\gamma = \frac{P2 + P1}{(P4 - P2) - (P3 - P1)}$$
$$\gamma = \frac{10,34 + 9,23}{(16,53 - 10,34) - (15,75 - 9,23)}$$
$$\gamma = 3,36$$

Ensayo 3

P1 =Peso del picnómetro vacío

P2= P1 + peso de la muestra

P4= P2 + agua

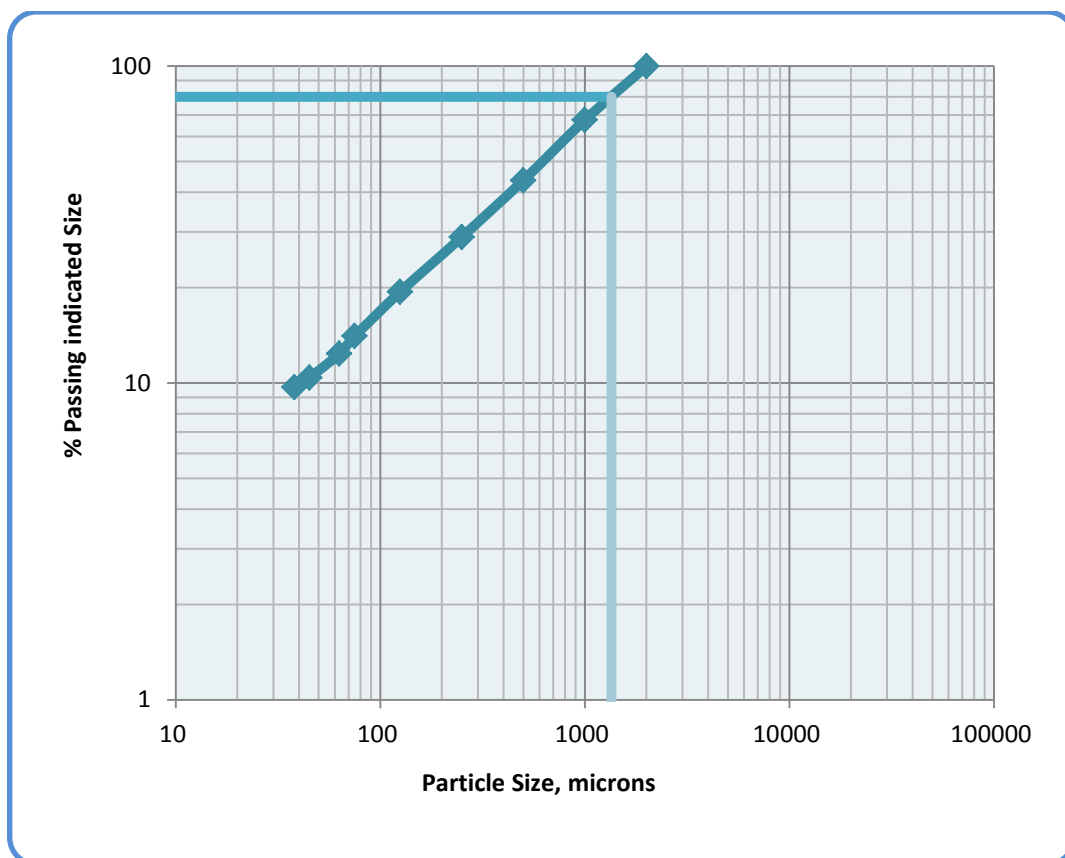
P3= P1 + agua

Y = peso específico

$$Y = \frac{P2 + P1}{(P4 - P2) - (P3 - P1)}$$
$$Y = \frac{10,09 + 9,23}{(16,34 - 10,09) - (15,74 - 9,23)}$$
$$Y = 3,58$$

ANEXO 2. TABLA DE GRANULOMETRÍA INICIAL, CURVA GRANULOMÉTRICA DE LA MUESTRA Y TIEMPOS DE MOLIENDA

# de malla	Abertura	% Retenido
10	2000	0,16
18	1000	32,26
35	500	24,01
60	250	14,72
120	125	9,48
200	75	5,32
230	63	1,69
325	45	1,97
400	38	0,69
-400	0	9,70
Total		100



Tiempos de molienda		3 min	10 min	25 min
# de malla	Abertura	% Retenido	% Retenido	% Retenido
10	2000	0,00	0,00	0,00
18	1000	7,13	0,86	0,02
35	500	15,50	0,40	0,02
60	250	23,05	5,02	0,07
120	125	18,65	25,92	4,19
200	75	10,02	22	19,53
230	63	3,33	9,59	13,42
325	45	4,36	6,35	11,41
400	38	1,35	1,58	5,46
-400	0	16,61	28,28	45,87
TOTAL		100	100	100

ANEXO 3. ANÁLISIS MALLA VALORADA PARA Au y Ag

MALLA VALORADA PARA AU Y AG			
# de malla	Abertura (um)	% Au	% Ag
60	250	74,68	73,44
200	75	19,25	16,60
400	38	3,01	2,83
-400	0	3,07	7,13
Total %		100	100

ANEXO 4. PARÁMETROS DE LA PRUEBA METALÚRGICA E-ORG

Parámetros de la Prueba Metalúrgica E-ORG

Prueba Metalúrgica E-ORG	
Primera etapa	
Peso de la muestra	9940 gr
Relave	9816 gr
Molienda	3 min
D80	568 µm
Variables de operación	
PSI	1
Fuerzas G	60
Caudal de agua	3,54 Lpm
RPM	475
Adición de pulpa	1:1

Prueba Metalúrgica E-ORG	
Segunda etapa	
Peso de la muestra	9680 gr
Relave	9540 gr
Molienda	10 min
D80	178 µm
Variables de operación	
PSI	1
Fuerzas G	60
Caudal de agua	3,36 Lpm
RPM	485
Adición de pulpa	1:1

Prueba Metalúrgica E-ORG	
Tercera etapa	
Peso de la muestra	9440 gr
Relave	9350 gr
Molienda	25 min
D80	84 µm
Variables de operación	
PSI	1
Fuerzas G	60
Caudal de agua	3,24 Lpm
RPM	475
Adición de pulpa	1:1

	Producto	MASA		ORO		DISTRIBUCIÓN
		gr	%	gr/tn	Unidades	
D80= 568 µm	Cc	92,98	0,9	180,42	171,00	8,06
	Colas	200	2,0	14,4	29,36	1,38
D80= 178 µm	Cc	90,64	0,9	1002	925,77	43,63
	Colas	200	2,0	10,75	21,92	1,03
D80= 84 µm	Cc	46,77	0,5	786	374,72	17,66
	Colas	9180	93,6	6,4	598,88	28,23
	total (Cabeza)	9810	100,00	14,65	2121,63	100
	Concen K	230,39	2,3	1046,7	2458,1	
	Mineral faltante	195				69,36 ORG

Parámetros de la Prueba Metalúrgica E-ORG por duplicado

Prueba Metalúrgica E-ORG	
Primera etapa	
Peso de la muestra	5000 gr
Relave	4810 gr
Molienda	3 min
D80	568 μm
Variables de operación	
PSI	1
Fuerzas G	60
Caudal de agua	3,07 Lpm
RPM	490
Adición de pulpa	1:1

Prueba Metalúrgica E-ORG	
Segunda etapa	
Peso de la muestra	4765 gr
Relave	4685 gr
Molienda	3 min
D80	178 μm
Variables de operación	
PSI	1
Fuerzas G	60
Caudal de agua	3,54 Lpm
RPM	505
Adición de pulpa	1:1

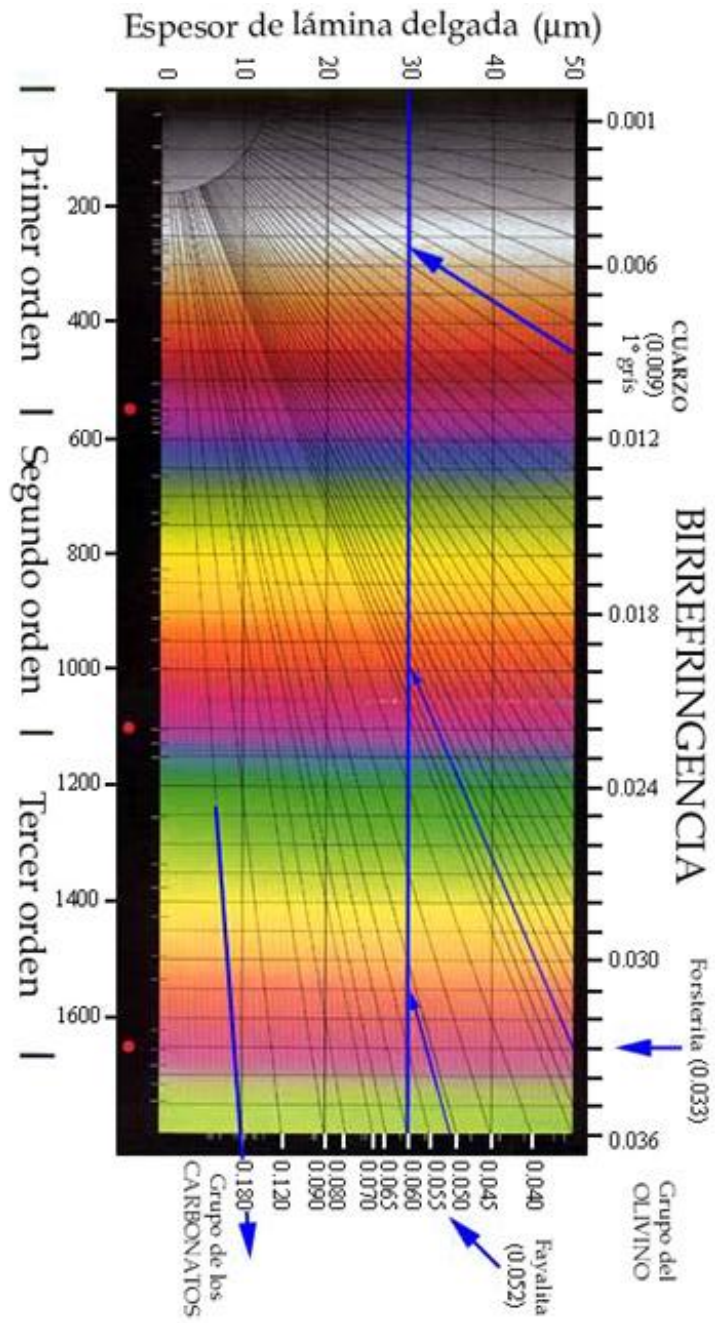
Prueba Metalúrgica E-ORG	
Tercera etapa	
Peso de la muestra	4585 gr
Relave	4530 gr
Molienda	3 min
D80	84 μm
Variables de operación	
PSI	1
Fuerzas G	60
Caudal de agua	3,30 Lpm
RPM	498
Adición de pulpa	1:1

		MASA		ORO		DISTRIBUCIÓN
	Producto	gr	%	gr/tn	Unidades	
D80= 568 µm	Cc	89	1,8	102	186,16	9,44
	Colas	100	2,1	14,2	29,12	1,48
D80= 178 µm	Cc	87,38	1,8	470	842,20	42,7
	Colas	100	2,1	10,15	20,81	1,06
D80= 84 µm	Cc	39,98	0,8	354	290,24	14,72
	Colas	4460	91,5	6,6	603,65	30,61
	total (Cabeza)	4876	100,00	19,1	1972,18	100
	Concen K	216,36	4,4	1046,7	4644,1	
	Mineral faltante	121				66,86 ORG

ANEXO 6. TABLA DE FLUORESCENCIA GENERAL

Roca caja		Veta	
ELEMENTOS	PORCENTAJE %	ELEMENTOS	PORCENTAJE %
Al2O3	23,70	Co3O4	0,07
SiO2	60,20	NiO	0,07
K2O	5,93	CuO	0,97
Fe3O4	4,17	ZnO	7,58
MnO	2,910	As2O3	0,06
CaO	0,853	SnO2	0,26
TiO2	0,452	HfO2	0,07
ZrO2	0,021	Ta2O5	0,17
Otros	0,1	PbO	4,50

ANEXO 7. TABLA DE BIRREFRINGENCIA



ANEXO 8. SERIE ESTÁNDAR DE TAMICES

Moly-Cop Tools™ (Version 3.0)

STANDARD SCREEN SERIES

TYLER STANDARD SCREEN 1910				U.S. BUREAU OF STANDARDS A.S.T.M. E 11-87		INTERNATIONAL ISO 565		
MESH		OPENING			OPENING		OPENING	WIRE
Basic	Secondary	inches	mm		inches	mm	mm	mm
				Inches				
				5	5,0000	127,0000	128,00	8,000
				4 1/4	4,2500	107,9500		6,400
				4	4,0000	101,6000	107,63	6,300
				3 1/2	3,5000	88,9000	90,51	6,080
				3	3,0000	76,2000	76,11	5,800
				2 1/2	2,5000	63,5000	64,00	5,500
				2 1/4	2,2500	57,1500	53,82	5,150
				2	2,0000	50,8000		5,050
				1 3/4	1,7500	44,4500	45,25	4,850
				1 1/2	1,5000	38,1000	38,05	4,590
				1 1/4	1,2500	31,7500	32,00	4,230
					1,0600	26,9240	26,91	3,900
				1	1,0000	25,4000		3,800
				7/8	0,8750	22,2250	22,63	3,500
				3/4	0,7500	19,0500	19,03	3,300
				5/8	0,6250	15,8750	16,00	3,000
					0,5300	13,4620	13,45	2,750
				1/2	0,5000	12,7000		2,670
				7/16	0,4375	11,1125	11,31	2,450
				3/8	0,3750	9,5250	9,51	2,270
				5/16	0,3125	7,9375	8,00	2,070
					0,2650	6,7310	6,73	1,870
				1/4	0,2500	6,3500	6,30	1,820
				Mesh				
	2 1/2	0,3121	7,9284	2 1/2	0,3150	8,0000	8,00	2,070
3		0,2625	6,6669	3	0,2648	6,7272	6,73	1,870
	3 1/2	0,2207	5,6062	3 1/2	0,2227	5,6569	5,66	1,680
4		0,1856	4,7142	4	0,1873	4,7568	4,76	1,540
	5	0,1561	3,9642	5	0,1575	4,0000	4,00	1,370
6		0,1312	3,3335	6	0,1324	3,3636	3,36	1,230
	7	0,1104	2,8031	7	0,1114	2,8284	2,83	1,100
8		0,0928	2,3571	8	0,0936	2,3784	2,38	1,000
	9	0,0780	1,9821	10	0,0787	2,0000	2,00	0,900
10		0,0656	1,6667	12	0,0662	1,6818	1,68	0,810
	12	0,0552	1,4016	14	0,0557	1,4142	1,41	0,725
14		0,0464	1,1786	16	0,0468	1,1892	1,19	0,650
	16	0,0390	991	18 **	0,0394	1000	1000	0,580

20		0,0328	833	20	0,0331	841	841	0,510
	24	0,0276	701	25	0,0278	707	707	0,450
28		0,0232	589	30	0,0234	595	595	0,390
	32	0,0195	496	35	0,0197	500	500	0,340
35		0,0164	417	40	0,0166	420	420	0,290
	42	0,0138	350	45	0,0139	354	354	0,247
48		0,0116	295	50	0,0117	297	297	0,215
	60	0,0098	248	60	0,0098	250	250	0,180
65		0,0082	208	70	0,0083	210	210	0,152
	80	0,0069	175	80	0,0070	177	177	0,131
100		0,0058	147	100	0,0059	149	149	0,110
	115	0,0049	124	120	0,0049	125	125	0,091
150		0,0041	104	140	0,0041	105	105	0,076
	170	0,0034	88	170	0,0035	88	88	0,064
200 *		0,0029	74	200	0,0029	74	74	0,053
	250	0,0024	62	230	0,0025	63	63	0,044
270		0,0021	52	270	0,0021	53	53	0,037
	325	0,0017	44	325	0,0017	44	44	0,030
400		0,0015	37	400	0,0015	37	37	0,025
				450	0,0013	32	31	0,028
				500	0,0010	25	26	0,025
				635	0,0008	20	22	0,020

Reference Screen : 200 Mesh. Basic Series $2^{0.5}$ Ratio; Secondary Series $2^{0.25}$ Ratio.

*

Reference Screen 18 Mesh. Basic Series $2^{0.25}$ Ratio.

**

ANEXO 9. IMÁGENES



ANEXO 10. DIAGRAMAS PARA CLASIFICACIÓN DE ROCAS

